



Министерство науки и высшего образования РФ
Уральский государственный горный университет

Горно-металлургическая секция
Российской академии естественных наук

ООО «Таилс КО»

XX УРАЛЬСКАЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННАЯ ДЕКАДА

**МАТЕРИАЛЫ
XXVII Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»
07-08 апреля 2022 г.**

Екатеринбург – 2022

УДК 622.7
ББК 33.4
Н 34

Н34

Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXVII Международной научно-технической конференции, 07-08 апреля 2022 г., проводимой в рамках XX Уральской горнопромышленной декады 04-13 апреля 2022 г., Екатеринбург: Издательство ИП Русских А.В., 2022. – 277 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 978-5-6045512-5-7

© ООО «Таилс КО», 2022

ФОРМА И ТИПИЧНЫЕ ОШИБКИ ТОВАРНЫХ БАЛАНСОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК

Козин В. З., Комлев А. С.

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

Товарный баланс является основным и практически единственным инструментом оценки работы обогатительной фабрики. В товарном балансе определяется основной интегральный показатель качества учета материальных ценностей и качества опробования на фабриках [1].

Форма товарного баланса.

Как документ товарный баланс должен содержать все исходные и необходимые для его составления справки и расчеты масс ценных компонентов, а именно:

1. Справку о поступившей руде, а также других продуктов (при наличии).
2. Справки об отгруженных концентратах, а также других продуктов (при наличии).
3. Технологический баланс.
4. Справки об учтенных механических потерях (при наличии).
5. Акты маркшейдерских замеров масс в емкостях (бункерах, сгустителях, складах), результаты их опробования и расчета масс ценных компонентов.

В товарный баланс включается расчет невязок по всем ценным компонентам.

Так как на фабрике может быть несколько ценных (учитываемых) компонентов, а источники расчета товарного баланса по любому из компонентов общие, лучше свести расчеты всех невязок в одну таблицу.

Для наглядности приводим схему медно-цинковой фабрики (рисунок 1) с указанием участков составления технологического и товарного балансов и итоговую таблицу масс металлов на четыре компонента: Cu, Zn, Au, Ag.

Товарный баланс является внутренним документом фабрики, никак не связанным с поставщиками сырья и потребителями продукции, и в который нельзя включать результаты измерений сырья и продукции у поставщиков и потребителей. Сведения, связанные с определениями масс, массовых долей, влажности поставщиками и потребителями следует вносить и использовать в других документах, которые могут называться также балансами металлов, но не вносить и не использовать эти сведения в товарном балансе обогатительной фабрики. Это необходимо потому, что товарный баланс в его правильном исполнении позволяет оценить состояние фабрики и каче-

ство опробования продуктов непосредственно на обогатительной фабрике [2]. При этом нельзя с помощью поправок или корректировок пытаться достичь какого-то кажущегося идеального баланса или благополучия на фабрике.

Формулы невязки, одинаковые для всех металлов:

Абсолютная:

$$\Delta K = K_{\beta_{Cu}} + K_{\beta_{Zn}} + K_{\beta} + K_{\text{умп}} + \sum K_{j_{\text{кон}}} - K_{\alpha} - \sum K_{j_{\text{нач}}};$$

Относительная:

$$\Delta = \frac{\Delta K}{K_{\alpha} + (K_{\beta_{\text{нач}}} - K_{\beta_{\text{кон}}})} \cdot 100 \%$$

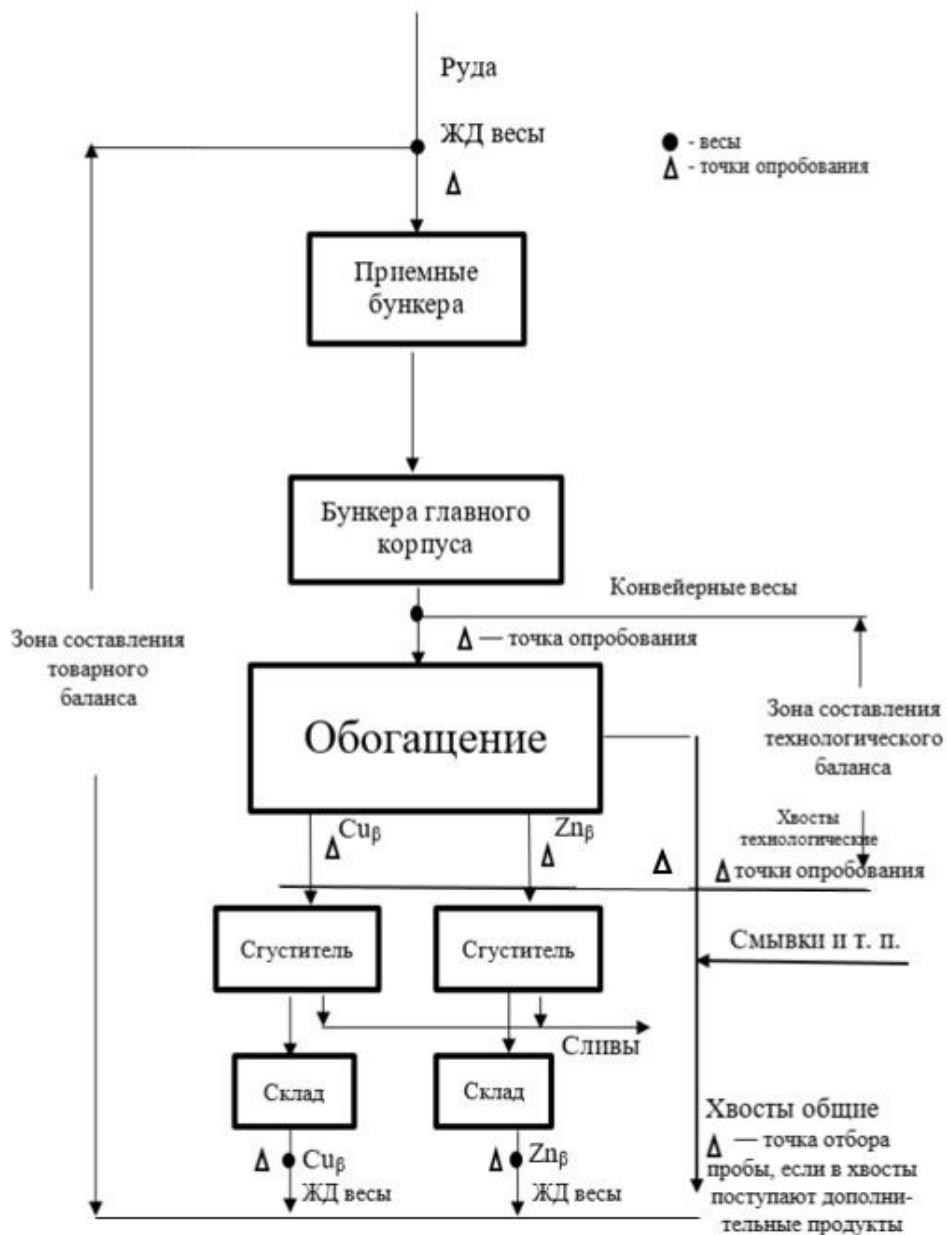


Рисунок 1 – Схема ОФ для расчета товарного баланса

Итоговая таблица товарного баланса

| Показатель | Источник | Обозначение | Металл | | | |
|---|---|------------------------|----------|----------|-----------|-----------|
| | | | Cu, т | Zn, т | Au, кг | Ag, кг |
| 1. Поступление руды | Справка | K_{α} | | | | |
| 2. Хвосты | Технологический баланс | K_{θ} | | | | |
| 2а. Учетные механические потери (при наличии) | Технологический баланс или справка | $K_{\text{умп}}$ | | | | |
| 3. Отгрузка Cu концентрата | Справка | $K_{\beta\text{Cu}}$ | | | | |
| 4. Отгрузка Zn концентрата | Справка | $K_{\beta\text{Zn}}$ | | | | |
| 5. Массы металла в емкостях на начало месяца | Товарный баланс за предыдущий месяц | $\sum K_{j\text{нач}}$ | | | | |
| 6. Массы металлов | - | - | - | - | - | - |
| • В бункерах руды | Акты маркшейдерских замеров и опробования на конец месяца | K_{θ} | | | | |
| • В сгустителе Cu концентрата | | $K_{\text{сгCu}}$ | | | | |
| • В сгустителе Zn концентрата | | $K_{\text{сгZn}}$ | | | | |
| • На складе Cu концентрата | | $K_{\text{скCu}}$ | | | | |
| • На складе Zn концентрата | | $K_{\text{скZn}}$ | | | | |
| 7. Массы металла в емкостях на конец месяца | Сумма масс по емкостям | $\sum K_{j\text{кон}}$ | | | | |
| Невязка абсолютная | Формулы | ΔK | | | | |
| Невязка относительная | | $\Delta, \%$ | | | | |

Особенности и типичные ошибки при составлении товарного баланса.

1. Массы компонентов в руде и концентратах. В товарный баланс массы ценных компонентов в поступающих рудах и отгруженных концентратах входят как накопленные массы по партиям. Так как на каждую партию оформляется документ, то за месяц формируются итоговые справки о массах поступивших и отгружаемых ценных компонентов, которые и включаются непосредственно в товарный баланс.

Эти массы в товарном балансе исправлять нельзя ни по согласованию с поставщиками руды, ни по согласованию с потребителями концентратов.

2. Массы компонентов в хвостах. Массы компонентов в хвостах как накопленные за месяц извлекают непосредственно из технологического баланса. Это – наилучший вариант.

Но существуют случаи, когда расчет масс металла в хвостах по сменам или суткам невозможен или расчет сложен и выполняется с большими

погрешностями. (золотоизвлекающие, полиметаллические и т. п. фабрики).

Тогда возможно определение сухой массы хвостов из баланса сухих масс

$$M_{\text{г}} = M_{\alpha} - M_{\beta_{\text{Cu}}} - M_{\beta_{\text{Zn}}} - M_{\text{умп}} + \sum M_{j_{\text{нач}}} - \sum M_{j_{\text{кон}}}$$

Если сухие массы концентратов, потеря и сухие массы продуктов в емкостях невелики по сравнению с сухой массой переработанной руды, то определение сухой массы хвостов по этой формуле будет осуществляться с погрешностью взвешивания руды.

И если невозможен посменный расчет масс металлов в хвостах, то возможен вариант расчета масс металлов с использованием среднеарифметических массовых долей металлов за месяц.

$$K_{\text{г}} = M_{\text{гсухмес}} \cdot \bar{g}_{\text{мес}}$$

Это возможно в случаях, когда расчет накопленных масс металлов в технологическом балансе затруднителен (с оценкой влияния этого решения на невязку товарного баланса).

Но возникают и недопустимые варианты.

Недопустимый вариант № 1. Определение массы металла в хвостах за месяц $K_{\text{г}}$ по разности масс металла в поступившей руде K_{α} и в отгруженных товарных концентратах $K_{\beta\text{т}}$:

$$K_{\text{г}} = K_{\alpha} - K_{\beta\text{т}}$$

Это **самое грубое искажение** расчета массы металла в хвостах, так как **полностью исключает расчет невязки** товарного баланса.

При таком расчете невязка будет равна нулю, или близкой к нулю величиной, в зависимости от степени учета при таком расчете масс металлов в емкостях (складах, сгустителях и т. п.).

Недопустимый вариант № 2. Использование для расчета масс металла в хвостах анализов среднемесячных проб.

Недопустимость этого варианта предусмотрена типовой инструкцией по составлению товарного баланса: «Замена средневзвешенного содержания металлов в руде, хвостах и товарных концентратах результатами анализов среднемесячных проб не допускается».

3. Расчет масс продуктов в емкостях по измерениям масс входящих и выходящих продуктов.

Так как в ряде случаев на входе и выходе склада или бункера имеются весы, то пытаются определить массу продукта в емкости по разности показаний весов. Этот вариант определения массы недопустим. Другими словами, определение массы продуктов в бункерах и на складах следует выполнять только с помощью маркшейдерских замеров. Определение масс в бункерах и на складах по разности показаний весов на входе и выходе **недопустимо**.

Поэтому в «Правилах охраны недр» имеется положение-пункт 133. **«Корректировка геологических и маркшейдерских данных количества и качества добытых полезных ископаемых по учтенным данным перерабатывающего производства (обоганительной фабрики) не допускается. В случае систематических расхождений в определении количества и качества добытого, отгруженного и переработанного минерального сырья пользователем недр принимаются меры к выяснению причин этих расхождений и их устранению».**

4. Исправление массовых долей, влажности и масс в пределах допусков случайных погрешностей.

Для улучшения баланса после предварительной оценки невязки исправляют все измеренные величины в пределах допустимых случайных погрешностей в нужную сторону. При этом допустимые изменения принимаются в соответствии со стандартами, паспортами и методиками измерений, т.е. исправление выполняется как бы на законном основании.

5. Наличие, но неучет механических потерь, а также неучтенных входных или выходных продуктов.

Почти очевидно, что этого не должно быть.

Чтобы это было очевидно без «почти» необходимо изобразить все входящие и выходящие продукты и емкости на фабрике при составлении перечня необходимых для составления товарного баланса документов.

6. Корректировка товарного баланса и неучет вероятных систематических погрешностей.

Невязка дает новую информацию: нет соответствия между материальными потоками. Это несоответствие может возникнуть по различным причинам, которые следует изучать и осуществлять мероприятия по уменьшению влияния этих причин.

Но производственные предприятия обязаны выполнять требования утверждаемых документов. Требования «Правил охраны недр при переработке минерального сырья», утвержденные Госгортехнадзором России 06.06.2003 г., № 4701, распространяющиеся на все организации независимо от их организационно-правовых форм и форм собственности, являются обязательными.

По этим правилам в отчетных документах корректируют исходные данные в зависимости от величины и знака невязки. «В пределах расхождения (невязки), в зависимости от знака, полезный компонент распределяется между продуктами: избыток относится на повышение содержания в исходной руде, а недостаток корректируется пропорциональным изменением содержания его в исходной руде (снижением) и в отвальных хвостах (повышением)».

В целом такая норма коррекции **не обоснована**. В частности, потери металла могут быть при хранении или отгрузке концентрата, а по указан-

ному правилу снижают массовую долю в руде и повышают в хвостах; излишки металла могут возникнуть при завышении оценки металла в хвостах, а отнести это завышение обязаны на руду и т. п.

Причинами недостатка или излишков металлов могут быть и недостаточно изученные погрешности опробования. Практика оценки и влияния коррекции вероятной систематической и методической погрешностей отсутствует.

Следует ежемесячно оценивать причины возможных потерь или излишков металлов на фабрике и принимать обоснованные решения по коррекции, а если обоснованного решения нет, **воздерживаться от коррекции.**

Расхождения между фабрикой и поставщиками руды и потребителями концентратов к товарному балансу металлов по фабрике не имеют никакого отношения и должны учитываться только договорами и другими отчетными документами [2].

Список литературы

1. Козин В. З. Товарный баланс обогатительных фабрик: Екатеринбург, изд-во УГГУ. 2014. 133 с.
2. Комлев А. С. Составление и использование товарного баланса обогатительной фабрики. Горный информационно-аналитический бюллетень. 2021. № 11-1. С. 276-284.

УДК 622.75.77

ОСОБЕННОСТИ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ ТУРБУЛИЗАЦИИ ПРИСТЕНОЧНОГО СЛОЯ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ СЕПАРАТОРЕ

Морозов Ю. П., Бекчурина Е. А., Пеньков П. М.

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

Турбулизационные центробежные сепараторы находят применение при обогащении руд и техногенного сырья, содержащих тонкие частицы благородных металлов и минералов с повышенной плотностью. Особенностью данных аппаратов является способ подачи разрыхляющей воды через отверстия в турбулизаторе, установленном внутри вращающегося конуса.

При изучении закономерностей турбулизационной центробежной сепарации установлено, что в механизме формирования пристеночного слоя центробежного сепаратора большое значение имеет сегрегация материала, при которой тонкодисперсные частицы ценного компонента постепенно продвигаются вглубь пристеночного слоя [1]. В уплотненном его состоянии более мелкие частицы ценного компонента могут перемещаться по поверхности более крупных породных частиц, однако это перемещение ограничено действием сил сцепления и шероховатостью поверхности частиц. При турбулизации происходит разрыхление пристеночного слоя и изменение положения как породных частиц, так и частиц ценного компонента, благодаря

которому те частицы, чье движение было невозможно до турбулизации, получают возможность продвижения в глубину паза.

Создание условий для эффективной сегрегации частиц в пазах турбулизационного центробежного сепаратора позволит реализовать его работу в накопительном режиме с получением богатой тяжелой фракции при высоком извлечении в нее тяжелых минералов. В свою очередь создание таких условий можно обеспечить путем оптимизации параметров разрыхления материала в пристеночном слое.

С целью изыскания возможностей для более эффективного разрыхления пристеночного слоя в центробежных сепараторах проведены исследования по применению в качестве турбулизирующего агента сжатого воздуха. В ходе исследований центробежную сепарацию осуществляли в лабораторном турбулизационном сепараторе К-200ВЛ. Выполнено сравнение показателей разделения при использовании для разрыхления пристеночного слоя воды и сжатого воздуха. Опыты проведены на искусственной смеси кварца и порошка вольфрама. Полученные результаты свидетельствуют о том, что, при прочих разных условиях, в режиме с пневматической турбулизацией пристеночного слоя достигнуто более высокое извлечение вольфрама в концентрат (97,7 %) по сравнению с использованием гидравлической турбулизации пристеночного слоя (92,2 %) [2].

Наилучшие показатели обогащения в сепараторе К-200ВЛ в режиме с гидравлической турбулизацией материала в пазах достигаются при давлении воды 0,1-0,12 МПа. При этом в режиме с подачей в турбулизатор сжатого воздуха максимальные результаты получены при значительно большем давлении на входе в турбулизатор – 0,55 МПа.

Проведены эксперименты для оценки разрыхляющей способности струй воды и воздуха. Через патрубок с отверстиями различного диаметра в емкость с водой подавались под разным давлением струи воды и воздуха, при этом фиксировалась глубина, на которую они проникают. Установлено, что при диаметре отверстия в патрубке 1 мм струя воды, подаваемой под давлением 0,12 МПа и струя воздуха, подаваемого под давлением 0,55 МПа, имеют одинаковую пробивную способность и проникают на глубину 140 мм. Это позволяет предположить, что при подаче в пристеночный слой воды и сжатого воздуха при оптимальном их давлении, разрыхляющая способность будет идентичной.

Вероятно, более высокие показатели обогащения при турбулизации сжатым воздухом можно объяснить более благоприятными условиями для продвижения частиц повышенной плотности в глубину паза. Общеизвестным считается факт зависимости скорости стесненного падения частицы от объемной концентрации твердых частиц. С увеличением объемной концентрации частиц увеличивается сила сопротивления падающей частице, а скорость ее стесненного падения уменьшается [3].

При подаче в пристеночный слой турбулизирующего агента происходит уменьшение объемной доли твердой фазы в пристеночном слое, а, следовательно, уменьшение плотности и вязкости среды разделения. При математическом моделировании движения частиц в конусе центробежного сепаратора в работе [1] для расчета плотности среды разделения использована формула:

$$\Delta_{\text{ср}} = \Delta\theta + \sum_{i=1}^N \rho_i \Omega_i, \quad (1)$$

где Δ – плотность воды, кг/м³;

θ – объемная доля жидкой фазы;

ρ_i – плотность частиц i -го класса крупности, кг/м³;

Ω_i – объемная доля частиц i -го класса крупности;

N – количество классов крупности.

При подаче для разрыхления пристеночного слоя в турбулизатор сжатого воздуха формула для расчета плотности среды разделения примет вид:

$$\Delta_{\text{ср}} = \Delta\theta + \sum_{i=1}^N \rho_i \Omega_i + (1 - \theta - \sum_{i=1}^N \rho_i \Omega_i) \rho_{\text{в}}, \quad (2)$$

где $\rho_{\text{в}}$ – плотность воздуха, кг/м³.

Таким образом, плотность среды разделения при подаче в пристеночный слой сжатого воздуха будет меньше, чем в случае подачи разрыхляющей воды, следовательно, частицы минералов будут с большей скоростью продвигаться в глубину паза, и вероятность вымывания их из паза будет ниже.

Воздух, подаваемый под давлением через отверстие малого диаметра в турбулизаторе, будет дробиться на пузырьки, которые после попадания в паз начнут вытесняться из него под действием силы Архимеда и двигаться навстречу движущимся под действием центробежной силы частицам минералов. В таком случае существует вероятность механического выноса частиц из паза на поверхности пузырьков воздуха. В первом приближении эту вероятность можно оценить как вероятность столкновения частицы с пузырьком воздуха, которая определяется в основном гидродинамическим режимом. Вследствие увлечения частиц током жидкости с пузырьком столкнется только часть от всех частиц. Установлено, что характер гидродинамического взаимодействия полей, создаваемых движущимися частицами и пузырьками, зависит от соотношения размеров частицы и пузырька. При увеличении этого соотношения вероятность столкновения частицы и пузырька сначала растет за счет увеличения сил инерции и эффекта зацепления, а затем падает, так как с увеличением диаметра пузырька сильнее искажается поле скоростей жидкости и увеличивается вероятность огибания частицей пузырька без столкновения с ним [4].

В общем виде зависимость между вероятностью столкновения частицы с пузырьком W_c и соотношением их размеров может быть представлена уравнением [5]

$$W_c = A(d/d_n)^n, \quad (3)$$

где d – диаметр частицы, м;

d_n – диаметр пузырька, м; A ,

n – коэффициенты, зависящие от гидродинамического режима:

при ламинарном $A = 3/2$, $n = 2$,

при турбулентном $A = 3$, $n = 1$,

при переходном $A = 3/2 + 4Re^{0,72}/15$, $n = 2$.

Для получения высоких показателей разделения в центробежном сепараторе важно, чтобы тонкие частицы повышенной плотности имели возможность продвигаться после турбулизации в глубину паза. Выполненные ранее расчеты свидетельствует о том, что для тонкодисперсных частиц золота (крупностью менее 0,1 мм) параметр Рейнольдса менее 1, т.е. режим обтекания частицы средой является ламинарным.

Для расчета размера пузырьков d_n , образующихся при пропускании воздуха через отверстие диаметром 1 мм использована формула [6]:

$$d_n = \sqrt[3]{6\sigma_{ж-г}d_o / ((\rho_n - \rho_g)g)}, \quad (4)$$

где d_o – диаметр отверстия, м;

$\sigma_{ж-г}$ – поверхностное натяжение на границе раздела жидкой и газовой фаз, Дж/м²;

ρ_n, ρ_g – плотность пульпы и газовой фазы, кг/м³.

При $d_o = 1$ мм диаметр пузырька составит 3,5 мм.

Тогда, вероятность столкновения частицы диаметром 0,1 мм и пузырька диаметром 3,5 мм:

$$W_c = 3/2(0,1 \cdot 10^{-3}/3,5 \cdot 10^{-3})^2 = 0,00122.$$

Выполненные расчеты показывают, что вероятность столкновения тонкой частицы ценного компонента и пузырька, а, следовательно, и механического выноса такой частицы из паза движущимися навстречу пузырьками будет очень мала. При этом велика вероятность огибания частицей пузырька без столкновения с ним, что способствует продвижению тонких частиц внутрь паза и получению более высоких показателей обогащения при работе сепаратора в режиме пневматической турбулизации.

Рассмотренные в статье особенности пневматической турбулизации пристеночного слоя в центробежных сепараторах обеспечивают работу аппарата с накоплением в тяжелой фракции частиц повышенной плотности, что способствует увеличению показателей разделения минералов по сравнению с использованием гидравлической турбулизации. Для более детального обоснования эффективности центробежной сепарации с пневматической турбулизацией требуется дальнейшее изучение этого вопроса.

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. Морозов Ю. П., Пеньков П. М., Дмитриев В. Т. Исследование способа повышения технологических показателей центробежной сепарации с пневматической турбулизацией // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 4. С. 62–69.
3. Меринов, Н.Ф. Гравитационные методы обогащения полезных ископаемых: конспект лекций / Н.Ф. Меринов. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2005. – 205 с.
4. Рубинштейн Ю.Б., Филиппов Ю.А. Кинетика флотации. М: Недра, 1980. – 375 с.
5. Yoon R.-H. Hydrodynamic and surface forces in bubble-particle interactions. Aufbereitungstechnik, 1991, Volume 32, Number 9, p. 474.
6. Морозов Ю.П. Флотационные методы обогащения: конспект лекций. Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2011. – 156 с.

УДК 622.7:622.361.3

ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ ОЛОВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИЗМЕРЕНИЯ ДЗЕТА-ПОТЕНЦИАЛА

Газалеева Г. И., Назаренко Л. Н., Дмитриева Е. Г.
ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Становление оловодобычи в северных регионах России началось в 1938 г. на приисках «Таёжник», «Лазо», рудниках «Кинжал» и «Бутугычаг».

В 1950-е годы были открыты и введены в эксплуатацию несколько групп месторождений, построены крупные предприятия, в числе которых Депутатский, Солнечный и Хрустальненский горно-обогатительные комбинаты, они производили свыше 5000 т олова в концентрате каждый. Весомую добычу обеспечивали Иультинский, Певекский, Дукатский и Шерловогорский комбинаты.

Россия занимает первое место в мире по запасам олова: $A+B+C_1+C_2$ – 2263,6 тыс. т, и наряду с Бразилией (2000 тыс. т) и Китаем (1800 тыс. т) входит тройку мировых лидеров. Запасы олова России учтены в 271 месторождении. По масштабам в России имеются крупные и весьма крупные месторождения олова с запасами от 50 тыс. до 200 тыс. т и более. Как правило, они характеризуются рядовыми и бедными рудами (Тигриное, Одинокое, Пыркакай, Шерловогорское и др.), хотя и среди них есть месторождения со средним содержанием олова в рудах около 1 % и более (Депутатское, Соболиное, Чурпунья, Тирехтях).

По качеству 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 по содержанию зарубежных рудах и россыпях.

Отечественные оловянные руды подразделяются на 4 категории: собственно оловянные руды, оловянно-вольфрамовые руды, оловянные руды с примесью сульфидов и комплексные оловосодержащие полиметаллические руды, содержащие оловянные минералы, сульфиды, минералы вольфрама, драгоценные металлы.

Схемы обогащения оловянных полиметаллических руд очень сложные. В первую очередь встает проблема высокой хрупкости основного минерала олова - касситерита, и связанная напрямую с этим проблема интенсивного ошламования этого минерала. В схемах отечественных обогатительных фабрик в процессе переработки 30-40 % олова переходит в шламы, из которых 20-35 % теряется с хвостами. Потери из легкообогатимых руд Северо-Востока страны составляли 7-20 %.

По возможности разделения мелких частиц минералов перспективными являются флотационные методы обогащения. Для этой цели они все больше внедрялись на фабриках с гравитационными схемами обогащения. Применение флотации шламов увеличивает извлечение олова на 10 % и более. Однако, флотация касситерита сама по себе достаточно сложный процесс, который зависит от вещественного состава руд, реагентного режима, свойств флотационной среды и т.д. Например, применительно к рудам Депутатского месторождения сложность внедрения флотации заключается в чрезмерной жесткости и кислотности воды, обусловленной наличием в составе руды водорастворимых минералов мелантерита и фиброферрита. Поскольку основу флотации составляет реагентный режим, изыскание новых флотационных реагентов для селективного извлечения касситерита является актуальным.

В качестве собирателей различными исследователями были предложены жирные, фосфоновые, арсоновые кислоты, алкилсульфаты и алкилсульфонаты, натриевые соли гидроксамовых и сульфоянтарных кислот и т.д. Не менее важными компонентами реагентного режима являются реагенты – регуляторы среды. Большинство авторов отмечает высокую чувствительность реагентов к изменениям ионного состава пульпы. Реагенты могут образовывать труднорастворимые и нерастворимые соединения с ионами Fe³⁺, Fe²⁺, Ca²⁺; создавать обильную пену в присутствии этих ионов, в особенности гидроксамовые кислоты и сульфосукциноматы. Для снижения расхода реагентов и повышения извлечения олова исходные продукты должны быть обесшамлены до крупности +0,010 мм.

Действие наиболее общепринятых реагентов на флотоактивность касситерита эффективно в сильноокислой среде, поэтому требуется подача серной кислоты для поддержания необходимого значения pH.

Исследованиями по изучению флотационных свойств характерных для оловянной руды минералов осуществляется с применением известных реагентов-собирателей («Аспарал-Ф», «Флотол-7,9», ИМ-50, олеиновая кислота, дистиллированное талловое масло (ДТМ), реагентов депрессоров - жидкого стекла, щавелевой кислоты, НТФ и гумата натрия для подавления сопутствующих минералов пустой породы и для нейтрализации «неизбежных» ионов показало:

– касситерит флотируется активно в кислой среде $pH=2-4$, где достигается максимальное извлечение;

– из характерных сопутствующих минералов гематит, турмалин проявляют в целом близкие с касситеритом флотационные свойства. Они ведут себя различно в зависимости от применяемого собирателя. Основным собирателем предложен для флотации шламов «Аспарал-Ф» (10-20 мг/л), а дополнительным собирателем – ДТМ (10 мг/л), как заменитель «Аспарала-Ф» – ИМ-50 (100 мг/л).

В АО «Уралмеханобр» в 2017-2019 гг были проведены исследования по разработке схемы флотации касситерита хвостов Солнечного ГОКа.

На рисунке 1 результаты определения степени раскрытия минералов олова исходной пробы в различных классах крупности. Максимально продукт раскрыт в классе крупности менее 0,044 мм.

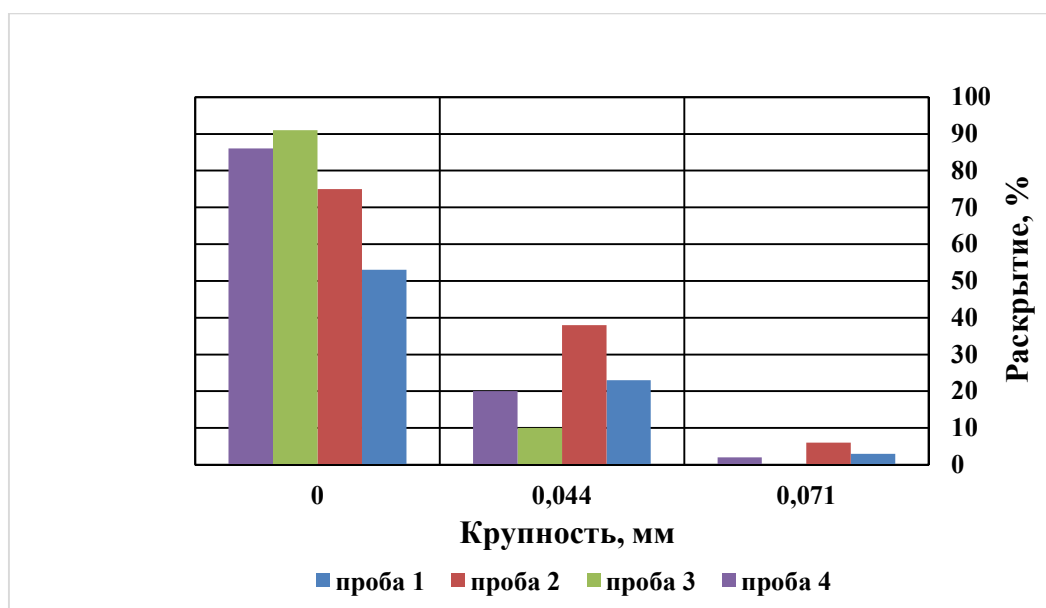


Рисунок 1 – Степень раскрытия минералов олова в различных классах крупности

На рисунке 2 представлен вид многокомпонентного сростка исходного материала, который характеризует сложный минеральный состав и взаимоотношение минералов в исследуемой пробе.

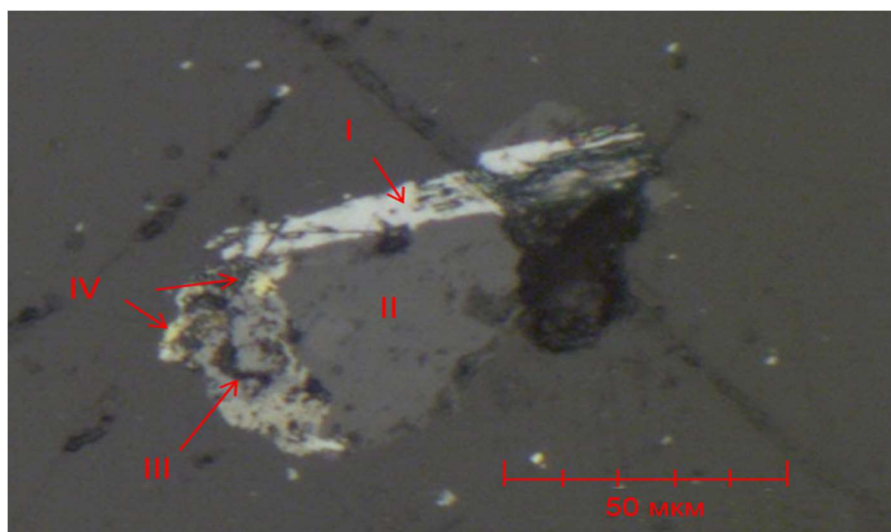


Рисунок 2 – Многокомпонентный сросток

Основным методом исследования флотационных реагентов в настоящем исследовании был замер ζ -потенциала.

Измерение ζ -потенциала проводилось на исходных продуктах питания оловянной флотации по мере подачи реагентов. В качестве собирателя был исследован реагент «Аспарал-Ф». Основа реагента «Аспарал-Ф» – это водный раствор или водная паста тетранатриевой соли *NH*-октадецил-*N*-сульфосукциноиласпарагиновой кислоты. Содержание твердого в пульпе составляло 20 %. Схема перераспределения чернового оловянного концентрата с проведением различных обогатительных операций приведена на рисунке 3.

Измерение дзета-потенциала проводилось на электроакустическом спектрометре «Dispersion DT-310» фирмы Dispersion Technology Inc., США. Прибор применяется для измерения дзета-потенциала, pH, средних размеров частиц, динамической вязкости и удельной электрической проводимости различных жидких систем. В таблице 1 приведены результаты замеров ζ -потенциала исходной пульпы и растворов реагентов.

В таблице 2 приведены результаты экспериментов.

Анализ результатов исследований показал, что первые порции сернокислого алюминия 800 и 1600 г/т резко изменяют pH среды (с 6,36 до 5,17 и 4,54 соответственно) и придают значительный отрицательный заряд поверхности частиц, снижая ζ -потенциал пульпы (с -0,39 mV до -1,26 mV и -1,22 mV соответственно), имея отрицательный экстремум. При дальнейшем увеличении расхода депрессора до 2400 г/т происходит резкий скачок ζ -потенциала до плюсовых значений на уровне +0,03 mV (таблица 2 опыт с

1 до 8). Зависимость ζ -потенциала от расхода реагента-собирателя «Аспарал-Ф», представленная на рисунке 4, показала, что увеличение его расхода с 80 до 320 г/т, сопровождается небольшим ростом ζ -потенциала, от +0,02 до +0,05 mV. Увеличение расхода собирателя до 400 г/т дает резкий скачок и смену знака потенциала с + на – (-0,05 mV). Оптимальный расход реагента «Аспарал Ф» в «нулевой точке» при этом составил 360 г/т, что и было принято в дальнейших исследованиях.



Рисунок 3 – Шламодовая схема перемешивания черного оловянного концентрата

Таблица 1 – ζ -потенциал исходной пульпы и растворов реагентов

| Реагент | Концентрация масс., % | pH | ζ -потенциал, mV | Толщина ДЭС, нм | Коагулируемость, д.е. |
|------------------------------|-----------------------|------|------------------------|-----------------|-----------------------|
| Исходная пульпа | 20 | 6,30 | -0,31 | н.д. | н.д. |
| Аспарал-Ф | 1 | 7,7 | 1,61 | 16,19 | 0,029 |
| Сернокислый алюминий | 10 | 2,85 | 1,79 | н.д. | 0,033 |
| Гексаметафосфат натрия (ГМФ) | 1 | 6,53 | -2,43 | н.д. | - 0,010 |

*ДЭС – двойной электрический слой

Таблица 2 – Результаты замеров ζ -потенциала в процессе добавления реагентов в питание оловянной флотации

| № измерения | Продукт | Расход реагентов, г/т | | | | | t, °C | pH | ζ -потенциал, mV | Содержание Sn в концентрате, % |
|-------------|-----------------------|-----------------------|---------|---------------|----------------------|-----------|-------|------|------------------------|--------------------------------|
| | | ГМФ | Керосин | Жидкое стекло | Сернокислый алюминий | Аспарал-Ф | | | | |
| 1 | пульпа, 20 % твердого | | | | | | 24,20 | 6,30 | -0,31 | 0,56 |
| 2 | | 80 | | | | | 24,30 | 6,24 | -0,38 | |
| 3 | | 80 | 1000 | | | | 24,30 | 6,24 | -0,37 | |
| 4 | | 80 | 1000 | 80 | | | 24,30 | 6,36 | -0,38 | |
| 5 | | 80 | 1000 | 80 | | | 24,30 | 6,36 | -0,39 | |
| 6 | | 80 | 1000 | 80 | 800 | | 24,40 | 5,17 | -1,26 | |
| 7 | | 80 | 1000 | 80 | 1600 | | 24,40 | 4,54 | -1,22 | |
| 8 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | | 24,60 | 4,37 | 0,03 | |
| 9 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | | 24,70 | 4,38 | 0,04 | |
| 10 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | | 24,90 | 4,38 | 0,04 | |
| 11 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | 80 | 25,00 | 4,40 | 0,02 | 0,40 |
| 12 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | 160 | 25,00 | 4,40 | 0,03 | 0,49 |
| 13 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | 240 | 25,10 | 4,40 | 0,04 | 0,61 |
| 14 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | 320 | 25,20 | 4,40 | 0,05 | 0,84 |
| 15 | | 80 | 1000 | 80 | 2400 | 400 | 25,20 | 4,40 | -0,05 | 1,04 |



Рисунок 4 – Зависимость величины дзета-потенциала от расхода реагента-собиателя «Аспарал-Ф»

Флотация оловянного продукта с фракционным съемом пены, которая сопровождала замеры, показала, что именно скачок обусловил рост качества пенного продукта до 1,04 % по содержанию олова. При этом извлечение олова в эту фракцию также оказалось максимальным – 30,9 %, при извлечении олова в другие фракции – на уровне 2-15 %. Дополнительные данные

по результатам флотационного опыта с фракционированием приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты флотационного опыта с фракционным съёмом пенного продукта

| Продукты | Выход, % | Содержание Sn, % | Извлечение Sn, % |
|---------------------|----------|------------------|------------------|
| Фракция 1 | 2,90 | 0,40 | 2,07 |
| Фракция 2 | 6,36 | 0,49 | 5,55 |
| Фракция 3 | 9,84 | 0,61 | 10,70 |
| Фракция 4 | 10,03 | 0,84 | 15,01 |
| Фракция 5 | 16,66 | 1,04 | 30,90 |
| Σ 1-2-3-4-5 | 45,79 | 0,79 | 64,24 |
| Отвальные хвосты | 54,21 | 0,37 | 35,76 |
| немагнитная фракция | 100,00 | 0,56 | 100,00 |

Общие показатели флотации настоящих исследований с фракционированным съёмом вполне соответствуют предыдущим исследованиям, однако, используя данные замеров ζ -потенциала, существует возможность улучшить показатели флотации с применением предлагаемых реагентов, найдя оптимальный расход при пересечении кривой ζ -потенциала оси ординат.

В результате обогащения флотационного оловянного продукта по гравитационной схеме был получен товарный оловянный концентрат с содержанием олова 24,8 % и извлечением 69,11 % от операции.

УДК 622.765

ПРОИЗВОДСТВО ГРАНУЛИРОВАННОГО КОМПОЗИТНОГО ТОПЛИВА ИЗ НИЗКОКАЧЕСТВЕННЫХ УГЛЕЙ

Пестряк И. В.¹, Ганбат Самдан², Морозов В. В.¹

¹ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

²Горнодобывающая компания «RCI Asia Assayers», г. Улан-Батор, Монголия

При переработке угля и угольных материалов происходит образование большого количества мелких угольных материалов [1]. Известные технологии получения гранулированного топлива включают операции измельчения угольной мелочи, введение в состав топлива измельченной добавки (например, древесных опилок), измельчение смеси в роторно-вальцовый мельнице, смешивание со связующим и гранулирование в тарельчатом грануляторе [2, 3]. Получаемые гранулы имеют диапазон размеров в пределах 15-30 мм, что удовлетворяет запросам потребителей. Гранулированный

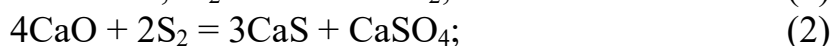
уголь сушат в секционной сушилке или на воздухе. Технология характеризуется малой энергоемкостью и эффективностью получения готового продукта.

В Монголии находится 10 % мировых запасов угля, которые оцениваются более чем в 170 млрд т. В настоящее время действуют 17 угольных карьеров и шахт. Монголия экспортировала в 2020 году около 85 % из 32 млн т добытого угля. Уголь является главным экспортным продуктом страны. В стране имеются 3 месторождения низкокачественного энергетического угля: Налайх, Дархан, Багануур. Добываемый бурый уголь используется внутри страны в первую очередь на ТЭЦ и в бытовом секторе.

Уголь в ближайшие годы останется основным источником тепла и энергии для жителей страны. Только жители юрточных районов Улан-Батора сжигают более 1,1 млн т сырого угля в год. Чтобы заменить сырой уголь необходимо производить от 600 до 800 тыс. т бытового топлива в виде окатышей и брикетов. Однако, при сжигании низкометаморфизованных углей в атмосферу выносятся вредные для человека продукты неполного сгорания, в т.ч. канцерогенные вещества. Поэтому проблема совершенствования технологии производства бытового угольного топлива, включая технологию получения угольных брикетов и окомкованного топлива, должна решать задачу сокращения выбросов вредных веществ. Для решения задачи энергосбережения и уменьшения экологического ущерба перспективна технология реагентного модифицирования свойств низкокачественных углей.

Результаты термогравиметрии конечной продукции – угольного окомкованного топлива – показали, что при обработке угля гидроксидами щелочных и щелочноземельных металлов изменяется механизм его горения, обусловленный снижением стойкости органического вещества в процессе термоокислительного воздействия. После обработки углей растворами щелочей и гидроксидов достигается более высокая скорость и глубина их деструкции. Обработка угля повышает потерю массы образцами при горении на 25-40 %. В случае модифицированного антрацитового штыба наблюдается более равномерное устойчивое горение топлива с увеличением его полноты выгорания с 50,9 % до 75,9 % со смещением начала термической деструкции в область более низких температур примерно на 90 °С.

Одновременно с ростом выгорания органической массы угля (ОМУ) происходит изменение поведения серы. В начальном интервале ее выгорания ОМУ отмечается рост доли сульфатной, моносουλфидной, органической серы за счет уменьшения пиритной составляющей. При больших степенях выгорания ОМУ оксид кальция, являющийся высокореакционным компонентом, вступает во взаимодействие, как с элементарной серой, так и с SO₂ по реакциям 1-4:





Реакции взаимодействия оксида кальция с серой приводят к росту доли моносulfидной и, как следствие, сульфатной формы. Заключительная стадия горения угля характеризуется снижением до минимума органической и моносulfидной серы, максимальным увеличением доли сульфатной серы за счет реакций окисления CaS и CaSO₃ и газообразных серосодержащих продуктов. Лучшие результаты по десульфурации угольного топлива были получены при модифицировании растворами гидроксида кальция Ca(OH)₂. В этом случае содержание сульфатной серы в минеральной части повышается в 5,5 раз.

При гранулировании угля на барабанном грануляторе в качестве связующего использовали сульфитно-спиртовую барду (ССБ), в которую добавляли гидроксид кальция для модифицирования структуры ОМУ. Полученные окатыши сушили при температуре 20-30 °С (на воздухе) до остаточной влажности 4 %. Результаты анализа гранулометрического состава показали, что применение разработанного состава связующего позволяет получить прочные гранулы с необходимым выходом фракции +13 мм как из отсева антрацита, так и из бурого угля крупностью менее 2 мм. Получаемые окатыши вполне соответствуют требованиям к их прочности и выходу товарного класса при заданных соотношениях воды и связующего (рисунки 1, 2).

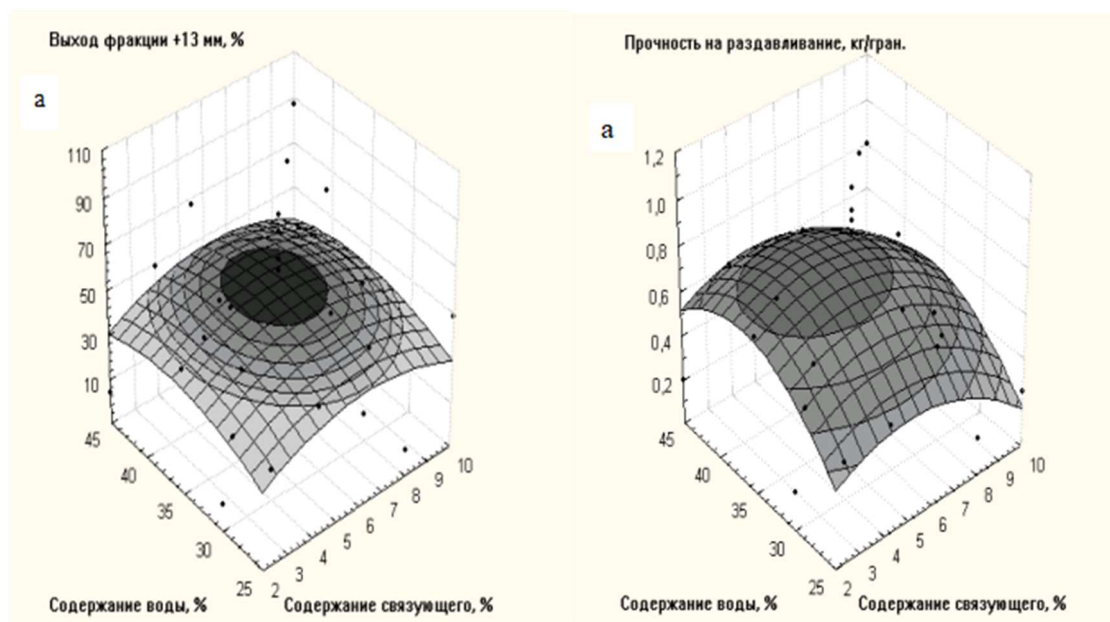


Рисунок 1 – Зависимость механической прочности окатышей от содержания воды и связующего

Рисунок 2 – Зависимость крупности производимых гранул от содержания воды и ССБ

На основании проведенных исследований процесса окомкования с использованием минеральных добавок была разработана технологическая схема производства гранулированного бытового топлива (рисунок 3), включающая операции дробления и грохочения угля, приготовления связующего, гранулирования или окомкования, сушки товарной продукции.

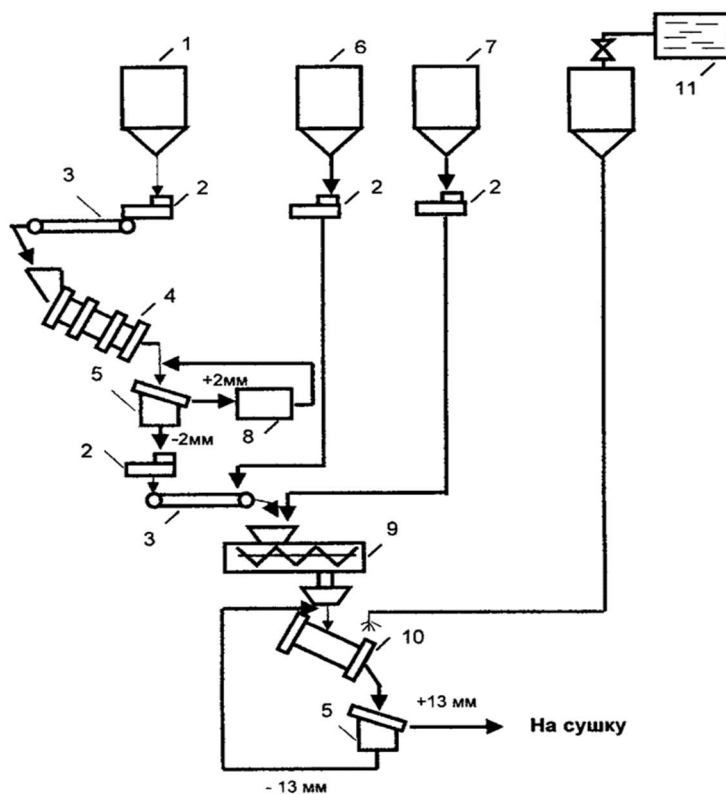


Рисунок 3 – Технологическая схема производства окомкованного бытового топлива:

- 1, 6, 7 – приемные бункеры угля, связующего и реагента-модификатора; 2 – дозатор;
 3 – конвейер; 4 – сушилка; 5 – инерционный грохот; 8 – дробилка; 9 – смеситель;
 10 – барабанный гранулятор; 11 – емкость для воды

С использованием разработанной схемы и режима из антрацитового штыба и бурого угля было получено окомкованное бытовое топливо, удовлетворяющее требованиям по крупности и прочностным характеристикам. Для гранул из бурого угля, модифицированного гидроксидом кальция, величины прочностных характеристик выше по сравнению с окомкованным углем, полученным по исходной технологии. Прочность на раздавливание гранул возросла с 14 до 22,2 кг/гран. Прочность на истирание гранул возросла на 16,8 %.

Окомкованное бытовое топливо, полученное с применением разработанной технологии, характеризуется высокими технологическими свойствами. При сжигании окомкованного топлива поддерживается устойчивое

горение без залпового выброса летучих веществ. Гранулы при сгорании сохраняют свою исходную форму, что уменьшает золоунос с газообразными продуктами сгорания. Степень выгорания органической массы топлива возросла на 14,5 %. Связывание серы в золу возросло для гранул бурого угля модифицированного (УБМ) по сравнению с исходным углем бурым (УБ) с 14,5 до 57,2 %, а для гранул антрацитового штыба модифицированного (АШМ) по сравнению с исходным антрацитовым штыбом (АШ) с 20,4 до 59,5 %.

Одновременно улучшились потребительские свойства производимого топлива. Содержание двуокиси серы в газах снизилось в 4,5-5,5 раз. Одновременно в 1,1-4,5 раза уменьшилось содержание в отходящих газах канцерогенных веществ (таблица 1).

Таблица 1 – Результаты анализа дымовых газов

| Материал | Состав газа, мг/м ³ | | | | | | | |
|-------------|--------------------------------|-----------------|-------|-------|------------|-------------------------------|---------|--------|
| | SO ₂ | NO ₂ | Фенол | HCOH | ∑ бензолов | C ₆ H ₆ | То-луол | Ксилол |
| Гранулы АШ | 1,7 | 0,08 | 0,023 | 0,037 | 10,7 | 0,5 | 1,12 | 0,1 |
| Гранулы АШМ | 0,3 | 0,01 | 0,021 | 0,025 | 2,45 | 0 | 0,42 | 0,08 |
| Гранулы УБ | 1,8 | 0,03 | 0,034 | 0,04 | 27,3 | 0,84 | 0,1 | 0,88 |
| Гранулы УБМ | 0,4 | 0,01 | 0,011 | 0,015 | 2,24 | 0,24 | 0,03 | 0,17 |

Таким образом, результаты проведенных исследований подтвердили эффективность разработанной технологии.

Список литературы

1. Комплексная переработка угля и повышение эффективности их использования. Каталог справочник / Под ред. Щадова В.М. М.: НТК «Трек». 2007. – 292 с.
2. Евстифеев Е.Н. Новая технология производства бытового бездымного топлива // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. – 2011. – № 6. – С. 51-53.
3. Наумов К.И., Малолетнев А.С., Мазнева О.А. Перспективные процессы получения окускованного топлива из мелких классов углей // Химия твердого топлива, 2013. – 1. – С. 48-56.

ИССЛЕДОВАНИЕ АДСОРБЦИИ ДИТИОКАРБАМАТА С ЦИКЛИЧЕСКИМ СТРОЕНИЕМ УГЛЕВОДОРОДНОГО РАДИКАЛА НА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕМ АРСЕНОПИРИТЕ В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ

Матвеева Т. Н., Громова Н. К., Минаев В. А.
ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Исследование и разработка новых флотационных реагентов базируются на фундаментальных исследованиях с использованием современных физических и физико-химических методов анализа с высокой разрешающей способностью, новых методических подходов к изучению состава, структуры и свойств минеральных объектов на микро- и нано уровне, фазовых и химических преобразований минералов при формировании адсорбционного слоя на минеральных частицах.

Проведенные в ИПКОН РАН исследования по разработке новых видов реагентов для извлечения золота из упорных руд показали, что реагенты класса дитиокарбаматов – ДМДТК, ДЭДТК модиф., ОПДТК, ДБДТК являются более селективными по сравнению с традиционно применяемым бутиловым ксантогенатом за счет образования устойчивых комплексных соединений с Au [1-5]. В аналитической химии соли дитиокарбаминовой кислоты используются для количественного определения различных металлов благодаря их способности к комплексообразованию. В частности, морфолиндитиокарбамат МДТК применяют для фотометрического определения Cu, Co, Ni и Au. Комплекс МДТК с Au определяют в 2 М HCl, измеряя оптическую плотность раствора при длине волны 317 нм (коэффициент экстинкции $\epsilon = 37250$) [6, 7].

Ранее нами был получен комплекс МДТК с Au при смешивании раствора МДТК с $H[AuCl_4]$ в объемном соотношении 1:1, образование которого подтверждено появлением ярко выраженных пиков поглощения при 276, 313 нм в УФ-спектре, которых нет в спектрах исходных веществ [8]. Кроме этого, методами сканирующей аналитической электронной и лазерной микроскопии была установлена адсорбция МДТК на халькопирите, и количественная оценка площади покрытия поверхности халькопирита реагентом МДТК с применением авторской методики [2] показала, что халькопирит практически полностью покрыт реагентом, в отличие от арсенопирита и пирита [8].

Цель настоящей работы – исследование адсорбции дитиокарбамата с циклическим строением углеводородного радикала – морфолиндитиокарбамата МДТК на арсенопирите при флотации золотосодержащих руд.

Исследования выполнены на природном образце арсенопирита Дарасунского месторождения, элементный состав представлен в таблице 1. Модельный образец арсенопирита, искусственно обогащенного золотом, получен по методике ИПКОН РАН [5]. В качестве источника растворенного золота использован раствор $H[AuCl_4]$ (λ_{max} 219 и 285 нм). Экспериментальный образец реагента МДТК был синтезирован в лаборатории АО «Волжский оргсинтез». Ниже приведена структурная формула морфолиндитиокарбамата (МДТК)

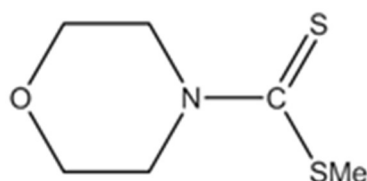


Таблица 1 – Химический состав арсенопирита

| Минерал | Содержание элементов, % | | | | | | |
|-------------|-------------------------|----|-----|----|-----|----|---|
| | Fe | Cu | Zn | Pb | Mo | As | S |
| Арсенопирит | | | н/о | | н/о | | |

Образование адсорбционного слоя реагента МДТК на поверхности арсенопирита изучено методами аналитической сканирующей электронной АСЭМ (LEO 1420VP INCA 350) и лазерной SLM (KEYENCE VK-9700) микроскопии. Анализ изображений поверхности аншлифов арсенопирита, обработанного раствором МДТК, показал, что после контакта минерала с МДТК на поверхности появляются дискретные новообразования размером около 1 мкм (рисунок 1, 2).

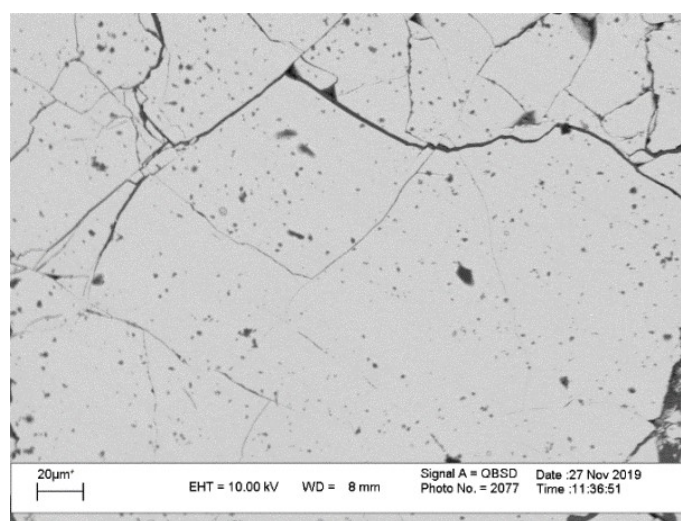


Рисунок 1 – Микрофотография аншлифа природного арсенопирита, полученная на электронном микроскопе LEO 1420VP, после воздействия реагента МДТК

Количественная оценка адсорбционного слоя морфолиндитиокарбамата на арсенопирите выполнена по разработанной авторской методике на основе измерения параметров рельефа поверхности [2].

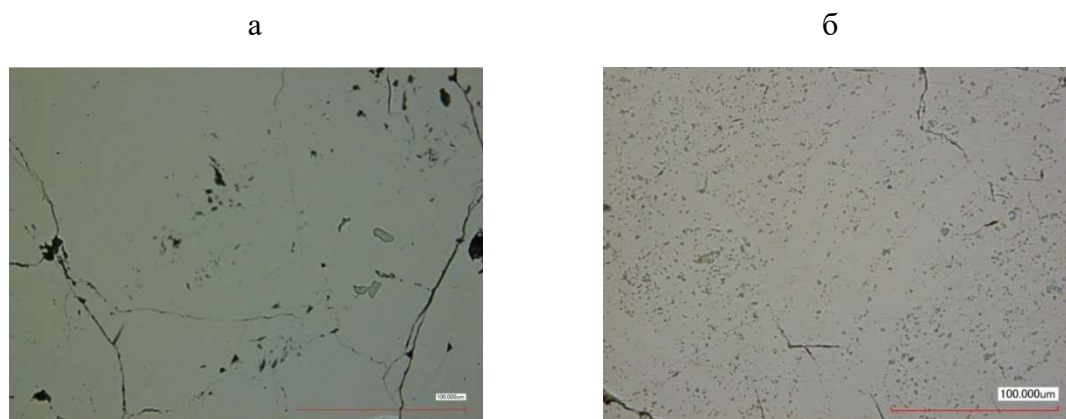


Рисунок 2 – Изображения аншлифа природного арсенопирита до (а) и после воздействия реагента МДТК (б) (лазерный микроскоп KEYENCE VK-9700)

Замер площади поверхности аншлифа минерала, покрытой новообразованной фазой реагента, производили на основе цветного снимка, полученного на лазерном микроскопе KEYENCE VK-9700, путем заливки области объекта подобранным градиентом. Возможности программы VK-Analyzer позволяют цветом выделять слой адсорбированного реагента и замерять площадь поверхности, занятой реагентом. Таким образом определяли площадь (мкм²) общей поверхности анализируемого участка минерала и площадь поверхности, покрытой реагентом.

Степень покрытия поверхности минерала реагентом (%) рассчитывали по формуле:

$$g = (S_{\text{реаг.}} \times 100) : S_{\text{мин.}},$$

где g – степень покрытия поверхности минерала реагентом, %;

$S_{\text{реаг.}}$ – площадь поверхности минерала, покрытой реагентом, мкм²;

$S_{\text{мин.}}$ – площадь поверхности минерала, мкм².

Адсорбция реагента по разработанной методике оценивается по степени покрытия поверхности минерала реагентом. Площадь новообразованных фаз реагента на аншлифах минерала, обработанного МДТК, была определена при увеличении изображения $\times 10$. Замеры производились на нескольких участках поля зрения.

Произведенные замеры на нескольких участках поля зрения показали, что площадь покрытия реагентом МДТК поверхности арсенопирита составила 14 %.

Анализ изображений аншлифа арсенопирита с Au, полученных на сканирующем электронном микроскопе с энергодисперсионной приставкой, позволяющей анализировать элементный состав тонких пленок реагента на сульфидной подложке ASEM (LEO 1420VP INCA 350), показал, что после

контакта минерала с реагентом МДТК на поверхности минерала появляются дискретные новообразования органического происхождения (темно-серые вкрапления на светло-серой поверхности природного арсенопирита, рисунок 3а, в), покрывающие большую площадь аншлифа минерала. В энергодисперсионном спектре присутствуют характеристические пики Fe, искусственно нанесенного на аншлиф минерала. Кроме этого, в спектре появляются пики углерода С и кислорода О, входящие в структуру реагента МДТК и свидетельствующие о его адсорбции на поверхности минерала (рисунок 3б, г). При увеличении изображения можно отчетливо определить кристаллоподобную форму новообразованной фазы закрепившегося реагента (наиболее темные участки на рисунке 3в). На рисунке 3д приведен полученный на сканирующем лазерном микроскопе KEYENCE VK-9700 снимок участка поверхности арсенопирита с золотом и адсорбированной органической фазой МДТК, покрывающей большую часть поверхности аншлифа минерала.

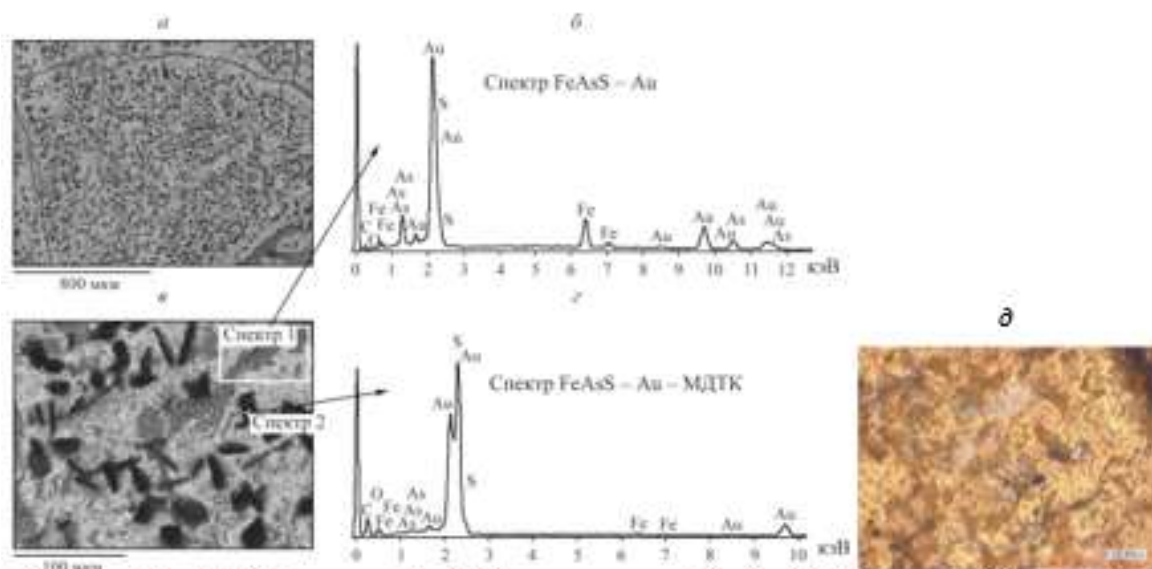


Рисунок 3 – ASEM-снимки (а, в), X-гау-спектры (б, г) и SLM-снимки (д) участков поверхности аншлифа арсенопирита с Au после воздействия реагента МДТК

Таким образом, в результате выполненного исследования установлена способность реагента МДТК закрепляться на поверхности золотоносного арсенопирита с образованием тонкой дискретной фазы, покрывающей большую площадь поверхности аншлифа минерала. Значительное повышение площади покрытия на золото содержащем арсенопирите по сравнению с арсенопиритом без золота свидетельствует о предпочтительной адсорбции именно на золоте, что может обеспечить селективное извлечение золото содержащего арсенопирита в концентрат флотации и, тем самым, повысить качество концентрата по содержанию золота.

Список литературы

1. Матвеева Т.Н., Иванова Т.А., Гетман В.В., Громова Н.К. Новые флотационные реагенты для извлечения микро- и наночастиц благородных металлов из упорных руд // Горный журнал. – 2017. – № 11. – С. 89-93.
2. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. Количественная оценка адсорбционного слоя комбинированного диэтилдитиокарбамата на халькопирите и арсенопирите методом измерения параметров рельефа поверхности // Цветные металлы. – 2018. – № 7. – С. 27-32.
3. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Разработка метода селективной флотации сульфидов сурьмы и мышьяка при обогащении комплексных золотосодержащих руд // Цветные металлы. – 2019. – № 4. – С. 6-12.
4. Matveeva T.N., Chanturiya V.A., Getman V.V., Gromova N.K., Ryazantseva M.V., Karkeshkina A.Y., Lantsova L. B., Minaev V.A. The Effect of Complexing Reagents on Flotation of Sulfide Minerals and Cassiterite from Tin-Sulfide Tailings // Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review. DOI:10.1080/08827508.2020.1858080. Published Online: 21 Dec 2020.
5. Иванова Т.А., Чантурия В.А., Зимбовский И.Г. Новые способы экспериментальной оценки селективности реагентов-собирателей для флотации золота и платины из тонковкрапленных руд благородных металлов // Обогащение руд. – 2013. – № 5. – С. 127-137.
6. Бырько В. М. Дитиокарбаматы. – М.: Наука, 1984. – 342 с.
7. Бек М., Надыпал И. Исследование комплексообразования новейшими методами. – М.: Мир, 1989. – 413 с.
8. Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Ланцова Л.Б. Анализ комплексообразующих и адсорбционных свойств дитиокарбаматов на основе циклических и алифатических аминов для флотации золотосодержащих руд // ФТПРПИ. – 2020. – № 4. – С. 157-163.

УДК 622.341 : 622.771.6

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Пелевин А. Е.

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

Для стадийного выделения железного концентрата перед последней стадией измельчения можно применять различные методы обогащения (магнитный, гравитационный, разделение по крупности) [1-4].

В работе [2] приведены положительные результаты применения винтовой сепарации для стадийного выделения концентрата с помощью винтовой сепарации при обогащении скарных магнетитовых руд и железистых кварцитов.

В настоящей работе приведены результаты лабораторных испытаний по применению винтовой сепарации для стадийного выделения железного

концентрата перед последней стадией измельчения при обогащении титано-магнетитовой руды. В качестве исходного продукта использован магнитный продукт операции ММС-III, отобранный на обогатительной фабрике Качканарского ГОКа.

В таблице 1 приведены результаты разделения в винтовом сепараторе с выделением трёх продуктов.

Таблица 1 – Результаты винтовой сепарации промпродукта операции ММС-III

| Продукт | Выход, % | Массовая доля Fe, % | Извлечение Fe, % |
|--------------------------------------|----------|---------------------|------------------|
| Тяжёлый | 56,10 | 57,02 | 56,59 |
| Промпродукт | 28,91 | 54,14 | 27,69 |
| Лёгкий | 14,99 | 59,30 | 15,72 |
| Исходный – магнитный продукт ММС-III | 100,00 | 56,53 | 100,00 |

Результаты лабораторных испытаний показали, что использование одной операции винтовой сепарации (ВС) не позволило выделить из магнитного продукта операции ММС-III концентрат требуемого качества с массовой долей железа 61 %. Однако при винтовой сепарации произошла концентрация железа в тяжёлом и лёгком продуктах (массовая доля железа 57,02-59,3 % Fe) по сравнению с промпродуктом (массовая доля железа 54,14 %).

Поэтому в дальнейшем была испытана комбинированная гравитационно-магнитная схема для стадийного выделения концентрата из магнитного продукта ММС-III, поступающего в последнюю стадию измельчения (рисунок 1). Для обогащения суммарного тяжёлого и лёгкого продуктов винтовой сепарации использована мокрая магнитно-гравитационная сепарация (ММС–Г) в барабанном магнитном сепараторе с повышенной глубиной ванны [1].

Результаты обогащения суммарного тяжёлого и лёгкого продуктов винтовой сепарации в барабанном магнитном сепараторе с повышенной глубиной ванны приведены в таблице 2 (выходы продуктов и извлечения железа в продукты приведены к операции).

При обогащении суммарного тяжёлого и лёгкого продуктов винтовой сепарации в барабанном магнитном сепараторе с повышенной глубиной ванны получен концентрат с массовой долей железа 61,51 % и промпродукт с массовой долей железа 51,31 %.

Результаты обогащения промпродукта ММС-III по комбинированной гравитационно-магнитной схеме приведены в таблице 3.

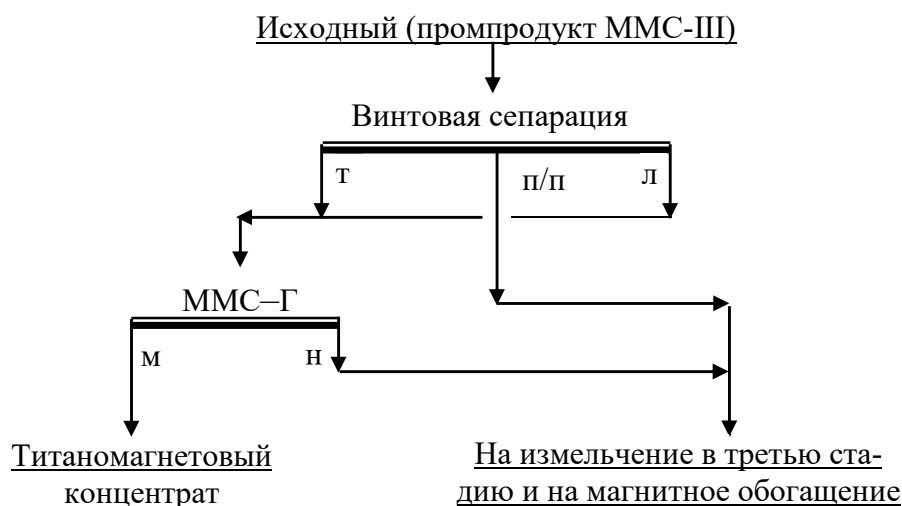


Рисунок 1 – Комбинированная гравитационно-магнитная схема выделения титаномагнетитового концентрата перед последней стадией измельчения

Таблица 2 – Результаты обогащения в барабанном магнитном сепараторе с повышенной глубиной ванны

| Продукт | Выход, % | Массовая доля Fe, % | Извлечение Fe, % |
|---|----------|---------------------|------------------|
| Концентрат (магнитный) | 60,68 | 61,51 | 64,91 |
| Промпродукт (немагнитный) | 39,32 | 51,31 | 35,09 |
| Исходный – тяжёлый и лёгкий продукты ВС | 100 | 57,50 | 100,00 |

Таблица 3 – Технологический баланс обогащения промпродукта ММС-III по гравитационно-магнитной схеме

| Продукт | Выход, % | Массовая доля Fe, % | Извлечение Fe, % |
|--------------------------------------|----------|---------------------|------------------|
| Концентрат (магнитный) | 43,14 | 61,51 | 46,94 |
| Промпродукт (немагнитный) | 28,91 | 54,14 | 27,69 |
| Промпродукт (промпродукт ВС) | 27,95 | 51,31 | 25,37 |
| Исходный – магнитный продукт ММС-III | 100,00 | 56,53 | 100,00 |

В результате применения комбинированной гравитационно-магнитной схемы из промпродукта ММС-III выделен концентрат при выходе 43,14 %. Это позволяет говорить о снижении нагрузки на третью стадию измельчения на 43,14 %. Промпродукт схемы гравитационно-магнитной схемы поступил на доизмельчение и магнитное обогащение с получением второй части концентрата с массовой долей 61,07 % и хвостов с массовой долей железа 7,97 %.

Комбинированные схемы позволяют не только повышать качество железного концентрата [5, 6] или повышать комплексность использования сырья [7], но и позволяют повысить технологические показатели стадийного выделения концентрата перед последней стадией измельчения.

Список литературы

1. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадийное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10-15.
2. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадийное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28-18.
3. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадийного выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8-14.
4. Пелевин А. Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем сепарации в переменном магнитном поле // Чёрные металлы. 2021. № 5. С. 4-9.
5. Пелевин А. Е. Повышение качества магнетитовых концентратов в переменном магнитном поле // Обогащение руд. 2019. № 6. С. 19-24.
6. Немыкин С. А., Копанев С. Н., Мезенцева Е. В., Окунев С. М. Производство железорудного концентрата с повышенной долей полезного компонента // Горный журнал. 2017. № 5. С. 27-31.
7. Пелевин А. Е. Получение гематитового концентрата из гематит-магнетитовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2020. № 3-1. С. 422-430.

УДК 622.7.09, 622.765.4

ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ СИСТЕМА КОНТРОЛЯ ПРОЦЕССОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД

Ганбат Самдан¹, Морозов В. В.²

¹Горнодобывающая компания «RCI Asia Assayers», г. Улан-Батор, Монголия

²ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

Обогатительное производство, как правило, оснащено несколькими самостоятельными, редко взаимосвязанными, системами аналитического контроля качества руды и продуктов обогащения. Эти системы имеют разные задачи и, соответственно, параметры. Так, служба (отдел) технического контроля основной задачей предполагает контроль качества руды и товарных концентратов для поддержания заданных стандартов качества, а также расчет балансовых показателей как для горного, так и для обогатительного производства. В результатах анализа присутствует обширная информация как по элементному (до 12 элементов), так и минеральному составу (фазовый состав рудных минералов и текстурно-структурные характеристики).

Столь значительные плюсы анализа руды сопровождаются главными недостатками – нерегулярностью и большой продолжительностью анализа [1].

На современных фабриках контроль качества входящей руды поставлен на регулярную основу, как например, на обогатительной фабрике ПГС «Эрдэнэт», где необходимость опережающего анализа обусловлена выделением окисленных руд на тракт выщелачивания и последующего деления рудного потока на сульфидные и смешанные руды. Лаборатория экспресс-анализа принимает и анализирует пробы дробленной и измельченной руды, коллективного концентрата, хвостов дофлотации и отвальных хвостов. Задачи экспресс-анализа в большей мере заключаются в общем контроле эффективности обогатительного производства и в меньшей степени – в оперативном мониторинге технологического процесса с целью поддержания оптимального технологического режима [2].

На обогатительной фабрике ПГС «Эрдэнэт» для измерения вещественного состава измельченных продуктов используются рентгенофлюоресцентные анализаторы AP-31 с проточными кюветами на 2×15 потоков. Отбор проб производится пересечными и вакуумными пробоотборниками. Для анализа контрольных проб руды, балансовых проб продуктов обогащения и готовых концентратов используются порошковые спектрометры CRM-25 и Quant-X, оснащенные системой доставки и подготовки проб. Основные параметры измерения представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Параметры измерения вещественного состава руды и продуктов обогащения средствами РСЭЛ

| Опробуемые продукты | Измеряемые элементы | Продолжительность отбора и анализа, мин | Период отбора и анализа, мин | Погрешность измерений, Cu/Mo, % |
|---|---------------------|---|------------------------------|---------------------------------|
| Исходная руда на ленте загрузки мельниц | Cu, Mo, Fe | 90 | 120 | 4,1/5,4 |
| Питание коллективной флотации | Cu, Mo, Fe | 4 | 30 | 7,1/9,8 |
| Коллективный концентрат - питание медно-молибденовой флотации | Cu, Mo, Fe | 4 | 30 | 1,84/2,55 |
| Хвосты коллективной флотации | Cu, Mo, Fe | 4 | 30 | 12,5/18,5 |
| Хвосты промпродуктовой флотации | Cu, Mo, Fe | 4 | 30 | 4,3/6,7 |
| Медно-молибденовый концентрат – питание молибденовой флотации | Cu, Mo | 4 | 30 | 1,76/3,14 |

Для оперативного измерения вещественного состава измельченной руды и продуктов флотации используются рентгенофлюоресцентные анализаторы МЕР фирмы TGM с погружными блоками. В анализаторах реализо-

ван принцип 1 поток – 1 анализатор, что обеспечивает оперативное измерение содержаний в твердой фазе элементов, по которым производится регулирование расходов реагентов и других технологических параметров (таблица 2).

Таблица 2 – Параметры измерения вещественного состава руды и продуктов обогащения поточными анализаторами

| Опробуемые продукты | Измеряемые элементы | Продолжительность отбора и анализа, мин | Период отбора и анализа, мин | Погрешность анализа, Cu/Mo, % |
|---|---------------------|---|------------------------------|-------------------------------|
| Исходная руда – питание коллективной флотации | Cu, Mo, Fe | 3 | непрерывно | 5,2/7,4 |
| Концентрат коллективный | Cu, Mo, Fe | 3 | непрерывно | 2,11/1,62 |
| Хвосты контрольной коллективной флотации | Cu, Mo, Fe | 3 | непрерывно | 6,2/8,5 |
| Хвосты промпродуктовой флотации | Cu, Mo, Fe | 3 | непрерывно | 5,2/8,0 |
| Общие хвосты | Cu, Mo, Fe | 3 | непрерывно | 6,5/8,6 |
| Медный концентрат | Cu, Mo, Fe | 5 | 30 | 1,34/3,34 |
| Молибденовый концентрат | Cu, Mo | 5 | 30 | 2,45/1,44 |

Управление производится по картам ведения технологического процесса и предусматривает регламентированное изменение расходов с целью поддержание требуемого качества продуктов обогащения.

Значительная информация о составе продуктов обогащения позволяет использовать интеллектуальную схему контроля технологического процесса. Согласно выбранной схеме, технологическая цепочка разбивается на 4 основных передела, характеристики которых представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Основные переделы технологического процесса обогащения медно-молибденовых руд

| Переделы | Задержка системы измерений $\tau_{и}$, мин | Задержка технологического процесса $\tau_{п}$, мин | Постоянная времени технол. процесса T, мин | Отношение $(\tau_{и} + \tau_{п})/T$ |
|---------------------------------------|---|---|--|-------------------------------------|
| Коллективная флотация | 5 | 5 | 30 | 0,33 |
| Промпродуктовая коллективная флотация | 5 | 3 | 16 | 0,5 |
| Медно-молибденовая флотация | 30 | 3 | 30 | 1,1 |
| Стущение и молибденовая флотация | 30 | 6 | 24 | 1,5 |

Условием эффективной работы систем управления является поддержание необходимой устойчивости, т. е. способности системы устойчиво функционировать и компенсировать различные возмущения. Большинство объектов в промышленности можно упрощенно описать в виде комбинации апериодического звена первого порядка и звена запаздывания. Запаздывание процесса регулирования – это время от момента приложения воздействия до того момента, когда регулируемый параметр начнет изменяться. Различают емкостное и чистое (транспортное) запаздывание.

Задача заключается в выборе такого типа регулятора, который при максимальной надежности обеспечивал бы качественное регулирование. При выборе типа регулятора рекомендуется ориентироваться на величину отношения запаздывания к постоянной времени в объекте τ/T . Если $0,2 < \tau/T < 1$, то используют ПИ или ПИД-регулятор. Если $\tau/T > 1$, то необходим цифровой регулятор с упредителем, который компенсирует запаздывание в контуре управления. Наличие запаздывания объекта резко ухудшает динамику замкнутой системы. При отношении $\tau/T > 0,5$ типовые законы управления не могут обеспечить высокую точность и быстродействие процесса регулирования. Главной причиной здесь является снижение критического коэффициента усиления системы.

Для управления объектами с большой транспортной задержкой используют специальные структуры, содержащие блоки для предсказания поведения объекта через время (предикторы Смита), цель которых – предсказать сигнал на выходе объекта. Для предсказания используют модель объекта, состоящую из передаточного звена и транспортной задержки.

Общая схема интеллектуальная система аналитического контроля руды и продуктов обогащения, представленная на рисунке 1, является комбинацией инерционного блока, использующего датчики вещественного состава, работающие со значительной временной задержкой и динамического блока, использующего датчики вещественного состава, работающие с временной задержкой. При этом в качестве данных для работы предиктора Смита используются модель технологического узла 2, для которого характерна максимальная задержка измерений $\tau_{и}$ (таблица 3).

Блок 7 обеспечивает расчет изменения входных параметров процессов коллективной и медно-молибденовой флотации на основе данных об изменении сортности руды, рассчитываемой по данным измерения вещественного состава руды и продуктов обогащения соответствующими системами аналитического контроля.

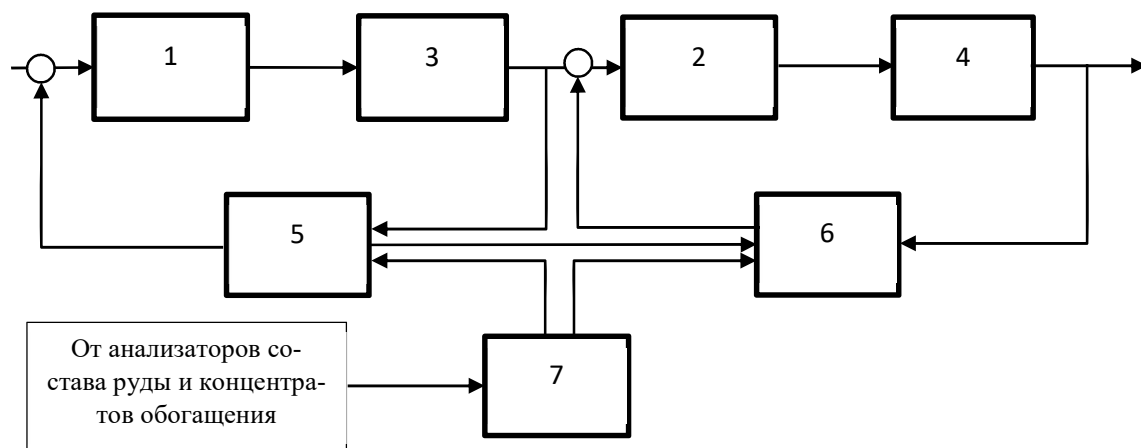


Рисунок 1 – Схема интеллектуального управления процессами коллективной и медно-молибденовой флотации:

1 – звено процесса коллективной флотации; 2 – звено процесса медно-молибденовой флотации; 3, 4 – звено задержки систем измерения; 5, 6 – блоки управления технологическими параметрами процессов; 7 – блок корректировки по данным качества руды и товарных концентратов

Предложенная система аналитического контроля руды и продуктов обогащения медно-молибденовых руд позволит повысить эффективность процессов за счет повышения устойчивости и оперативности управления посредством нивелирования задержек систем измерения вещественного состава и выбора функций-задатчиков локальных систем управления с использованием данных об изменении вещественного и минерального состава руды.

Список литературы

1. Козин В.З. Исследование руд на обогатимость: учебное пособие. Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 312 с.
2. Морозов В.В., Улитенко К.Я., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. Разработка и применение автоматизированных систем управления процессами обогащения полезных ископаемых. – М.: ИД «Руда и Металлы», 2013.

ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ ТЕПЛОЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ

**Лавриненко А. А., Кунилова И. В., Крылов И. О., Лусинян О. Г.,
Шимкунас Я. М.**

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Угольная электрогенерация является основным потребителем добытого угля в России (49 %). Также угли импортируют – в основном дешевые угли Экибастузского угольного бассейна Казахстана (24 млн. т). Внутреннее потребление угля для энергетических целей с учетом импорта находится на уровне 100 млн. т (в 2019 г. составляло 105 млн. т, в 2020 г. – 93,6 млн. т) [1]. Анализ структуры использования углей в энергетике России (таблица 1) показывает, что наибольшее значение для энергетики имеет каменный уголь. Бурый уголь также имеет большое значение, а антрациты используются в небольших количествах.

Таблица 1 – Использование различных типов угля в энергетике России

| Тип угля | Количество добытого угля для энергетических целей в 2020 году, млн. т | Доля использования в энергетических целях, % |
|----------|---|--|
| Каменный | 181,7 | 65 |
| Бурый | 72,6 | 100 |
| Антрацит | 19,3 | 4-6 |

Основные мощности угольных теплоэлектростанций (ТЭС) России сосредоточены в Сибирском (45 %) и Дальневосточном (42 %) федеральных округах. Пока еще значительна их доля в Уральском федеральном (21 %) округе. По прогнозам, к 2035 году доля восточных регионов в производстве электроэнергии на угле увеличится до 98 % [1]. В долгосрочной перспективе угольная генерация в России сохранится только при условии грамотного госрегулирования выбросов парниковых газов согласно Парижскому соглашению по климату. Данная напряженная ситуация возникла из-за следующих причин. Более 80 % выбросов приходится на энергетику. При введении минимального налога на CO₂ (10 долларов за тонну, по расчетам ИПЕМ) угольная отрасль станет неконкурентоспособной даже в Кемеровской области. Для выполнения Россией международных обязательств необходимо внедрение наилучших доступных технологий и перспективных технологий.

Для перехода на использование наилучших доступных технологий и перспективных технологий предприятия электроэнергетики должны выбрать технологии, обеспечивающие снижение выбросов загрязняющих веществ до достижения технологических показателей, устанавливаемых нормативными документами в области охраны окружающей среды. Для ТЭС, сжигающих в качестве основного твердое топливо, в качестве загрязняющих веществ определены оксиды азота $\text{NO}_x = \text{NO} + \text{NO}_2$, диоксид серы и твердые частицы [2]. Для снижения выбросов золы предлагаются оптимизация работы или модернизация батарейных циклонов и электрофильтров. Далее рассмотрены проблемы утилизации золы и золошлаковых отходов.

К настоящему времени в России накоплено более 1,6 млрд. т золошлаковых отходов, что сопоставимо с $\frac{1}{4}$ отходов всей отрасли добычи полезных ископаемых. Годовой объем образования ЗШО составляет более 20 млн. т [3]. Основные проблемы для ТЭС с золошлакоотвалами следующие:

- требуют затрат на содержание и реконструкцию;
- являются потенциальным источником экологической опасности из-за пыления и возможного проникновения токсичных форм веществ в почву и воду;
- многие золошлакоотвалы исчерпали свои емкости,
- увеличение площади золошлакоотвалов часто невозможно из-за близости городов и сельской застройки.

Степень утилизации золошлаковых отходов в России невелика – порядка 10-15 %, в то время как в Дании, Германии, Южной Корее она достигает 100 %, в Китае, Польше, Франции, Португалии – 80 %, в США – 70 %, в основном в строительных отраслях.

Правительством Российской Федерации в рамках утвержденной Энергетической стратегии поставлена амбициозная задача достижения к 2035 году 50 %-го уровня утилизации от годового объема образования ЗШО.

Утилизация золошлаковых отходов требует разработки:

1. Технологических линий по их переработке.
2. Технических условий на их применение, в ряде случаев сертификатов для подтверждения качества получаемой продукции.

Способы золоудаления:

- Мокрый (распространен в России)
- Сухой (распространен в Европе)

Сухой способ складирования золы является прогрессивным с точки зрения последующего потребления, однако внедрен на единичных угольных теплоэлектростанциях России (Омская ТЭЦ-4, Рефтинская ГРЭС).

Система пневмоудаления и последующей сухой транспортировки позволяет:

- утилизировать золу в строительной отрасли;
- предотвращать смерзание золы в отвалах;

- сократить потери потенциально ценных компонентов с жидкой фазой.

Основными компонентами золошлаковых отходов являются силикаты и алюмосиликаты переменного состава. Количество и состав компонентов золошлаковых отходов и золы в отвалах существенно зависит от исходных марок сжигаемого угля, а также способа сжигания, вида золоулавливания (мокрое или сухое).

Прошедшие термическую обработку золошлаковые отходы относятся, как правило, к 5 классу опасности (практически неопасные отходы). Однако зола, уловленная в циклонах или электрофильтрах, может быть отнесена к 3 или 4 классу опасности из-за повышенного содержания токсичных металлов. Соответственно, золошлаковая смесь, получаемая при транспортировании в золошлакоотвалы как золы, так и шлака, может быть отнесена не только к 5, но и к 4 классу опасности. Кроме вариаций химического состава, зола и золошлаковые отходы могут иметь различные температурные и прочностные характеристики, что необходимо учитывать при выборе направлений их использования.

Согласно Комплексному плану повышения объемов утилизации продуктов сжигания твердого топлива на угольных ТЭС и котельных, доработанному Минэнерго в 2020 году, приоритетными направлениями утилизации золошлаковых отходов являются [4]:

- цементная промышленность;
- дорожное строительство;
- рекультивация земель;
- раскисление почв.

В перечисленных направлениях не указана комплексная переработка золошлаковых отходов. Разработка способов утилизации золы с целью повышения комплексности использования твердых топлив, согласно Прогнозу научно-технологического развития отраслей топливно-энергетического комплекса России, на период до 2035 года, разработанном Минэнерго в 2016 г., отнесена к долгосрочной перспективе. Однако наличие токсичных элементов, которые являются одновременно ценными, а также недожжённого углерода (в золе – до 5 %, в золошлаковых отходах – до 15 %) является основанием для их предварительного извлечения с целью обеспечения соответствия требованиям к материалам строительных отраслей, а также предотвращения загрязнения токсичными микроэлементами окружающей среды.

Анализ содержаний ценных элементов в золе и золошлаковых отходах [5, 6] показал перспективность выделения магнитного продукта, содержащего железо и легированного примесями марганца, титана и ванадия, углеродсодержащего продукта и попутного извлечения редких элементов перед утилизацией алюмосиликатной части в строительных отраслях. В ИПКОН

РАН разработаны варианты комплексных схем переработки золы и золошлаковых отходов с получением магнетитового и углеродного концентратов, а также растворов солей ценных микроэлементов и алюмосиликатного продукта. Алюмосиликатный продукт может быть применен как местное сырье в строительной отрасли либо переработан более глубоко с получением алюминиевого и силикатного сырья.

По данным информационно-технического справочника по наилучшим доступным технологиям ИТС 24-2020 «Производство редких и редкоземельных металлов», для доизвлечения редкоземельных элементов из золы из-за их низкого содержания рекомендуется технология кучного выщелачивания. При этом извлечение редкоземельных элементов на стадии кучного выщелачивания составляет 55 %, на стадиях сорбции и десорбции - 90 %.

Рекомендуемая технология включает следующие стадии:

1. Предварительная подготовка для обеспечения дренажа куч -гранулирование золы с серной кислотой, которая выполняет роли связующего гранул и одновременно вскрывающего реагента.

2. Кучное выщелачивание золы с получением продуктивных растворов.

3. Сорбция редкоземельных элементов в динамическом режиме в колоннах с ионообменной смолой.

4. Десорбция раствором нитрата аммония мешающих примесей и затем десорбция раствором сульфата аммония редкоземельных элементов.

5. Осаждение редкоземельных элементов из десорбатов щавелевой кислотой для получения первичного концентрата.

Таким образом, реализация комплекса наилучших доступных технологий переработки золы и золошлаковых отходов позволит повысить качество материалов для строительной промышленности, получить дополнительную продукцию и предотвратить безвозвратные потери ценных компонентов.

Список литературы

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2020 году». – М.: ФГБУ «ВИМС». – 2021. – 572 с.

2. ГОСТ Р 113.38.02-2019 Наилучшие доступные технологии. Методические рекомендации по оценке затрат предприятий электроэнергетики по снижению выбросов загрязняющих веществ для достижения ими технологических показателей наилучших доступных технологий. Дата введения 2020-05-01. [Электронный ресурс]: <https://docs.cntd.ru/document/1200167475> (дата обращения 10.03.2022).

3. О состоянии и об охране окружающей среды Российской Федерации в 2020 году. Государственный доклад. - М.: Минприроды России; МГУ имени М.В. Ломоносова, 2021. – 864 с.

4. [Электронный ресурс]. <https://soyuzcem.ru/news/2407> (дата обращения 11.02.2022).

5. Кравченко В.Н., Кунилова И.В. Вещественный состав золы от сжигания углей как основа выбора технологии переработки //Материалы XII Всероссийской молодежной

научной конференции «Минералы: строение, свойства, методы исследования». Екатеринбург: Институт геологии и геохимии УрО РАН, 2021. – С. 82.

6. Дунаева Д.Д., Комарова С.Г., Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Гольберг Г.Ю. Распределение редких и рассеянных элементов в золошлаковых отходах, образующихся при сжигании углей // Успехи в химии и химической технологии: сборник научных трудов. – М.: РХТУ им. Д. И. Менделеева, 2021, Т. XXXV, № 5 (240). – С. 165-166.

УДК 658.567.1

ОБЗОР СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛЫ УГОЛЬНЫХ СТАНЦИЙ

Чурсова М. С., Вальцева А. И.

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

Проблема утилизации золошлаковых отходов теплоэлектростанций актуальна и занимает первое место среди главных проблем в основных угледобывающих странах мира. На сегодняшний день золошлаковые отходы ТЭЦ лишь на 10 % используются в различных отраслях производства, хотя потенциал их использования гораздо шире, остальная часть складывается, занимая огромные площади и нанося огромный вред экологии.

Зола угля – это остаток негорючих веществ, образовавшихся после полного сгорания ископаемого топлива. Золошлак как отход сжигания углей различных марок с различных месторождений и горизонтов не обладает стабильным фазово-минералогическим и химическим составом, а по гранулометрическому составу характеризуется как тонкодисперсный (<100 мкм), пылящий в сухом состоянии материал. Золой углей различных месторождений и марок существенно различаются по химическому и фазово-минералогическому составу. Всего в золах обнаружено более 150 минералов, из которых в наибольших количествах присутствуют кварц и его модификации, различные силикатные и алюмосиликатные стеклофазы, муллит, обожженное глинистое вещество, магнитные и немагнитные минералы железа. В меньшем количестве присутствуют карбонаты, сульфаты, алюмосиликаты и многие другие минералы [1].

На данный момент наибольшее применение зола угля получила в строительной отрасли. При добавлении в состав цемента 30 % минеральной добавки, состоящей из золошлаков, повышаются его прочностные качества, также повышается прочность гипсовых вяжущих материалов при добавлении в них золы уноса в количестве до 20 %.

Бетоны на основе зольных цементов по своим показателям не уступают бетонам на обычном цементе, а по водонепроницаемости превышают их. При этом, используя золошлаковые отходы в естественном состоянии, можно получать тяжелые бетоны, а в молотом состоянии – мелкозернистые бетоны. Но при добавлении в бетоны золошлаков в количестве более 50 %

снижается их прочность и морозостойкость. Данная проблема решается повышением качества золы уноса различными методами [1].

Для снижения потребления энергетических и минеральных ресурсов при производстве керамических материалов перспективным решением является использование золы уноса. Многие исследования показывают, что золошлаковые отходы ТЭС могут заменить высококачественное сырье при производстве строительной керамики. Введение их в состав глинистой шихты способствует снижению огневой усадки готовых изделий [2].

Золошлаковые отходы также используются для производства теплоизоляционных материалов. Блочные теплоизоляционные материалы с теплопроводностью 0,05 Вт/(мК) могут быть получены из отходов полистирола, золы уноса, гипса и извести. Это позволяет использовать их в качестве высокоэффективных энергосберегающих стеновых материалов. Из зольных отходов с добавкой карбоната натрия изготовлено пеностекло, в котором количество пор и их распределение в структуре материала зависят от технологических параметров.

Кроме того, летучая зола используется для получения аддитивной пены с макропорами от 0,5 до 600 мкм, представляющей интерес в качестве теплоизоляционного материала при строительстве. Добавка ее к силикату натрия в количестве 7,5 % позволяет производить материал с высокими физико-механическими характеристиками: прочностью 0,44 МПа, плотностью 97 м³/кг и теплопроводностью 0,0488 Вт/(мК), используемый для теплоизоляции наружных стен [1].

Золошлаковые отходы тепловых электростанций являются универсальным материалом для дорожного строительства. Их можно использовать для отсыпки дорожных насыпей, устройства оснований и всех слоев автомобильных дорог, в качестве компонента вяжущих материалов для укрепления грунтов, минерального порошка, а также добавки в состав цементобетона. Использование золы угля в дорожном строительстве позволяет снизить стоимость укладки дорожного полотна почти в два раза [1].

Золошлаковые материалы обладают высокой поглотительной способностью (сорбирующими свойствами) и термической устойчивостью, что дает возможность использовать их в качестве дешевых сорбентов паров азотной кислоты [2].

Как было отмечено ранее, золошлаковые отходы содержат большое количество ценных компонентов, и их переработка позволяет получить различные виды товарной продукции. Так повышенное содержание алюминия, железа и титана способствует извлечению из отходов данных компонентов. Применяя комплексную схему переработки золоотходов, можно выделить золото, алюмосиликатные микросферы, магнитную и тяжелую фракции, инертную массу алюмосиликатного состава и угольный концентрат. Использование комплексной технологии обогащения золошлаков способствует получению угле-, железо- и алюмосодержащих продуктов.

Одним из способов выделения товарного железосодержащего концентрата для черной металлургии является магнитная сепарация, позволяющая использовать золоотходы как в сухом, так и в мокром состоянии. На выходе получают магнитный концентрат следующего состава: Fe – 53,34 %, Mn – 0,96 %, Ti – 0,32 %, S – 0,23 %, P – 0,16 %. По данным спектрального анализа в концентрате присутствует Mn до 1 %, Ni – первые десятые доли %, Co – до 0,01-0,1 %, Ti – 0,3-0,4 %, V – 0,005-0,01 %, Cr – 0,005-0,1 % (редко до 1 %), W – от сл. до 0,1 %. Применение фторидного метода позволяет выделять из электромагнитной фракции глинозем, аморфный кремнезем, диоксид железа и другие продукты [2].

Таким образом, зола – ценный материал, который имеется в достаточном количестве для использования его в различных отраслях промышленности, что значительно сократит количество золоотвалов и снизит нагрузку на окружающую среду. Использование золошлаков не только повышает качество материалов, в которые их добавляют, но и снижает затраты на изготовление, а извлечение из них ценных компонентов позволяет получать различные виды продукции.

Список литературы

1. Пашкова Г.Л., Сайкова С.В., Кузьмин В.И. Золой природных углей – нетрадиционный сырьевой источник редких элементов / Г.Л. Пашкова, С.В. Сайкова, В.И. Кузьмин // Журнал Сибирского федерального университета. – Красноярск, 2012. № 5. С. 520-530.
2. Черкасова Т.Г., Черкасова Е.В., Тихомирова А.В. Угольные отходы как сырье для получения редких и рассеянных элементов / Т.Г. Черкасова, Е.В. Черкасова, А.В. Тихомирова // Вестник КузГТУ. – Кемерово, 2016. №6. С. 185-189.

УДК 504.4.054

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ХВОСТОХРАНИЛИЩ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ МИНИМИЗАЦИИ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ

Тадевосян А. В.¹, Багдасарян Т. С.¹, Восканян П. С.²

¹Нац. политех. ун-т Армении, г. Ереван, Армения

²Национальное бюро экспертиз, г. Ереван, Армения

В настоящее время важнейшей проблемой человечества является проблема рационального использования минерального сырья с учетом сохранения экологического равновесия в окружающей среде.

Ежегодно из недр земли извлекается огромное количество минерального сырья, и с этим увеличивается количество отходов, которые складываются в хвостохранилищах.

Отрицательные последствия горнодобывающей промышленности сказываются на состоянии растительного и животного мира, из биологического цикла изымаются продуктивные земли, происходит загрязнение и истощение поверхностных и грунтовых вод, в конечном итоге ухудшается среда обитания человека.

Основными источниками загрязнения атмосферного воздуха являются пылящие поверхности сухих пляжей намывных отсеков, откосы дамб и плотин.

В результате испарения воды, особенно в жаркий и сухой период, при скорости ветра более 3 м/с происходит пыление горизонтов хвостохранилища.

Дренаж жидких отходов через днище и боковые стенки хвостохранилища загрязняет водные объекты, а также близлежащие территории, делая их непригодными для выращивания сельскохозяйственных культур.

Цель данного исследования состояла в оценке экологического состояния объектов окружающей среды в зоне влияния хвостохранилища и разработке предложений по снижению экологической напряженности.

В качестве объектов исследования рассмотрены хвостохранилища Гегануш медно-молибденового комбината «Чаарат Капан ЗАО» и Арцваникское хвостохранилище Зангезурского медно-молибденового комбината.

Шаумянское месторождение находится на юге-востоке Армении в городе Капан. Годовая производительность рудника составляет 600 тыс. т/год. Хвостохранилище построено в ущелье реки Вохджи.

Каджаранское медно-молибденовое месторождение находится на юге-востоке Армении близ города Каджаран. Запасы руды оцениваются в более чем 1 млрд т; при этом запасы чистого молибдена оцениваются приблизительно в 550 тыс. т, чистой меди – приблизительно 2,1 млн т.

Хвосты Зангезурского комбината накапливаются в Арцваникском хвостохранилище, построенном в южном Сюникском регионе Армении. На основе результатов полевых исследований была оценена степень загрязнения земель тяжелыми металлами в зоне влияния Геганушского и Арцваникского хвостохранилища, а также наличие тяжелых металлов в сельскохозяйственных культурах, выращенных в зоне влияния хвостохранилищ. Результаты исследований приведены в таблицах 1, 2.

Содержание химических элементов определяется методом атомной абсорбционной спектроскопии. Использовались приборы базового атомно-абсорбционного спектрометра «5SAA» и графитового атомно-абсорбционного спектрометра «24OZAA» фирмы «Agilent technologies».

Таблица 1 – Анализ почвы и сельскохозяйственных культур в зоне загрязнения Арцваникского хвостохранилища

| Образцы | Тяжелые металлы | | | | | | | | | | |
|--|-----------------|-------|-------|------|------|-------|-------|-------|-------|---------|--------|
| | Mo | Zr | Sr | Rb | Zn | Cu | Fe | Ti | Ca | K | S |
| Почва, север хв. Арцваник (20...50 м) | - | 152 | 415,5 | 35,4 | 82,9 | 62,8 | 39524 | 4580 | 22814 | 9716 | 115 |
| Почва, юг хв. Арцваник (20...50 м) | - | 155 | 313,7 | 48,4 | 82 | 61,4 | 36017 | 3600 | 59284 | 10893 | - |
| Почва, восток хв. Арцваник (20...50 м) | - | 135 | 306,8 | 18,6 | 84,5 | 80,4 | 48479 | 4552 | 29191 | 5828 | - |
| Почва, запад хв. Арцваник (20...50 м) | 161 | 111,7 | 217 | 99 | 141 | 1787 | 29564 | 3871 | 10953 | 2506 | 1722 |
| Черника (село Ачанан) | 12,9 | 5,6 | 16,4 | 8,8 | 12,5 | 14,3 | 146,0 | 15,6 | 8128 | 31125 | 1170 |
| Слива (село Ачанан) | 16,7 | 5,8 | 7,0 | 8,1 | - | 16,6 | 92,1 | 54,1 | 3435 | 82493,9 | 424,8 |
| Помидор (село Ачанан) | 12,8 | 6,6 | 12,5 | 5,8 | 36,9 | 34,1 | 51,9 | 15,3 | 6299 | 91953 | 2575,5 |
| Мята (село Ачанан) | 15,1 | 7,8 | 68,2 | 3,0 | 90,5 | 50,3 | 624,2 | 33,2 | 15175 | 28145 | 1231 |
| Почва (село Ачанан) | 6,7 | 163,6 | 459,9 | 28,5 | 427 | 112,9 | 45720 | 48999 | 50158 | 10546 | 348,5 |
| Шиповник (хв. Арцваник 100 м) | 6,4 | 3,9 | 82,1 | 3,3 | 9,5 | 4 | 61,8 | 33,2 | 28187 | 69862 | 4405 |
| Дуб (хв. Арцваник 200 м) | 11 | 7,6 | 172,1 | 7,6 | 87,7 | 75,4 | 2129 | 96,1 | 68623 | 3192 | 698,8 |
| Кизил (хв. Арцваник 200 м) | 9,8 | 2,2 | 263 | 1,6 | 13,1 | 21,3 | 654 | - | 60030 | 5850 | 936,7 |

Таблица 2 – Анализ почвы и сельскохозяйственных культур в зоне загрязнения Геганушского хвостохранилища

| Образцы | Металлы | | | | | | | | | | | | | | |
|--|---------|------|----|----|-----|-----|----|-------|------|-----|-----|------|--------|--------|-----|
| | Mo | Sr | Pb | As | Zn | Cu | Ni | Fe | Mn | Cr | V | Ti | Ca | K | Ba |
| Пульпа из хвостохранилища | 0 | 26 | 26 | 37 | 377 | 83 | 51 | 20154 | 1241 | 43 | 116 | 1613 | 10104 | 10213 | 218 |
| Почва с южной части хвостохранилища | 0 | 319 | 13 | 10 | 78 | 61 | 79 | 28042 | 603 | 100 | 117 | 2983 | 109712 | 10337 | 373 |
| Листья базилика | 15 | 335 | 0 | 0 | 78 | 91 | 0 | 3031 | 199 | 103 | 35 | 115 | 50550 | 68443 | 0 |
| Листья дикорастущего кустарника | 17 | 1338 | 0 | 2 | 383 | 131 | 0 | 3176 | 649 | 43 | 19 | 0 | 127106 | 63059 | 0 |
| Фасоль зеленая | 35 | 253 | 0 | 0 | 457 | 199 | 0 | 1847 | 554 | 116 | 24 | 0 | 18247 | 220003 | 0 |
| Слой земли с южной дамбы хвостохранилища | 5 | 236 | 20 | 15 | 109 | 75 | 63 | 33695 | 789 | 140 | 146 | 3757 | 42202 | 16265 | 323 |
| Слой земли с северной дамбы хвостохранилища | 2 | 230 | 20 | 13 | 93 | 81 | 68 | 34011 | 814 | 138 | 148 | 4007 | 42996 | 17017 | 387 |
| Слой земли на расстоянии 400 м от южной части хвостохранилища | 0 | 224 | 13 | 12 | 99 | 79 | 68 | 42233 | 933 | 126 | 172 | 5061 | 19157 | 12602 | 301 |
| Слой земли на расстоянии 400 м от северной части хвостохранилища | 3 | 204 | 28 | 16 | 158 | 119 | 58 | 36648 | 815 | 148 | 166 | 4485 | 25555 | 18432 | 277 |

Интенсивность пылевыведения с поверхности открытых пляжей намывных отсеков, откосов дамб и плотин зависит от скорости ветра и влажности воздуха, а также от материала пыли и ее гранулометрического состава. Пыль рассеивается на значительные расстояния и загрязняет прилегающие территории.

В литературе предлагаются методы закрепления поверхности различными вяжущими [1-4]. Данные методы имеют недостатки как технологического, так и экологического характера.

В Национальном политехническом университете Армении разработан метод решения проблемы пыления, а именно в качестве закрепителя используется 40 %-ный водный раствор поливинилацетатной дисперсии (ПВД), а для усиления адгезионной способности поверхность покрывается слоем щебня фракции 10,0-15,0 мм [5]. Раствор ПВД берется в количестве 7-8 л на 1 м² поверхности.

В ветреную погоду с поверхности хвостохранилища также удаляется определенное количество жидкости. Жидкая фаза хвостохранилища имеет следующий состав по основным компонентам: медь – 0,0055 мг/л, молибден – 0,474 мг/л, цинк – 0,0051 мг/л, железо – 0,32 мг/л. Распространяясь с воздушными потоками, капли жидкости оседают на близлежащих территориях, загрязняя их ионами тяжелых металлов.

В литературе имеются методы, снижающие количество испарений и уноса капель жидкости – это покрытие поверхности водоемов различными веществами (замедлители испарения воды, пластические шары) [6-9]. В случае хвостохранилищ эти методы не приемлемы, так как здесь необходимо испарение, в противном случае нарушается баланс производственного комплекса и необходимо будет увеличить объем хвостохранилища.

Авторами предложен метод уменьшения выноса тяжелых металлов с испарениями жидкости с поверхности хвостохранилища [10]. Согласно методу, поверхность хвостохранилища покрывается слоем вспученного перлита, который, не препятствуя процессу испарения, адсорбирует ионы тяжелых металлов. Используется фракция вспученного перлита 1,25-5 мм, а ее количество составляет 0,3-0,35 кг в расчете на 1 м² водной поверхности.

Заключение:

1. Хвостохранилища горнодобывающей промышленности являются активными загрязнителями окружающей среды, влияя на растительный и животный мир, а также на здоровье человека.

2. Анализированы близлежащие территории хвостохранилищ на наличие ионов тяжелых металлов и определены ареалы загрязненности.

3. Предложен метод уменьшения загрязнения атмосферного воздуха частицами тяжелых металлов покрытием сухих участков хвостохранилищ слоем щебня и раствором поливинилацетатной дисперсии.

4. Предложен метод уменьшения выноса ионов тяжелых металлов с испарениями жидкой фазы покрытием водной поверхности хвостохранилища слоем вспученного перлита.

Список литературы

1. Мочалов В.И., Мосин С.В. Анализ существующих способов и средств пылеподавления на хвостохранилищах железорудных горно-обогатительных комбинатов. – М.: Изд-во МГУ, 2000. – 102с.

2. Ляшенко В.И., Гурин А.А. Природоохранные технологии и средства для пылеподавления поверхностей хвостохранилищ. ЧЕРНАЯ МЕТАЛЛУРГИЯ: Бюллетень научно-технической и экономической информации. – 2016. – № 2. – с.10-17.

3. Браунер Е.Н. Физико-химическое обоснование способов повышения эффективности закрепления пылящих поверхностей на объектах горнодобывающего комплекса Забайкалья [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / Браунер Елена Николаевна. – Чита, 2000. – 193 с.

4. Сеница И.В. Разработка и исследование параметров способов закрепления пылящих поверхностей хвостохранилищ [Текст]: дис. ... канд. техн. наук / Сеница Игорь Владимирович. – Тула, 2008. – 133 с.

5. Способ закрепления пылящих поверхностей. РА, патент 622У, 2021.

6. Патент 2528490. Способ и устройства для нанесения диспергирующего вещества или других веществ на поверхности воды. – 20.09.2014.

7. Патент 1234590 Н.Ф. Раковский. Способ предотвращения испарения воды с поверхности водоемов и водотоков. – 20.01.1998.

8. Патент 285680. Способ нанесения защитной пленки на поверхность водоема. – 05.01.1971.

9. Постников А.Н. Приближенный метод оценки испарения с озер и водохранилищ // Ученые записки РГТМУ. – 2010, № 3. – с. 21-29.

10. Метод очистки водоемов. РА. Заявка АМ20210091У, 2021.

УДК 622.765

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОЛИЧЕСТВЕННОГО СОДЕРЖАНИЯ НЕФТЕПРОДУКТОВ В ПРОЦЕССАХ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ

Пестряк И. В., Лезова С. П., Морозов В. В.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

В настоящее время для извлечения технических алмазов классов крупности менее 1 мм на обогатительных фабриках АК «АЛРОСА» применяют пенную сепарацию [1]. В качестве собирателей используют различные нефтепродукты, включая мазут флотский Ф-5, водонефтяные эмульсии и смеси на их основе. Нефть и нефтепродукты (НП), и, соответственно, компаундные собиратели на их основе, в целом, представляют собой сложные

смеси различных по природе компонентов, концентрации которых различаются, вследствие чего наблюдается ухудшение показателей пенной сепарации.

Для подбора составов сложных собирателей необходимо применить подход, рассматривающий смесь нефтепродуктов переменного состава, как смесь фракций: легких дистиллятов, нефтяных масел, смол и асфальтенов; с постоянными свойствами, обладающих максимальной собирательной способностью в процессах пенной сепарации. Для оценки фракционного состава собирателя, распределения его основных фракций между твердой и жидкой фазами необходимо разработать методику анализа.

Существуют дифференциальные и интегральные методы определения нефти и нефтепродуктов. К дифференциальным относят газовую, газожидкостную и жидкостную хроматографию, хромато-масс-спектрометрию. К интегральным – гравиметрию, УФ- и ИК-спектрофотометрию, люминесценцию [2]. Но гравиметрический метод для определения низких концентраций НП требует больших объемов анализируемых проб. Люминесцентно-хроматографическим и флуориметрическим методами не определяются легкие дистилляты, так как способностью люминесцировать обладает лишь часть УВ [3].

Метод ИК-спектрометрии позволяет определять сумму алифатических и полиароматических углеводородов и применим для анализа нефтяных углеводородов с концентрацией от 0,05 мг/л. Преимущество метода ИК-спектроскопии – меньшие потери легких фракций, чем при определении НП другими способами [4].

Все вышесказанное подтверждает необходимость разработки комбинированной методики определения как количественного содержания НП в продуктах пенной сепарации, так и их распределения по фракциям между твердой и жидкой фазами в процессе обогащения.

Разработанная комбинированная экстракционно-спектральная методика определения нефтепродукта включает экстракцию нефтепродуктов четыреххлористым углеродом из водной и твердой фаз после проведения процесса пенной сепарации с последующим измерением оптической плотности экстрактов на спектрофотометре при облучении световым потоком с длиной волны 364 нм с целью количественного определения НП в каждой фазе. Для исследования распределения основных фракций сложного собирателя между твердой и жидкой фазами используется ИК-спектрометрия полученных экстрактов в области 2700–3200 см⁻¹ (интегральные интенсивности поглощения в этой области обусловлены валентными колебаниями СН₃- и СН₂-групп алифатических и алициклических соединений и боковых цепей ароматических углеводородов, а также связей СН ароматических соединений).

Экстрагентом является четыреххлористый углерод, так как обеспечивает практически полное извлечение НП, обладает достаточной прозрачностью в аналитической области спектра и летучестью. Оптимальное время полного извлечения НП – 4 мин, соотношение объемов органической фазы к водной – 1:5.

Все операции по взвешиванию проводят с точностью 0,0002 г. Готовят рабочий раствор. Для чего на аналитических весах взвешивают пустую, чистую и сухую мерную колбу объемом 50 мл. Затем в нее вносят $10 \pm 0,1$ мг нефтепродукта и снова взвешивают. По разнице определяют массу нефтепродукта (m). Растворяют навеску нефтепродукта в небольшом объеме CCl_4 и доводят растворителем до метки. Мерной пипеткой отбирают 25 мл рабочего раствора нефтепродукта и переносят в другую мерную колбу на 50 мл и доводят растворителем до метки (разбавляют в 2 раза – $m/2$ мг нефтепродукта). Из второй колбы также отбирают 25 мл раствора в третью и доводят до метки ($m/4$ мг нефтепродукта) и т.д. (еще 7 раз). Затем для каждого раствора определяют его оптическую плотность при длине волны 364 нм. При измерении оптической плотности предпочтительно использовать кюветы с толщиной слоя 20 мм. Раствором сравнения служит растворитель. Измерения оптической плотности ведут от самого разбавленного раствора по мере возрастания содержания нефтепродукта. По полученным данным строят калибровочный график зависимости $D = f(m)$, где D — показания фотоколориметра по равномерной шкале.

Приготовление исследуемых проб включает следующие операции. После проведения пенной сепарации полученный концентрат алмазов подсушивают, взвешивают, переносят в мерную колбу и обрабатывают 50 мл CCl_4 в течение 3-4 минут в закрытой колбе. Далее определяют величину оптической плотности полученного экстракта. Также обрабатывают и исследуют хвосты флотации.

Измеряют объем водной фазы, переносят ее в делительную воронку с крышкой. Добавляют 50 мл CCl_4 . Тщательно перемешивают. Жидкости разделяют. Экстракт фотоколориметрируют. После чего по калибровочному графику находят количество нефтепродуктов в исследуемых пробах. Для всех экстрактов делают ИК-спектры.

С целью оценки эффективности разработанной методики она была применена для количественного определения нефтепродукта в концентрате, в хвостах и в водной фазе пенной сепарации алмазов. Эксперимент проводился на лабораторной установке пенной сепарации с собирателем флотским мазутом Ф-5. Были приготовлены эталонные растворы флотского мазута Ф-5 в четыреххлористом углероде и определена их оптическая плотность при $\lambda = 364$ нм. По результатам построена калибровочная кривая, представленная на рисунке 1.

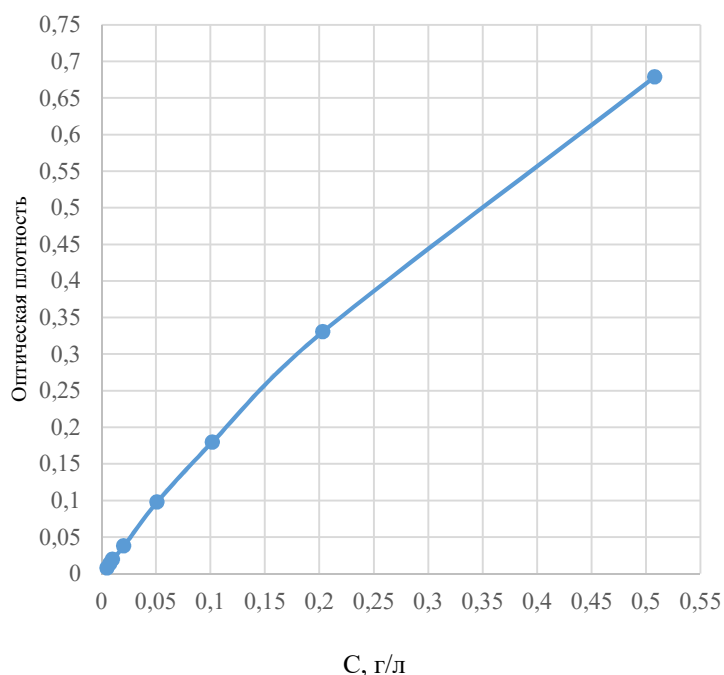


Рисунок 1 – Калибровочная кривая, $\lambda = 364$ нм (зависимость оптической плотности от концентрации собирателя)

Далее, в соответствии с методикой, готовят пробы для измерения оптической плотности и определения количества НП в них. Определенные по калибровочной кривой содержания нефтепродукта в них, представлены в таблице 1. Как видно из данных таблицы 1 на концентрат приходится 61 % от исходного содержания нефтепродукта, 34 % переходит в водную фазу.

Таблица 1 – Анализ распределения собирателя – флотского мазута Ф-5 – при проведении процесса флотации

| Показатель | Продукты | | |
|---------------------------------|------------|--------|-------------|
| | концентрат | хвосты | водная фаза |
| Концентрация в экстрагенте, г/л | 0,0727 | 0,0063 | 0,041 |
| Распределение, % | 60,60 | 5,2 | 34,18 |

Для подготовленных проб сняты ИК-спектры, представленные на рисунке 2. Анализ спектров на рисунках 2 а и 2 б показывает, что на алмазах закрепляются все фракции исходного собирателя.

Сравнение ИК-спектров на рисунках 2 в и 2 г показало, что легкие дистилляты, выраженные валентными колебаниями CH_3 - и CH_2 - групп (волновые числа 2950, 2924, 2853 см^{-1}) присутствуют как на алмазах, так и в жидкой фазе. Валентные колебания С-С кольца (1630-1440 см^{-1}) подтверждают наличие полициклических (ароматических) углеводородов в этих фазах.

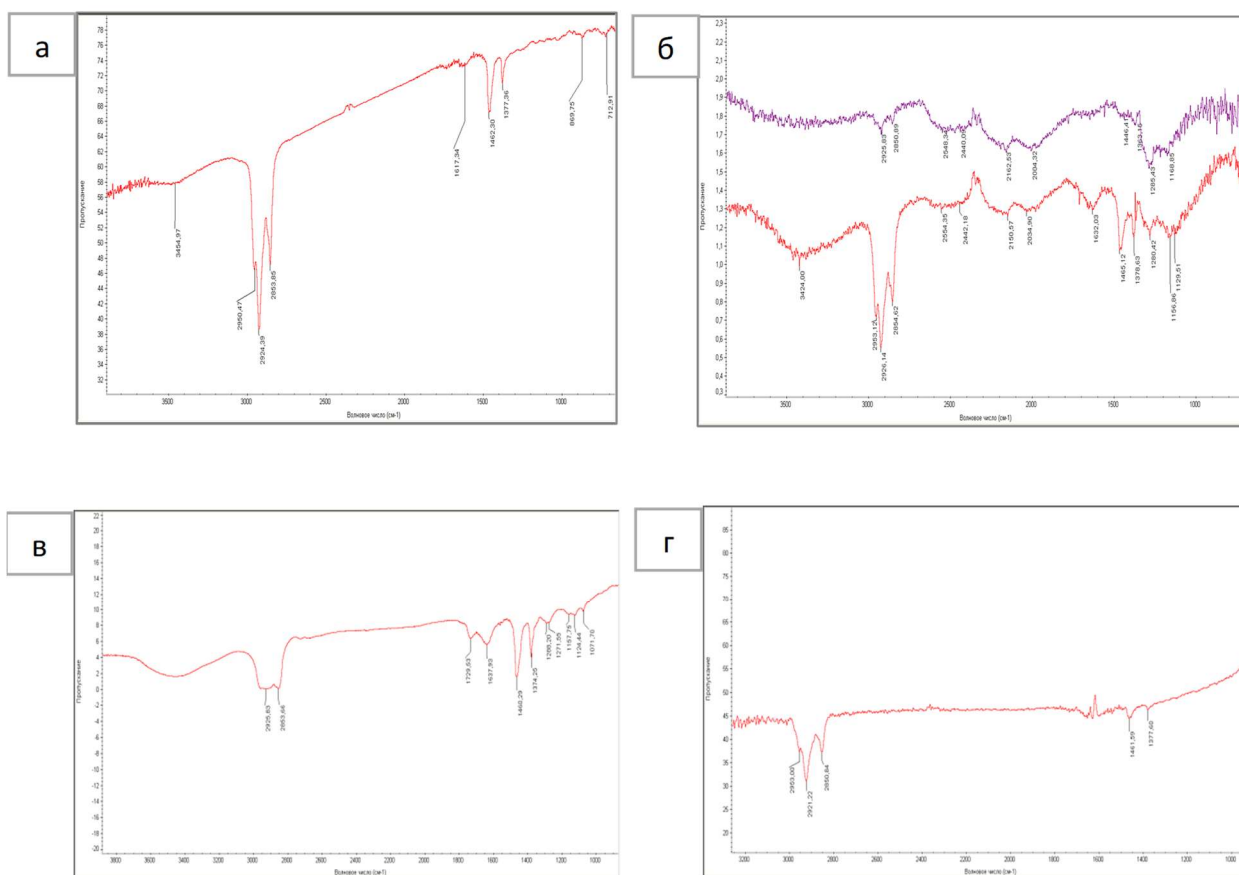


Рисунок 2 – ИК-спектр собирателя - мазута Ф-5 (а), обработанных алмазов (б), экстракта из жидкой фазы (в) и экстракта с алмазов (г)

На ИК-спектре алмазов, обработанных экстрагентом, приведенном на рисунке 3, отражены преимущественно валентные колебания С-С ароматического кольца ($1630-1440\text{ см}^{-1}$), характерные нефтяным смолам и асфальтенам. Следовательно, можно предположить, что наиболее тяжелые фракции компаундного собирателя закрепляются непосредственно на поверхности алмазов и служат гидрофобным основанием, пригодным для закрепления остальных фракций используемого в качестве собирателя нефтепродукта.

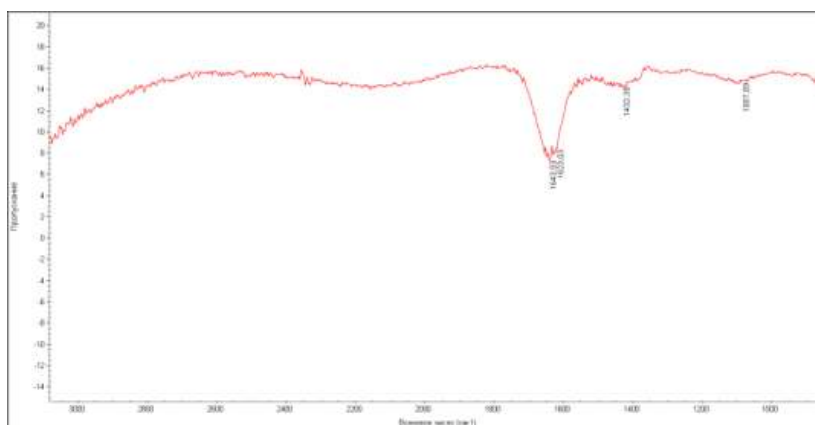


Рисунок 3 – ИК-спектр алмазов после экстрагирования с его поверхности закрепившегося собирателя

Список литературы

1. Махрачев А. Ф., Двойченкова Г.П., Лезова С.П. Исследование и оптимизация состава компаундных собирателей для пенной сепарации алмазов // Горн. инф.-анал. бюлл., 2018. – № 11. – С. 178-185.
2. Леоненко И.И., Антонович В.П., Андрианов А.М., Безлуцкая И.В., Цымбалюк К.К., Методы определения нефтепродуктов в водах и других объектах окружающей среды (обзор). Методы и объекты химического анализа, 2010, т. 5, № 2, с. 58-72.
3. Гладилович Д.Б. Флуориметрический метод контроля содержания нефтепродуктов в водах // Партнеры и конкуренты. – 2001. – № 12. – С. 11-15.
(www.lumex.ru/library/publication1.pdf)
4. Гомеля Н.Д., Калабина Л.В., Хохотва А.П. Экстракционно-спектрофотометрический метод определения суммарного содержания нефтепродуктов в воде // Химия и технология воды. – 1999. – 21, № 6. – С. 611–616.

УДК 622.7.09:620.113

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И ОБОРУДОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННОГО ВЫСОКОЧАСТОТНОГО СПОСОБА ОТБОРА И ПОДГОТОВКИ ПРОБ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

Козин В. З.¹, Ступакова Е. В.², Комлев А. С.¹

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

²ПАО «ГМК «Норильский никель», г. Москва, Россия

Расчет числа точечных проб выполняется в соответствии с ГОСТ 14180-80 «Руды и концентраты цветных металлов. Методы отбора и подготовки проб для химического анализа и определения влаги» по формуле:

$$N_T = \frac{4V_T^2}{P_{\text{доп}}^2}, \quad (1)$$

где V_T – коэффициент вариации точечных проб

$P_{\text{доп}}$ – допустимая относительная погрешность отбора объединенной пробы.

Расчет по формуле (1) является неопределенным, так как обе величины V_T и $P_{\text{доп}}$ фактически назначаются произвольно.

Коэффициент вариации точечных проб определяют только экспериментально, так как неоднородность опробуемого массива формируется произвольным образом, не поддающимся теоретическому описанию. Такой эксперимент является трудоемким, тогда как получаемый результат характеризуется значительной относительной погрешностью (40-70 % и более).

Допустимая относительная погрешность отбора объединенной пробы может быть назначена только ориентировочно, так как полный расчет погрешностей при принятой технологии опробования не делается. Действую-

ший ГОСТ 14180-80 предлагает погрешность отбора принимать равной погрешности анализа навесок. Такой алгоритм только подчеркивает необоснованность выбора погрешности отбора объединенной пробы.

В итоге следует констатировать, что расчет числа точечных проб по формуле (1) является произвольным и недостоверным.

В ГОСТ 14180-80 предлагается в случае отсутствия экспериментального определения коэффициентов вариации точечных проб принимать его для руды равным 35 %, а для концентратов – 5 %. Допустимые относительные погрешности анализа как для руд, так и для концентратов равны 1 %.

Следовательно, максимально возможное число точечных проб на обогатительной фабрике будет получено при расчете точки отбора проб от руды и будет равно 4900. Пробоотбиратель, отбирающий за контрольный период более 4900 точечных проб, фактически становится универсальным для любой обогатительной фабрики. Такой пробоотбиратель пригоден для установки на любом продукте, исключая экспериментальные работы по определению коэффициентов вариации, определению допустимой погрешности отбора проб и, в итоге, исключая расчет числа точечных проб.

Новые пробоотбиратели, отбирающие увеличенное число точечных проб по указанным выше условиям, разработаны ООО «Таилс и КО» г. Екатеринбург, как для пульпы под общей маркой «СОП», так и для сыпучих материалов под общей маркой «СОД».

Пробоотбиратель «СОП» включают в себя узел турбулизации элемента опробуемого потока и отбора первичной пробы способом продольных сечений, встраиваемый непосредственно в транспортную магистраль пульпового продукта (щелевой поточный пробоотборник типа «ПЩП»), а также модуль, состоящий из секторного пробоотбирателя и дискового сократителя потока (пробосо-кратительный модуль типа «МП»). Точечные пробы секторным пробоотбирателем отсекаются каждые две секунды. За смену продолжительностью 12 часов будет отобрано 21600 проб.

Дисковый сократитель выделяет за две секунды десять точечных проб, направляемых в накопленную сменную пробу. При получаемом числе точечных проб разработанные пробоотбиратели типа «СОП» становятся универсальными для всех обогатительных фабрик.

Случайная относительная погрешность отбора пробы от потока пульпы за смену составит

$$P_{\alpha \text{ см}}^2 = \frac{4V_{\text{T}}^2}{N_{\text{T}}} + \frac{4V_{\text{K}}^2}{n_{\text{Д}} \cdot N_{\text{Д}}} . \quad (2)$$

где V_{T} – коэффициент вариации точечных проб (принято максимальное значение по ГОСТ 14180-80, равное 35 %);

V_{K} – покусковой коэффициент вариации (для примера $V_{\text{K}} = 635,3$ %);

N_{T} – число точечных проб, отбираемых секторным сократителем ($N_{\text{T}} = 21600$);

n_d – число кусочков, отбираемых в точечную пробу дисковым сократителем ($n_d = 7000$);

N_d – число точечных проб, отбираемых дисковым сократителем ($N_d = 216000$).

Общая принципиальная схема комбинированного высокочастотного пробоотбирателя представлена на рисунке 1.

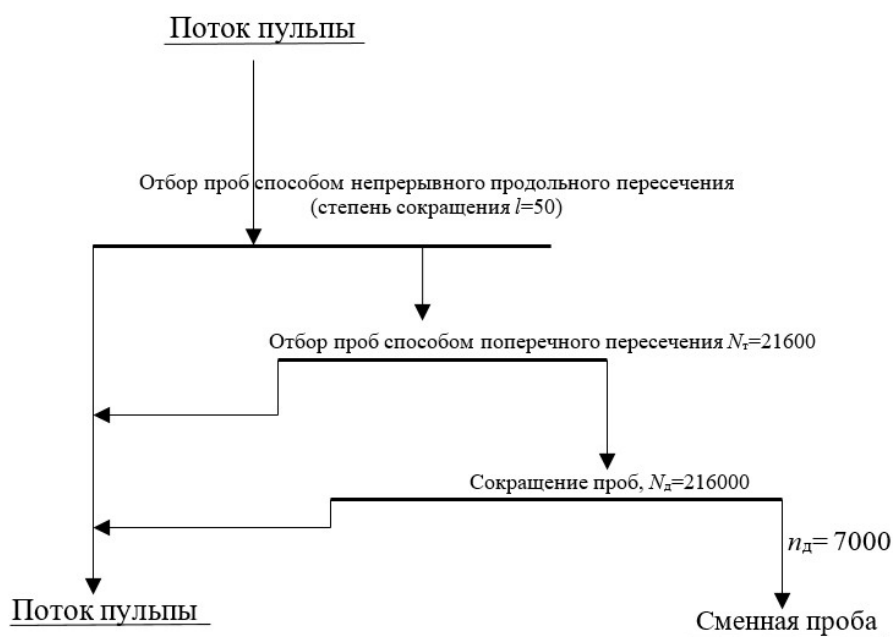


Рисунок 1 – Принципиальная схема комбинированного высокочастотного пробоотбирателя

Случайная погрешность отбора сменной пробы P_{α} , будет равна

$$P_{\alpha_{см}}^2 = \frac{4 \cdot 35^2}{21600} + \frac{4 \cdot 635,3^2}{7000 \cdot 216000} = 0,227 + 0,001 = 0,228 \%^2 .$$

$$P_{\alpha} = 0,48 \% .$$

Так как число отбираемых проб N_t и N_d predeterminedено конструкцией комбинированного высокочастотного пробоотбирателя, а случайная погрешность, вносимая дисковым сократителем, пренебрежимо мала, то погрешность отбора проб будет зависеть только от коэффициента вариации точечных проб V_t , максимальное значение которого соответствует погрешности менее 0,5 %. Реальные коэффициенты вариации для руд примерно в два раза меньше, а для концентратов меньше на порядок.

В продуктах обогащительных процессов полезный компонент и порода зачастую заключены в отдельных зернах, которые даже при относительно малом интервале времени между отбором проб в эти пробы могут не попасть.

Опробование потоков с интервалом между отбором в две секунды обеспечивает полное отражение в сменной пробе ураганных проб и, соответственно, исключает занижение массовых долей в пробах руд и хвостов, а также завышение массовых долей в пробах концентратов.

Новые пробоотбиратели выпускаются в виде станций опробования типа «СОП» для пульповых продуктов и дисковых сократителей типа «СОД» для сыпучих кусковых материалов.

Типоразмер станции опробования типа «СОП» определяется диаметром трубопровода и производительностью опробуемого потока. Станции опробования типа «СОП» могут быть установлены на трубопровод диаметром от 89 до 820 мм при производительности потока до 2000 м³/ч. Станции опробования внедрены на 31 предприятии Российской Федерации и стран ближнего зарубежья. Все имеющиеся на обогатительных фабриках точки опробования пульповых продуктов оснащены станциями опробования за период с 2010 г. в АО «Рудник Александровский», двух золотоизвлекательных фабриках ОАО «Южуралзолото Группа Компаний», ТОО «Бакырчикское горнодобывающее предприятие», АО «RMG Corper», ОсОО «КАЗ Минералз Бозымчак». На трех балансовых точках обогатительных фабрик за период с 2010 г. станции опробования внедрены на обогатительных фабриках АО «Бурибаевский ГОК», АО «Святогор», ЗАО ЗДК «Золотая звезда», ЗАО «Новоорловский ГОК», АО «Варваринское», Филиал ППМ АО «Уралэлектромедь», АО «Вишневогорский ГОК».

Примеры размещения станций опробования пульпы на объектах и общая компоновка оборудования приведены на рисунках 2 и 3.



**Рисунок 2 – Станции опробования типа «СОП-1П»
для опробования питания флотации:**

1 – пробоотборник типа «ПЩП»; 2 – модуль пробосократительный МП-04Р



а



б

Рисунок 3 – Расположение щелевых пробоотборников ПЩП-159-02К и ПЩП-219-04К на вертикальных участках трубопроводов:

а – пробоотборники щелевые ПЩП-159-02К;

б – пробоотборник щелевой ПЩП-219-04К в составе СОП-1-219-04П

Применение станций опробования типа «СОП» для опробования потоков пульпы обеспечивает следующие преимущества:

1. Обнаружение скрытых излишков и потерь ценных компонентов (по результатам работы обогатительных фабрик);
2. Механизация процесса отбора проб.
3. Механизация операций перемешивания и сокращения проб непосредственно в точке их отбора.
4. Высокая эксплуатационная надежность оборудования.

Дисковые сократители позволяют механизировать отбор проб от продуктов в емкостях путем перегрузки продукта из одной емкости в другую с одновременным отбором пробы. Для этого неподвижную массу, находящуюся в конвейере, вагоне и т.п., следует направить в бункер, из которого материал потоком направляется в сократитель, где каждый элемент потока перемешивается, образуя первичную пробу, от которой отбирается большое число микропорций, образующих непрерывный поток точечных проб, формирующих начальную пробу. Прошедший через сократитель опробуемый материал может быть собран в ту же самую тару или аналогичную по объему емкость, а также может быть направлен в технологический процесс. Такой вариант комбинированного способа идеально подходит для сокращения проб в лаборатории, когда обычно технологией пробоподготовки предусматривается длительное перемешивание и сокращение проб. Для реализации указанного способа разработана серия дисковых сократителей для сыпучих продуктов максимальной крупностью от 6 до 80 мм и производительностью до 24 м³/ч. При необходимости перед дисковым сократителем в технологической линии устанавливается дробилка. На сегодняшний день дисковые

сократители внедрены или находятся на стадии внедрения в производство на 19 предприятиях Российской Федерации и стран ближнего зарубежья. Для опробования всей партии продукта способом перегрузки дисковые сократители начиная с 2005 года внедрены в производство в АО «ЕЗ ОЦМ», АО «Кыштымский медеэлектролитный завод», ОАО «Уфалейникель», ОАО «Уралмеханобр», ООО «Компания Интерполихим».

Дисковые сократители на объектах приведены на рисунке 4.



Рисунок 4 – Дисковые сократители в отделении пробоподготовки:
а – СОД-2-100В; б – СОД-2-300В; в – СОД-2-400В

Применение дисковых сократителей типа «СОД» для опробования сыпучих продуктов обеспечивает следующие преимущества:

1. Механизация процесса отбора проб.
2. Механизация операций перемешивания и сокращения проб как непосредственно в точке их отбора, так и на этапе пробоподготовки.
3. Высокая эксплуатационная надежность оборудования.
4. Возможность применения как в качестве отдельного оборудования, так и в составе технологических линий после пробоотборников и дробилок.

По опыту внедрения дисковых сократителей и станций опробования на обогатительных фабриках, перерабатывающих медно-цинковые и золотосодержащие руды, установлено снижение погрешностей объединенных сменных проб по сравнению с применявшимся ранее оборудованием и способами опробования. Высокая представительность и эксплуатационная надежность позволяют использовать оборудование преимущественно для товарного опробования продуктов обогащения, при этом результаты эксплуатации в течение длительного времени демонстрируют систематическое снижение величины невязки товарного баланса. Это установлено экспериментально при помощи расчета невязки как по результатам параллельного опробования продуктов переработки, так и по результатам сравнения величины относительной невязки за различные периоды работы на сырье одного состава (таблица 1).

Таблица 1 – Снижение величины невязки товарного баланса после перехода на комбинированный способ отбора и подготовки проб

| Обогащительная фабрика | Период работы, мес. | Ценный компонент | Изменение невязки товарного баланса за период работы, % | |
|--|---------------------|------------------|---|-------|
| До перехода на комбинированный способ | | | | |
| Медно-цинковая | 8 | Медь | +4,1 | - 5,9 |
| | | Цинк | +4,7 | -3,3 |
| ЗИФ | 10 | Золото | +5,9 | -7,1 |
| | | Серебро | +4,7 | -4,3 |
| После перехода на комбинированный способ | | | | |
| Медно-цинковая | 12 | Медь | +3,2 | -3,6 |
| | | Цинк | +2,9 | -3,3 |
| ЗИФ | 16 | Золото | +3,5 | -4,8 |
| | | Серебро | +2,3 | -2,5 |

В таблице 2 показаны данные по производительности процесса сокращения материала на нескольких предприятиях с использованием немеханизированных методов и сократителей типа «СОД».

Таблица 2 – Производительность участка пробоподготовки при использовании различных методов сокращения

| Профиль производства | Наименование (вид) сокращаемого материала | Продолжительность процесса перемешивания и сокращения пробы, ч | |
|----------------------|---|--|------------------------------------|
| | | немеханизированное сокращение способом квартования (масса пробы, кг) | сокращение на дисковом сократителе |
| Обогащительное | Исходная руда | 1,2 (50) | 0,3 |
| Медеплавильное | Концентрат гравитационный | 1,4 (72) | 0,4 |
| Электролизное | Шлаки отделения аффинажа | 4,2 (900) | 0,6 |
| | Шлаки металлургического передела | 2,5 (550) | 0,5 |

Из приведенных в таблице 2 данных следует, что при использовании дисковых сократителей для формирования сокращенных проб были улучшены показатели работы участков пробоподготовки: производительность процессов усреднения и сокращения пробы возросла в среднем в 4,9 раза.

Разработанное новое оборудование для реализации высокочастотного отбора точечных проб позволяет:

- исключить при опробовании как систематическую, так и вероятную систематическую погрешность;
- минимизировать случайную погрешность;
- механизировать отбор проб как от потоков, так и от неподвижных масс;

- механизировать перемешивание и сокращение проб в лабораториях;
- снизить невязку товарного баланса в 1,5-2,0 раза;
- снизить расходы на приобретение и обслуживание систем опробования в 2-3 раза.

УДК 622.7.09

СОПОСТАВЛЕНИЕ ПОЛНОЙ И СОКРАЩЕННОЙ ФУНДАМЕНТАЛЬНОЙ ФОРМУЛЫ РАСЧЕТА СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ ПОДГОТОВКИ ПРОБ

Ступакова Е. В.

ПАО «ГМК «Норильский никель», г. Москва, Россия

Случайная погрешность опробования в соответствии с технологической схемой, включающей последовательно выполняемые операции отбора, подготовки и анализа проб, определяется по формуле [1]:

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

где $S_{\alpha}^2, S_{\text{от}}, S_{\text{под}}$ и $S_{\text{ан}}$ – случайные среднеквадратичные погрешности результата опробования, отбора, подготовки и анализа проб.

Полная фундаментальная формула расчета случайной погрешности опробования представлена в следующем виде [2]:

$$S_{\alpha}^2 = \frac{S_{\text{т}}^2}{N_{\text{т}}} + \frac{K_{\text{и}}}{N_{\text{об}}} \cdot \sum_{j=1}^k \cdot gfS_{kj}^2 \cdot \rho(d_j)^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{j \text{ кон}}} - \frac{1}{q_{j \text{ нач}}} \right) + \frac{1}{n} \cdot \left[gfS_{\text{к нав}}^2 \cdot \rho(d_{\text{нав}})^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{\text{нав}}} - \frac{1}{q_{\text{пак}}} \right) + \frac{1}{n_{\text{м}}} S_{\text{м}}^2 \right], \quad (2)$$

где $S_{\text{т}}^2$ – дисперсия точечных проб для рассчитываемого контрольного периода;

$N_{\text{т}}$ – число точечных проб, отбираемых в течение контрольного периода;

$K_{\text{и}}$ – коэффициент качества работы исполнителя при подготовке проб, $K_{\text{и}} = 2$, получен экспериментально путем сопоставления средней дисперсии, получаемой исполнителями при сокращении проб, с дисперсией, получаемой по аналитической формуле сокращения;

$N_{об}$ – число объединенных на контрольном периоде проб, подвергающихся подготовке к анализу;

k – число стадий подготовки проб;

g – коэффициент, учитывающий гранулометрический состав пробы, для равномерного распределения $g=0,25$;

f – коэффициент формы зерен, для рудных минералов $f=0,4$, для золота и других ковких компонентов $f=0,2$;

S_{kj}^2 – покусовая дисперсия на j -ой стадии сокращения пробы;

ρ – плотность пробы, кг/м³;

d_j – крупность материала пробы на j -ой стадии сокращения, $d_j = d_{95}$, мм;

q_j – масса пробы на j -ой стадии сокращения, кг;

n – число анализируемых навесок пробы;

n_M – число измерений массовой доли компонента в одной навеске пробы;

S_M^2 – случайная погрешность (дисперсия) метода анализа (методики измерений);

$q_{нав}$ и $q_{пак}$ – масса навески пробы, направляемой на анализ, и масса подготовленной к анализу пробы в пакете.

Для получения расчетной формулы следует найти коэффициент схемы подготовки $K_{п}$, объединяющий повторяющиеся при расчетах случайной погрешности величины.

Для руд, хвостов и других бедных по массовой доле продуктов:

$$K_{п} = \frac{K_{и} \cdot g f \cdot \rho_M \cdot \beta_M \cdot 10^{-5}}{\alpha}. \quad (3)$$

Для концентратов и других богатых по массовой доле продуктов:

$$K_{п} = \frac{K_{и} g f \rho_M \cdot (\beta_M - \alpha) \left[1 - \frac{\alpha}{\beta_M} \left(1 - \frac{\rho_{п}}{\rho_M} \right) \right]^2 \cdot 10^{-5}}{\alpha}, \quad (4)$$

где $\rho_{п}$ и ρ_M – плотности породы и минерала;

β_M – массовая доля компонента в минерале;

α – массовая доля компонента в руде/продукте.

Удобно также перейти к расчету относительной случайной погрешности, исключив промежуточные преобразования, по одной конечной формуле:

$$P_{\alpha}^2 = \frac{4V_T^2}{N_T} + \frac{K_{п}}{N_{об}} \left[\sum_{j=1}^l d_j^b d_3^{3-b} \left(\frac{1}{q_j \text{ кон}} - \frac{1}{q_j \text{ нач}} \right) + \sum_{j=l+1}^k d_j^3 \left(\frac{1}{q_j \text{ кон}} - \frac{1}{q_j \text{ нач}} \right) \right] + \frac{1}{n} \left[K_{п} d_{нав}^3 \left(\frac{1}{q_{нав}} - \frac{1}{q_{пак}} \right) + \frac{P_M^2}{n_M} \right], \quad (5)$$

где V_T – коэффициент вариации компонента в продукте, %;

d_3 – размер зерна, мм;

P_M – относительная случайная погрешность метода анализа (методики измерений), %.

Так как конечные массы пробы при сокращении в несколько раз меньше начальных, а число измерений массовой доли компонента в одной навеске пробы (n_m) равно единице, то формулу (5) можно представить в виде сокращенной (рабочей) расчетной формулы:

$$P_{\alpha}^2 = \frac{4V_T^2}{N_T} + \frac{K_n}{N_{об}} \left(\sum_{j=1}^l \frac{d_j^b d_3^{3-b}}{q_j} + \sum_{j=l+1}^k \frac{d_j^3}{q_j} \right) + \frac{1}{n} \left(\frac{K_n d_{нав}^3}{q_{нав}} + P_M^2 \right). \quad (6)$$

Расчет операций сокращения выполняется от 1 до l для сростков ($d_j > d_3$) и от l до k ($d_j \leq d_3$) для раскрытого материала.

В формуле (6) d_3 – крупность зерен минерала $d_{95,3}$, а b – показатель вкрапленности [1]. Для неравномерно вкрапленных руд $b=1,5$.

В качестве примера сопоставления полной и сокращенной формул расчета случайных погрешностей рассчитаны три точки опробования: руда, медный концентрат и хвосты. Определены случайные погрешности подготовки проб по основному компоненту – меди и по попутному – золоту.

В таблице 1 представлено соотношение результатов расчета случайных погрешностей по полной (5) и сокращенной формуле (6) из которого следует, что упрощение формулы повышает относительную погрешность не более чем на 1 % для золота и не более, чем на 0,11 % для меди.

Таблица 1 – Сопоставление относительных случайных погрешностей подготовки проб

| Продукт | Металл | Относительная случайная погрешность подготовки проб, % | | Расхождения, % |
|------------|--------|--|----------------|----------------|
| | | По формуле (5) | По формуле (6) | |
| Руда | Cu | 0,88 | 0,99 | 0,11 |
| | Au | 7,73 | 8,64 | 0,91 |
| Концентрат | Cu | 0,077 | 0,080 | 0,003 |
| | Au | 2,80 | 2,90 | 0,10 |
| Хвосты | Cu | 0,474 | 0,483 | 0,009 |
| | Au | 13,7 | 14,5 | 0,80 |

В сокращенной формуле исключена начальная масса пробы и масса подготовленной к анализу пробы в пакете, поступающая в аналитическую лабораторию. Относительная случайная погрешность подготовки проб, рассчитанная по сокращенной формуле, больше на величины расхождений (таблица 1), которые являются незначительными и приемлемыми при расчетах схем подготовки проб.

Список литературы

1. Козин, В.З. Опробование минерального сырья / Екатеринбург. Изд-во УГГУ. – 2011. – 316 с.
2. Козин, В.З. Анализ схем подготовки проб на основе покусковых коэффициентов вариации массовых долей компонентов / В.З. Козин, А.С. Комлев, Е.В. Ступакова // Обогащение руд. – 2021. – №1. – С. 15-19. DOI:10.17580/or.2021.01.03.

УДК 550.84+669.71

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА В ПРОИЗВОДСТВЕ ГЛИНОЗЕМА

Головных Н. В.¹, Жуков Е. И.², Кирюшин Е. В.³, Шепелев И. И.³

¹ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

²АО «РУСАЛ Ачинск», г. Ачинск, Россия

³НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

Впервые запасы диоксида углерода на нашей планете образовались в аккреционный период в результате взаимодействия частиц льда и углеродистого хондрита с межзвездным газом, находившимся в протопланетном облаке. Дальнейшее поступление на поверхность земной коры диоксида углерода происходило за счет геологических процессов. Общеизвестна роль мирового океана в геологической истории Земли, позволившего абсорбировать из древней атмосферы, а затем связать запасы выделенной углекислоты в отложения карбонатных пород (известняков, доломитов), избежав тем самым, катастрофической парниковой эволюции климата планеты Венера, оставшейся без гидросферы. Поэтому океаны и моря, образовавшие после остывания планеты, могли удерживать диоксид углерода за счет действия ионных равновесий между растворенными в воде молекулами диоксида углерода и ионами карбонатов и бикарбонатов. Равновесность данной системы контролируется физическими факторами, так, когда повышение температуры воды снижало растворимость диоксида углерода, это приводило к его выделению в атмосферу (океан начинал «дышать»). Движение поверхностных вод задействовало механизм выщелачивания из горных пород ионов металлов, которые связывали оксид углерода в осадки. Одновременно депонировался биогенный углерод (кероген), что позволило поддерживать балансовую долю диоксида углерода [1] в атмосфере на приемлемом уровне для развития жизни. За счет поглощения растениями и выделения организмами (дыхания, гниения) стал возможен круговорот диоксида углерода в биосфере (экосистемах, биогеоценозах). С развитием цивилизации в глобальном геохимическом цикле соединений углерода возросла антропогенная, а с началом промышленной революции и техногенная составляющие [2].

При разработке природоохранных технологий следует учитывать, что диоксид углерода является достаточно прочным химическим соединением, с незначительной склонностью к физической адсорбции, благодаря присутствию в водных растворах слабой 2-х основной угольной кислоты, он образует характерный ряд минералов – карбонатов, составляющих около 3,6 % от массы земной коры (общая доля связанного диоксида углерода – 0,7 %). Основную массу карбонатных отложений формируют малорастворимые минералы 2-х валентных металлов – кальцит, магнезит, сидерит. Легкорастворимые карбонаты одновалентных щелочных металлов (сода, поташ, карбонат лития) кристаллизуются только в случае пересыщения или выпаривания природных рассолов, образуя эвапориты. В составе минерального вида карбонатов могут диагностироваться в качестве примесей все петрохимические элементы, образующие до 98% массы верхней литосферы и гидросферы Земли. Вместе с тем, двухосновность угольной кислоты ограничивает возможность образования простых карбонатов 3-х, 4-х и более валентных металлов. В соединениях кремния – это силикаты с добавочным карбонатным анионом (например, минерал – сперрит), для алюминия – двойные карбоалюминаты со щелочным металлом (минерал – даусонит), для титана и 3-валентного железа природные карбонаты неизвестны.

Рассмотрим данную ситуацию в отечественном производстве глинозема, осуществляемом способом спекания алюминиевых руд с модульными добавками – известняком и содой [3]. При переработке нефелиновых руд, теоретически, из каждых 4 молей диоксида углерода, выделяемых при получении 1 моля глинозема способом спекания 2 молей нефелина с 4 молями кальцита, только 1,5 моля диоксида углерода идет на получение 1,5 молей соды. Остальные 1,5 моля диоксида углерода могут быть абсорбированы технологическими растворами и оставлены в «незавершенном» производстве. Это объясняется тем, что циркулируемые алюминатные и содовые растворы содержат значительное количество карбонат-ионов, обеспечивающих необходимый в производстве глинозема оборот щелочи (для создания и поддержания Мку). Алюминий, в отличие от щелочного металла, не образует химического соединения непосредственно с карбонат-ионами, однако, присутствие такого сложного соединения, как гидроалюмокарбоната натрия или калия - ГАК (аналога природного минерала – даусонита), постоянно фиксируется в оборотных пульпах заключительной стадии карбонизации алюминатных растворов, возвращаемых снова на растворение. Это способствует обороту щелочи и удержанию углерода в технологических растворах. Остальное количество диоксида углерода приходится на неиспользуемый 1 моль диоксида углерода, который следует удалить в виде избыточного парникового газа. Кроме диоксида углерода подлежат удалению получаемые при спекании 2 моля белитового отхода – двухкальциевого силиката, обеспечивающего известковый модуль Мизв шихты для связывания кремнезема и силикатов.

Вместе с тем, техногенный диоксид углерода, выделяемый при спекании нефелиновых руд с известняком, является важным вторичным реагентом, который может повысить степень карбонизации технологических растворов и обеспечить более полное разложение растворенных алюминатов натрия и калия, а также выход конечных продуктов - глинозема и содопродуктов (сода, поташа, сульфата калия). При улавливании диоксида углерода в техногенной зоне глиноземного производства наиболее активными реагентами для связывания избытка диоксида углерода в карбонаты и бикарбонаты могут быть водные системы, накапливающие ионы щелочных металлов. Существует возможность более полного использования выброса диоксида углерода в виде вторичного ресурса в пределах промышленной площадки и техногенной зоны для повышения рециклинга полезных оксидов алюминия, натрия, калия, кальция и кремния, а также отработанных шламов и гипсов - в качестве вторичного сырья в сопутствующих технологиях.

Наибольшими возможностями для улавливания техногенного диоксида углерода обладает технологическая система гидрохимического цикла глиноземного производства благодаря высокой концентрации растворенных веществ (солеосодержание до 200 г/л) и удельному объему оборотного раствора 12-15 м³ на 1 т глинозема. Согласно регламенту, маточный раствор возвращается в «голову» гидрохимического цикла - на выщелачивание спеков после отделения гидроксида алюминия из откарбонизированного алюминатного раствора и кристаллизации содопродуктов из полученного после карбонизации содового раствора. Данная технологическая система позволяет при получении 1 т глинозема абсорбировать при карбонизации до 75 % из 1700 кг диоксида углерода, выделяемого при спекании известняково-нефелиновой шихты. В технологическом цикле степень карбонизации растворов определяется необходимостью осаждения гидроксида алюминия и кристаллизации соды (в пределах растворимости карбоната натрия). При промышленном способе карбонизации алюминатных растворов только в содовой ветви достигается полная карбонизация раствора - с переводом уловленного диоксида углерода вместе с карбонатными ионами в бикарбонат натрия. В растворах содово-щелочной ветви сохраняется частично каустическая и алюминатная щелочь. Не осаждаемая часть соды расходуется в составе оборотного раствора при выщелачивании спеков (для поддержания Мку раствора и каустификации карбоната натрия), другая часть добавляется в виде раствора в процесс спекания для корректировки Мку шихты.

Процесс абсорбции из печных газов диоксида углерода путем карбонизации оборотных вод рассмотрим на примере комплексного глиноземного предприятия, имеющего систему водооборота для промывки и гидротранспорта отходов, а также охлаждения оборудования (испарителей). Возможности поглощения диоксида углерода зависят, в основном, от 2-х параметров оборотной системы: 1) удельным объемом удаляемого нефелино-

вого шлама – до 7-8 т на 1 т глинозема (основная фаза двухкальциевый силикат, примеси - гидрогранат кальция и минерал анальцим); 2) нормой расхода оборотной воды на распульговку и гидротранспорт шлама вместе с золой от ТЭЦ. Баланс водооборота учитывает потери воды со складываемым шламом (включая дренажи), а также испарения на шламовом поле, в отстойниках и охладителях-градирнях. На полноту адсорбции диоксида углерода может также влиять степень отмывки шлама от адсобированных щелочей и алюминатов (общий расход оборотной воды достигает 1,5-1,8 м³ на 1 т шлама).

На рисунке 1 показан характер изменения состава осветленной подшламовой воды при взаимодействии с углекислым газом (дозировка диоксида углерода до 0,7 моля на 1 кг воды).

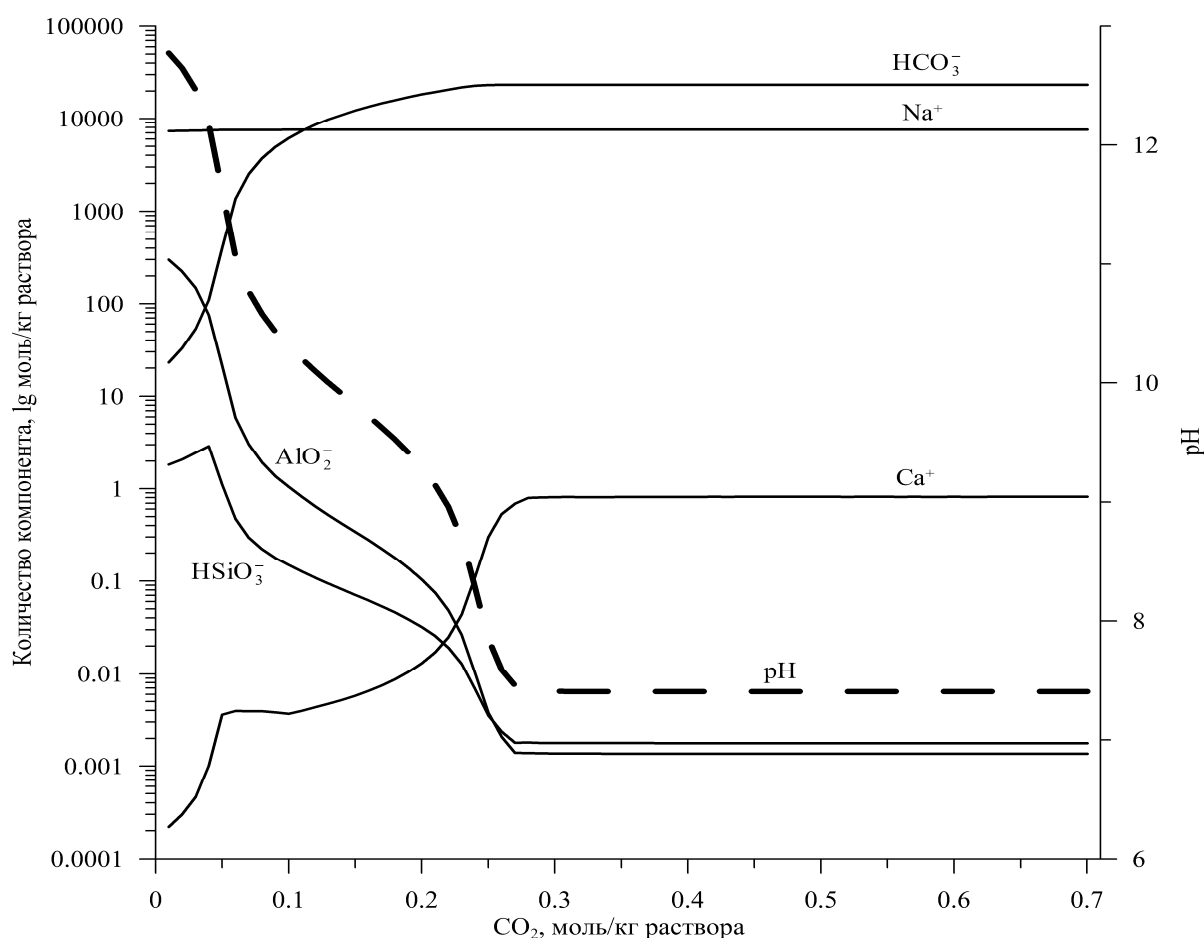


Рисунок 1 – Изменение состава раствора (моль/1 кг) в процессе карбонизации шламовых вод в зависимости от количества углекислого газа

Установлено, что при расходе 0,3 моль диоксида углерода на 1 кг воды карбонизируемый раствор приобретает стабильную нейтральную реакцию pH (~ 7,3), концентрация ионов алюминия снижается с 1700 до 1-3 мг/л, кремния – с 25 до 0,2 мг/л; ионов кальция стабилизируется на уровне

10 мг/л; ионов натрия остается постоянной ~ 8 г/л. В результате карбонизации воды выделяются аутигенные фазы, представленные байеритом с примесью ($\leq 2\%$) иллит-сметтитов, гидрогроссуляра, карбонатов, гетита. Полученный осадок отделяется от раствора методом сгущения и коагуляции, после чего может быть утилизирован в производство глинозема (строительных материалов).

Использование осветленной подшламовой воды, возвращаемой со шламохранилища, позволяет снизить расход свежей воды в глиноземном производстве. Поскольку концентрация растворенных солей в подшламовой воде на порядок ниже, чем в технологических растворах, данная оборотная система способна при карбонизации абсорбировать до 7-9 % выделяемого диоксида углерода. Степень поглощения диоксида углерода может быть увеличена до 11-14 % за счет карбонизации воды из узлов оборотного водоснабжения УВС. Имеются возможности рециклинга алюмокарбонатной пульпы, выделенной при карбонизации оборотных вод. Так, например, осадки, получаемые в карбонизаторе подшламовой воды Пикалевского глиноземного завода, содержали 2,0-2,5 % оксида натрия, что соответствует содержанию ГАК до 12-15 %. В ходе лабораторных опытов с применением автоклавных карбонизаторов при избыточном давлении диоксида углерода 300-400 кПа были выделены осадки с содержанием до 5-6 % оксида натрия (~ 30-37% ГАК). Избыток диоксида углерода можно использовать в составе откарбонизированного оборотного раствора для повышения содержания в нефелиновом шламе карбоалюмината кальция – компонента, полезного при обескремнивании алюминатных растворов. Таким образом, в ходе исследований был разработан ряд технических решений по совершенствованию методов улавливания и утилизации выбросов диоксида углерода. Метод карбонизации, благодаря связыванию ионов примесей в нерастворимые соединения и устранению препятствий для их осаждения (снижение щелочности), позволяет привести состав оборотных растворов и техногенных вод к нормам для повторного использования, а также повысить степень извлечения глинозема и других ценных компонентов.

Список литературы:

1. Макрыгина В.А. Геохимия отдельных элементов. Учебное пособие / В.А. Макрыгина; отв. ред. В.С. Антипин; СО РАН, Институт геохимии им. А.П. Виноградова; Иркутский гос. университет; НОЦ «Байкал-геохимия». – Новосибирск: Академическое изд-во «Гео», 2011. - 195 с.
2. Овчинников Л.Н. Прикладная геохимия. – М., Недра, 1990. – 248 с.
3. Абрамов В.Я. Алексеев А.И., Бадальянц Х.Я. Комплексная переработка нефелино-апатитового сырья. – М., Металлургия, 1990. - 392 с.

РАСЧЕТЫ ПРОЦЕССОВ КАРБОНИЗАЦИИ ОБОРОТНЫХ РАСТВОРОВ И ВОД ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Головных Н. В.¹, Бычинский В. А.¹, Шепелев И. И.², Кирюшин Е. В.², Жуков Е. И.³

¹ФГБУН Институт геохимии им. А.П. Виноградова СО РАН, г. Иркутск, Россия

²НИО ООО «ЭКО-Инжиниринг», г. Ачинск, Россия

³АО «РУСАЛ Ачинск», г. Ачинск, Россия

На первом этапе был произведен расчет объемов выделения газообразных веществ при производстве глинозема, осуществляемом способом спекания нефелинового сырья с известняком и содой [1].

В печь на 1 т глинозема поступает: сухой шихты (руда и известняк): $4,38 + 6,59 = 10,97$ т; пульпы (влажной шихты) - для печей № 1-10: $10,97 : (1 - 0,305) = 15,78$ т; в том числе воды: $15,78 - 10,97 = 4,81$ т.

В пересчёте на 1 т спёка в печь поступает: сухой шихты: $10,97 : 8,89 = 1,234$ т; воды: $4,81 : 8,89 = 0,541$ т.

В процессе спекания из шихты (на 1 т спёка) выделяются потери при прокаливании ППП (диоксид углерода): $1,234 \times 0,2663 = 0,329$ т.

Расчёт общего выделения газов на 1 кг спёка суммарно – при сжигании угля, от шихты (в пылевую камеру - холодный обрез печи), $\text{нм}^3/\text{кг}$ спёка – приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Расчёт выделения газов на 1 кг спёка суммарно (от угля и шихты)

| 1 вариант. Расход каменного угля – 100% | | |
|---|-------------------------|----------------------|
| Общее поступление газов на 1 кг спёка (в пылевую камеру – холодный обрез печи), $\text{нм}^3/\text{кг}$ спёка | $\text{нм}^3/\text{кг}$ | диоксид углерода, кг |
| всего, $\text{нм}^3/\text{кг}$ спёка: | 2,35 | |
| в том числе диоксид углерода | 0,384 | 0,760 |
| Вода | 0,768 | |
| Расчётная объёмная концентрация в обрезе печи, %: | | |
| диоксид углерода | 16,37 | |
| Вода | 32,71 | |
| 2 вариант. Расход каменного угля – 70 %, бурого угля – 30 % | | |
| Общее поступление газов на 1 кг спёка (в пылевую камеру – холодный обрез печи), $\text{нм}^3/\text{кг}$ спёка | $\text{нм}^3/\text{кг}$ | диоксид углерода, кг |
| всего, $\text{нм}^3/\text{кг}$ спёка: | 2,36 | |
| в том числе диоксид углерода | 0,391 | 0,772 |
| Вода | 0,788 | |
| Расчётная объёмная концентрация в обрезе печи, %: | | |
| Диоксид углерода | 16,55 | |
| Вода | 33,39 | |

Проведенные расчеты показали, что из печи в пылевую камеру (холодный обрез печи) поступает газов на 1 кг спёка – от угля, шихты и воды по рассматриваемым вариантам, куб м/кг спёка:

1 вариант. Расход каменного угля – 100 %. Общее поступление газов на 1 кг спёка (куб м/кг спёка) от: - угля – 1,48; шихты – 0,165; воды – 0,703. Всего – 2,35 куб м/кг спёка.

2 вариант. Расход каменного угля – 70 %, бурого угля – 30 %. Общее поступление газов на 1 кг спёка (куб м/кг спёка) от: - угля – 1,49; шихты – 0,165; воды – 0,703. Всего – 2,36 куб м/кг спёка.

Согласно выполненным расчётам (1-й вариант - 100,0 % каменного угля; 2-й вариант – 70,0 % каменного угля, 30 % - бурого угля) можно сделать следующие выводы: 1. Состав угля незначительно влияет на расчётное общее количество образующихся газов, в т.ч. на изменение содержания CO₂. 2. Расчётные объёмные концентрации CO₂ в обрезе печи составляют: по 1-му варианту: 16,37 %, по 2-му варианту – 16,55 %.

На следующем этапе исследовались возможности карбонизации оборотного раствора и подшламовой воды с целью абсорбции из печного газа того остатка диоксида углерода, который не был использован при разложении технологических алюминатных растворов. Основной интересующий параметр карбонизации - степень улавливания (СУ) диоксида углерода необходимо определить по результатам физико-химического взаимодействия между компонентами в карбонизаторах (по истечении 1 часа) по двум вариантам технологической схемы.

1. В первом варианте – при пропуске в одном карбонизаторе определенного объема печного газа через оборотный раствор. Расход печного газа – 16,3 тыс. куб м/час (6,45 т диоксида углерода/час), расход оборотного раствора – 200 м³/час (количество условной общей щелочи 9,6 т). Исходная концентрация компонентов в растворе:

- 52,739 г (0,643 моль) алюминат натрия/л;
- 23,936 г (0,226 моль) карбонат натрия/л;
- 18,531 г (0,463 моль) гидроксид натрия/л.

В процессе карбонизации на 1 л раствора приходится 32,275 г диоксида углерода (0,734 моль/л). Предполагается карбонизация до концентрации бикарбонатной щелочи 33,5 г/л.

2. Во втором варианте - при пропуске через подшламовую воду, перетекающую последовательно в батареи из 3-х соединенных карбонизаторов - всего объема печного газа, равными порциями на каждый карбонизатор (методом «гребенки»). Расход печного газа – 70,0 тыс. куб м/час (27,72 т диоксида углерода/час), расход оборотного раствора – 250 м³/час (количество условной общей щелочи 4,32 т).

Исходная концентрация компонентов в растворе:

- 2,734 г (0,033 моль) алюминат натрия/л;
- 13,848 г (0,131 моль) карбонат натрия/л;

- 10,538 г (0,263 моль) гидроксид натрия/л,
- 4,544 г (0,032 моль) сульфат натрия/л,
- 0,293 г (0,005 моль) хлорид натрия/л,
- 30,072 г (0,716 моль) фторид натрия/л.

В процессе карбонизации на 1 л раствора приходится 110,88 г диоксида углерода (2,52 моль/л). Карбонизация ведется без ограничения.

Сокращение выбросов парниковых газов достигается за счет того, что основной компонент дымовых газов печей спекания – диоксид углерода взаимодействует со щелочами (условно оксид калия может быть пересчитан в мольном отношении как оксид натрия) по реакциям с образованием карбоната щелочного металла и бикарбоната щелочного металла: В присутствии алюмината щелочного металла также происходят соответствующие реакции. В результате большая часть диоксида углерода будет связана в растворе в виде ионов карбоната и бикарбоната щелочного металла, меньшая же часть останется в виде компонента – диоксида углерода в газовой фазе, а также в виде растворенного компонента – диоксида углерода в откарбонизированном растворе. Результатом карбонизации является снижение выбросов парниковых газов, а также накопление в технологической системе оборотной соды – ценного вторичного ресурса при переработке алюминиевых руд по способу спекания. Теряемый до этого с промывочной водой (при промывке шлама и продукта) алюминат выделяется при карбонизации в осадок в виде суспензии гидроксида алюминия и, может быть, вместе с обратными растворами рециркулирован в отделение подготовки шихты (ОПШ).

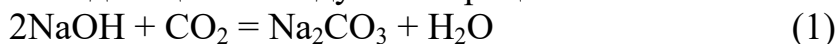
В таблице 2 указаны исходные данные по расходу диоксида углерода и поступлению основных растворенных компонентов в карбонизаторы.

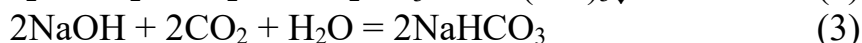
Таблица 2 – Расход диоксида углерода и поступление компонентов за 1 час карбонизации

| Диоксид углерода | | Вода (раствор) | | Алюминат натрия | | Карбонат натрия | | Гидроксид натрия | |
|----------------------------------|-------|----------------|-------|-----------------|---------|-----------------|--------|------------------|--------|
| кг | моль | кг | моль | кг | моль | кг | моль | кг | моль |
| Карбонизация оборотного раствора | | | | | | | | | |
| 6,455 | 146,7 | 200 | 11102 | 10,548 | 128,632 | 4,787 | 45,162 | 3,706 | 92,656 |
| Карбонизация подшламовой воды | | | | | | | | | |
| 27,72 | 630,0 | 250 | 13878 | 0,683 | 8,325 | 3,462 | 32,66 | 2,634 | 65,86 |

Примечание. Для удобства последующих расчетов все численные данные уменьшены по сравнению с реальными процессами карбонизации в 1000 раз.

Анализ физико-химических превращений при использовании печных газов в процессах карбонизации оборотных растворов и вод глиноземного был проведен на основании расчета химических реакций и физико-химического моделирования [2]. Ниже приведены необходимые для расчетов химические реакции, сопровождающие исследуемые процессы:





По стадиям карбонизации, которые завершаются образованием сначала карбоната натрия, а затем бикарбоната натрия, степень улавливания диоксида углерода (условно – СУ) может оцениваться, исходя из суммы взаимодействий по набору нескольких из 5 реакций.

1. Карбонизация оборотного раствора.

Реакция (1). СУ = $100 \times 0,5 \times 92,656 / 146,7 = 31,58 \%$.

Реакция (2). СУ = $100 \times 0,5 \times 128,632 / 146,7 = 43,84 \%$.

Реакция (3). СУ = $100 \times 92,656 / 146,7 = 63,16 \%$.

Реакция (4). СУ = $100 \times 128,632 / 146,7 = 87,68 \%$.

Реакция (5). СУ = $100 \times 45,162 / 146,7 = 30,79 \%$.

На первой стадии карбонизации – на образование карбоната по реакциям (1) и (2) необходимо затратить в сумме до 75,42 % диоксида углерода. На образование бикарбоната требуется гораздо большее количество реагента, поэтому реакции (3), (4), (5) могут протекать частично (замедленная кинетика). Следовательно, реальная степень улавливания диоксида углерода будет в пределах 84-93 %.

2. Карбонизация подшламовой воды.

Реакция (1). СУ = $100 \times 0,5 \times 65,86 / 630,0 = 5,23 \%$.

Реакция (2). СУ = $100 \times 0,5 \times 8,325 / 630,0 = 0,66 \%$.

Реакция (3). СУ = $100 \times 65,86 / 630,0 = 10,45 \%$.

Реакция (4). СУ = $100 \times 8,325 / 630,0 = 1,32 \%$.

Реакция (5). СУ = $100 \times 32,66 / 630,0 = 5,18 \%$.

Оценка степени улавливания диоксида углерода. При образовании карбоната на первой стадии карбонизации по реакциям (1) и (2) требуется всего 5,89 % диоксида углерода. Расход данного реагента на второй стадии карбонизации при образовании бикарбоната по реакциям (3), (4), (5) не превышает 16,95 %. Общий расход диоксида углерода достигает 22,94 %, процесс карбонизации идет за счет большого избытка реагента быстро и до конца. Реальная степень улавливания диоксида углерода с учетом его растворимости в воде и закисления раствора может составить не менее 25 %, а при подаче газа под давлением (в автоклаве) превышать 30 %.

Количественные результаты указанных превращений оценивались на основании моделирования физико-химических равновесий, которые были установлены термодинамическими расчетами с помощью программного комплекса «Селектор» [2]. Порядок моделирования физико-химических равновесий предусматривал приведение мольных количеств исходных компонентов (взяты из таблицы 2) к их содержанию в 1 л раствора и выполнение последующих модельных расчетов с использованием алгоритмов и про-

граммного обеспечения ПК «Селектор» в соответствии с ранее разработанной методологией физико-химического моделирования в технологии глиноземного производства [3]. В таблице 3 приведен расчетный состав компонентов, полученный при моделировании процесса карбонизации подшламовой воды глиноземного производства.

Таблица 3 – Состав расчетных компонентов модельного процесса карбонизации подшламовой воды глиноземного производства

| Исходный состав компонентов на 1 л | | | Равновесный состав компонентов на 1 л | | |
|------------------------------------|--------|-------|--|---------|--------|
| компоненты | г | Моль | Компоненты | г | моль |
| CO ₂ (газ) | 110,88 | 2,52 | CO ₂ (газ) | 82,416 | 1,873 |
| NaAlO ₂ | 2,734 | 0,033 | Na ⁺ | 30,889 | 1,315 |
| Na ₂ CO ₃ | 13,848 | 0,131 | HCO ₃ ³⁻ | 43,249 | 0,709 |
| NaOH | 10,538 | 0,263 | CO ₂ (раств.) | 1,584 | 0,036 |
| Na ₂ SO ₄ | 4,544 | 0,032 | (SO ₄) ²⁻ | 3,072 | 0,032 |
| NaCl | 0,293 | 0,005 | Cl ⁻ | 0,178 | 0,005 |
| NaF | 30,072 | 0,716 | 0,5NaHF ₂ + 0,5F ⁻ | 17,9 | 0,537 |
| | | | Al(OH) ₃ (тв.) | 2,574 | 0,033 |
| | | | NaHCO ₃ (тв.) | 2,352 | 0,028 |
| H ₂ O | 1000 | 55,51 | H ₂ O | 988,699 | 54,508 |

Примечание. Элементный состав моделируемой системы (независимые компоненты): Na – 1,343 моль; Al – 0,033 моль; C – 2,651 моль; S – 0,032 моль; Cl – 0,005 моль; F – 0,716 моль; H – 111,283 моль; O – 61,4 моль. В качестве независимого компонента также используется единица заряда (e⁺, e⁻) – для выполнения условия электронейтральности всех положительно и отрицательно заряженных ионов.

Согласно данным таблице 3 степень улавливания диоксида углерода, установленная на основании расчета физико-химических равновесий, составляет $CU = 25,67\%$, что несколько больше, чем по химическим реакциям ($CU = 22,94\%$). Появление в составе рассчитанных равновесий твердых фаз гидроксида алюминия и бикарбоната натрия свидетельствует о необходимости операций осветления откарбонизированного раствора и отделения осадка. Чтобы повысить степень улавливания диоксида углерода, требуется иметь более высокую концентрацию щелочи (катионов) в оборотной подшламовой воде. На практике это можно сделать путем дополнительной карбонизации в мешалках шламовой пульпы, которая содержит в твердой фазе необходимые для связывания избытка диоксида углерода (угольной кислоты) катионы щелочных и щелочноземельных металлов. В целом, выполненные расчеты позволяют реально оценивать возможности улавливания диоксида углерода, а также предусматривать средства и методы для более полного использования печных газов в технологической схеме глиноземного производства.

Список литературы

1. Лайнер А.И. Еремин Е.И., Лайнер Ю.А. Производство глинозема. М., Металлургия, 1978. – 344 с.

2. Чудненко К.В. Термодинамическое моделирование в геохимии: теория, алгоритмы, программное обеспечение, приложения / К.В. Чудненко, отв. ред. В.Н. Шарапов; СО РАН, Институт геохимии имени А.П. Виноградова. – Новосибирск: Академическое издательство «Гео», 2010. – 287 с.

3. Головных Н.В. Использование метода физико-химического моделирования в технологических системах глиноземного производства / Головных Н.В., Бычинский В.А., Чудненко К.В., Шепелев И.И. Сборник докладов и научных статей XIV Международной конференции «Алюминий Сибири-2008». – Красноярск: ООО «Версо», 2008. – С. 342-346.

УДК 66.061.34+579.66

БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИКЕЛЬ-МЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ ХЕМОЛИТОТРОФНЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ

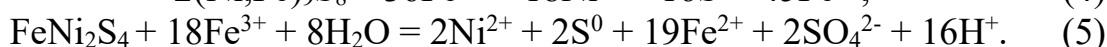
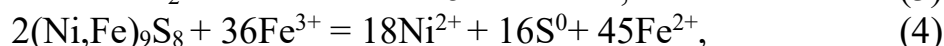
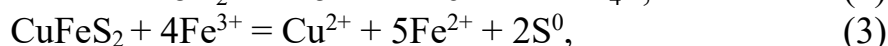
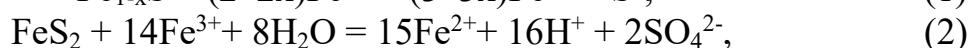
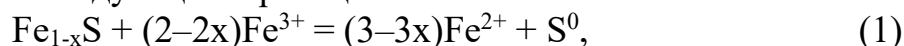
Фомченко Н. В., Панюшкина А. Е., Меламуд В. С., Муравьев М. И.

Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, г. Москва, Россия

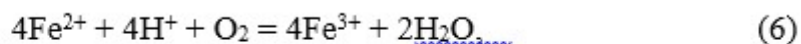
**Работа выполнена при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда № 21-14-00077.*

Производство цветных металлов из сульфидных руд по традиционной пирометаллургической технологии связано со значительными пылевыми и газовыми выбросами (диоксида серы и углерода) в атмосферу, что наносит громадный ущерб окружающей среде. Биогидрометаллургические технологии переработки сульфидного сырья цветных и благородных металлов являются альтернативой пирометаллургическим процессам.

Решением технологической проблемы получения цветных металлов из сульфидных руд является разрушение кристаллической решетки сульфидных минералов, обеспечивающее перевод цветных металлов в раствор, которое осуществляется ацидофильными хемолитотрофными микроорганизмами. Например, при выщелачивании никель-медной руды с использованием данных микроорганизмов происходит разрушение сульфидных минералов, входящих в состав этой руды: сульфидов железа (пирротина (Fe_{1-x}S), пирита (FeS_2)) и цветных металлов (халькопирита (CuFeS_2), пентландита ($(\text{Ni,Fe})_9\text{S}_8$ и виоларита (FeNi_2S_4)). Выщелачивание металлов из этих минералов описывается следующими реакциями:



Продукты реакций (1-5) (Fe^{2+} и S^0) являются субстратами для ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов, и их биоокисление протекает по реакциям:



Таким образом, в процессе биовыщелачивания в жидкой фазе накапливаются сульфаты металлов: сульфат трехвалентного железа, который является окислителем сульфидных минералов, а также сульфаты меди и никеля. Из полученного раствора медь и никель можно извлечь с помощью процесса селективной экстракции с последующей реэкстракцией и электролизом. Развивающийся рынок селективных экстрагентов цветных металлов может обеспечить серьезные технологические перспективы для биогидрометаллургии.

Для проведения процессов биовыщелачивания никель-медной руды была использована смешанная культура ацидофильных микробов, росшая при 40 °С. В состав культуры входили авто- и миксотрофные железо- и сероокисляющие штаммы микроорганизмов различной видовой принадлежности: *Acidithiobacillus caldus*, *Leptospirillum* spp., *Ferroplasma acidiphilum*, *Ferroplasma acidarmanus*, *Acidiplasma* sp., *Sulfobacillus* spp. В культуре также присутствовали ацидофилы с хемоорганогетеротрофным типом питания: бактерия *Acidiphilum multivorum*, способная также к окислению серы, и архея *Cuniculiplasma* sp. Филогенетический анализ исходного сообщества для экспериментов в биореакторах проводили методом метабаркодирования (гипервариабильный регион V3-V4 гена 16S рРНК). Состав сообщества также оценивали по морфологии клеток с помощью фазово-контрастной микроскопии.

Количество клеток в 1 мл определяли прямым счетом в световом микроскопе Микмед-2 с фазово-контрастным устройством (ЛОМО, Россия). Микроскопию также использовали для определения морфологии клеток и оценки их физиологического состояния.

Объектом исследования являлась сульфидная никель-медная руда Шанучского рудного поля (Камчатский край). Рудные минералы в ней представлены следующими сульфидами: пентландитом (Ni,Fe)₉S₈, виоларитом (FeNi₂S₄), халькопиритом (CuFeS₂), пирротинном (Fe_{1-x}S) и пиритом (FeS₂). В руде содержалось 5,41 % никеля, 0,77 % меди, 23,08 % железа, 21,02 % серы.

Опыты по биовыщелачиванию проводили в биореакторе объемом 2 л, содержавшем 1 л суспензии, при перемешивании верхнеприводной турбинной мешалкой с частотой 500 об/мин, барботажем воздуха с расходом 4 л/мин и термостатированием U-образным теплообменником, соединенным с водяным циркуляционным термостатом.

Количество вносимой в биореактор руды составляло 10 г или 100 г и смешивалось с 1 л инокулята (плотность твердой фазы составила 1 и 10 %). Количество клеток, определенное перед процессом биовыщелачивания, составило 10⁸ кл/мл. Концентрация трехвалентного железа в жидкой фазе была 5,0 г/л, а двухвалентное железо отсутствовало.

Опыты проводили при 40 °С. Начальное значение рН устанавливали на уровне 1,1-1,2 добавлением концентрированной серной кислоты. Время биовыщелачивания в каждом опыте составляло 15 сут.

Значения рН измеряли с помощью рН-метра рН-150МИ («Измерительная техника», Россия). Концентрации Fe^{3+} и Fe^{2+} в жидкой фазе определяли титриметрическим методом с трилоном Б. Концентрацию ионов меди и никеля определяли на атомно-абсорбционном спектрометре с пламенной атомизацией 3100 («PerkinElmer», США). После биовыщелачивания твердую фазу отделяли от жидкой центрифугированием при 2000g в течение 2 мин. Твердую фазу промывали дистиллированной водой 3 раза, высушивали до постоянного веса, взвешивали и рассчитывали ее выход в процентах от исходного количества, загруженного в биореактор. На основании материального баланса рассчитывалось извлечение цветных металлов в жидкую фазу и их содержание в твердой фазе после биовыщелачивания руды.

В процессе исследований определялись зависимости концентраций ионов железа, а также концентраций цветных металлов от времени выщелачивания.

На рисунке 1 представлена зависимость значений концентраций ионов Fe^{3+} и Fe^{2+} в процессе выщелачивания исследуемой руды при плотности 1 и 10%.

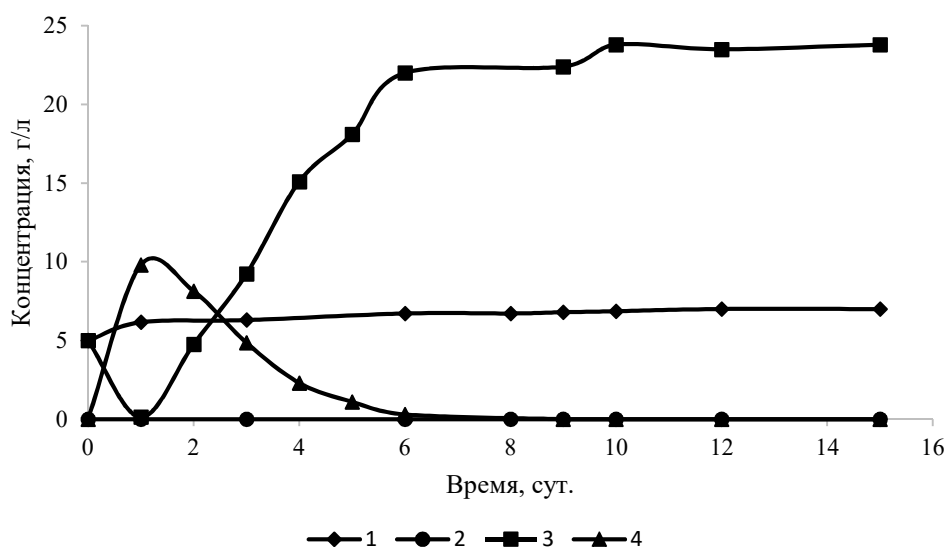


Рисунок 1 – Зависимость концентраций ионов Fe^{3+} (1, 3) и Fe^{2+} (2, 4) от времени биовыщелачивания руды при плотности 1 (1, 2) и 10% (3, 4)

Как следует из представленных данных, при низкой плотности пульпы в жидкой фазе практически отсутствовало двухвалентное железо, а концентрация трехвалентного железа возрастала с 5,0 до 7,0 г/л. При высокой плотности пульпы практически все трехвалентное железо, содержащееся в инокуляте, восстановилось в первые сутки процесса, что свидетельствовало об активном протекании реакций окисления сульфидов. При этом

концентрация ионов Fe^{3+} снизилась с 5,0 до 0,14 г/л, а Fe^{2+} повысилась от 0 до 9,8 г/л. Далее за счет биоокисления ионов Fe^{2+} концентрация Fe^{3+} начала возрастать и достигла 23,8 г/л за 15 суток процесса, а концентрация Fe^{2+} понизилась до 0 на седьмые сутки. При этом при плотности пульпы 1 % концентрация железа в жидкой фазе увеличилась на 4,8 г/л, а при плотности 10 % – на 18,8 % по сравнению с исходной концентрацией в инокуляте, что свидетельствовало о выщелачивании железа из руды. Анализ рисунка 1 показал, что основное количество железа переходило в жидкую фазу за шесть суток.

При этом в первые сутки процесса рН жидкой фазы составил 1,38 и 1,45, а в последние сутки снизился до 1,08 и 1,10 при плотности 1 и 10 % соответственно. Понижение рН свидетельствовало об окислении образующейся элементарной серы до серной кислоты.

На рисунке 2 представлена динамика изменения концентраций ионов никеля и меди в зависимости от времени выщелачивания руды при плотности пульпы 1 и 10 %.

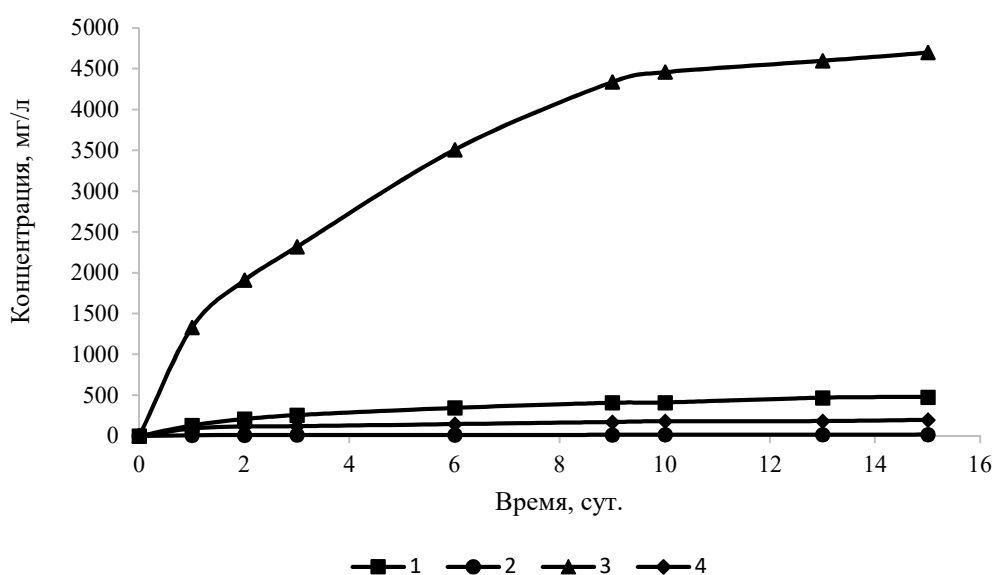


Рисунок 2 – Зависимость концентрации никеля (1, 3) и меди (2, 4) в жидкой фазе от времени биовыщелачивания при плотности 1 (1, 2) и 10 % (3, 4)

Из представленных данных следует, что концентрация цветных металлов возрастала, и концентрация никеля значительно превышала концентрацию меди. Так, при плотности пульпы 1 % максимальная концентрация никеля достигала 478, а меди – 18,5 мг/л соответственно. При плотности 10 % значения концентраций цветных металлов были значительно выше и максимальные их значения достигали 4700 и 198 мг/л никеля и меди соответственно. Полученные данные свидетельствовали о том, что скорость протекания реакций (4) и (5), по которым никель переходил в жидкую фазу из пентландита и виоларита, значительно превышала скорость реакции (3),

по которой медь выщелачивалась из минерала халькопирита. Более низкая скорость выщелачивания меди могла быть связана с ее более низким содержанием в руде по сравнению с содержанием никеля.

На основании результатов проведенных исследований были определены выход твердой фазы после биовыщелачивания руды, содержание в ней цветных металлов, а также рассчитано извлечение цветных металлов в жидкую фазу. Результаты расчетов представлены в таблице 1. Из данных следует, что плотность выщелачиваемой суспензии не оказывала существенного влияния на результаты процесса, однако при меньшей плотности извлечение никеля было выше на 2,57 %. Извлечение меди при более высокой плотности было немного выше (39,0 %), чем при низкой плотности (32,4 %). Несмотря на высокое извлечение никеля в жидкую фазу – 93,0-90,4 %, содержание никеля в твердой фазе, полученной после выщелачивания, было 0,72-0,99 %, а меди 0,88-0,99 %, что не позволяет считать полученный продукт отвальным по содержанию в нем цветных металлов.

Таблица 1 – Основные результаты биовыщелачивания никель-медной руды

| Количество выщелоченной руды, г | Выход твердой фазы, % | Извлечением цветных металлов в жидкую фазу, % | | Содержание цветных металлов в твердой фазе, % | |
|---------------------------------|-----------------------|---|------|---|------|
| | | Cu | Ni | Cu | Ni |
| 10 | 52,6 | 32,4 | 93,0 | 0,99 | 0,72 |
| 100 | 53,4 | 39,0 | 90,4 | 0,88 | 0,97 |

Более низкое извлечение в жидкую фазу меди по сравнению с никелем, несмотря на ее низкое содержание в руде, может быть обусловлено гальваническим взаимодействием сульфидных минералов меди и никеля. При этом в большей степени растворяется минерал, обладающий меньшим значением электродного потенциала, а в данной руде меньшими электродными потенциалами обладали минералы никеля (пентландит и виоларит), и медный минерал халькопирит, соответственно, более высоким значением этого параметра.

Таким образом, из никель-медной руды возможно достаточно высокое извлечение никеля в жидкую фазу и значительное снижение его содержание в твердой фазе – с 5,41 до 0,72-0,97 %. При этом содержание меди в ней наоборот возрастало от 0,77 до 0,99 % из-за низкого извлечения меди в жидкую фазу и относительно небольшого выхода твердой фазы.

Анализ полученных результатов указывает на принципиальную возможность почти полного выщелачивания никеля из исследуемой руды. Однако содержание цветных металлов в полученном осадке превышало их отвальные содержания, например, в хвостах флотации, и могло соответствовать их содержанию в некоторых рудах. Одним из способов получения отвальных по содержанию цветных металлов хвостов может быть процесс

флотации твердой фазы, полученной после биовыщелачивания никель-медной руды, с получением концентратов меди и никеля.

УДК 66.061.34+579.66

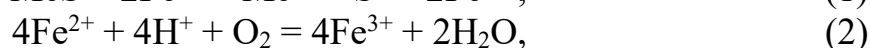
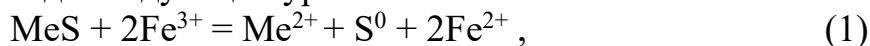
БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СМЕСИ НИКЕЛЬ-МЕДНОЙ РУДЫ С МЕДНО-НИКЕЛЕВЫМ ШЛАКОМ И МЕДНО-ЦИНКОВОГО КОНЦЕНТРАТА С МЕДНО-ЦИНКОВЫМ ШЛАКОМ

Булаев А. Г., Фомченко Н. В., Муравьев М. И., Панюшкина А. Е., Меламуд В. С.

Институт микробиологии им. С.Н. Виноградского, ФИЦ «Фундаментальные основы биотехнологии» РАН, г. Москва, Россия

**Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ № 18-29-24103.*

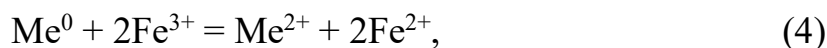
Поиск способов переработки полиметаллических сульфидных руд и концентратов с применением биовыщелачивания является актуальной задачей. Эти способы основаны на использовании ацидофильных хемолитотрофных микроорганизмов для выщелачивания цветных металлов или освобождения благородных металлов из сульфидной матрицы. При этом сульфидные минералы окисляются с образованием двухвалентного железа и серы, которые в свою очередь окисляются микроорганизмами. Получающийся биораствор содержит основной продукт метаболизма – сульфат трехвалентного железа, серную кислоту и сульфаты цветных металлов. Упрощенный химизм окисления сульфидного сырья в биологических процессах можно представить в виде следующих уравнений:



где Me – металл.

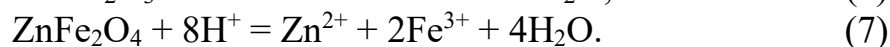
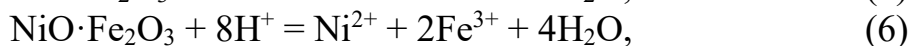
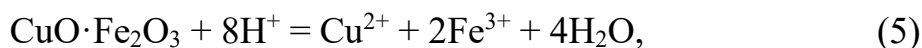
Из полученных после биовыщелачивания растворов цветные металлы могут быть получены в виде товарных продуктов с помощью известных способов.

Анализ состава шлаков показал, что в них практически не содержится сульфидных минералов, являющихся субстратом для хемолитотрофных микроорганизмов. Поэтому для исследования биовыщелачивания цветных металлов из шлаков было предложено использовать их смесь с сульфидными продуктами. В процессе биовыщелачивания железосодержащих сульфидных минералов образуется трехвалентное железо и серная кислота, которые позволят перевести в раствор цветные металлы из шлаков по реакциям:



где Me – Cu, Ni.

В серной кислоте могут растворяться окислы меди, никеля, а также цинка и железа:



Анализ проведенных ранее исследований показал, что сырьем для получения никеля и меди может являться никель-медная руда и медно-никелевый шлак. Совместное биовыщелачивания этого сырья может позволить перевести в жидкую фазу цветные металлы в виде сульфатов и получить отход с низким содержанием в нем полезных компонентов.

Сырьем для получения меди и цинка может быть медно-цинковый концентрат, а также медно-цинковый шлак. Ранее было показано, что при биовыщелачивания медно-цинкового концентрата можно было получить качественный медный концентрат с низким содержанием цинка. Поэтому задачей выщелачивания смеси должно являться также получение медного концентрата с низким содержанием цинка.

Для исследований были выбраны образцы никель-медной руды и медно-никелевого шлака, а также образцы медно-цинкового концентрата и медно-цинкового шлака. Рудные минералы в руде и концентрате представлены следующими основными сульфидами: халькопиритом (CuFeS_2), пентландитом ($(\text{NiFe})_9\text{S}_8$), виоларитом FeNi_2S_4 , сфалеритом ZnS , пирротинном (Fe_{1-x}S) и пиритом (FeS_2). Кроме того, для исследований были использованы два типа отходов пиromеталлургической переработки полиметаллических сульфидных концентратов: конвертерные шлаки, полученные при переработке сульфидных медных концентратов, а также шлаки пиromеталлургической переработки медно-никелевых сульфидных концентратов. Основная кристаллическая часть шлаков представлена фаялитом (Fe_2SiO_4). Медь в обоих типах шлаков присутствовала как в металлической форме, так и в виде окислов. Цинк в медно-цинковых шлаках находился в виде франклинита (ZnFe_2O_4) и виллемита (Zn_2SiO_4). Никель в медно-никелевых шлаках находился в составе серпентина ($(\text{Mg,Fe,Ni})_3\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$), а также в форме окиси.

Из руды, концентрата и шлаков были сформированы смеси, состав которых приведен в таблице 1.

Для проведения процессов биовыщелачивания смесей руды и концентрата со шлаками были сформировано при 40 °С активное ацидофильное микробное сообщество. В состав сообщества были включены хемолито-авто- и миксотрофные железо- и сероокисляющие штаммы микроорганизмов. Опыты проводили в биореакторах объемом 2 л, содержащих 1 л суспензии, при перемешивании верхнеприводной турбинной мешалкой с частотой 500 об/мин и барботажем воздуха. Количество вносимой в биореактор твердой фазы (смеси руды или концентрата со шлаком) в каждом опыте составляло 10 г. Твердая фаза смешивалась с 1 л инокулята с добавлением

0,01 % дрожжевого экстракта. Опыты проводили при 40 °С. Начальное значение рН устанавливали на уровне 1,2 добавлением концентрированной серной кислоты. Время биовыщелачивания в каждом опыте составляло 15 сут.

Таблица 1 – Содержание цветных металлов в смесях руды и концентрата со шлаками

| № смеси, п/п | Исходные смеси | Содержание цветных металлов, % | | |
|--------------|---|--------------------------------|------|------|
| | | Ni | Cu | Zn |
| 1 | Руда Ni-Cu (90%), шлак Cu-Ni (10%) | 5,14 | 0,91 | - |
| 2 | Руда Ni-Cu (75%), Cu-Ni шлак (25%) | 4,72 | 1,11 | - |
| 3 | Концентрат Cu-Zn (90%), шлак Cu-Zn (10%) | - | 9,36 | 6,87 |
| 4 | Концентрат Cu-Zn (75%), шлак Cu-Zn (25%) | - | 8,26 | 6,14 |

В процессе биовыщелачивания исследуемых смесей шлаков с сульфидной рудой и концентратом контролировались следующие параметры: рН, концентрации ионов железа, а также концентрации цветных металлов. При этом рН изменялся от 1,2 до 1,35, наличие двухвалентного железа наблюдалось только в первые 3-е суток процесса, а суммарная концентрация ионов железа возрастала в среднем с 5,0 до 6,7 г/л. Полученный при биовыщелачивании сульфат трехвалентного железа являлся реагентом для выщелачивания цветных металлов из шлаков.

На рисунке 1 представлена динамика изменения концентрации меди и никеля в зависимости от времени выщелачивания смесей 1 и 2.

Из представленных данных следует, что изменение концентрации меди и никеля в жидкой фазе пропорционально их содержанию в исходных выщелачиваемых продуктах, и чем больше количество шлаков в смеси, тем концентрация металлов была выше. Наиболее активно процесс выщелачивания протекал первые 4 суток, а в дальнейшем скорость выщелачивания цветных металлов снижалась. При выщелачивании смесей 3 и 4 (рисунок 2) концентрации меди отличались незначительно, а концентрация цинка была ниже в том случае, где количество шлака было выше. Максимальное количество металлов было выщелочено за 15 суток.

На основании результатов проведенных исследований было рассчитано извлечение цветных металлов в жидкую фазу, выход твердой фазы (осадков выщелачивания), а также содержание в ней цветных металлов. Результаты расчетов представлены в таблице 2.

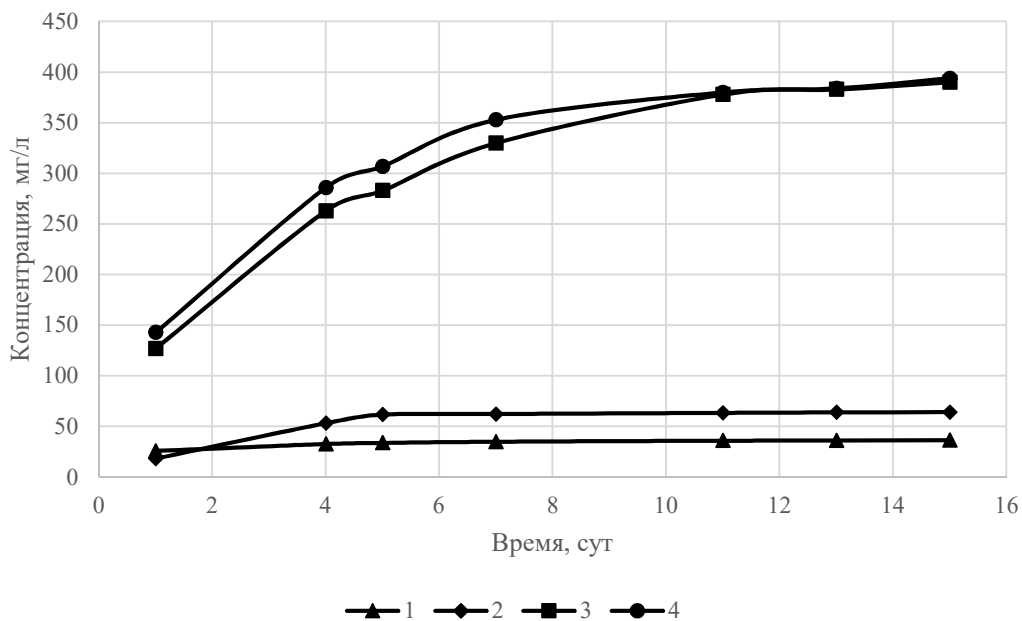


Рисунок 1 – Изменение концентрации меди и никеля в жидкой фазе в процессе биовыщелачивания смеси никель-медной руды с медно-никелевым шлаком:
 1, 2 – концентрация меди при выщелачивании смеси 1, 2
 3, 4 – концентрация никеля при выщелачивании смеси 1, 2

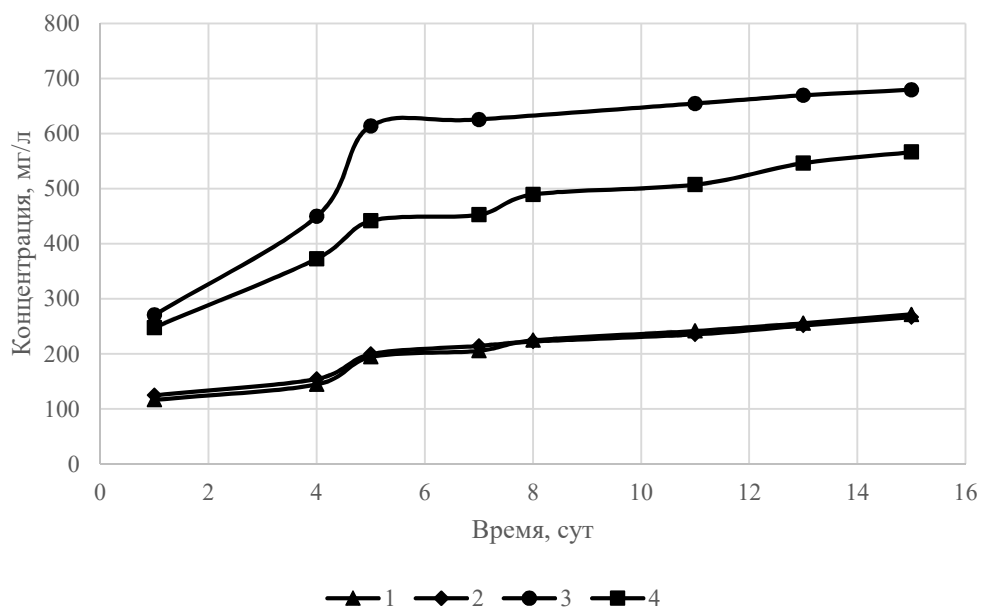


Рисунок 2 – Изменение концентрации меди и цинка в жидкой фазе в процессе биовыщелачивания смеси медно-цинкового концентрата с медно-цинковым шлаком:
 1, 2 – концентрация меди при выщелачивании смеси 3, 4
 3, 4 – концентрация цинка при выщелачивании смеси 3, 4

Таблица 2 – Основные результаты биовыщелачивания смесей никель-медной руды и никель-медного шлака и медно-цинкового концентрата с медно-цинковым шлаком

| № смеси, п/п | Извлечение, % | | | Выход, % | Содержание, % | | |
|-----------------|---------------|-------|-------|-------------|---------------|------|------|
| | Cu | Ni | Zn | | Cu | Ni | Zn |
| 1 | 51,26 | 92,60 | - | 52,8 | 0,84 | 0,72 | - |
| 2 | 69,61 | 94,75 | - | 52,7 | 0,64 | 0,47 | - |
| 3 | 29,04 | - | 96,94 | 39,7 | 16,73 | - | 0,53 |
| 4 | 34,48 | - | 90,64 | 47,1 | 11,49 | - | 1,22 |

Из данных в таблице 2 следует, что при биовыщелачивании смеси 2, содержащей 25 % шлаков, были получены максимальные извлечения меди и никеля в жидкую фазу и минимальные содержания цветных металлов в твердой фазе. Полученные данные свидетельствовали о том, что из шлаков медь и никель выщелачиваются лучше, чем из руды. Это согласуется с полученными ранее данными о высокой эффективности выщелачивания медно-никелевых шлаков сульфатом трехвалентного железа, полученного с помощью микроорганизмов. Полученный после выщелачивания смеси 2 осадок содержал достаточно низкие количества меди (0,64 %) и никеля (0,47 %) и мог являться отходом.

При биовыщелачивании смеси 3 и 4 максимальное извлечение цинка было получено из смеси 3, где было минимальное количество шлаков (10 %), а максимальное количество меди – из смеси 4, где шлаков 25 %. Однако осадок, полученный при выщелачивании смеси 3 был по качеству лучше и представлял собой медный концентрат (содержание меди 16,73 %) с низким содержанием цинка (всего 0,53 %). При этом содержание меди в нем повысилось на 7,37 %, а содержание цинка снизилось на 6,34 % по сравнению с их содержанием в исходной смеси концентрата и шлака.

Анализ полученных результатов показал, что при добавлении шлаков к сульфидным продуктам происходило выщелачивание цветных металлов из обоих типов сырья. Механизм выщелачивания заключается в том, что при биовыщелачивании исследуемых сульфидных продуктов образуется трехвалентное железо и серная кислота, которые позволяют выщелочить цветные металлы как из сульфидных минералов, так и из шлаков. При этом для смеси 1 и 2 лучшие результаты по выщелачиванию были получены при максимальном количестве шлака в смеси (25 %), где извлечение никеля в жидкую фазу достигало 94,75 %, а меди – 69,61 %. Поэтому возможно дальнейшее увеличение доли шлаков в смеси с никель-медной рудой для получения твердых отходов с низким содержанием цветных металлов и достаточно полным их выщелачиванием в жидкую фазу.

Анализ процесса биовыщелачивания смесей 3 и 4 показал, что максимальное концентрирование меди в твердой фазе при максимальном выщелачивании цинка было получено для смеси 3, где количество шлаков было

минимальным. Это объясняется тем, что в ранее проведенных исследованиях из медно-цинкового шлака сульфатом трехвалентного железа медь выщелачивалась на 89 %, а цинк – всего на 41 %. Полученный результат был связан с тем, что цинк частично находился в шлаке в составе виллемита (Zn_2SiO_4), который плохо растворялся в сернокислых растворах. Поэтому для максимального удаления цинка и концентрирования меди в осадке выщелачивания доля шлаков в смеси должна быть минимальной.

Таким образом, показана принципиальная возможность совместного биовыщелачивания шлаков с сульфидными продуктами (рудой и концентратом), содержащими одинаковые цветные металлы, такие как никель и медь, а также цинк и медь.

УДК 622.73

ИЗМЕНЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ИЛЬМЕНИТА ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ НАНОСЕКУНДНЫХ ИМПУЛЬСОВ И ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОГО БАРЬЕРНОГО РАЗРЯДА

Бунин И. Ж., Анашкина Н. Е.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Ильменит ($FeO \times TiO_2$ или $FeTiO_3$) и рутил (TiO_2) являются основными минералами для производства титана и диоксида титана (TiO_2): в ильменитах содержание диоксида титана составляет 42-62 %, в рутилах – более 91 % [1-3]. В ильменитовом сырье более чем на 82 % сосредоточены мировые запасы титана, необходимого для производства синтетического рутила (TiO_2 – 95-98 %) и титанового шлака (70-85 %) с последующим получением из них пигментного диоксида титана, собственно Ti , и другой продукции [1-3]. Из современных россыпей и коренных руд получают ильменитовые концентраты с содержанием ~55 % и 44-49 % TiO_2 соответственно [3]. Коренные ильменит-титаномагнетитовые руды обогащают по гравитационно-магнитной схеме с выделением двух концентратов: высококачественного ильменитового с содержанием TiO_2 45-52 % и титаномагнетитового ванадийсодержащего концентрата (8-15 % TiO_2 , 45-63 % Fe, 0,6-1,2 % V_2O_5) [3]. Ильменит – минеральный вид переменного состава, относится к сложным (двойным) оксидам типа ABX , где A – Fe^{2+} , Mg^{2+} , Mn^{2+} ; B – Ti^{4+} , и является одним из наиболее распространенных минералов в земной коре (содержание ильменита и магнетита – 2 об. %). Тем не менее, титан по-прежнему считается редким металлом из-за трудностей добычи и процессов переработки комплексных титановых руд.

В России при переработке ильменитовых концентратов используется

процесс их восстановительной плавки. Применение флотации при обогащении труднообогатимых комплексных титановых руд позволяет снизить потери тонковкрапленного ильменита и повысить качество ильменитовых концентратов [4]. В качестве подготовительных операций предлагаются процессы механоактивации [2] для интенсификации последующего солянокислого разложения титансодержащих концентратов, а также СВЧ-обработки руд и продуктов обогащения для повышения эффективности флотации ильменита [5, 6].

В статье представлены результаты экспериментальных исследований эффективности (механизмов) воздействия неравновесных электрических разрядов двух видов – высоковольтного импульсно-периодического наносекундного (МЭМИ [7]) и диэлектрического барьерного (ДБР [8]) разрядов в воздухе при атмосферном давлении на морфологию, структурное состояние (дефекты) поверхности, микротвердость и физико-химические свойства (электрокинетический потенциал, краевой угол смачивания) ильменита (Джуина, Бразилия).

Материалы и методики исследований. Исследования проводили на образцах ильменита $(\text{Fe, Mg})\text{TiO}_3$ в виде отдельных зерен из шлиховой пробы (Джуина, Бразилия) и специально приготовленных полированных пластин (аншлифов) толщиной $\sim 4,5$ мм. Зерна ильменита непрозрачные, черного цвета с металлическим блеском, среднеокатанные, имели неправильную форму, раковистый излом; размер зерен 1-4 мм. Поверхность зерен ожелезненная, покрыта пленками оксидов и гидроксидов железа. По данным РЭМ–РСМА (полуколичественный анализ) элементный состав ильменита, мас. %: С 4,04, Mg 3,15, Al 0,20, Ti 25,94, Cr 1,06, Mn 0,32, Fe 26,71, O 38,58.

Условия обработки образцов ильменита при воздействии высоковольтных наносекундных электромагнитных импульсов (МЭМИ) и диэлектрического барьерного разряда (ДБР) в воздухе при атмосферном давлении, электрофизические параметры генераторов импульсов высокого напряжения приведены в [9] и [10] соответственно; продолжительность обработки образцов изменяли в диапазоне $t_{\text{обр.}} = 10\text{-}150$ с. В случае воздействия МЭМИ длительность высоковольтных наносекундных импульсов находилась в пределах 4-10 нс; $U \sim 25\text{-}30$ кВ – амплитуда импульса, $E \sim 10^7$ В \times м $^{-1}$ – напряженность электрического поля в межэлектродном промежутке длиной 5 мм, ~ 100 Гц – частота повторения наносекундных импульсов. Напряжение на электродах в ячейке генератора ДБР – 20 кВ, длительность импульса ~ 10 мкс, длительность переднего фронта импульса ~ 300 нс, частота повторения импульсов – 16 кГц; длина межэлектродного промежутка ~ 5 мм.

ИК-спектры (ИКФС) ильменита регистрировали в диапазоне от 4000 см^{-1} до 400 см^{-1} (спектральное разрешение 4-6 см^{-1}) с использованием спектрометра Nicolet-380 и специальной приставки диффузного отражения Smart Diffuse Reflectance. Изменение морфологии поверхности ильменита в

результате электромагнитных импульсных воздействий анализировали на минеральных аншлифах методами аналитической растровой электронной микроскопии (РЭМ–РСМА). Микротвердость минерала определяли по методу Виккерса (HV , МПа; ГОСТ-2999-75): микротвердомер ПМТ-3М; нагрузка на индентор – 100 г, время нагружения – 10-15 с. Для определения потенциала течения («протекания», ζ -потенциал, мВ) минеральных частиц (размером ≤ 50 мкм) использовали анализатор Microtrac ZETA-Check Zeta Potential Analyzer. Краевой угол смачивания (Θ°) поверхности аншлифов до и после энергетических воздействий измеряли методом лежащей («покоящейся» на плоскости) капли дистиллированной воды диаметром $\sim 2-3$ мм.

Результаты и их обсуждение. Одним из возможных механизмов изменения структурного состояния поверхности ильменита при *нетепловом* воздействии *мощных наносекундных импульсов* (МЭМИ) является трансформация (деструкция) кристаллической структуры минерала, представленной чередующимися вдоль оси c слоями октаэдров двух типов – $Fe^{2+}O_6$ и $Ti^{4+}O_6$. По всей видимости, в условиях импульсного периодического воздействия электрического поля высокой напряженности, превышающей электрическую прочность минеральных зерен ($\geq 10^7$ В \times м $^{-1}$), происходило нарушение связей Fe–O в октаэдрах первого типа, в то время как связи Ti–O в октаэдрах второго типа не претерпевали существенных деструктивных изменений. Другим механизмом, вызывающим изменения в ИК-спектрах ильменита, является процесс электрического разрушения и удаления тонких пленок оксидов (гидроксидов) железа с поверхности минерала в результате обработки в течение $t_{обр.} \leq 30-50$ с и последующее гидроксилирование и/или окисление (ионов железа Fe^{2+} до Fe^{3+}) поверхности при $t_{обр.} \geq 30-50$ с вследствие действия продуктов плазмы *искровых* микроразрядов. По данным РЭМ, при $t_{обр.} = 50$ с на поверхности минеральных частиц происходило образование каналов электрического пробоя и кристаллографически ориентированных микротрещин, что вызывало разрушение локальных областей минеральной поверхности (рисунок 1а). Микроструктурные изменения обуславливали разупрочнение поверхности минерала: микротвердость ильменита снижалась с увеличением $t_{обр.}$ с ~ 670 МПа (HV в исходном состоянии) до ~ 520 МПа после импульсной обработки минерала в течение $t_{обр.} = 150$ с. Максимальное относительное снижение микротвердости составило $\Delta HV \sim 22,4$ %.

При кратковременной ($t_{обр.} = 10-30$ с) электроимпульсной обработке образцов ильменита (аншлифов) наблюдалось увеличение краевого угла смачивания минеральной поверхности (Θ) с 103.5° до 106.2° за счет снижения концентрации гидроксидных соединений железа (ИКФС), что свидетельствует о повышении гидрофобных свойств поверхности минерала; при $t_{обр.} = 50-150$ с происходило последовательное уменьшение Θ с 89.8° до $\sim 72^\circ$ вследствие повышения концентрации ОН-групп.

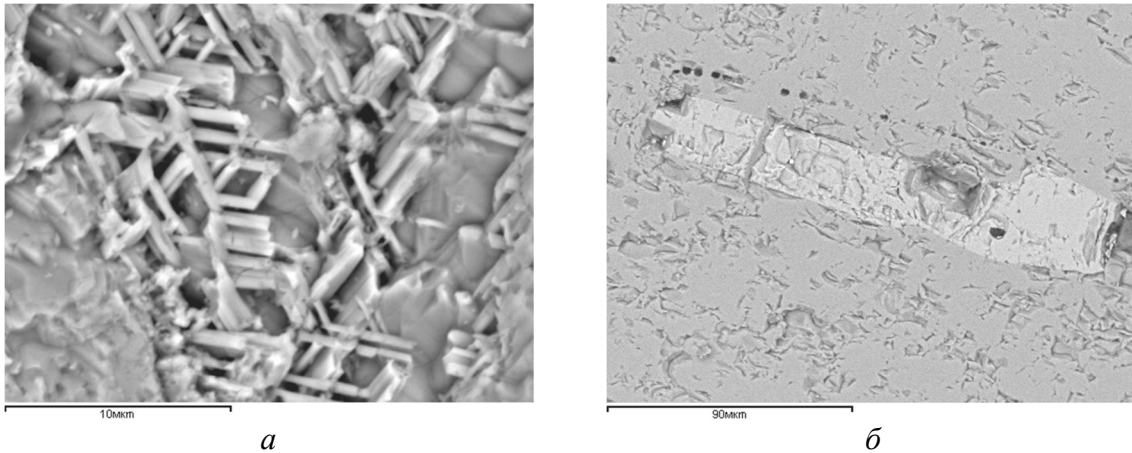


Рисунок 1 – РЭМ-изображения фрагментов поверхности ильменита после воздействия МЭМИ (а) и ДБР (б) ($t_{обр.}=50$ с)
 Масштабные линейки: 10 мкм (а), 90 мкм (б)

Отрицательный знак электрокинетического потенциала ильменита в нейтральной среде определяется особенностями кристаллохимического строения минерала, так что несущие отрицательный заряд ионы кислорода, располагаясь ближе к поверхности (плоскости раскалывания), частично перекрывают положительно заряженные катионы железа и титана [4], а также свойствами двойного электрического слоя минеральных частиц в водной суспензии. В результате кратковременной ($t_{обр.} = 10$ с) электромагнитной импульсной обработки минеральных проб происходило повышение электрокинетического потенциала ильменита в области отрицательных значений с $-69,5$ мВ в исходном состоянии до $-73,7$ мВ, а с увеличением продолжительности обработки ($t_{обр.} = 50-150$ с) – снижение до первоначальных отрицательных значений $-70,1$ – $-69,5$ мВ.

При обработке образцов ильменита в условиях *диэлектрического барьерного разряда* (ДБР) происходило окисление поверхности минерала вследствие воздействия продуктов (O_3 , H_2O_2 , NO , N_2O и др.) низкотемпературной плазмы ДБР; также с увеличением времени обработки ($t_{обр.}$) возрастала интенсивность ИК-линий, связанных с адсорбированными на поверхности молекул воды. При $t_{обр.} = 30$ с наблюдались минимальные концентрации анионов O^{2-} , OH^- и адсорбированной H_2O на поверхности частиц ильменита. Морфологические изменения поверхности минерала связаны с образованием эрозионных микрократеров и дорожек (рисунок 1б), напоминающих микроструктурные особенности отпечатков (автографов) токовых каналов высоковольтного искрового разряда микросекундной длительности на поверхности металла.

Микроструктурные изменения поверхностного слоя ильменита, вызванные воздействием ДБР ($t_{обр.} = 10-150$ с), обуславливали монотонное снижение краевого угла смачивания поверхности с $103,5^\circ$ в исходном состоянии до $\sim 70^\circ$ при $t_{обр.} = 150$ с. Величина электрокинетического потенциала минеральных частиц от $t_{обр.}$ изменялась нелинейно: при $t_{обр.} = 10$ с происходило

увеличение отрицательных значений ζ -потенциала с -69.5 мВ в исходном состоянии до -76 мВ; в диапазоне $t_{\text{обр}}=30-150$ с – последовательное снижение ζ -потенциала до $-16,5$ мВ, а с увеличением времени обработки до 300 с – повышение потенциала до практически первоначальных отрицательных значений $-67,6$ мВ. Микротвердость минерала снижалась с увеличением времени обработки аншлифов в сильном электрическом поле в условиях действия излучения ДБР с 670 МПа в исходном состоянии до 587 МПа при $t_{\text{обр.}}=150$ с. Максимальное относительное снижение микротвердости составило $\Delta HV \sim 12,4\%$, что значительно ниже по сравнению с установленным эффектом разупрочнения поверхности при воздействии МЭМИ.

Полученные в данной работе результаты свидетельствуют о целесообразности применения сравнительно непродолжительных (кратковременных – $t_{\text{обр.}} = 10-30$ с) электромагнитных импульсных воздействий (МЭМИ, ДБР) на воздухе при стандартных условиях для структурно-химического модифицирования поверхности и физико-химических свойств ильменита с целью повышения эффективности процессов переработки комплексных титановых руд.

Список литературы

1. Резниченко В.А., Аверин В.В., Олюнина Т.В. Титанаты: научные основы, технология, производство. М.: Наука, – 2010. – 267 с.
2. Богатырева Е.В., Чуб А.В., Ермилов А.Г. Прогнозирование эффективности предварительной механоактивации ильменитового и арizonитового концентратов с применением рентгеноструктурного анализа // ФТПРПИ – 2014. – № 2. – С. 169-183.
3. Обзор рынка титанового сырья в СНГ. М.: Изд-во ООО «ИГ «Инфомайн», – 2018. – 3 изд. – 20 с. – http://www.infomine.ru/files/catalog/371/file_371_eng.pdf
4. Найфонов Т.Б., Белобородов В.И., Захарова И.Б. Флотационное обогащение комплексных титановых и циркониевых руд. Апатиты: Изд-во КНЦ РАН, – 1994. – 155 с.
5. Luo L., Wu H., Yang J., Tang Zh., et al. Effects of microwave pretreatment on the flotation of ilmenite and titaugite // Minerals Engineering. – 2020. – Vol. 155. – 106452.
6. Zhai J., Chen P., Sun W., Chen W., Wan Si. A review of mineral processing of ilmenite by flotation // Minerals Engineering. – 2020. – Vol. 157. – 106558.
7. Бунин И.Ж., Бунина Н.С., Вдовин В.А. и др. Экспериментальное исследование нетеплового воздействия мощных электромагнитных импульсов на упорное золотосодержащее сырье // Известия РАН. Серия. физическая. – 2001. – Т. 65. – № 12. – С. 1788-1792.
8. Автаева С.В. Барьерный разряд. Исследование и применение. LAP Lambert Academic Publishing GmbH & Co. KG, Saarbrücken, Germany, –2011. – 193 с.
9. Бунин И.Ж., Чантурия В.А., Рязанцева М.В., Анашкина Н.Е. Изменение функционально-химического состава поверхности и технологических свойств природного кварца при воздействии высоковольтных наносекундных импульсов // Известия РАН. Серия физическая. – 2019. – Т. 83, № 6. – С.738-742. – DOI: 10.1134/S0367676519060085.
10. Бунин И.Ж., Чантурия В.А., Рязанцева М.В., Копорулина Е.В., Анашкина Н.Е. Изменение морфологии поверхности, микротвердости и физико-химических свойств природных минералов при воздействии диэлектрического барьерного разряда // Известия РАН. Серия физическая. – 2020. – Т. 84. – № 9. – С. 1355-1358. DOI: 10.31857/S0367676520090094.

ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОФОБНЫХ И ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ПРИСУТСТВИИ РЕАГЕНТА ДИТИОПИРИЛМЕТАНА

Каркешкина А. Ю.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр им. академика Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Для извлечения золота из упорных руд, в которых значительная часть металла (50-90 %) находится в упорной форме – тонко вкраплено в сульфиды и породообразующие минералы, покрыто пленками и рубашками и т.д. – требуются сложные технологии. Применение традиционных технологий цианирования для таких руд и концентратов малоэффективно. Обогащение упорных руд обычно проводят по более сложным схемам и при более тонком помоле до 85-95 % класса минус 0,074 мм [1].

Несмотря на значительные успехи в создании новых видов химических соединений, которые могут применяться в качестве реагентов-собираателей и модификаторов при флотации руд цветных и благородных металлов, отечественная горно-перерабатывающая отрасль испытывает острый дефицит современных высокоэффективных реагентов, способных обеспечить высокие технологические показатели при переработке труднообогатимых руд и техногенных продуктов.

В ИПКОН РАН проводятся целенаправленные и фундаментальные исследования по поиску, экспериментальному обоснованию применения новых селективных собирателей к золоту и сульфидам цветных металлов и разработке эффективных технологий флотации. В качестве нового реагента собирателя предложен аналитический реагент дитиопирилметан (ДТМ), который относится к серосодержащим производным пиразолов и ранее использовался только в аналитической химии в фотометрических методах анализа.

Были проведены исследования ДТМ на сульфидных минералах. Выявлено, что ДТМ в сочетании с бутиловым ксантогенатом калия (БКК) проявляет собирательную активность по отношению к арсенопириту [2]. Как самостоятельный реагент, в слабокислой среде проявляет собирательную активность по отношению к ZnS, CuFeS₂ и PbS [3].

В присутствии ДТМ изучены гидрофобные и электрохимические свойства золотосодержащих сульфидных минералов. Изучение гидрофобных свойств золотосодержащих сульфидных минералов в присутствии дитиопирилметана (ДТМ) проводили методом измерения силы отрыва пузырька воздуха от поверхности аншлифов пирита и арсенопирита (1x1 см).

На рисунке 1 представлены результаты измерения силы отрыва пузырька воздуха от поверхности арсенопирита (а) и пирита (б) в присутствии

ДТМ. Исследования проводили в буферном растворе при pH 9,18. Шлиф минерала помещали в буферный раствор, по истечении 15 минут приступали к измерению силы отрыва пузырька воздуха от поверхности минерала. Концентрацию ДТМ изменяли от 0 до 135 мг/л и фиксировали изменения pH раствора. Раствор ДТМ готовили растворением в уксусной кислоте [3].

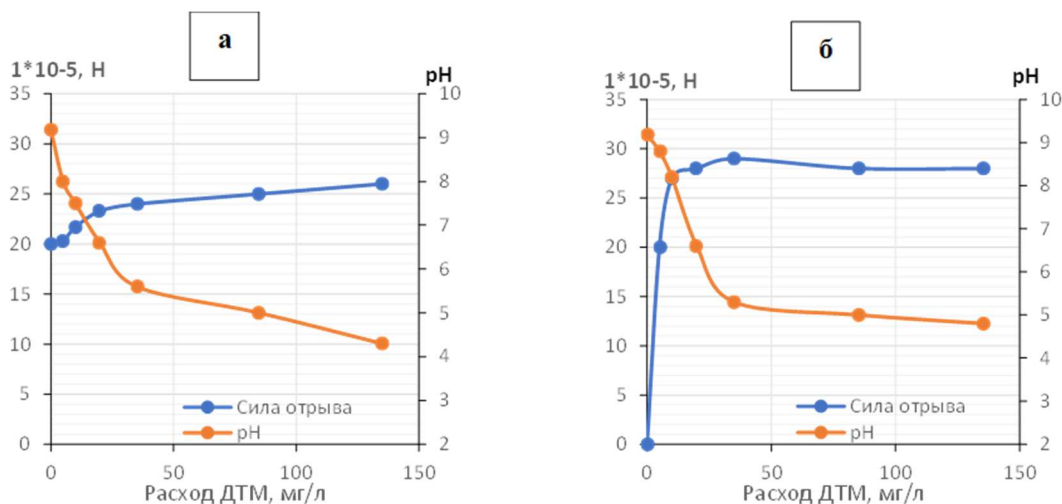


Рисунок 1 – Зависимость силы отрыва пузырька воздуха от поверхности арсенопирита (а) и пирита (б) от расхода ДТМ и pH среды

Из рисунка 1 следует, что в присутствии реагента ДТМ происходит повышение величины силы отрыва пузырька воздуха от поверхности арсенопирита с $20 \cdot 10^{-5}$ до $26 \cdot 10^{-5}$ Н. Сила отрыва пузырька воздуха от поверхности пирита при введении ДТМ (5 мг/л) резко возрастает от 0 до $20 \cdot 10^{-5}$ Н, и достигает максимальных значений $28 \cdot 10^{-5}$ Н при концентрации ДТМ 30-40 мг/л. Таким образом, реагент ДТМ усиливает гидрофобность поверхности пирита и арсенопирита и оказывает положительный эффект на флотированность данных сульфидов реагентом ДТМ.

Адсорбцию ДТМ и БКК оценивали по изменению электродного потенциала пирита и арсенопирита в растворе данных реагентов. Измерение электродных потенциалов выполнено иономером МультиТест ИПЛ-513. Электродные системы включали: минеральные электроды, стеклянный электрод для измерения pH среды, платиновый – для измерения Eh раствора и хлорсеребряный в качестве электрода сравнения. Минеральные электроды были изготовлены из пирита Березовского и арсенопирита Дарасунского месторождения.

Предварительно были сняты кривые изменения потенциалов пирита и арсенопирита в зависимости от pH раствора (рисунок 2). Электроды помещали в дистиллированную воду и проводили измерения в щелочной среде, создаваемой раствором NaOH, после чего электроды зачищались. Далее их вновь помещали в дистиллированную воду и проводили измерения потенциалов в кислой среде, создаваемой HCl.

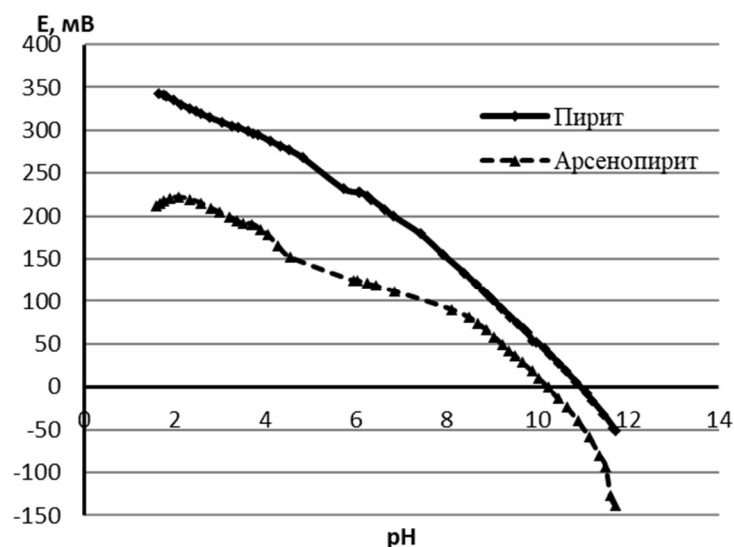


Рисунок 2 – Зависимость потенциала пиритного и арсенопиритного электрода от pH

Пирит имеет высокий положительный потенциал в диапазоне pH 2,0-11,0, который монотонно снижается с +350 мВ и при pH 11 переходит в отрицательную область значений, достигая -50 мВ (pH 12). Потенциал арсенопирита +200 мВ ниже, чем пирита, также снижается при переходе в щелочную область и меняет знак заряда на отрицательный при pH 10. В целом, можно заключить, что монотонно убывающий характер зависимости величины потенциалов пирита и арсенопирита от pH раствора свидетельствует об адсорбции отрицательно заряженных гидроксильных ионов на их поверхности, образовании гидроксидов железа и, как следствие, снижении флотуруемости указанных минералов в исследуемом диапазоне щелочности среды. Близость электрохимических свойств пирита и арсенопирита подтверждает невозможность регулирования селективности их разделения путем изменения щелочности среды.

Измерение электродных потенциалов пирита и арсенопирита в растворах ДТМ и БКК проводили в буферном растворе (pH 6,86) с целью исключить влияние колебания pH жидкой фазы.

Показано, что наибольшее снижение потенциала пирита (с +200 до 0 мВ) наблюдается в растворе ксантогената – наиболее сильного сульфгидрильного собирателя (рисунок 3, а). В растворе ДТМ потенциал пирита изменяется на 50-60 мВ, что также свидетельствует об абсорбции реагента на поверхности минерала. В целом, пирит сохраняет устойчиво высокий положительный потенциал в растворах изученных реагентов, что свидетельствует о высокой сорбционной емкости этого минерала, способной компенсировать заряд других потенциалопределяющих ионов на его поверхности. Потенциал арсенопирита в растворе БКК снижается с +75 до +38 мВ, в растворе ДТМ – на 10-15 мВ (рисунок 3, б), что также подтверждает адсорбцию реагентов на минерале.

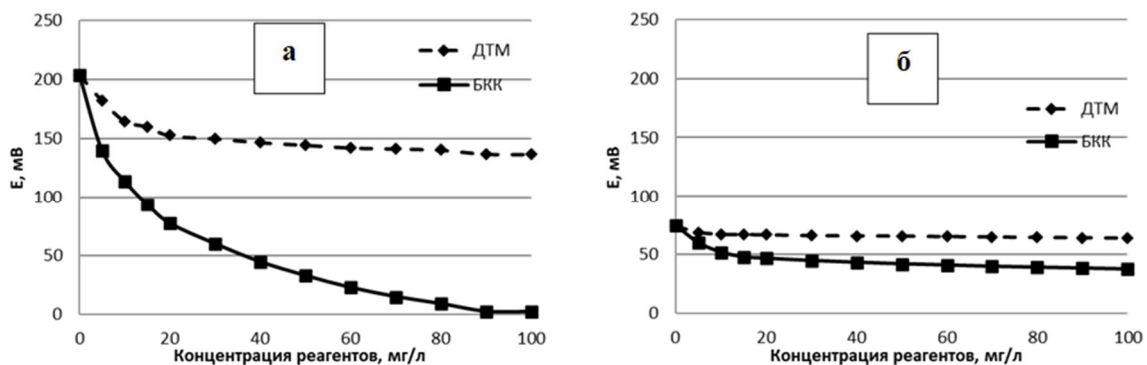


Рисунок 3 – Потенциал пирита (а) и арсенопирита (б) в растворе реагентов ДТМ и БКК

В результате изучения гидрофобных и электрохимических свойств золотосодержащих сульфидных минералов в присутствии дитиопирилметана (ДТМ) показано, что реагент адсорбируется на пирите и арсенопирите и повышает их гидрофобность в условиях флотации.

Список литературы

1. Крылова Г.С. Новые технологии извлечения золота из минерального сырья благородных металлов // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2006. – № 10. – С. 381-383.
2. Матвеева Т.Н., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Исследование адсорбционных и флотационных характеристик реагента дитиопирилметана для извлечения золота из упорных золотомышьяковых руд // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2020. – № 4. – С. 157-163.
3. Иванова Т.А., Зимбовский И.Г., Гетман В.В., Каркешкина А.Ю. Подготовка и апробация аналитического реагента дитиопирилметана в качестве реагента для флотации минералов // Обогащение руд. – 2018. – № 12. – С. 38-44.

УДК 622.75

РЕЗУЛЬТАТ ИССЛЕДОВАНИЯ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АШАЛЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО И ЭЛЕКТРОИНДУКЦИОННОГО МЕТОДА

**Афанасьев А. И., Потапов В. Я., Морозов Ю. П., Потапов В. В., Стожков Д. С.,
Садовников М. Е.**

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

Использование при радиометрическом разделении не одного, а двух или более различных физических свойств разделяемой руды открывает дополнительные возможности: повышение селективности данного процесса, расширение области его применения. Пример сепарации с учетом двух физических свойств – разделение по электропроводности (ζ) и диэлектриче-

ской проницаемости (ϵ), проявляющихся при взаимодействии с электромагнитным полем [1-3]. Разделение руды на богатую и бедную фракции по содержанию ценного компонента можно осуществлять с помощью рентгено-радиометрических методов. Рентгенорадиометрический метод (РРМ) обогащения относится к числу «прямых» методов. При РРМ в качестве аналитических параметров наибольшее распространение к настоящему времени получили способы спектральных интенсивностей, спектральных отношений и спектральных разностей [4-9], который позволяет устранить влияние изменчивости размеров и формы кусков, а также геометрии измерения.

Для исследования были выделены классы крупности -100+50 мм и -50+25 мм из проб рядовой добычи золотосодержащей руды месторождения Ашалаы.

Добытая рудная масса обычно состоит из кусков породы и сростков, резко различающихся по химическому составу и содержащих в большом количестве кальций, железо и другие элементы, из которых железо вносит основной вклад в получение спектральных характеристик рассеянного излучения при воздействии рентгеновским излучением.

Технология рентгенорадиометрической сепарация (РРС) широко используется для разделения золотосодержащей руды [9]. Суть ее заключается в проявлении неотъемлемых генетических спутников (минералов и элементов), ассоциирующих и коррелирующих с золотом на уровне отдельного куска [9]. Чаще всего кварц и сульфидные минералы показывают наличие золота в куске. При этом сами минералы в процессе РРС распознаются через элементы Fe, Cu, Zn, Pb и др. [9]. Для количественного анализа присутствующих в образцах элементов проведен спектральный анализ. Испытание проводилось на рентгенорадиометрическом сепараторе СРФ1-100Л разработки ООО «Радос», установленном на кафедре ОПИ УГГУ (рисунок 1). Принцип действия сепаратора основан на возбуждении вторичного рентгеновского излучения при облучении первичным излучением рентгеновской трубки образца. Интенсивность характеристической линии элемента тем больше, чем выше концентрация этого элемента в образце.

При анализе спектральных характеристик выбран аналитический параметр P_{Fe} , который определяется по формуле:

$$P_{Fe} = \frac{N_{Fe}}{N_s}, \quad (1)$$

где N_{Fe} - интенсивность регистрируемого вторичного ХРИ излучения;

N_s - интенсивность в области вторичного рассеянного рентгеновского излучения источника.

Спектры характерных образцов приведены на рисунке 2. Если в зоне измерения находится кусок с большим содержанием (железа, кальция) (рисунок 2, а), то интенсивность отраженного излучения отражается на спектре

с незначительными потерями, поэтому интенсивность отраженного излучения остается на уровне излучения рентгеновской трубки, на спектрах это соответствует подъему характеристики N_s . Если в зоне измерения находится кусок сульфидной руды (рисунок 2, б), характеризующийся составляющими (пиритом, халькопиритом, серой, и др.), часть рассеянного излучения N_s переходит на возбуждение присутствующих в составе куска элементов. При этом происходит «перекачивание» N_s рассеянного излучения на возбуждение этих элементов и пик N_s становится ниже (см. рисунок 2, б), при этом происходит поднятие пика спектральной характеристики железа. В таблицах 1, 2 приведены энергетические уровни для элементов.



Рисунок 1 – Рентгенорадиометрический сепаратор СРФ1-100Л разработки ООО «Радос»

Таблица 1 – Значение алгоритма P_{Fe} образцов класса крупности - 100+50 мм месторождения Ашалы

| № куска | P_{Fe} | Пробой | Масса | Выход | № куска | P_{Fe} | Пробой | Масса | Выход |
|---------|----------|--------|--------|-------|---------|----------|--------|---------|--------|
| 22 | 3,43 | + | 323,52 | 4,04 | 36 | 1,24 | + | 288,36 | 3,60 |
| 48 | 2,96 | + | 251,10 | 3,14 | 43 | 1,07 | Нет | 161,67 | 2,02 |
| 38 | 2,38 | + | 349,19 | 4,36 | 16 | 0,98 | + | 876,00 | 10,95 |
| 14 | 2,19 | + | 354,02 | 4,42 | 45 | 0,95 | + | 200,79 | 2,51 |
| 47 | 2,06 | + | 498,18 | 6,23 | 5 | 0,91 | Нет | 259,02 | 3,24 |
| 17 | 1,77 | + | 254,53 | 3,18 | 21 | 0,63 | + | 4,96 | 3,94 |
| 33 | 1,66 | + | 117,20 | 1 46 | 30 | 0,57 | Нет | 230,91 | 2,89 |
| 13 | 1, 2 | + | 616,50 | 7,70 | 1 | 0,50 | Нет | 500,43 | 6,25 |
| 20 | 1,38 | + | 198,50 | 2,48 | 32 | 0,42 | + | 113,59 | 1,42 |
| 27 | 1,31 | + | 169,85 | 2,12 | 31 | 0,30 | + | 176,44 | 2,21 |
| 11 | 1,26 | Нет | 844,00 | 10,55 | 26 | 0,26 | + | 163,55 | 2,04 |
| 9 | 1,26 | + | 392,22 | 4,90 | 41 | 0,15 | Нет | 181,35 | 2,27 |
| 4 | 1,20 | Нет | 165,77 | 2,07 | | | | 8001,65 | 100,00 |

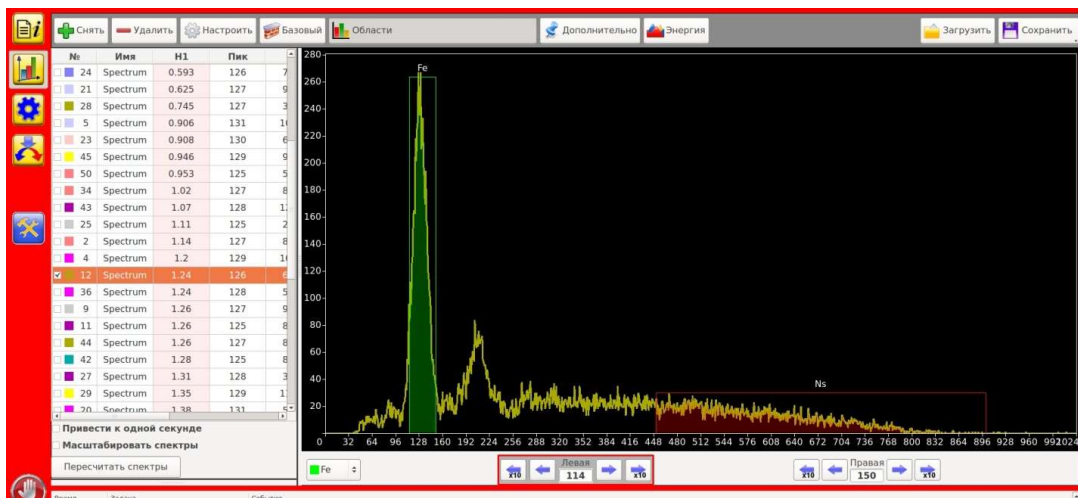
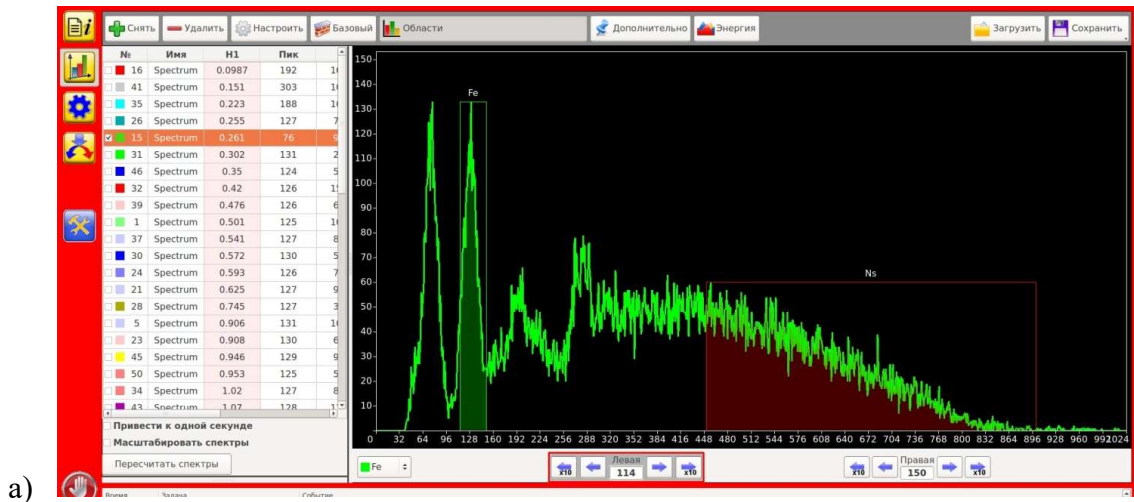


Рисунок 2 – Спектры характерных образцов руды месторождения Ашалы

Таблица 2 – Значение алгоритма P_{Fe} образцов класса крупности - 50+30 мм месторождения Ашалы

| № куска | P_{Fe} | Пробой | Масса | Выход | № куска | P_{Fe} | Пробой | Масса | Выход |
|---------|----------|--------|--------|-------|---------|----------|--------|---------|--------|
| 12 | 1,88 | + | 113,62 | 5,78 | 39 | 0,18 | + | 44,91 | 2,28 |
| 1 | 1,54 | + | 128,81 | 6,55 | 33 | 0,14 | + | 45,63 | 2,32 |
| 5 | 0,88 | Нет | 116,45 | 5,92 | 42 | 0,12 | + | 44,94 | 2,28 |
| 49 | 0,62 | + | 122,26 | 6,21 | 48 | 0,11 | + | 66,00 | 3,35 |
| 13 | 0,54 | + | 127,24 | 6,47 | 47 | 0,10 | + | 29,23 | 1,49 |
| 11 | 0,52 | + | 101,80 | 5,17 | 7 | 0,09 | Нет | 122,77 | 6,24 |
| 26 | 0,51 | + | 45,13 | 2,29 | 30 | 0,07 | + | 40,73 | 2,07 |
| 2 | 0,40 | + | 165,83 | 8,43 | 34 | 0,06 | + | 48,51 | 2,47 |
| 41 | 0,39 | + | 43,88 | 2,23 | 40 | 0,06 | + | 50,73 | 2,58 |
| 8 | 0,32 | + | 100,38 | 5,10 | 32 | 0,05 | + | 57,55 | 2,93 |
| 24 | 0,22 | + | 71,69 | 3,64 | 35 | 0,04 | + | 72,55 | 3,69 |
| 21 | 0,20 | + | 128,01 | 6,51 | 45 | 0,03 | + | 44,17 | 2,25 |
| | | | | | | | | 1967,27 | 100,00 |

Основным недостатком РРС является невозможность определения полезного компонента, который находится внутри куска, так как этот метод является поверхностным и позволяет определить элементный состав на небольшой глубине по величине вторичного излучения, отраженного от куска.

В дальнейшем эти образцы кусков руды были исследованы электроиндукционным методом.

Исследование влияния электрообработки производилось на экспериментальной установке, разработанной и изготовленной в УГГУ. Источник высокого напряжения состоял из трансформатора, системы защиты от перегрузки и тиристорной системы управления. Первичная обмотка трансформатора подключалась к сети переменного тока на напряжение 380 В. Вторичная обмотка имела несколько выводов, что обеспечивало получение следующих напряжений: $U_{\text{вых}} = 2,5$ и 5 кВ. Предварительные испытания показали, что данного напряжения вполне хватает для пробоя горных пород, содержащих токопроводящие включения. Нами предлагается разделение данной руды по одному из контрастных признаков – удельной электропроводности. Электрическое сопротивление горной породы существенно зависит от содержания в ней токопроводящих включений. В представленной руде токопроводящим вкраплением является железо. При проведении эксперимента фиксировались напряжение и ток при пробое, а также размеры образца. Ток через кусок пропускался в двух направлениях (по максимальному и среднему размеру) в течение 0,3-0,5 с.

Электрические свойства железа, а также теплоемкость, теплопроводность, коэффициенты объемного расширения существенно отличаются от соответствующих характеристик вмещающих пустых пород. В связи с этим, при прохождении тока через кусок бедной руды происходит нагрев и расширение отдельных токопроводящих вкраплений, что может вызвать существенное увеличение напряжений растяжения, которые могут превысить предел прочности и стать причиной разрушения куска [1-3, 10].

При попадании кусков с электропроводящими вкраплениями между коронирующим и заземляющим электродами, на которые подано высокое напряжение, в них происходит перемещение свободных носителей зарядов под действием внешнего поля. В пространстве между коронирующим и заземляющим электродами образуется токопроводящий участок, сокращающий промежуток ионизированного воздуха между электродами, вследствие чего возникает искровой разряд в системе «коронирующий электрод – кусок – заземляющий электрод» (рисунок 3, а, б).

При прохождении куска-непроводника через систему «коронирующий электрод – кусок – заземляющий электрод» искрового разряда не образуется, следовательно, световой поток отсутствует, т.е. величина напряжения не превышает пороговый уровень напряжения (рисунок 3, в).

Величину напряжения, подаваемого на коронирующий электрод, устанавливают такой, чтобы искровой разряд возникал при определённых

значениях электропроводности и крупности сортируемых частиц различных минералов.

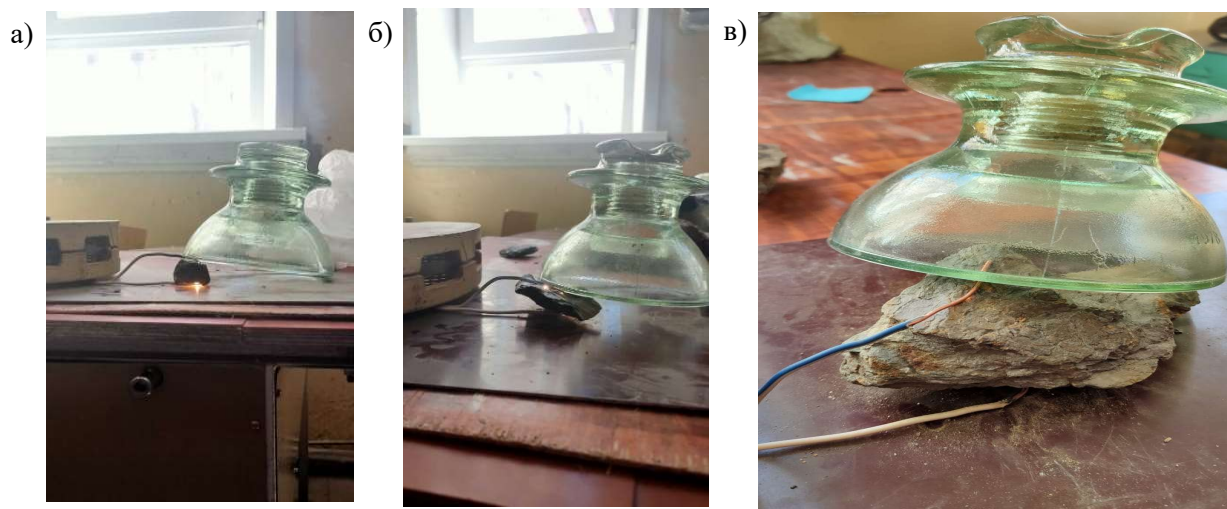


Рисунок 3 – Куски руды месторождения Ашалы при пропускании через них тока
 а) - 50+30 мм с пробоем; б) - 100+50 мм с пробоем; в) 30 мм без пробоя

Результаты эксперимента приведены в таблицах 1, 2 в виде указания пробоя при воздействии тока.

При воздействии импульсом тока высокого напряжения на горные породы, содержащие токопроводящие минералы, в данном случае сульфидные минералы, в процессе прохождения разряда электроимпульса происходит ослабление связей зерен полезного компонента и вмещающей породы, создавая предпосылки для разрушения вблизи включений, т.е. образуя развитие микротрещин на межзерновых границах. При этом происходит и световой пробой на границе контакта электрода и включений электропроводящего минерала, что позволяет его регистрировать и проводить удаление данного минерала из горного массива сепараторами [10].

Сравнение результатов по двум методикам позволило определить золотосодержащие куски, результаты пробирного анализа некоторых из них представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты пробирного анализа нескольких кусков золотосодержащей руды месторождения Ашалы

| № проб | Наименование продукта | Массовая доля Au, г/т |
|--------|-----------------------|-----------------------|
| 1 | Образец № 11 | < 0,2 |
| 2 | Образец № 13 | 0,2 |
| 3 | Образец № 16 | 0,8 |
| 4 | Образец № 21 | 0,6 |

Таким образом, использование двух методов для оценки золотосодержащей руды месторождения Ашалы позволяет определить богатые по содержанию полезного компонента куски и сформировать разделительный алгоритм для обеспечения возможности их выделения, и, соответственно, уменьшить потери ценных компонентов с хвостами.

Список литературы

1. Ржевский В.В., Протасов Ю.И. Электрическое разрушение горных пород. М.: Недра. – 1972. – 205 с.
2. Емелин М.А., Морозов В.Н., Новиков Н.П. Новые методы разрушения горных пород: Учебное пособие для Вузов. – М.: Недра. – 1990. – 240 с.
3. Новик Г.Я., Зильбершмидт М.Г. Управление свойствами горных пород в процессах горного производства. М.: Недра. – 1994. – 224 с.
4. Архипов О.А. Радиометрическая обогатимость руд при их разведке. – М.: Недра. – 1985 - 144 с.
5. Ревнивцев В.И. Методические возможности рентгенометрического обогащения руд / В.И Ревнивцев, Е.П. Леман, Т.Г. Рыбакова // Обогащение руд. – 1987. – №1. – С. 14-17.
6. К вопросу разработки рентгенорадиометрических сепараторов / Ю.О. Федоров, Ю.И Развозжаев, А.А Картунов // ВКН.: Новые процессы обогащения руд, Л. – 1981. – С. 62-67.
7. Использование рентгенорадиометрической сепарации для разделения высокозольных углей / В.Я. Потапов, Ю.О. Федоров, И.Г. Носков, О.П. Тимкевич, В.В. Потапов // Известия УГГГА. Сер.: Горная электромеханика. Екатеринбург, УГГГА. – 2005. – Вып. 20. С. 87-92.
8. Потапов В.В. Рентгенорадиометрические сепараторы для обогащения минерального и техногенного сырья / А.Ю. Федоров, В.Я. Потапов, В.В. Потапов // Изд. «Новые технологии» Сер.: Горное оборудование и электромеханика, 2006. – № 8. – С. 18-20.
9. Теория и практика рентгенометрического обогащения: научная монография / В.С. Шемякин, Е.Ф. Цыпин, Ю.О. Федоров, С.В. Скопов. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог - Исеть». – 2013. – 225 с.
10. Дмитриев А.П., Зильбершмидт М.Г. Физические принципы управления технологическими параметрами горных пород. - М.: МГГУ. – 1989. – 94 с.

УДК 555.497.622.765.06

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ФЛОТОРЕАГЕНТОВ С КООРДИНИРУЮЩИМ МЕТАЛЛОМ И ПРОИЗВОДНЫЕ С СЕЛЕНОВОЙ И ТЕЛЛУРНОЙ СВЯЗЯМИ

Соложенкин П. М.

ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

Введение. Представляет научную ценность установление закономерности изменения физико-химических параметров собирателей от введения

селена и теллура вместо атомов серы, а также координирующего атома мышьяка. С точки зрения электронных структур нейтральных атомов селен и теллур являются прямыми аналогами кислорода и серы.

В статье отражено современное состояние выбора собирателей с координационным центром – электроотрицательным элементом с наибольшим зарядом.

Раскрыты теоретические основы принципов выбора флотореагентов, системизированы современные знания и технологии комплексной переработки руд. Данная работа является научно-техническим заданием для формирования новых подходов при разработке инновационных процессов переработки минерального сырья. Выбраны элементы VA-группы: азот, фосфор, As, Sb, Bi, а также VIA O, S (сера), Se (селен), Te (теллур). Для Mn должна быть модель типа $=Mn(=S)SH$, а не $-Mn(=S)SH$. Для положительного Pb должна быть модель типа $Pb(RO)_2PSe_2$, $-O-O-(P(=Se)-Se(=Se)Se Pb=O)$.

Выбраны наиболее распространенные электроотрицательные элементы типа Fe, V, Ti, Cr, As. Созданные модели имеют структуру $=Me(=S)SH$, где Me – As, Cr и типа $=Me-C(=S)SH$, где Me – Fe(III), V(III), Ti(III), As(III), а также Sb(III), Bi(III).

Прогноз оценки активности собирателя (ПОАС) – взаимодействия собирателя с атомом кластера минерала – определяли в виде разницы общей энергии комплекса и суммы энергии кластера и энергии собирателя, определяемый по выражению:

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

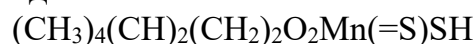
Предварительно получали сведения об энергии компонентов комплекса (молекулы).

Чем меньше величина ПОАС, тем более предпочтительно взаимодействие собирателя с атомом кластера минерала.

Методология экспериментов. Автор использовал программу ChemBio 3D специализированного комплекса ChemOffice корпорации Cambridge Soft в основном для создания 3D моделей минералов, реагентов (композиций) и их комплексов, структуры которых оптимизировали и минимизировали при использовании молекулярной механики -ММ 2 и сохраняли с расширением *top*.

Расчет же основных данных при компьютерном моделировании минералов, реагентов осуществляли самым современным методом РМ 7 с помощью программного модуля MOPAC 2012 с использованием файлов типа ARC и Gaussian Output. Gaussian Output выводит файл расчета основных термодинамических свойств молекулы.

Предложена методика докинга – создания флотационных комплексов, включающая кластер минерала и связанного с атомом (атомами) минералов различных собирателей (композитов). Эти реакции впервые позволили создать комплекс, практически подобный соединению при закреплении собирателя на поверхности минерала в процессе реальной флотации. Для исследуемых соединений были рассчитаны основные физико-химические константы. Ниже представлены атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей исследованных соединений:



$(i\text{SOButylO})_2\text{MnSSH1}$ Mn 0.189083; S -0.031926; S -0.284729, эВ.

$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{CrC}(=\text{S})\text{SH}$ Cr 0.788932; S -0.936647; S -0.190298, эВ.

$(\text{C}_2\text{H}_5\text{O})\text{VTeTeH}$ O -0.650952; V 0.718343; Te -0.480230; Te -0.173486, эВ.

$(\text{C}_2\text{H}_5\text{O})\text{V}(=\text{S})\text{SH}$ O -0.503162; V 0.643761; S -0.413040; S -0.304101, эВ.

$\text{C}_2\text{H}_5\text{OVSeSeH}$ Se -0.478301; O -0.602465; V 0.747560; Se -0.062181, эВ.



$\text{C}_2\text{H}_5\text{OVSeSeH}$ O -0.602465; V 0.747560; Se -0.062181; Se -0.478301, эВ.

$\text{C}_4\text{H}_9\text{OPb}(=\text{S})\text{SH}$ Pb 0.883187; S -0.416194; S -0.310223, эВ.

$(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{CrSSH}$ Cr 0.570788; C -0.482455; S -0.001264; S -0.097137, эВ.

$(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{Co-C}(=\text{S})\text{SH1}$ Co 1.538559; C -0.288202; S -0.796715; S -0.296589, эВ.

$(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{CrSSH}$ Cr 0.541026; S -0.209017; S -0.575924, эВ.

$(\text{C}_4\text{H}_9\text{O})_2\text{Ti}(=\text{Se})\text{SeH}$ Ti 0.127119; Se 0.052126; Se -0.087409, эВ.

$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{Ga-CSSH}$ Ga 0.582847; S -0.142969; S -0.081846, эВ.

$(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{In-CSSH}$ In 0.776173; S -0.193370; S -0.058930, эВ.

$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{-MoSeSeH}$ Mo 0.785733; Se -0.132479; Se -0.300709, эВ.

$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{-MoSSH}$ Mo 0.848073; S -0.348815; S -0.477215, эВ.

$(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{CrPrisCSeSeH}$ Cr 0.535264; C -0.361032; Se 0.055265; Se -0.008483, эВ.

$(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{CrCSSH}$ Cr 0.570788; C -0.482455; S -0.001264; S -0.097137, эВ.

$(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{CrSSH}$ Cr 0.541026; S -0.209017; S -0.575924, эВ.

На рисунке 1 представлены модели $(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{O}_2\text{MnSSH}$ (а), $(\text{C}_4\text{H}_9)_2\text{CrSSH}$ (б), $(\text{CH}_3)_2(\text{CH}_2)_2\text{-Fe-C(S)SH}$ (с).

На рисунке 2 показан докинг $(\text{C}_4\text{H}_9\text{O})\text{-V}(=\text{S})\text{SH}$ Strel Au_2Te_3 и атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s, p, d-Pop (population) орбиталей данных кислот.

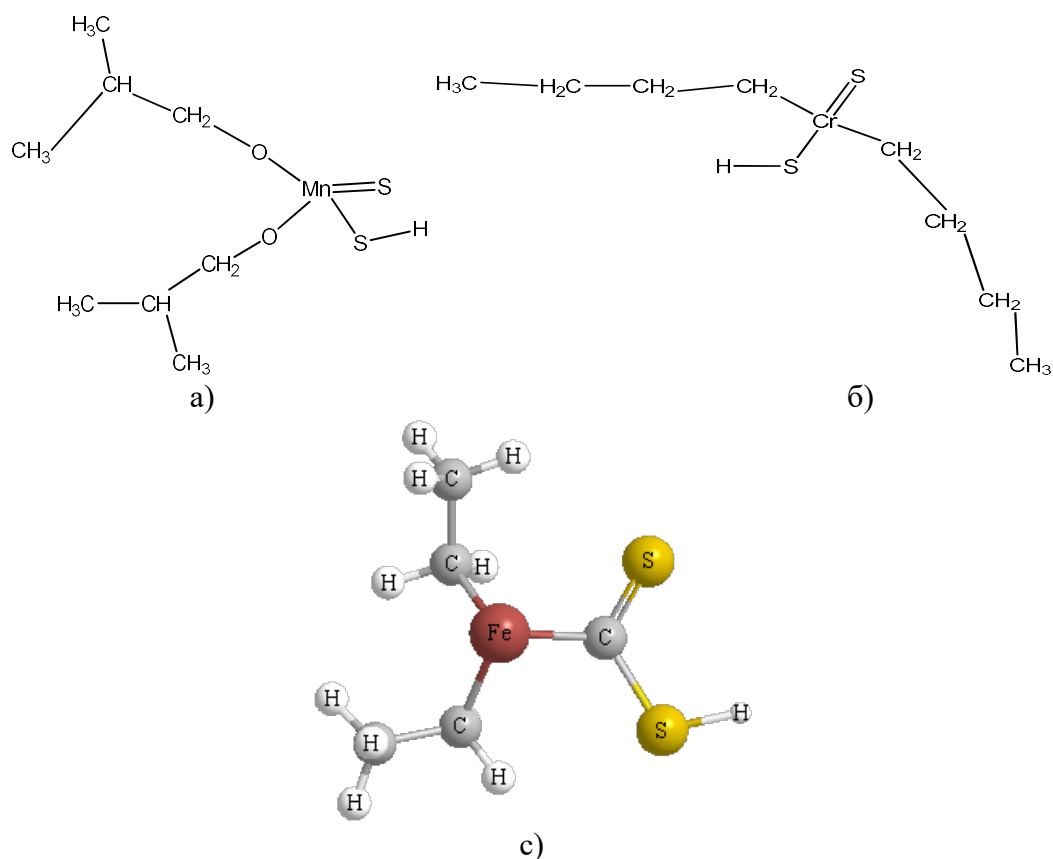
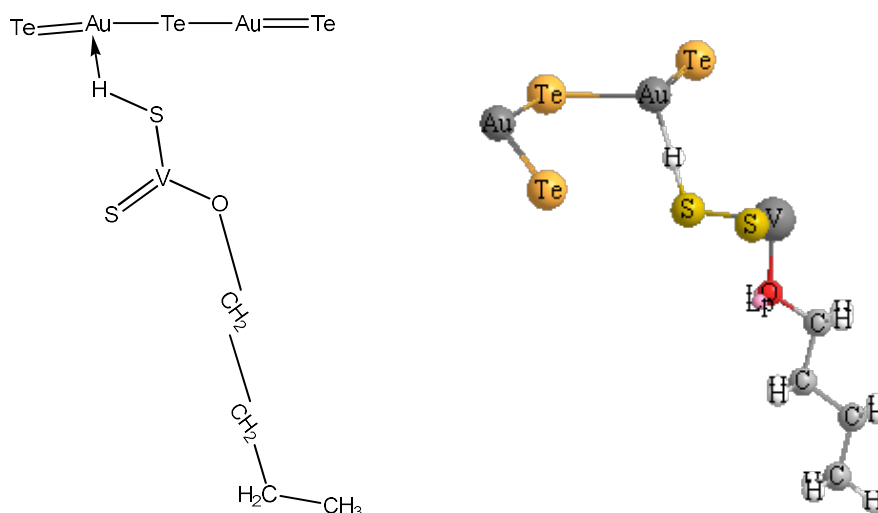


Рисунок 1 – Модели $(C_4H_9)_2O_2MnSSH$ (а), $(C_4H_9)_2CrSSH$ (б), $(CH_3)_2(CH_2)_2-Fe-C(S)SH$ (с)



| ATOM №. | TYPE CHARGE | №. of ELECS. | s-Pop | p-Pop | d-Pop |
|---------|--------------|--------------|---------|---------|---------|
| 3 | O -0.650952 | 6.6510 | 1.74228 | 4.90867 | |
| 4 | V 0.718343 | 4.2817 | 1.00181 | 0.27833 | 3.00152 |
| 5 | Te -0.480230 | 6.4802 | 1.71706 | 4.76317 | |
| 6 | Te -0.173486 | 6.1735 | 1.82586 | 4.34762 | |
| 7 | H 0.151556 | 0.8484 | 0.84844 | | |

Рисунок 2 – Докинг $(C_4H_9O)-V(=S)SH$ Strel Au_2Te_3 и атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s,p, d-Pop (population) орбиталей данных кислот

Таблица 1 – C₂H₅OVSeSeH

Для C₂H₅OVSeSeH данные
 TOTAL ENERGY = -1062.63816 эВ
 ALPHA SOMO LUMO (EV) = -7.681 -1.874
 BETA SOMO LUMO (EV) = -7.523 -1.554

Se -0.478301 6.4783 1.97391 4.50439

Атомные заряды, орбитальные энергии, заселенность электронами s,p, d-Pop (population) орбиталей данных кислот

| АТОМ №. | TYPE CHARGE | №. of ELECS. | s-Pop | p-Pop | d-Pop |
|---------|--------------|--------------|---------|---------|-------|
| 3 | O -0.602465 | 6.6025 | 1.72631 | 4.87615 | |
| 4 | V 0.747560 | 4.2524 | 0.98028 | 0.17708 | 09508 |
| 5 | Se -0.062181 | 6.0622 | 1.95317 | 4.10901 | |
| 6 | 0.158431 | 0.8416 | 0.84157 | | |

Комплекс меди (II) с лигандом CH₃CH₂2SV(=S)SH имеет ПОАС -85,49394 эВ.

На рисунке 3 представлена модель (C₄H₉)₂Co-C(=S)SH.

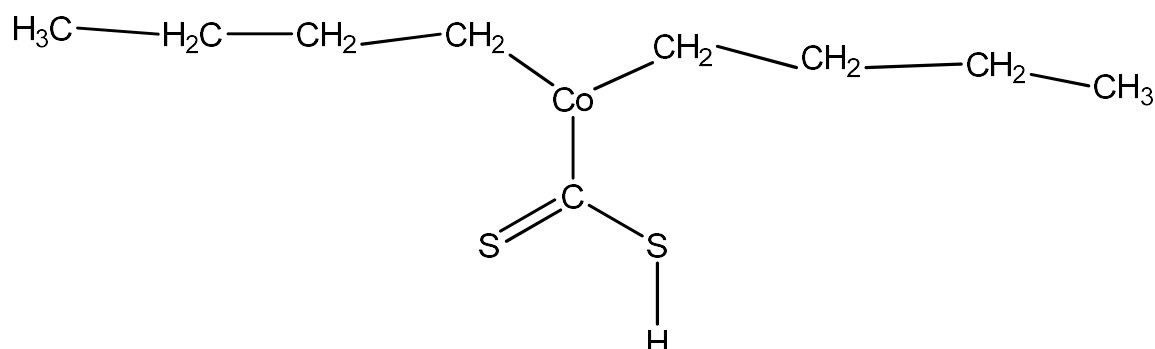


Рисунок 3 – Модель (C₄H₉)₂Co-C(=S)SH

Ранее были вычислены величины ПОАС для ряда минералов с диэтилдитиоарсеновой кислотой [1]. Наименьшая величина ПОАС была у комплексов Cu²⁺(C₂H₅)AsSS, равная -7,11571 эВ, и Sb³⁺(C₂H₅)AsSS – -8,88507 эВ и C₂H₅OCTeTeH Str SSbPbSbS – -33,9278 эВ.

Собиратель с координирующим атомом мышьяка возможно применять при флотации мышьяксодержащих руд и руд золота.

Результаты расчета ПОАС комплексов минералов собирателями приведены в таблице 2.

Собиратель (C₄H₉OVSSH) имеет ПОАС от -13,51513 эВ до -16,33602 эВ. Комплекс меди (II) с лигандом CH₃CH₂2SV(=S)SH имеет ПОАС -85,49394, эВ. Для комплекса Sb PRiS 3(SSBi(C₂H₅))₂ ПОАС -45,38629 эВ, а для As₃PrisSSBi(C₂H₅)₂ ПОАС равен -45,83716 эВ.

Таблица 2 – Расчет ПОАС комплексов минералов с собирателями

| Энергия (1) | Комплекс (2) | Минерал (3) | Собиратель (4) | Сумма 4 Σ (3+4) | ПОАС, эВ ΔE (2)-(3+4) |
|---|-----------------|----------------|--|---------------------------|----------------------------------|
| jyah12 Bi ₂ S ₃ StrHSSVOC ₂ H ₅)-10 | | | | | |
| Энергия (1) | -1870.02960 | -766.88106 | -1101,61692 (14,5935) 1087,02342 | 1853,90448 | -16,12512 |
| jyah15(C ₄ H ₉ OVSSHStrAu ₂ Te ₃)-6 | | | | | |
| | -3535.58452 | -2132.30500 | -1401,53700 (14,5935) 1386,9435 | 3519,2485 | -16,33602 |
| jyah15(C ₄ H ₉ OVSSHStrAu ₂ Te ₃ | | | | | |
| | -3535.58452 | | | | |
| jyah15(C ₂ H ₅ OVSSHStrAu ₂ Te ₃)-6.мор | | | | | |
| | -3232.84355 | 2132.30500 | -1101,61692 (14,5935) 1087,02342 | 3219,32842 | -13,51513 |
| Cu(SSVSC ₄ H ₉) | | | | | |
| | 3324,25361 | 673,16583 | 1282,74652 1282,74652 | 3238,75967 | -85,49394 |
| jyan3 (S ₂ Pb-Sb ₂)StrHSSBi(C ₂ H ₅) ₂ | | | | | |
| Энергия (1) | -1803.70830 | 687,47552 | 1112,53335 | 1800,009 | -3,69943 |
| jyan3 Au-3PriSSSb(C ₂ H ₅) ₂ | | | | | |
| | -3977.96860 | 682,05025 | 3×1112,53335 3293,82 | 3975,87 (-43,78) | -2,0983 |
| jyan3 As ₃ PrisSSBi(C ₂ H ₅) ₂ | | | | | |
| | -3419.76446 | 123,88730 | 3×1112,53335 3293,82 (-43,78) 3250,04 | 3373,9227 | -45,83716 |
| Sb PRiS 3(SSBi(C ₂ H ₅) ₂ | | | | | |
| | -3415.04631 | 119,62002 | 3×1112,53335 3293,82 (-43,78) 3250,04 | 3369,66 | -45,38629 |
| (FeAsS)StrHSSBi(C ₂ H ₅) | | | | | |
| | -1814.57469 | -700,39105 | 1112,53335 | 1812,9244 | -1,65029 |

Выводы. Синтезировали собиратели на различных координирующих металлах. Рассчитали ПОАС и сделали предположение, что эти собиратели перспективны как реагенты. Построили модели типа $=\text{Me}(=\text{S})\text{SH}$, где Me – Sb(1,91); Bi(1,91); As(2,0) в степени окисления (V) и (III); $=\text{Me}-\text{C}(=\text{S})\text{SH}$, где Me – Sb(III); Bi(III); As(III); N(III). Применяли в моделях электроотрицательные элементы Mo, Nb, V и Cr аналога $\text{OC}(=\text{S})\text{SH}$, флотореагенты на основе Ti, In, Ga аналога $\text{OMe}(=\text{S})\text{SH}$. На основании величин ПОАС можно считать, что исследованные соединения – потенциально перспективные собиратели. Собиратель с координирующим атомом мышьяка возможно применять при флотации мышьяксодержащих руд и руд золота.

Список литературы

1. Соложенкин П.М. Молекулярное моделирование диэтилдитиоарсенатной кислоты $(\text{C}_2\text{H}_5)_2\text{AsSSH}$, и ее производные с Se, Te с атомом мышьяка / Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXVI Национально научно-технической конференции, 26-27 мая 2021 г., проводимой в рамках XIX Уральской горнопромышленной декады 19-29 мая 2021 г. Екатеринбург: Издательство ООО «Типография Форт Диалог», 2021. – С. 114-119.

УДК 622.7

К МЕХАНИЗМУ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ БУТИЛОВОГО КСАНТОГЕНАТА С ИОНАМИ МЕДИ И ЖЕЛЕЗА МЕТОДОМ МОЛЯРНЫХ ОТНОШЕНИЙ

Ергешева Н. Д., Игнаткина В. А., Ергешев А. Р.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет

«МИСиС», г. Москва, Россия

²ООО УК «Золотые проекты», Россия

**Исследование выполнено при финансовой поддержке гранта Российского научного фонда № 22-27-00102, <https://rscf.ru/project/22-27-00102/> (The study was supported by the grant № 22-27-00102 from the Russian Science Foundation, <https://rscf.ru/project/22-27-00102/>).*

Взаимодействия сульфидов и сульфгидрильных собирателей уже достаточно давно изучаются, но вместе с тем остаются вопросы по поводу состава их комплексов с ионами тяжелых металлов, что ценно для уточнения механизма взаимодействия сульфгидрильных собирателей с поверхностью сульфидов.

Одними из самых распространённых и широко применяемых сульфгидрильных собирателей для флотации сульфидов цветных металлов при флотации являются ксантогенаты и дитиофосфаты [1-3].

Имеются работы по изучению механизма действия ксантогената на поверхности сульфидных минералов с применением электрохимических

воздействий и поляризации, а также изучался процесс адсорбции ксантогената и поверхностного окисления сульфидных минералов. Выполнены теоретические квантово-химические расчеты и применены для изучения взаимодействия молекул ксантогената с ионом меди, оценена полная энергия взаимодействия, распределение электронной плотности, теплота образования, энергия связи и дипольный момент [4-8].

Вместе с тем некоторые аспекты механизма взаимодействия для ксантогената исследованы не в полной мере. Остается ряд нерешенных вопросов состава ксантогенатов меди и других тяжелых металлов. В связи с этим актуальным остаётся задача изучения протекания реакций между ионами металлов с ксантогенатами и другими сульфгидрильными собирателями [9, 10].

Для определения состава комплексов ионов тяжелых металлов в растворах применен метод молярных отношений. Контроль концентрации выполнен на приборе УФ-спектроскопии; применен УФ-спектрометр UV-VIS-NIR Cary 6000i, где диапазон длины волны составил 200-800 нм, размер кюветы равен 12,5×45 мм.

Приготовлены растворы CuSO_4 и FeSO_4 с концентрацией 10^{-4} М, бутиловый ксантогенат (10^{-3} М), H_2O_2 (33 %), а также буферный раствор № 1 (раствор соляной кислоты) и № 2 (раствор гликоля с хлоридом натрия) (рН=1,1 и рН=2,5), согласно методике [11].

Предварительно условия опытов – значения рН и Eh для поддержания Fe^{2+} , Fe^{3+} и Cu – были выбраны из диаграммы Пурбе (рисунок 1).

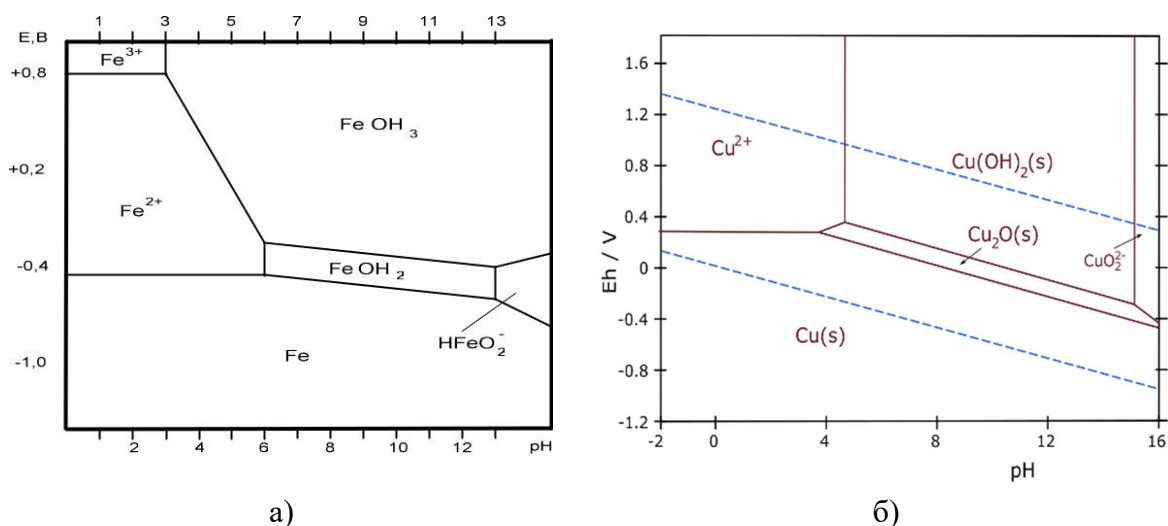


Рисунок 1 – Диаграмма Пурбе для железа (а) и меди (б) [12, 13]

ИК спектрофотометрия применена для идентификации состава соединений железа с бутиловым ксантогенатом в буферном растворе.

В растворе с Fe^{3+} добавление буферного раствора № 2 для поддержания рН=1,1, оказывает негативное влияние на образование комплексного со-

единения. Визуально было отмечено, что происходит экзотермическая реакция и не образуется характерный окрас для железа при титровании после добавления аммония надсерноокислого. ИК-спектрометрией было выявлено, что образуется слабая интенсивность связи между железом и ксантогенатом, полученных в условиях опыта, в отличие от ИК-спектров сравнения (3, 4 и 5) (рисунок 2).

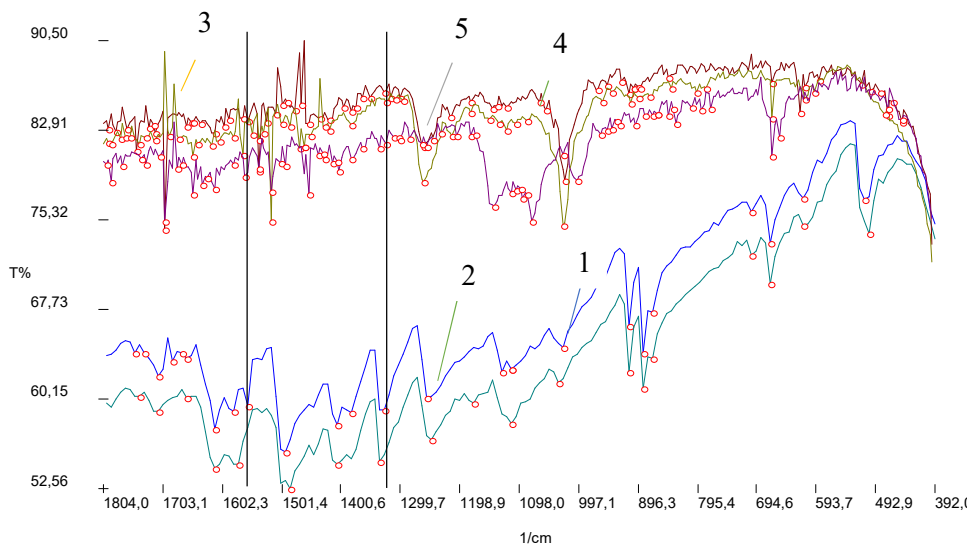


Рисунок 2 – ИК-спектры растворов № 1 и № 2 с наложением спектров (1, 2) и ИК-спектры сравнения (3-5):

1 – $\text{Fe}^{3+}:\text{Кх}=1:3$; 2 – $\text{Fe}^{3+}:\text{Кх}=1:5$; 3 – $\text{Fe}(\text{бутКх})_3$; 4 – $\text{Fe}(\text{бутКх})_2$;
5 – пленка раствора бутилового ксантогената 0,1 %

Раствор № 1 (буферный раствор+ $\text{Fe}^{3+}+\text{H}_2\text{O}_2+\text{Кх}$, соотношение $\text{Fe}^{3+}:\text{Кх}=1:3$) и № 2 (буферный раствор+ $\text{Fe}^{3+}+\text{H}_2\text{O}_2+\text{Кх}$, соотношение $\text{Fe}^{3+}:\text{Кх}=1:5$). H_2O_2 применялся в качестве окислителя Fe^{2+} до Fe^{3+} . На рисунке 2 видны совпадающие 2 полосы, соответствующие 1256 (1260) см^{-1} С-О (диксантогенид) и 1020 см^{-1} С-S (ксантатная группа). В пленках присутствует бутиловый ксантогенат, но он не является основным компонентом состава комплекса. Применение буферного раствора для железа трехвалентного отрицательно влияет на соединение железа с бутиловым ксантогенатом. В подтверждении были проанализированы области ИК-спектра $3000\text{--}2200$ см^{-1} , где отмечено отсутствие характеристических полос-валентных колебаний СН групп, т.е. твердую фазу в значительной степени занимает неорганическая фаза. Напротив, в области $1700\text{--}1550$ см^{-1} повышена интенсивность полос (рисунок 2), характеризующих колебания связи С-О, что указывает на тип колебания деформационных ОН.

Исследовано взаимодействие ксантогената с ионами металла методом молярных отношений. Зависимости остаточной концентрации ксантогената от соотношения $Me:Kx$ для Fe^{2+} , Fe^{3+} и Cu^{2+} приведены на рисунках 3-5. Также на рисунках 6 и 7 приведены значения pH и Eh растворов.

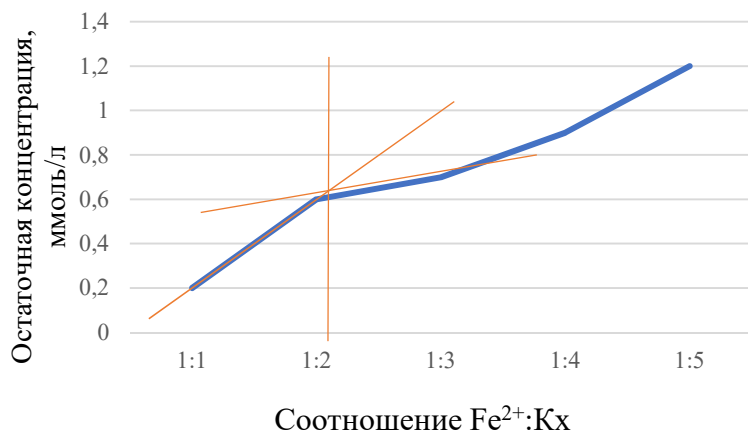


Рисунок 3 – Зависимость остаточной концентрации Kx от соотношения $Fe^{2+}:Kx$

Условия опытов: $C_{бутKx} = 10^{-3}$ моль/л, $C_{Fe^{2+}} = 10^{-4}$ моль/л; $pH_{буферный\ раствор} = 2,5$

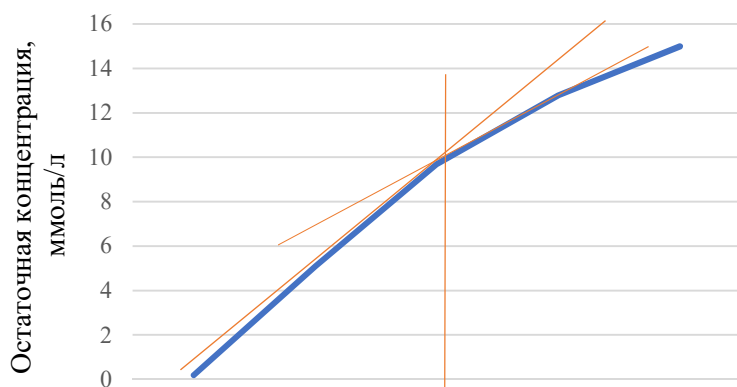


Рисунок 4 – Зависимость остаточной концентрации Kx от соотношения $Fe^{3+}:Kx$

Условия опытов: $C_{бутKx} = 10^{-3}$ моль/л, $C_{Fe^{3+}} = 10^{-4}$ моль/л, $H_2O_2 = 33\%$

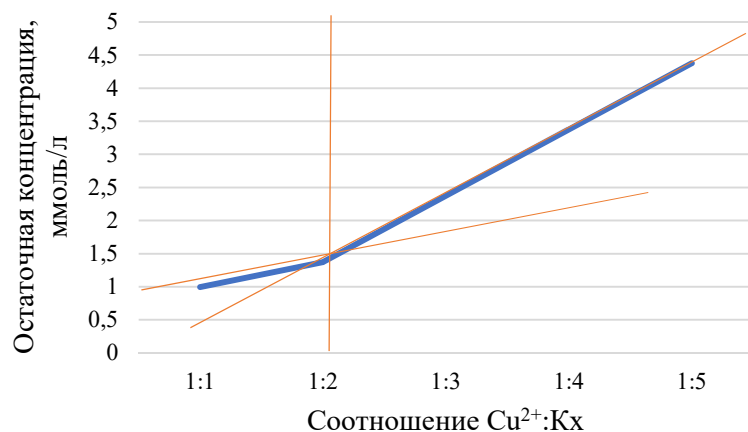


Рисунок 5 – Зависимость остаточной концентрации Kx от соотношения $Cu:Kx$

Условия опытов: $C_{бутKx} = 10^{-3}$ моль/л, $C_{Cu^{2+}} = 10^{-4}$ моль/л

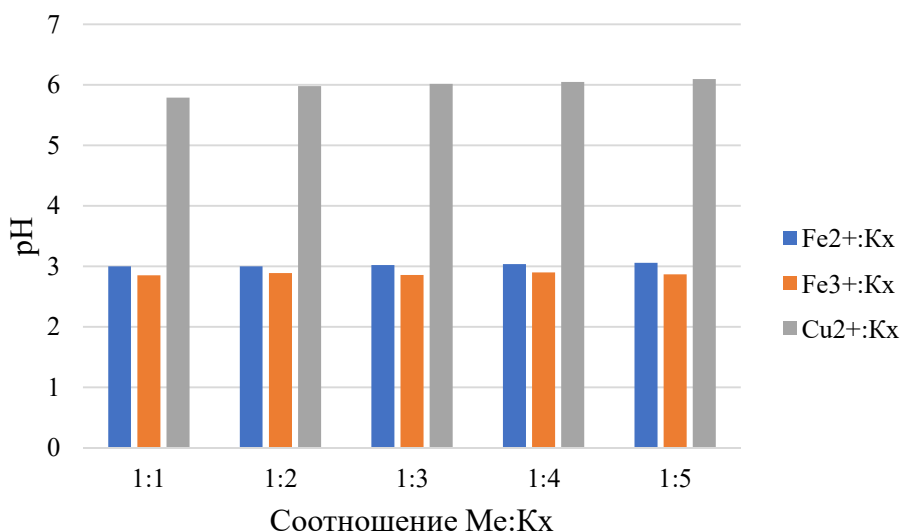


Рисунок 6 – Диаграмма конечных значений pH от соотношения Me:Kx

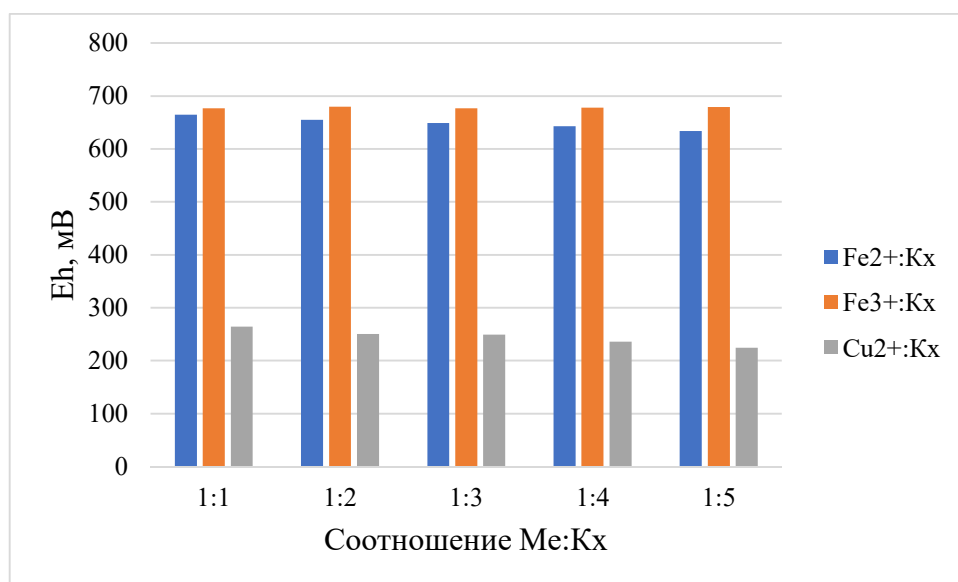


Рисунок 7 – Диаграмма конечных значений Eh от соотношения Me:Kx

Исходя из полученных результатов, представленных на рисунке 6 и 7, ксантогенат образует соединения с медью и железом согласно эквимолярным соотношениям в растворах.

В дальнейшем планируется исследовательская работа по изучению взаимодействия дитиофосфатов, тионокарбоматов, дитиофосфинатов с ионами тяжелых металлов.

Из экспериментальных данных установлено, что взаимодействие между ионами Fe²⁺, Fe³⁺, Cu²⁺ и ксантогенатом происходит согласно их эквимолярным соотношениям. Также было отмечено, что реакция между Fe³⁺ и ксантогенатом проходила не в полной мере при использовании буферного

раствора № 2, где $pH=1,1$. В диапазоне положительных значений окислительно-восстановительного потенциала реакция между бутиловым ксантогенатом и Cu^{2+} протекает в соответствии с их эквимольными соотношениями, где $C_{Cu^{2+}}=10^{-4}$ моль/л.

Список литературы

1. Aplan, F. F. Reagents in Mineral Technology / F. F. Aplan, S. Chander. – 1st edition, Routledge, 1988. – 35 p. – ISBN-13 978-1351419635.
2. Игнаткина, В. А. Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфгидрильных собирателей / В. А. Игнаткина, Иванова П. Г., Хачатрян Л. С., В. А. Бочаров, Ф. О. Милович, П. Г. Иванова, Л. С. Хачатрян. – Текст: электронный // Обогащение руд. – 2015. – № 3. – С. 18-24. – DOI: <http://dx.doi.org/10.17580/or.2015.03.03>.
3. Бочаров, В. А. Особенности использования композиций собирателей в технологии селективной флотации пиритных руд цветных металлов / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина. – Текст: электронный // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2012. – № 8. – С. 168-171. <https://www.elibrary.ru/item.asp?id=18868500>. Режим доступа: Научная электронная библиотека eLIBRARY.RU.
4. Rao, S. R. The collector mechanism in flotation / S. R. Rao. – Text: electronic // Separation Science and Technology. – 1969. – № 4. – P.357-411. – DOI:[10.1007/978-1-4757-4302-9_10](https://doi.org/10.1007/978-1-4757-4302-9_10).
5. Yashina, G. M. Use of the potentiostatic methods to investigate adsorption of xanthate on pyrite / G.M. Yashina, N.L. Olerskaya, N.I. Eliseev, V.A. Chanturiya. – Text: electronic // Soviet Mining. – 1978. – №14. – P. 205-208. – <https://doi.org/10.1007/BF02499412>.
6. Szczyupa, J. Effect of surface oxidation and iron contents on xanthate ions adsorption of synthetic sphalerites / J. Szczyupa, J. Solecki, A. Komosa – Text: electronic // International Journal of Mineral Processing. – 1980. – Volume 7. – Issue 2. – P. 151-157. – [https://doi.org/10.1016/0301-7516\(80\)90007-1](https://doi.org/10.1016/0301-7516(80)90007-1).
7. Rao, S. R. Base metal oxide flotation using long chain xanthates / S.R. Rao, J.A. Finch. – Text: electronic // International Journal of Mineral Processing. – 2003. – Volume 69. – Issues 1-4. – P. 251-258. – [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(02\)00130-8](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(02)00130-8).
8. Ackerman, P. K. Use of xanthogen formats as collectors in the flotation of copper sulfides and pyrite / P.K. Ackerman, G.H. Harris, R.R. Klimpel, F.F. Aplan. – Text: electronic // International Journal of Mineral Processing. – 2000. – Volume 58. – Issue 1. – P. 1-13. – [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(99\)00068-X](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(99)00068-X).
9. Bag, B. Geometrical optimization of xanthate collectors with copper ions and their response to flotation / B. Bag, B. Das, B.K. Mishra. – Text: electronic // Minerals Engineering. – 2011. – Volume 24. – Issue 8. – P. 760-765. – <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.01.006>.
10. Игнаткина, В. А. Влияние сульфгидрильных собирателей на образование осадков с ионами меди в водных растворах / В. А. Игнаткина, В. Д. Самыгин, В. А. Бочаров. – Текст: электронный // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2009. – № 1. – С. 92-97. <https://www.elibrary.ru/item.asp?id=11897174>. Режим доступа: Научная электронная библиотека eLIBRARY.RU.
11. Лурье, Ю.Ю. Справочник по аналитической химии / Ю.Ю. Лурье. – 4-е изд., перераб. и доп. – Москва: Химия, 1971. – 465 с.
12. Лихачев, В.А. Коррозия и защита строительных конструкций: учебное пособие / В.А.Лихачев, Е.Д.Глушков. – Киров: ПРИП ФГБОУ ВПО «ВятГУ», 2012. – 96с. – URL: <http://diss.seluk.ru/m-stroitelstvo/105729-1-korroziya-zaschita-stroitelnih-konstrukciy->

uchebnoe-posobie-ministerstvo-obrazovaniya-nauki-rossiyskoy-federacii-federalnoe-gosudar.php. – Режим доступа: Бесплатная электронная библиотека diss.seluk.ru. – Текст: электронный.

13. Cu-pourbaix-diagram.svg [Electronic resource]: Wikipedia. The Free Encyclopedia. – URL: <https://en.wikipedia.org/wiki/File:Cu-pourbaix-diagram.svg> (date of the application: 24.10.2007). – Text: electronic.

УДК 622.7

ИССЛЕДОВАНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА ВОЛКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ TiO_2 В КАЧЕСТВЕ УТЯЖЕЛИТЕЛЯ В ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ УГЛЯ

Бузунова Т. А., Шигаева В. Н.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Волковское месторождение находится на территории Свердловской области недалеко от г. Нижний Тагил. Главнейшими рудными минералами на месторождении являются титаномагнетит, борнит, халькопирит и апатит. Переработка руды в настоящее время осуществляется на предприятии АО «Святогор», где ценным компонентом является медь, попутно извлекаются золото, серебро, строительный материал. Железный титаномагнетитовый концентрат является хвостами производства.

В настоящее время закончен проект и начато строительство Волковского ГОКа, который будет перерабатывать 10 млн. тонн руды на отдельном предприятии, также с получением титаномагнетитового концентрата с высоким содержанием титана при выходе от исходной руды 13,29 %.

Переработка высокотитанистых титаномагнетитовых руд с содержанием диоксида титана более 3 % в мире практически не осуществляется, из-за проблем, связанных с особенностями восстановления титана и образованием неплавких масс в горне доменной печи. В связи с чем, проблема реализации такого концентрата на предприятии АО «Святогор» является весьма актуальной.

Получение некондиционного по содержанию TiO_2 железного концентрата связано со сложностью реализации физического разделения рудных минералов, находящихся в микроагрегатах титаномагнетита, и процессов перекристаллизации основных минералов. Вовлечение титаномагнетитовых и ильменит-титаномагнетитовых руд с высоким содержанием TiO_2 в промышленное освоение напрямую зависит от: особенностей морфологии рудных минералов; их вкрапленности; структурной и фазовой неоднородности микроагрегатов титаномагнетита; присутствия примесных элементов в кристаллической решетке титаномагнетита.

Технологии обогащения титаномагнетитовых руд действующих предприятий представляют комплексное стадийное выделение хвостов обогащения, начиная с ДСК (сухая магнитная сепарация), в три - четыре стадии измельчения с мокрой магнитной сепарацией в слабом поле в каждой стадии.

Технология обогащения руды Волковского месторождения отличается выделением в голове процесса флотационными методами обогащения медного концентрата и последующим получением титаномагнетитового железного концентрата из хвостов флотации, схема приведена на рисунке 1.

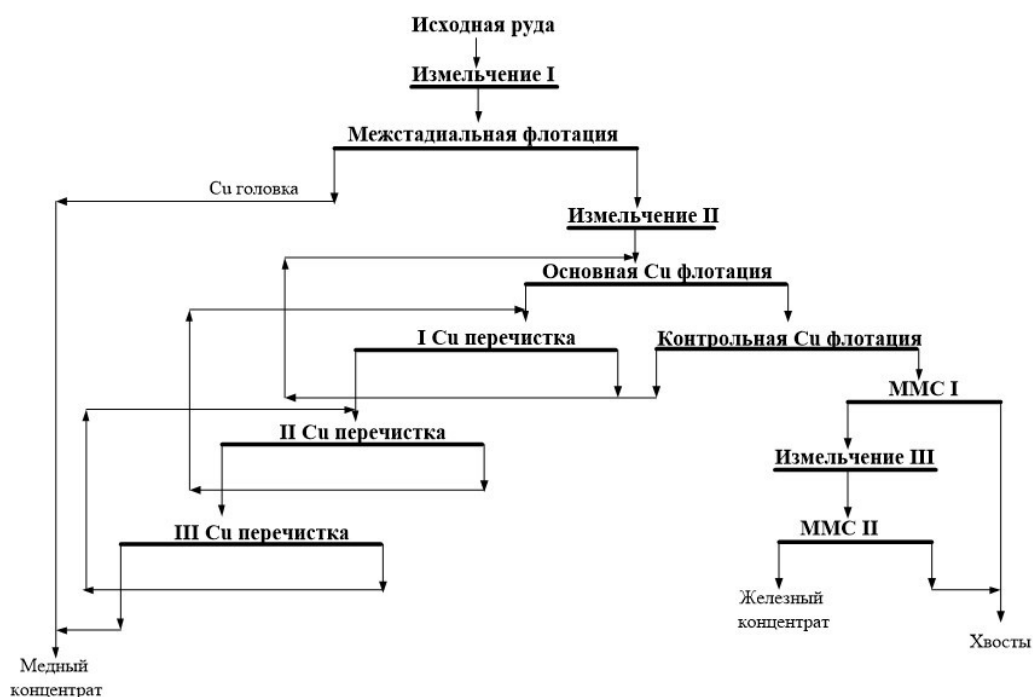


Рисунок 1 – Технологическая схема обогащения руды Волковского месторождения на АО «Святогор»

В настоящее время на обогатительной фабрике АО «Святогор» руда подается с глубоких горизонтов с повышенным содержанием диоксида титана до 5-7 %. В связи с чем, самостоятельное использование железного концентрата в доменной плавке не представляется возможным. Использование высокотитанистого концентрата осуществляется подшихтовкой в малых количествах к кондиционным железным концентратам. Поэтому, решение проблем на АО «Святогор» по реализации железного концентрата с повышенным содержанием диоксида титана, получаемого при переработке медно-железо-ванадиевой руды, является актуальным.

В 2020 году в АО «Уралмеханобр» в рамках НИР были проведены комплексные исследования по возможности использования железного концентрата в качестве утяжелителя при обогащении угля в тяжелых суспензиях [1]. Исследования проводились по разработанной методике, в которую включён практический опыт работы отечественных обогатительных фабрик

и установок [2], справочные материалы [3] и нормативные документы соответствующих ГОСТов.

Магнетитовая суспензия представляет собой механическую смесь магнетитового концентрата (утяжелителя) и воды в определенном соотношении.

Как и все утяжелители, магнетитовый утяжелитель имеет определенные характеристики, влияющие на эффективность использования его при обогащении углей в тяжелой среде [3], таблица 1.

Таблица 1 – Основные характеристики магнетитового утяжелителя

| Массовая доля частиц крупностью более 150 мкм (в зависимости от марки), % | Содержание магнитной фракции, % | Плотность, г/см ³ | Твердость по шкале Мооса |
|---|---------------------------------|------------------------------|--------------------------|
| не более 10 | не менее 90 | 4,3-4,6 | 5,5-6,5 |

Изучено два разных по качеству магнетитовых (железных) концентратов – 1) текущего производства с содержанием общего железа 59,39 % - более крупный, средний диаметр частиц 71 мкм и 2) дообогащенный железный концентрат, с содержанием общего железа 62,7 %, более тонкий по крупности – 40 мкм.

В рамках исследований проведены испытания по устойчивости суспензии с определением необходимой плотности среды в тяжелосредной сепарации без добавления угольных шламов кл. -1+0 мм и с добавлением в количестве 50, 100 и 200 кг/м³.

Параметр устойчивости суспензии оценивали с помощью определения скорости оседания частиц утяжелителя [2, 3]. Чем меньше скорость оседания частиц, тем выше устойчивость суспензии. От данного параметра зависит то, как будет протекать процесс тяжелосредного обогащения [4, 5].

Наименьшая скорость осветления частиц получена при плотности суспензии 1900 кг/м³ на обоих концентратах, - 0,000029 м/с (для концентрата 1) и 0,000011 м/с (для концентрата 2). Общее содержание твердого суспензии в этой плотности составило, соответственно, 26,7 и 25,3 % (без добавления угольных шламов), что характеризует суспензию, как достаточно устойчивую с допустимым уровнем вязкости не более 7×10^{-3} Па^x с.

Таким образом, по результатам испытаний установлено, что качественная характеристика обоих концентратов соответствует установленным в нормативных документах требованиям – по плотности, гранулометрическому составу, содержанию магнитной фракции и прочим контролируемым показателям.

В результате тестовых испытаний тяжелосредной сепарации пробы угля АО «УК «Кузбассразрезуголь» кл. -50+25 мм в магнетитовой суспензии различной плотности 1700-1900 кг/м³ установлено, что лучший результат получен при плотности разделения 1900 кг/м³ – зольность всплывшей фракции составила 6,57 %, извлечение общего углерода во всплывшей фракции угля - 95,8 % (таблица 2). Сопоставление полученных показателей тяжелосредной сепарации на основании тестовых исследований с показателями по обогатительным фабрикам АО «УК «Кузбассразрезуголь», где используется тяжелосредная сепарация угля, можно заключить, что свойства железного концентрата Волковского месторождения позволяют использовать магнетитовый утяжелитель для тяжелосредной сепарации угля.

Таблица 2 – Результаты испытаний

| Плотность магнетитовой суспензии, кг/м ³ | Продукт | Выход | | Массовая доля, % | | | Извлечение С _{общ.} , % |
|---|-------------------|-------------|----------------|-------------------|-------------------|--------------|----------------------------------|
| | | продукта, % | утяжелителя, г | С _{общ.} | С _{общ.} | зольность, % | |
| 1700 | всплывшая фракция | 73,96 | 19,76 | 67,50 | 0,49 | 8,17 | 91,0 |
| | утонувшая фракция | 26,04 | 8,29 | 19,00 | 0,74 | 66,10 | 9,0 |
| | итого | 100,00 | 28,05 | 54,87 | 0,55 | 23,25 | 100,0 |
| 1800 | всплывшая фракция | 76,91 | 23,85 | 65,90 | 0,46 | 7,48 | 94,7 |
| | утонувшая фракция | 23,09 | 6,85 | 12,30 | 0,49 | 72,00 | 5,3 |
| | итого | 100,00 | 30,70 | 53,52 | 0,47 | 22,38 | 100,0 |
| 1900 | всплывшая фракция | 77,59 | 26,58 | 67,10 | 0,45 | 6,57 | 95,8 |
| | утонувшая фракция | 22,41 | 7,08 | 10,20 | 0,37 | 74,20 | 4,2 |
| | итого | 100,00 | 33,66 | 54,35 | 0,43 | 21,73 | 100,0 |

Согласно характеристики получаемых концентратов на ОФ АО «УК «Кузбассразрезуголь» зольность находится в диапазоне 5,8-9,2 %. Таким образом, полученный результат (6,57 %) входит в этот диапазон.

Немаловажным показателем для магнетитового утяжелителя является его регенерация после проведенной сепарации. В рамках выполненных испытаний по регенерации рабочей суспензии содержание магнитной фракции составляет 95 %. Если учесть, что содержание магнитной фракции в исходном магнетитовом утяжелителе составляет 97,02 % при нормативе – не менее 90 %, то регенерацию рабочей суспензии можно считать эффективной.

По результатам выполненного расчета технико-экономических показателей стало понятно, что данное производство выгодно для предприятия, при этом выгода от реализации железного концентрата составит 8136,5 руб./т или 69,9 млн. рублей в год (таблица 3).

Таблица 3 – Основные технико-экономические показатели

| Наименование | Основные технико-экономические показатели |
|---|---|
| Средняя цена покупки железного концентрата по обогатительной фабрике АО "УК "Кузбассразрезуголь" | 10103 руб./т |
| Себестоимость реализации железного концентрата Волковского месторождения, всего | 1966,5 руб./т |
| Годовой объем потребления железного концентрата АО "УК "Кузбассразрезуголь" | 8,6 тыс. т |
| Экономический эффект от реализации железного концентрата АО «Святогор» на АО «УК «Кузбассразрезуголь» | 8136,5 руб./т 69,9 млн. руб./год |

Таким образом, применение Волковского железного концентрата в качестве утяжелителя при обогащении угля в тяжелых суспензиях можно считать одним из направлений повышения эффективности обработки Волковского месторождения медно-железо-ванадиевых руд АО «Святогор».

Список литературы

1. Исследования возможности комплексного использования железного концентрата АО «Святогор», получаемого из руды Северо-Западного участка Волковского месторождения, Отчет НИР, АО «Уралмеханобр», руководитель НИР Е.В. Братыгин, 2020 г.
2. Рекомендации по обогащению угля в магнетитовой суспензии (основные параметры), Институт обогащения твердых горючих ископаемых «ИОТТ» и Украинский научно-исследовательский и проектно-конструкторский институт по обогащению и брикетированию угля «УкрНИИУглеобогащение», Москва, 1976.
3. Справочник по обогащению углей. Под ред. Благова И.С., Коткина А.М., Самылина Н.А. – М.: Недра, 1974.
4. Землянский П.П. Обогащение угля в тяжелых средах. – М.: Углетехиздат, 1953. – 168 с.
5. Пилов П.И. Гравитационная сепарация полезных ископаемых: Учебное пособие. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2010. – 127 с.

ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ БЕДНОГО ПО ЗОЛОТУ ПРОДУКТА ИЗ ПЕННОГО ПРОДУКТА СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ

Мушкетов А. Ан.

ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

В работе приведены результаты исследований обогатимости различными методами трёх исходных проб (№ 1, 2 и 3) золотосодержащих пенных продуктов флотаций, направляемых на выщелачивание золота.

Целью исследований являлось изучение возможности выделения из продуктов № 1, 2 и 3 промпродуктов с массовой долей золота менее 5 г/т для вывода их из технологического процесса перед операцией выщелачивания. Вывод части материала перед выщелачиванием позволит увеличить производительность пенного продукта, подаваемого на выщелачивание.

Массовые доли золота в исходных пробах № 1, 2 и 3 составили 62,3; 58,1 и 68,1 г/т соответственно. Основными минералами-концентраторами золота в пробах являются арсенопирит, антимонит, пирит и пирротин.

В пробах № 1, 2 и 3 золото в наибольшей степени связано с пиритом и халькопиритом в количестве 79,75; 81,34 и 74,46 % соответственно относительно всего золота проб. С сульфидами, в число которых входит пирротин, и с теллуридами в пробах связано менее 0,5 % всего золота. Свободное золото в пробах составляет 17,26; 17,12 и 22,39 % относительно всего золота проб. Распределение золота, ассоциированного с нерудными минералами, для проб составили 2,59; 1,27 и 2,67 % соответственно.

Пробы имеют различные соотношения массовых долей пирротина и пирита (1:1; 1,5:1; 2:1) и общей массовой доли сульфидов не менее 40 %, пирротина не менее 15 %. Минералогические составы проб приведены в таблице 1.

Для сульфидов проб характерна различная массовая доля сростков зёрен сульфидов и зёрен карбонатов, силикатов и прочих минеральных фаз. Наибольшая доля раскрытых зёрен сульфидов 95 % находится в пробе № 1. В пробах № 2 и 3 доля раскрытых зёрен аналогичных минералов составляет 84 и 81 % соответственно.

Количество свободных зёрен карбонатов, силикатов и прочих минеральных фаз в пробах № 1 и 2 находится на уровне 89-90 %. Для пробы № 3 аналогичный параметр составляет 80 %. На сростки зёрен сульфидов с зёрнами карбонатов, силикатов и прочих минеральных фаз приходится 11, 10 и 20 % от всего количества зёрен этих минералов.

Таблица 1 – Минералогический состав исследуемых проб

| Минерал | Проба № 1 (2:1) | Проба № 2 (4:1) | Проба № 3 (1,7:1) |
|------------------------------|-----------------|-----------------|-------------------|
| Сульфиды | | | |
| Пирротин | 19 | 18 | 21 |
| Арсенопирит | 10 | 8 | 14 |
| Пирит | 9 | 5 | 12 |
| Антимонит | 6 | 5 | 3 |
| Карбонаты, силикаты и прочие | | | |
| Кварц | 33 | 34 | 28 |
| Карбонаты | 14 | 20 | 14 |
| Хлорит, клинохлор и слюды | 6 | 7 | 6 |
| Прочие | 3 | 3 | 2 |
| Итого | 100 | 100 | 100 |

Результаты исследований вещественного состава показали, что с пирротинном и нерудными минералами проб № 1, 2 и 3 (карбонаты и силикаты) связано наименьшее количество золота и их вывод из процесса позволит значительно сократить количество питания операции выщелачивания.

Эти минералы достаточно сильно отличаются от основных золотосодержащих фаз проб по своим физическим свойствам. Основная масса нерудных минералов проб обладает плотностью менее 3000 кг/м³. Сульфиды имеют плотность более 4500 кг/м³. Пирротин (моноклинный) имеет схожую плотность с сопутствующими сульфидами, но на несколько порядков превосходит все остальные минералы проб по удельной магнитной восприимчивости ($[63-700] \cdot 10^{-7}$ м³/кг).

На основании перечисленных различий в физических свойствах минералов проведены следующие исследования исходных проб № 1, 2 и 3.

1. Обогащение проб в текущей крупности гравитационным методом обогащения с целью выделения зёрен нерудных минералов.

2. Предварительное измельчение проб с целью раскрытия сильномагнитных зёрен моноклинного пирротина и их дальнейшего извлечения в магнитный продукт.

Исследования по гравитационному обогащению пробы № 2 заключались в проведении сепарации в восходящем потоке по схеме, представленной на рисунке 1. Результаты исследований приведены в таблице 2.

Разделение в восходящем потоке исходной пробы № 2 в текущей крупности не позволило выделить бедный по золоту (не более 5 г/т) продукт. Наименьшая массовая доля золота в продуктах составила 41,6 г/т.

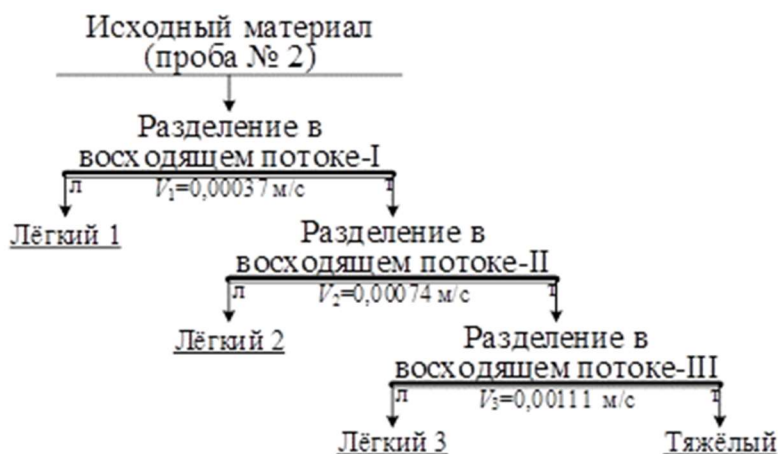


Рисунок 1 – Схема исследований по разделению проб в восходящем потоке

В процессе гидросепарации в лёгкие продукты в большей степени извлекаются зёрна силикатов по сравнению с зёрнами арсенопирита, антимонита, пирита и пирротина. Массовая доля диоксида кремния в лёгких продуктах I, II и III составила 45,1; 46,8 и 45,5 % соответственно.

Получение богатых по золоту лёгких продуктов гидросепарации связано с наличием в пробе № 2 достаточно большого количества тонких зёрен антимонита и арсенопирита, являющихся основными минералами-концентраторами золота. Эти зёрна имеют малые конечные скорости падения и извлекаются в лёгкие продукты, повышая в них массовую долю золота.

Схема исследований по магнитному обогащению измельчённых проб приведена на рисунке 2. Результаты исследований по магнитному обогащению проб № 1, 2 и 3 при массовой доле кл. -44 и -20 мкм 90 и 55 %; 90 и 60 %; 90 и 64 % соответственно приведены в таблице 3.

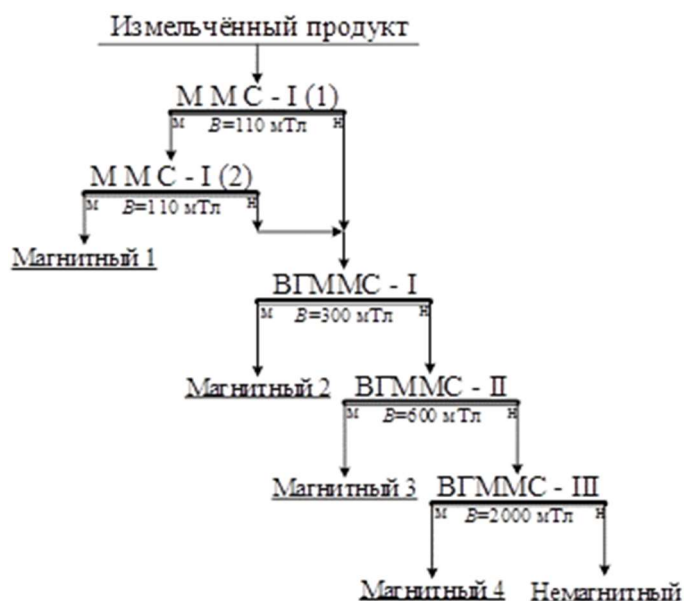


Рисунок 2 – Схема магнитных исследований исходных проб № 1, 2 и 3

Таблица 2 – Результаты исследований пробы № 2 в текущей крупности

| Продукты | Скорость восходящего потока, м/с | Выход, % | Массовая доля | | | | | Распределение, % | | | | |
|------------|----------------------------------|----------|---------------|-------|-------|-------|----------------------|------------------|--------|--------|--------|------------------|
| | | | Au, г/т | Fe, % | As, % | Sb, % | SiO ₂ , % | Au | Fe | As | Sb | SiO ₂ |
| Лёгкий I | 0,00037 | 11,07 | 43,6 | 10,36 | 1,88 | 2,89 | 45,1 | 7,91 | 6,25 | 6,32 | 12,23 | 13,68 |
| Лёгкий II | 0,00074 | 8,86 | 41,6 | 8,76 | 2,04 | 2,47 | 46,8 | 6,03 | 4,23 | 5,49 | 8,36 | 11,36 |
| Лёгкий III | 0,00111 | 8,69 | 54,4 | 10,82 | 2,77 | 2,56 | 45,5 | 7,74 | 5,12 | 7,31 | 8,50 | 10,83 |
| Тяжёлый | 0,00111 | 71,38 | 67,0 | 21,7 | 3,73 | 2,60 | 32,8 | 78,32 | 84,40 | 80,88 | 70,91 | 64,13 |
| Исходный | | 100,00 | 61,1 | 18,4 | 3,29 | 2,62 | 36,5 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

Таблица 3 – Результаты магнитных исследований исходных проб № 1, 2 и 3 после измельчения

| Продукт | Индукция магнитного поля, мТл | Выход, % | Массовая доля | | | | Распределение, % | | | | | |
|-------------|-------------------------------|----------|---------------|-------|-------|-------|------------------|--------|--------|--------|--|--|
| | | | Au, г/т | Fe, % | As, % | Sb, % | Au | Fe | As | Sb | | |
| Проба № 1 | | | | | | | | | | | | |
| Магнитный 1 | 110 | 11,72 | 11,2 | 57,2 | 0,35 | 0,98 | 2,03 | 31,71 | 0,93 | 3,05 | | |
| Магнитный 2 | 300 | 9,79 | 83,5 | 41,0 | 6,96 | 3,29 | 12,63 | 18,98 | 15,38 | 8,56 | | |
| Магнитный 3 | 600 | 4,25 | 107,0 | 36,4 | 8,25 | 6,63 | 7,03 | 7,32 | 7,92 | 7,49 | | |
| Магнитный 4 | 2000 | 4,69 | 72,0 | 27,6 | 5,28 | 8,68 | 5,22 | 6,12 | 5,59 | 10,82 | | |
| Немагнитный | 2000 | 69,56 | 68,0 | 10,90 | 4,47 | 3,79 | 73,10 | 35,87 | 70,20 | 70,08 | | |
| Исходный | | 100,00 | 64,7 | 21,14 | 4,43 | 3,76 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | | |
| Проба № 2 | | | | | | | | | | | | |
| Магнитный 1 | 110 | 7,24 | 12,4 | 56,8 | 0,35 | 1,20 | 1,46 | 25,12 | 0,77 | 2,81 | | |
| Магнитный 2 | 300 | 7,72 | 51,1 | 46,5 | 3,46 | 2,35 | 6,40 | 21,92 | 8,10 | 5,87 | | |
| Магнитный 3 | 600 | 3,09 | 79,8 | 31,9 | 5,36 | 6,04 | 4,00 | 6,02 | 5,02 | 6,03 | | |
| Магнитный 4 | 2000 | 3,50 | 69,5 | 20,7 | 3,83 | 7,05 | 3,94 | 4,42 | 4,06 | 7,97 | | |
| Немагнитный | 2000 | 78,45 | 66,2 | 8,88 | 3,45 | 3,05 | 84,21 | 42,52 | 82,05 | 77,33 | | |
| Исходный | | 100,00 | 61,7 | 16,38 | 3,30 | 3,09 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | | |
| Проба № 3 | | | | | | | | | | | | |
| Магнитный 1 | 110 | 9,21 | 19,4 | 56,8 | 0,76 | 0,96 | 2,73 | 22,08 | 1,16 | 4,49 | | |
| Магнитный 2 | 300 | 11,64 | 73,9 | 43,7 | 7,01 | 1,87 | 13,14 | 21,48 | 13,54 | 11,05 | | |
| Магнитный 3 | 600 | 4,04 | 105,0 | 32,5 | 9,26 | 3,28 | 6,48 | 5,54 | 6,21 | 6,73 | | |
| Магнитный 4 | 2000 | 5,17 | 96,4 | 24,6 | 7,91 | 3,91 | 7,61 | 5,37 | 6,78 | 10,26 | | |
| Немагнитный | 2000 | 69,95 | 65,5 | 15,41 | 6,23 | 1,90 | 70,03 | 45,53 | 72,31 | 67,48 | | |
| Исходный | | 100,00 | 65,4 | 23,68 | 6,03 | 1,97 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | | |

Измельчение исходных проб не позволило получить заданную массовую долю золота в магнитных продуктах. В результате магнитного обогащения измельчённых проб № 1, 2 и 3 массовые доли золота в магнитных продуктах составили 11,2; 12,4 и 19,4 г/т при индукции магнитного поля 110 мТл. С увеличением индукции магнитного поля со 110 до 600 мТл массовая доля золота в магнитных продуктах увеличилась с 11,2 до 107,0 г/т; с 12,4 до 79,8 г/т и с 19,4 до 105,0 г/т соответственно. Дальнейшее увеличение индукции магнитного поля с 600 до 2000 мТл приводит к снижению массовой доли золота в магнитных продуктах до 72,0; 66,2 и 96,4 г/т с получением немагнитных продуктов с массовой долей золота 68,0; 66,2 и 65,5 г/т соответственно.

УДК: 553.068.4: 550.4

ГЕОХИМИЧЕСКИЕ И МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ НГМК И КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ, ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ

Туресебеков А. Х., Шукуров Н. Э., Зунунов А. Ч., Шарипов Х. Т., Шукуров Ш. Р.
Институт Геологии и геофизики им. Х.М.Абдуллаева, Университет Геологических наук Госкомгеологии РУз, г. Ташкент, Узбекистан

В последнее время многие исследователи [1-7] обратили внимание на техногенные месторождения, как на потенциальный источник восполнения минерально-сырьевых ресурсов. Так в ЮАР перерабатываются ежегодно до 18 млн т отвальных хвостов золотодобычи при содержании золота 0,53 г/т и серебра 1,4 г/т [2]. Техногенные месторождения представляют собой отходы переработанных и видоизмененных при золотодобыче по физическому, химическому, минералогическому и гранулометрическому составу руд золоторудных месторождений, являющиеся конечным техническим продуктом, не соответствующим установленным кондициям. Целью работы было проведение минералого-геохимических исследований и выявление форм нахождения золота, серебра и других ценных сопутствующих элементов в техногенных месторождениях золотоизвлекательного производства – Навоинского ГМК – с целью их технологической оценки и разработки рациональной технологии их переработки.

1. Минералого-геохимические исследования техногенных отходов (хвосты обогащения НГМК). Объектом исследования были выбраны техногенные месторождения (техногенные отходы) – хвосты обогащения (ГМЗ-3 и ГМЗ-4). В результате минералого-технологического картирования акваторий (хвостохранилищ ГМЗ-3 и ГМЗ-4) были отобраны пробы для геохимических, минералогических исследований и лабораторных технологиче-

ских испытаний. Данными методами были изучены химический и минеральный состав матрицы вмещающих пород рудных минеральных скопелений и формы нахождения золота, серебра и других сопутствующих продуктивных и токсичных элементов (таблицы 1-5). Самыми ценными элементами техногенных отходов (хвосты обогащения ГМЗ-4 и ГМЗ-3) являются золото и серебро. Содержание золота в техногенных отходах, полученных различными методами и в различных лабораториях (таблица 2), колеблется от 0,3 до 0,83 г/т, серебра – от 1 до 1,52 г/т. Для золота установлены три формы нахождения: свободное золото, представленное микронными выделениями (2-5 мкм), где золото присутствует в гидрослюде; основная масса золота представлена «невидимой» формой, «упорное» золото, которое изоморфно входит в состав пирита и арсенопирита (таблица 6); ультратонкодисперсное золото, присутствующее в гетите, гидрогетите, гидрослюде и кварце (таблица 6). Для серебра также установлены три формы нахождения.

Таблица 1 – Химический состав техногенных отходов (хвосты обогащения) в %, по данным химического и масс-спектрометрического анализа)

| Хвосты обогащения | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | Fe _{общ} | K ₂ O | Na ₂ O | MgO | CaO | As ₂ O ₃ | S _{общ} | C _{орг} | CO ₂ | S _s |
|-------------------|------------------|--------------------------------|-------------------|------------------|-------------------|------|-------|--------------------------------|------------------|------------------|-----------------|----------------|
| ГМЗ-4 | 70,9 | 13,68 | 5,44 | 4,2 | 3,12 | 1,13 | 13,11 | 0,38 | 1,7 | 0,21 | 4,36 | 0,2 |
| ГМЗ-3 | 73,4 | 12,53 | 5,55 | 2,79 | 1,59 | 2,92 | 5,78 | 0,58 | 1,7 | 0,3 | 4,36 | 0,2 |

Примечание: ГМЗ-4 – содержание Sb 0,022 %, ГМЗ-3 – 0,022 %.

Таблица 2 – Содержание золота и серебра в техногенных отходах (хвосты обогащения)

| Хвосты обогащения | Содержание, г/т (1) | | Содержание, г/т (2) | | Содержание, г/т (3) | |
|-------------------|---------------------|-----|---------------------|-----|---------------------|------|
| | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| ГМЗ-4 | 0,83 | 1,3 | 0,93 | 1,8 | 0,3 | 1,4 |
| ГМЗ-3 | 0,83 | 1,3 | 0,5 | 1 | 0,81 | 1,52 |

Примечание: 1 – пробирный анализ НГМК; 2 – пробирный анализ Госкомгеологии РУз; 3 – масс-спектрометрический анализ Института геологии и геофизики.

Таблица 3 – Среднее содержание попутных сопутствующих продуктивных элементов в техногенных отходах (хвосты обогащения) по данным масс-спектрометрического анализа (г/т)

| Хвосты обогащения | Va | P | W | Zn | Ga | Mo | Sn | In | Te | Re | Pb | Bi | Th | U | ΣTr |
|-------------------|------|-----|------|-----|------|-----|------|------|------|------|------|-----|------|-----|-----|
| ГМЗ-4 | 1600 | 700 | 55,6 | 391 | 23 | 2,8 | 2,7 | 0,1 | 1,3 | 0,02 | 325 | 6,9 | 14,7 | 6,6 | 199 |
| ГМЗ-3 | 600 | 900 | 10,5 | 87 | 16,5 | 2,7 | 0,16 | 0,04 | 0,07 | 0,02 | 22,7 | 0,3 | 10,3 | 4,3 | 155 |

Таблица 4 – Среднее содержание токсичных элементов в техногенных отходах (хвосты обогащения) по данным масс-спектрометрического анализа

| Хвосты обогащения | As, % | Se, г/т | Cd, г/т | Sb, г/т | Hg, г/т | Tl, г/т | Pb, г/т |
|-------------------|-------|---------|---------|---------|---------|---------|---------|
| ГМЗ-4 | 0,28 | 2,8 | 2,7 | 61 | 2 | 1 | 6,9 |
| ГМЗ-3 | 0,43 | 2,7 | 0,16 | 85 | 1,5 | 1 | 0,3 |

Таблица 5 – Минеральный состав техногенных отходов (хвосты обогащения)

| Руда | Хвосты обогащения (ГМЗ-3, ГМЗ-4) | |
|------------|--|--|
| | Минералы | |
| Окисленные | Гидрохлорит, гидрослюда, гетит, гидрогетит, манганит, мелантерит, гипс, опал, скородит, гидрофосфат алюминия, бруссит, самородное золото | |
| Гипогенные | Кварц, альбит, ортоклаз, (Ca-Sr) полевой шпат, лабрадорит, кальцит, анкерит, пирит, арсенопирит, сфалерит, галенит, апатит, монацит, самородное золото | |

Таблица 6 – Основные носители и концентраторы золота и серебра в техногенных отходах (хвосты обогащения ГМЗ-3 и ГМЗ-4) по данным микрозонда JEOL Superprobe, в %

| Минералы | Au | Ag |
|--------------------|-------------|-------------|
| Пирит | 0,07 – 0,51 | 0,09 – 0,1 |
| Арсенопирит | 0,01 – 0,53 | 0,01 – 0,13 |
| Гетит, гидрогетит | 0,08 – 0,3 | 0,05 – 0,41 |
| Гидрослюды (иллит) | 0,03 – 0,16 | 0,07 – 0,18 |
| Кварц | 0,02 – 0,11 | 0,01 – 0,08 |

2. Комбинированная технологическая схема обогащения отходов на центробежном концентраторе и гравитационном столе. Технологические исследования по комбинированной схеме обогащения провели на двух пробах отходов НГМК – хвостов обогащения ГМЗ-3, ГМЗ-4. Навески по 50 кг от каждой пробы пропустили через центробежный концентратор ИТОМАК – КГ-3 и полученные «бедные» концентраты переработали на концентрационном столе по схеме, представленной на рисунке 1, с получением кондиционного товарного концентрата. Исходные пробы и полученные продукты обогащения были проанализированы пробирным методом в ГП «Центральная лаборатория» Госкомгеологии РУз.

Результаты проведенных исследований приведены в таблицах 7 и 8.

При комбинированной схеме переработки хвостов ГМЗ-3 получен концентрат (выход составил 0,22 %) с содержанием 17,1 г/т золота и извлечением его 9,4 %, который можно направить на окислительный обжиг ГМЗ-3 и далее на сорбционное цианирование.

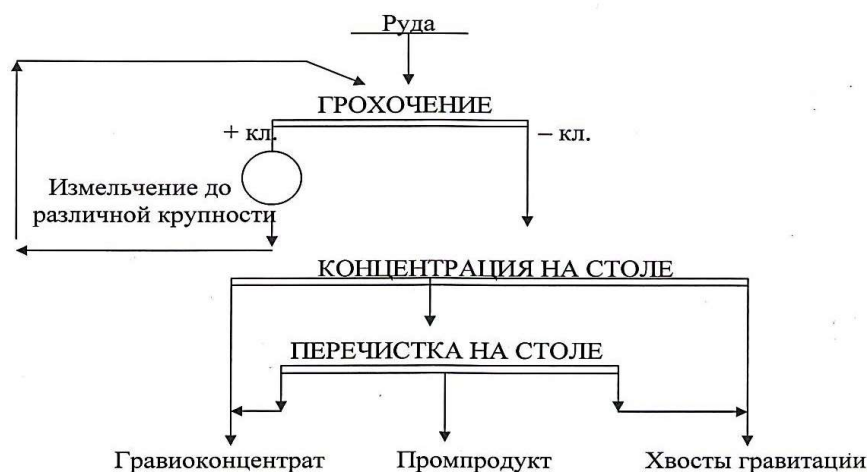


Рисунок 1 – Схема гравитационного обогащения руды (отходы ГМЗ-3,4)

Таблица 7 – Результаты переработки хвостов ГМЗ-3 по комбинированной схеме

| Сырьё и продукты обогащения | Кол-во, кг | Выход, % | Содержание, г/т | | Количество, мг | | Извлечение, % | |
|---|------------|----------|-----------------|------|----------------|-------|---------------|------|
| | | | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| Обогащение на центробежном концентраторе «ИТОМАК» | | | | | | | | |
| Исх.сырьё | 50 | 100 | 0,4 | <5 | 20 | 250 | 100 | 100 |
| Концентрат | 2,5 | 5 | 1,52 | <5 | 3,8 | 12,5 | 19 | 5 |
| Хвосты обогащения | 47,5 | 95 | 0,34 | <5 | 16,2 | 237,5 | 81 | 95 |
| Доводка на гравитационном столе | | | | | | | | |
| «Бедный» концентрат | 2,5 | 100 | 1,52 | <5 | 3,8 | 12,5 | 100 | 100 |
| Товарный концентрат | 0,11 | 4,4 | 17,1 | 15,2 | 1,88 | 1,67 | 49,5 | 13,4 |
| Промпродукт | 1,18 | 47 | 1,32 | <5 | 1,56 | 5,9 | 41,1 | 47,2 |
| Хвосты обогащения | 1,21 | 48,6 | 0,3 | <5 | 0,36 | 6,05 | 9,4 | 39,4 |
| Сквозное извлечение Ме в товарный продукт | 0,11 | 0,22 | 17,1 | 15,2 | 1,88 | 1,67 | 9,4 | 0,67 |

Таблица 8 – Результаты переработки хвостов ГМЗ-4 по комбинированной схеме

| Сырьё и продукты обогащения | Кол-во, кг | Выход, % | Содержание, г/т | | Количество, мг | | Извлечение, % | |
|---|------------|----------|-----------------|-----|----------------|--------|---------------|------|
| | | | Au | Ag | Au | Ag | Au | Ag |
| Обогащение на центробежном концентраторе «ИТОМАК» | | | | | | | | |
| Исх.сырьё | 50 | 100 | 0,4 | <5 | 20 | 250 | 100 | 100 |
| Концентрат | 3,55 | 7,1 | 1,4 | <5 | 4,97 | 17,75 | 24,85 | 7,1 |
| Хвосты обогащения | 46,45 | 92,9 | 0,3 | <5 | 15,03 | 232,25 | 75,15 | 92,9 |
| Доводка на гравитационном столе | | | | | | | | |
| «Бедный» концентрат | 3,55 | 100 | 1,4 | <5 | 4,97 | 17,75 | 100 | 100 |
| Товарный концентрат | 0,19 | 5,3 | 17,2 | 22 | 3,27 | 4,18 | 65,75 | 23,5 |
| Промпродукт | 1,07 | 30,2 | 1,1 | 6,2 | 1,18 | 6,63 | 23,8 | 37,4 |
| Хвосты обогащения | 1,29 | 64,5 | 0,3 | <5 | 0,52 | 6,94 | 10,4 | 39,1 |
| Сквозное извлечение Ме в товарный продукт | 0,19 | 0,38 | 17,2 | 22 | 3,27 | 4,18 | 16,3 | 1,67 |

В результате переработки хвостов ГМЗ-4 по комбинированной схеме мы получили товарный продукт с содержанием золота 17,2 г/т, выход концентрата составил 0,38 %, а сквозное извлечение золота – 16,3 %. Этот концентрат нужно перерабатывать по технологии «окислительный обжиг – сорбционное цианирование» или другим методом.

Вышеизложенные результаты технологических испытаний техногенных отходов (хвосты ГМЗ-3 и ГМЗ-4), имели поисковое значение в проблеме извлечения золота и серебра из отходов Навоинского горнометаллургического комбината.

Список литературы

1. Аржанова В.С., Елпатьевский П.В. Геохимия ландшафтов и техногенез. – М.: Наука, 1990. – 198 с.
2. Изойтко И.М., Шендерович Е.И., Особенности геолого-технологической оценки и переработки руд крупных и уникальных техногенных месторождений // Тезисы докладов Международного симпозиума «Крупные и уникальные месторождения редких и благородных металлов». Санкт-Петербург, ВСЕГЕИ, 1986. С. 22.
3. Дабижа С.И., Туресебеков А.Х. и др. Проблемы образования, оценки и разведки техногенных месторождений в связи с их комплексном использованием на АГМК // Труды Международной практической конференции «Проблемы рудных месторождений и повышения эффективности геолого-разведочных работ» (21-24 октября, Ташкент, 2003 г., с. 407-409.
4. Маматов У. «Рудник ЦКВЗ» – Новый этап. Газета "Кончилар хаёти" (pressangmk.uz) 13.07.2018.
5. Санакулов К.С. О возможности извлечения благородных и цветных металлов из отходов обогатительной фабрики. Горный вестник Узбекистана. 3, №74, С. 3-5.
6. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент, из-во «ФАН» АН РУз.
7. Санакулов К. С., Рахимов В. Р., Туресебеков А. Х. Геолого-технологическая оценка перспектив утилизации отходов горно-металлургических производств Узбекистана // ГИАБ. 2005. № 5. URL: <https://cyberleninka.ru/article/n/geologo-tehnologicheskaya-otsenka-perspektiv-utilizatsii-othodov-gorno-metallurgicheskikh-proizvodstv-uzbekistana>.

УДК 622.7: 622. 342(575.1)

НОВЫЕ СПОСОБЫ ОБОГАЩЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ И ПРОЦЕССЫ ПОДГОТОВКИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Эшонкулов У. Х.¹, Хасанов А. С.², Хужакулов А. М.¹

¹Каршинский инженерно-экономический институт, г. Карши, Узбекистан

²АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Узбекистан

Подготовка руды к плавке заключается в тонком ее измельчении, обогащении и окусковании посредством агломерации, окомкования или брикетирования.

Измельчение руды является подготовительной операцией перед ее обогащением и окускованием. Богатые железом пылеватые руды непосредственно поступают на агломерацию. Практика подтверждает необходимость глубокого обогащения и тщательной подготовки железных руд перед плавкой.

Для **обогащения** железных руд применяются следующие основные способы: промывка, электромагнитная сепарация, гравитационное обогащение, флотация.

Промывка применяется для руд с мягкой песчаной и глинистой пустой породой, которая при перемешивании с водой переходит во взвешенное состояние и отделяется от минералов, содержащих железо.

Электромагнитная сепарация применяется к рудам, содержащим железные минералы с сильной магнитной восприимчивостью и немагнитную пустую породу, например, магнетит, обладающий магнитной восприимчивостью $80 \times 10^{-3} \text{ см}^3/\text{г}$, и практически немагнитные ($48 \times 10^{-7} - 10 \times 10^{-6} \text{ см}^3/\text{г}$) кварц и полевой шпат.

Магнитной сепарацией удается из руды, содержащей 35-45 % Fe, получить концентрат, содержащий 53-64 % Fe, при извлечении железа от 75 до 90 %. Для повышения магнитной восприимчивости гематитовой руды применяют так называемый магнетизирующий обжиг ($\text{Fe}_2\text{O}_3 \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4$) в трубчатых вращающихся или шахтных печах.

Гравитационное обогащение производят в водной среде и в тяжелых суспензиях плотностью 2,8-3,0 г/см³. Частицы более легкой пустой породы всплывают, а тяжелые зерна рудных минералов осаждаются. Флотацию применяют для тонкоизмельченных железных руд.

Агломерация является наиболее распространенным способом окускования тонкоизмельченного концентрата, колошниковой пыли и других мелких железорудных материалов.

Перед спеканием рудную мелочь и пыль тщательно перемешивают с определенным количеством кокса (4-6 %) и оборотной мелочи (20-30 %) и увлажняют. Увлажненная рудная масса подается равномерно на колосниковую решетку спекательной агломерационной машины (рисунок 1) с таким расчетом, чтобы высота слоя шихты составляла 250-350 мм, а затем в зажигательном горне горелкой, работающей на газовом или жидком топливе, нагревают верхний слой шихты и зажигают его при температуре 750-850 °С.

Под колосниковой решеткой расположены камеры, находящиеся под разрежением. Сюда просасывается воздух сверху вниз через весь слой шихты. Горение, начавшееся в верхнем слое, постепенно распространяется вниз к колосниковой решетке. В слое горения развивается температура около 1300-1500 °С и в результате частичного восстановления Fe_2O_3 и Fe_3O_4 при спекании в присутствии кремнезема образуется легкоплавкий (1209 °С) фаялит Fe_2SiO_4 по реакции



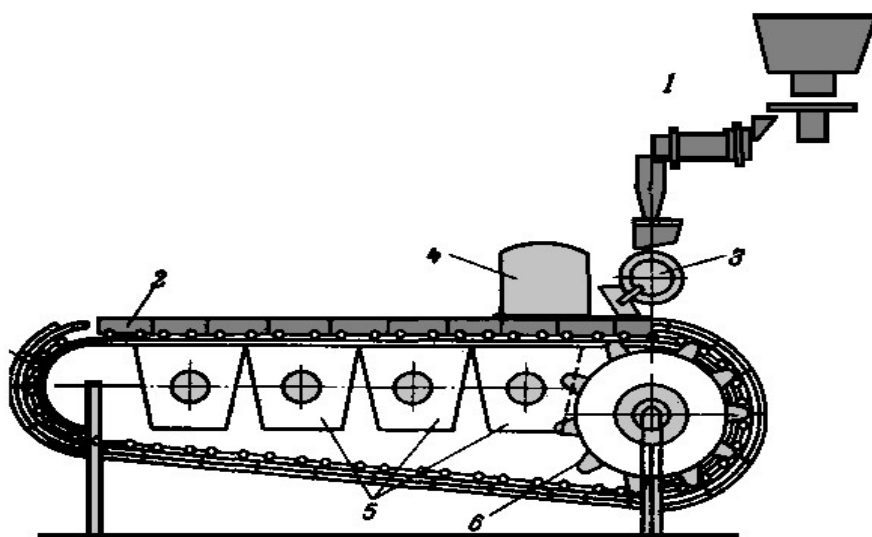
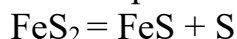


Рисунок 1 – Схема агломерационной машины:

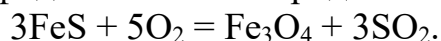
1 – питатели и дозаторы; 2 – тележка; 3 – питатель; 4 – зажигательный горн;
5 – камеры всасывания; 6 – привод

Расплав силикатов скрепляет при затвердевании частицы шихты в пористые монолитные куски – агломерат.

В процессе спекания рудного материала происходит практически полное удаление серы при разложении пирита



и затем окисление сульфида железа кислородом воздуха



Офлюсованный агломерат обладает повышенной способностью к восстановлению, но менее прочен, чем обычный агломерат.

В процессе агломерации известняк (0-2 мм) разлагается и образует с кремнеземом силикаты кальция ($\text{CaO} \times \text{SiO}_2$ или $2\text{CaO} \times \text{SiO}_2$) и частично железо-кальциевые силикаты типа $\text{CaO} \times \text{FeO} \times \text{SiO}_2$ и $\text{CaO} \times \text{FeO} \times 2\text{SiO}_2$. Офлюсованный агломерат содержит меньше фаялита, чем нефлюсованный агломерат.

Производительность агломерационной машины определяется площадью спекания и составляет для машины с площадью спекания 50 м^2 2200 т/сутки агломерата. Продолжительность цикла спекания около 15-20 мин. Сооружаются машины с площадью спекания 75 м^2 .

Технологическая схема процесса агломерации предусматривает сортировку, дозировку, грохочение, спекание, сортировку агломерата.

Горячий агломерат охлаждается на грохоте водой и в специальном вращающемся охладителе.

Для определения механической прочности агломерата его подвергают испытанию в барабане П.Г. Рубина. Барабанная проба должна содержать не более 25 % класса минус 5 мм.

Использование процесса *окомкования* в грануляторах тарельчатого (рисунок 2) или барабанного типа играет важную роль при обогащении тонкоизмельченных железорудных концентратов, плохо поддающихся агломерации.

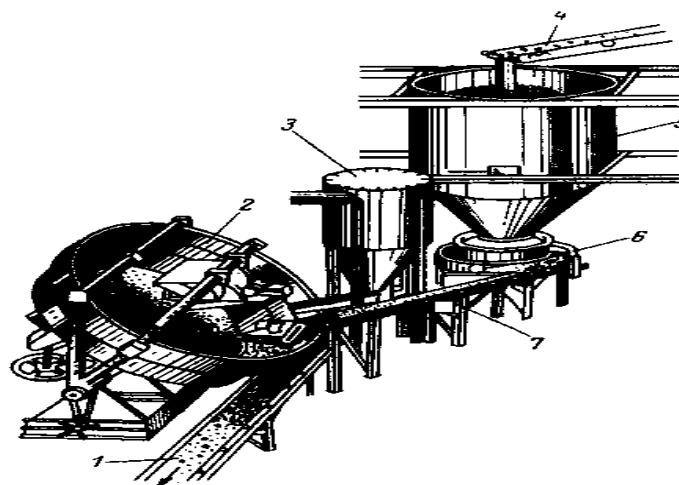


Рисунок 2 – Схема установки для окомкования железорудных концентратов с тарельчатым окомкователем (гранулятором):

1 – конвейер для подачи сырых окатышей на обжиг; 2 – тарельчатый окомкователь; 3 – бункер для угольной пыли; 4 – конвейер для подачи шихты; 5 – бункер для шихты; 6 – питатель; 7 – конвейер

Полученные при окомковании окатыши подвергаются для упрочнения химико-термической обработке (карбонизации, автоклавированию) или термическому обжигу.

Для успешного окомкования рудные концентраты должны содержать 70-80 % класса минус 0,043 мм и около 20 % класса минус 0,074 мм. Максимальная прочность сырых окатышей (рудных и рудно-флюсовых) достигается при влажности шихты от 8,5 до 13 %. Причем каждой шихте соответствует узкая область оптимальной влажности, зависящая от весового соотношения компонентов шихты, гранулометрического состава и формы частиц руды и концентрата.

Для упрочнения сырых рудных окатышей применяют в качестве связующих материалов бентонит и кальцинированную соду или их смеси, растворы соевой муки и крахмала, хлористый кальций, оксид магния, гашеную известь и др.

Применение бентонита в шихте в количестве 0,2-1,0 % упрочняет сырые рудные окатыши, повышает их термостойкость при обжиге и прочность сухих окатышей. Вяжущие свойства бентонита определяются его способностью образовывать гели с чрезвычайно развитой поверхностью. Добавки к бентониту соды (0,02-0,1 %) и соевой муки (0,03-0,10 %) позволяют сократить его расход в 2-2,5 раза и увеличить прочность сухих окатышей.

По упрочняющему действию добавка 0,5 кг кальцинированной соды эквивалентна вводу в шихту 3,5 кг бентонита. При введении в шихту крахмала в количестве до 2,5 кг/т концентрата прочность сырых окатышей повышается примерно в два раза.

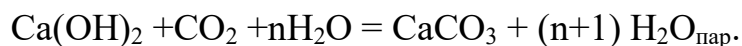
Добавка в шихту окиси кальция позволяет получать офлюсованные окатыши (обычно диаметром 12-16 мм), которые могут заменить офлюсованный агломерат.

В процессе окислительного обжига при температуре 1240-1275 °С офлюсованные окатыши с основой $\text{CaO/SiO}_2 = 1,2-1,6$, пройдя жидкую фазу некоторых составляющих шихты (ферриты), приобретают большую прочность.

Для производства окатышей из двух- или трехкомпонентных шихт обычно предусматривается стадия совместного измельчения и смешения материалов шихты (руда, флюс, связующее).

В США и ФРГ при окатывании железорудных концентратов производят покрытие окатышей эмульсией, в состав которой входит 30-55 % битума, остальное — керосин или нефть. Сырые окатыши предварительно сушат при температуре 200-230 °С в течение 1-2 ч, а затем покрывают эмульсией, расход которой составляет 1-3 % от веса окатышей. Подобная обработка окатышей повышает их сопротивление истиранию, придает им прочность и водостойчивость.

Карбонизация рудно-флюсовых окатышей заключается в обработке их газами, содержащими повышенное количество углекислого газа. Процесс превращения гидрата окиси кальция в карбонат сопровождается также сушкой окатышей

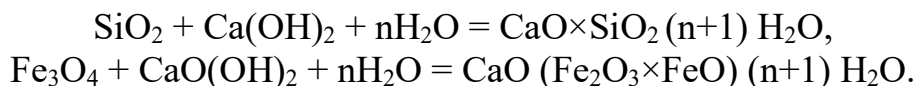


Интенсивный ход процесса карбонизации — сушки имеет место только при определенном содержании влаги в шихте.

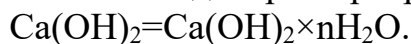
Применение в шихте мелассы (патоки) в количестве 0,1-0,2 % и других материалов, содержащих глюкозу, раздвигает оптимальные пределы влажности обрабатываемого материала и ускоряет процесс карбонизации. Предложено использовать мелассу или глюкозу совместно с хлоридами щелочноземельных металлов. Прочность окатышей при этом повышается в три-четыре раза.

Процесс естественной карбонизации гашеной извести на воздухе протекает медленно и проявляется лишь при длительном вылеживании материала, так как содержание углекислого газа в атмосфере не превышает 0,04 %.

Автоклавирование заключается в гидротермальной обработке окатышей. При этом происходит образование гидросиликатов или гидроферритов по реакциям:



Предполагается, что в процессе автоклавирования, кроме цементации структуры окатышей гидросиликатом кальция, возможно возникновение дополнительных сил сцепления между кристаллами вследствие увеличения содержания химически связанной воды при перекристаллизации



Автоклавная обработка производится при давлениях 7-8 атм. и температуре 170-200 °С.

Обжиг сырых окатышей производят в шахтной печи или на подвижной колосниковой решетке обжиговой машины типа ленты при температуре 1100-1300 °С.

Обжиговая машина ОК-1-108 с непрерывным процессом загрузки, обжига и разгрузки окатышей приспособлена для обжига твердым топливом, накатанным на поверхность сырых окатышей, и обжига газообразным топливом, сжигаемым в горне. Производительность машины 100-130 т окатышей в час. Тарельчатый окомкователь диаметром 5500 мм имеет производительность 30-40 т/ч сырых окатышей, производительность барабанного окомкователя диаметром 2,8 м и длиной барабана 11 м составляет 40 т/ч.

Обожженные окатыши диаметром 12-16 мм выдерживают нагрузку на раздавливание до 100 кГ, они сохраняют форму и не разрушаются при перегрузках.

Схема установки для производства обожженных окатышей представлена на рисунке 3.

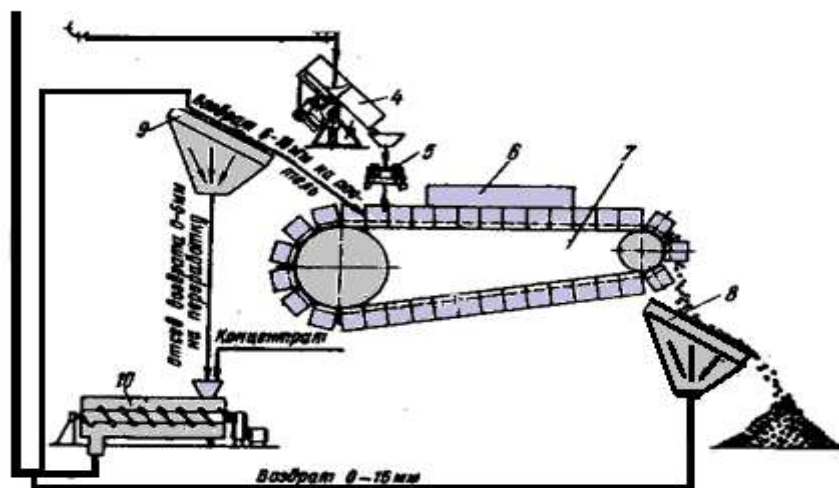


Рисунок 3 – Схема установки для производства обожженных окатышей:

- 1 – бункера для шихты; 2 – питатели; 3 – ленточный конвейер; 4 – окомкователь; 5 – питатель-укладчик; 6 – трехкамерная печь для обжига; 7 – агломерационная машина; 8, 9 – вибрационные грохоты; 10 – шнековый смеситель

Применение калиброванных и прочных окатышей улучшает газодинамические свойства доменной шихты, что позволяет автоматизировать процесс, повысить производительность доменных печей и улучшить технико-экономические показатели производства.

Офлюсованные окатыши, например, из концентрата, получаемого на Качканарском ГОКе (55,16 % Fe; 8,6 % CaO; 5,75 % SiO₂), имеют высокую степень окисленности (94,8-97,0 %) и прочность.

Механическая прочность обожженных офлюсованных окатышей превосходит прочность офлюсованного агломерата, а именно: выход класса 0-5 мм после разделки барабанной пробы окатышей составляет 7,6-8,5 %; сопротивление раздавливанию на один окатыш достигает 65-75 кГ.

Офлюсованные окатыши, имеющие основу 1,2-1,6, имеют пористость до 40 %. Хранить окатыши можно в обычных атмосферных условиях без опасения их разрушения вследствие гидратации извести. Они находят все большее применение в практике доменного производства. Причем, в связи с получением железорудных концентратов более глубокого обогащения и, следовательно, более тонкого измельчения, химические и физические свойства окатышей улучшаются.

Список литературы

1. Абрамов А.А. Переработка обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых М. «МГГУ», 2004, - 156 с.
2. http://www.minproc.ru/thes/2003/section3/thes_2003s/ Обогащения полезных ископаемых.
3. Исследование технологии извлечения редких и благородных металлов из сбросных растворов шламового поля А.Н Шодиев, Ш.Н Туробов, А.А. Саидахмедов, К.Ж Хакимов, У.Х.Эшонкулов, Universum: технические науки, 2020.
4. Complex Processing Of Lead-Containing Technogenic Waste From Mining And Metallurgical Industries In The Urals / K.D. Khakimov, U.K. Eshonqulov, T.S. Amanov, A.A. Umirzoqov // The American Journal of Engineering And Technology «IMPACT FACTOR». – 2020. – № 5. – P. 32.

УДК 669.624

ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА И ИЗВЛЕЧЕНИЕ МОЛИБДЕНА ИЗ РАЗЛИЧНЫХ СБРОСНЫХ ОТХОДОВ И РАСТВОРОВ

Хасанов А. С.¹, Шодиев А. Н.², Каюмов О. А.²

¹АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», г. Алмалык, Узбекистан

²Каршинский инженерно-экономический институт, г. Карши, Узбекистан

Молибденитовые концентраты служат исходным сырьем для производства ферромолибдата и химических соединений триоксида молибдена, в частности, солей ТМА и ПМА. Последние продукты получают из огарков – продукта окислительного обжига концентрата, используя методы возгонки или химическую (гидрометаллургическую) переработку. Молибденит можно разложить, используя гидрометаллургические методы окисления, исключая окислительный обжиг. К ним относятся окисление азотной

кислотой, автоклавное окисление кислородом в щелочных и кислых растворах, окисление растворами гипохлорита натрия.

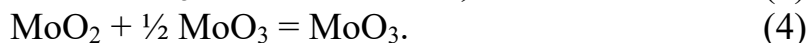
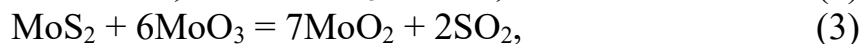
В зависимости от минерального, вещественного составов и морфометрических свойств руд, продуктов и отходов обогащения, экономически обоснованы методы извлечения РЗЭ и драгоценных металлов. К ним также относятся получение молибденового концентрата и промпродуктов и их окислительный обжиг, аммиачное и содовое выщелачивания огарков, сорбционное и экстракционное извлечение редких металлов из различных растворов, возгонка, плавка и разделение РЗМ с помощью аффинажа. Приведены технологии извлечения ТМА и ПМА.

При температуре выше 500 °С минерал молибденит интенсивно окисляется кислородом воздуха с образованием MoO_3 по суммарной экзотермической реакции:



Эта реакция практически необратима и протекает при сколь угодно малой концентрации кислорода в газовой фазе. Высокий тепловой эффект реакции обеспечивает возможность проведения обжига за счет теплоты процесса при температуре выше возгорания молибденита. Последний зависит от крупности частиц концентрата, а также условий обжига и находится в интервале 365-500 °С [1; с. 404-413].

При обжиге насыпного слоя концентрата на поду печи диоксид молибдена образуется в начальный период окисления вследствие взаимодействия наружного слоя MoO_3 с нижележащими слоями MoS_2 . Когда большая часть MoS_2 прореагирует, диоксид молибдена окисляется до триоксида. Следовательно, процесс окисления MoS_2 при обжиге включает следующие стадии [2; с. 25-33]:



Необходимо проводить обжиг в условиях, обеспечивающих полное окисление MoO_2 до MoO_3 . В частности, температура обжига не должна превышать 600 °С во избежание образования спекшихся кусков огарка, внутри которых затруднен доступ воздуха [3; с. 119-131].

Известно, что сульфиды меди, железа, цинка, свинца реагируют с кислородом при температурах 550-600 °С с образованием оксидов и сульфатов:

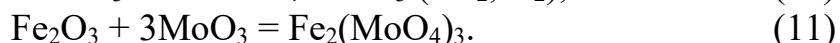
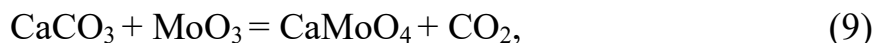


Следует отметить, что поверхность частиц MoO_3 служит катализатором образования SO_2 с кислородом. Сульфаты железа в значительной степени диссоциируют выше 450-500 °С, сульфаты меди – выше 600-650 °С, сульфат цинка – выше 700 °С. Если в концентрате содержится

кальций, в процессе обжига возможно образование сульфата кальция [4; с. 50-71]:

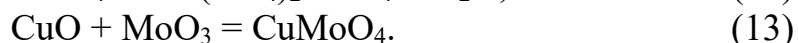


В интервале температур 500-600 °С триоксид молибдена взаимодействует с оксидами, карбонатами и сульфатами ряда элементов с образованием молибдатов:



По аналогичной реакции образуются ZnMoO_4 и PbMoO_4 . Кремнезем, обычно содержащийся в молибденитовых концентратах, не взаимодействует с триоксидом молибдена [7; с. 21-37 и 50-71].

Наиболее распространённый способ выщелачивания – это аммиачное выщелачивание огарка (рисунок 1). Огарок выщелачивается раствором аммиака. Из аммиачного раствора последующим выделяется ТМА и далее ПМА [5, с.12-13]. При обработке огарка растворами аммиачной воды триоксид молибден растворяется с образованием молибдата аммония.



Аммиачное выщелачивание применимо к богатым концентратам, содержащим мало примесей, связывающих при обжиге значительную часть молибдена в нерастворяемые аммиаком молибдаты [7; с. 50-71]. В хвостах выщелачивания остаются молибдат кальция, неокислившийся молибденит и диоксид молибдена MoO_2 , практически нерастворимая в аммиаке пустая порода, а также частично молибдат меди, оксид железа и другие примеси.

В раствор частично переходят медь, железо и цинк с образованием аммиачных комплексов. При аммиачном выщелачивании в зависимости от чистоты исходного концентрата растворяется 80-95 % Мо. Остаток от выщелачивания содержит 5-25 % Мо. Выход хвостов составляет 10-25 % от массы исходного огарка [4; с. 50-71].

Выщелачивание огарков аммиачной водой (8-10 % NH_3) проводят в стальных реакторах с механическим премешиванием или в трубчатых вращающихся выщелачивателях. Процесс ведут в трех-четырех последовательно работающих аппаратах по принципу противотока. Крепкие растворы первых двух выщелачивателей с содержанием молибдена 120-140 г/л выводят на очистку от примесей, а слабые растворы последующих стадий используют для обработки исходного огарка [4; с. 65-66].

При аммиачном выщелачивании в зависимости от чистоты исходного концентрата растворяется 80-95 % Мо. Остаток от выщелачивания содержит 5-25 % Мо. Выход хвостов составляет 10-25 % от массы исходного огарка [4; с. 67-68].

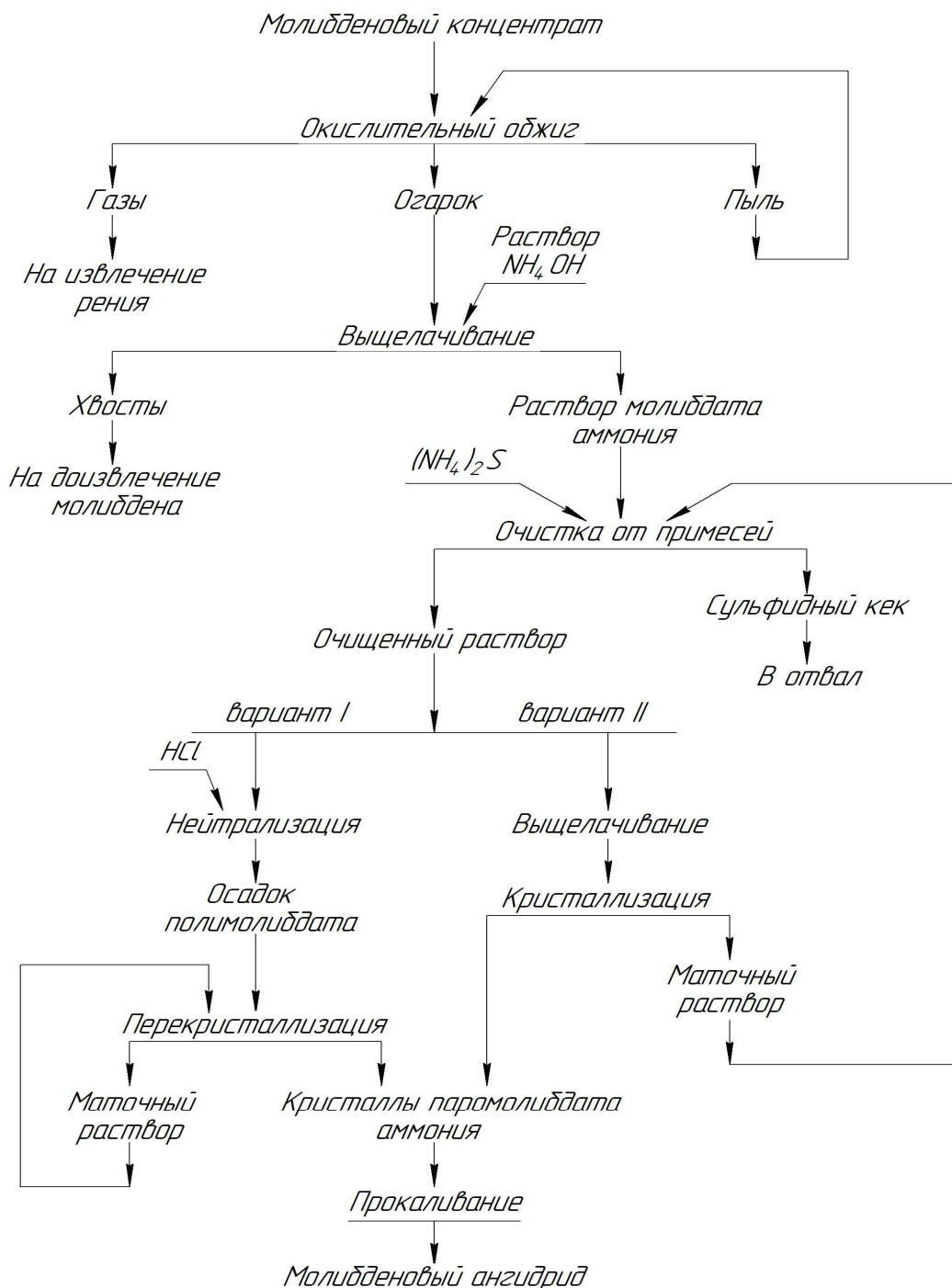


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки молибденовых концентратов аммиачным способом

Существенная интенсификация процесса выщелачивания достигается в аппаратах колонного типа непрерывного действия. Такой выщелачиватель представляет собой колонну с изменяющимся по высоте диаметром. Раствор аммиака в аппарат поступает снизу, а водная пульпа огарка сверху. Из верхней расширенной части выходит осветленный раствор. Из расположенных на разных высотах патрубков выпускаются шламы и пески [5; с. 84-85].

Для очистки молибденового раствора от железа и меди применяют осаждение их сульфидов с помощью сернистого аммония. Осаждение полимолибдатов можно проводить выпариванием или нейтрализацией растворов. Первый способ, отличающийся рядом существенных недостатков, применяется редко, а на отечественных заводах совсем не получил распространения. Нейтрализация части аммиака соляной кислотой, приводящая к выпаданию в осадок двухводного тетрамолибдата аммония, дает более высокое извлечение молибдена и достаточно чистый продукт [6; с. 84-85].

Образование кристаллов тетрамолибдата происходит при $pH = 2-2,5$. На выделение молибдена нейтрализацией поступает раствор с концентрацией не ниже 280-300 г/л MoO_3 .

Нейтрализация раствора осторожным добавлением соляной кислоты при интенсивном перемешивании позволяет выделить в осадок до 96-97 % Mo по реакции



Осадки тетрамолибдата отличаются низким содержанием щелочных и щелочноземельных металлов, но содержат повышенное количество труднотомываемых ионов хлора (до 0,2-0,4 %).

Список литературы

1. Уткин Н.И. Производство цветных металлов. – М.: «Интермет Инжиниринг». – 2004 г. – С. 404-413.
2. Хасанов А.С., Санакулов К.С., Юсупходжаев А.А. Рангли металлар металлургияси. Ўқув қўлланма. «Фан» нашриёти. Тошкент 2009. С.19-24 и 25-33.
3. Палант А.А., Трошкина И.Д., Чекмараев А.М. «Металлургия РЕНИЯ» М: Наука, 2007 г. С.119-131 и 175-189.
4. Зеликман А.Н. Молибден. М., «Металлургия», 1970 г., с. 21-37 и 50-71.
5. Хасанов А.С. Физическая химия медного производства: монография. – Навои, 2003 г. С. 176.
6. Котляр Ю.А., Меретуков М.А., Стрижко Л.С. Металлургия благородных металлов Учебник. В 2-х кн. Кн. 2 // Руда и металлы. 2005 г. С. 410-411, 414-416.
7. Санакулов К.С., Хасанов А.С., Атаханов А.С. Технологическая схема комплексной переработки шлаков Алмалыкского ГМК. «Цветная металлургия», Известия вузов. 2003 г. №4. Москва. С. 65-69.
8. Шодиев А.Н., Туробов Ш.Н., Саидахмедов А.А., Хамидов С.Б. Исследование технологии извлечения ценных компонентов из отходов молибденового производства. Международная узбекско-белорусская научно-техническая конференция композиционные и металлополимерные материалы для различных отраслей промышленности и сельского хозяйства. – Ташкент, 2020, 21-22 мая 2020 г. – С. 292-294.
9. Туробов Ш.Н., Хасанов А.С., Шодиев А.Н. Исследование технологии извлечения ванадия из отходов сернокислотного производства // UNIVERSUM: Технические науки. – 2020. – 11(80) – С. 82-85.

ВИНТОВАЯ СЕПАРАЦИЯ КАК МЕТОД ПРЕДОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ

**Емельянова К. К.¹, Турецкая Н. Ю.¹, Прокопьев С. А.^{1,2}, Прокопьев Е. С.^{1,2},
Чикишева Т. А.^{1,2}, Морозов Ю. П.³**

¹ООО НПК «Спирит», г. Иркутск, Россия

²Институт земной коры СО РАН, г. Иркутск, Россия

³ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет»,
г. Екатеринбург, Россия

Переработка материала хвостохранилищ железорудных горно-обогатительных комбинатов, несмотря на важность решения экологических проблем, в условиях рыночных отношений должна быть, в первую очередь, рентабельной. Предобогащение лежалых хвостов может оказать существенное влияние на экономику их переработки. В данной статье возможность предварительной концентрации железа рассматривается на примере железосодержащих хвостов обогащения окисленной железной руды.

В настоящее время изучается возможность рентабельной и эффективной переработки хвостов. Запасы хвостов составляют около 50 млн. тонн.

Изучение минерального состава предоставленной пробы лежалых хвостов методами оптико-минералогического анализа по методическим рекомендациям НСОММИ [1, 2] показало, что основная масса пробы (59,76 %) сложена гидроксидами железа, а также агрегатами глинистых минералов и гидроксидов железа. Другие минералы-носители железа присутствуют в меньшем количестве: магнетит и титаномагнетит суммарно составляют 0,20 %, гётит и гематит – 16,50 и 3,13 % соответственно. Также в материале пробы обнаружены карбонаты (4,10 %), гидрослюды (0,57 %), смектиты (1,72 %), каолинит (0,21 %), гипс (0,68 %), графит (0,01 %), уголь (0,37 %), кварц (11,42 %) и полевые шпаты (0,97 %). Выявленные в материале пробы органические остатки составляют 0,25 %, механическая примесь около 0,1 %. В единичных зёрнах в пробе присутствуют вивианит, барит, родохрозит, амфиболы и пирит.

Исследования показали, что гидроксиды железа, в основном, находятся в округлых (оолиты) или неправильной формы минеральных агрегатах со сложным концентрическим строением, где чётко выражены центральные и периферические зоны. Оолиты имеют смешанный состав. Минеральные фазы в них находятся в аморфном тонкодисперсном состоянии, что затрудняет их селективную диагностику методами оптической микроскопии. При анализе оолитов методом растровой электронной микроскопии было установлено, что их центральные части сложены аморфными тонкодисперсными гидроксидами железа, гётитом или сидеритом, а внешние – тонкодисперсной смесью гидроксидов железа и нерудных минералов (рисунки 1 и 2).

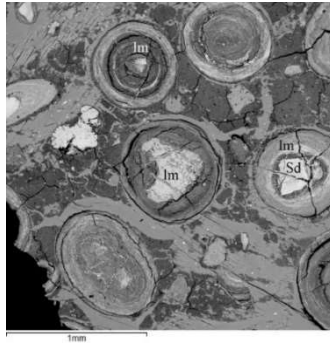


Рисунок 1 – Микрофотография сцементированных оолитов гидроксидов железа.
Изображение в обратно-рассеянных электронах.
Sd – сидерит, lm – лимонит

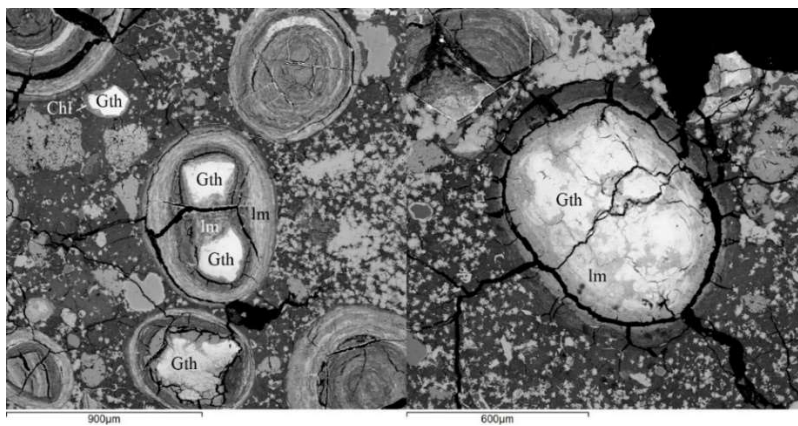


Рисунок 2 – Микрофотографии сцементированных оолитов гидроксидов железа.
Изображение в обратно-рассеянных электронах.
Gth – гётит, lm – лимонит

Гидроксиды железа также присутствуют в нерудных минералах, цементирующей массе и непосредственно сами могут выступать цементирующим веществом, поэтому с уменьшением крупности, помимо обломков оолитов, в материале пробы появляются агрегаты гидроксидов железа неправильной формы с беспорядочным их переслоением, которые цементируют нерудное вещество.

Изучение вещественного состава лежалых хвостов железорудного комбината позволило выявить, что:

- массовая доля железа общего в материале составляет около 30 %;
- одна треть хвостов представлена крупностью менее 40 мкм с распределением ценного компонента 35,12 % и массовой долей железа 30,8 %. Наибольшая массовая доля ценного компонента 36 % наблюдается в крупности более 1 мм с выходом 1,49 % и распределением железа 1,69 %.

Выявлено, что хвосты являются сложным объектом для переработки, поэтому возрастает роль предварительного обогащения с целью снижения эксплуатационных затрат и повышения рентабельности отработки.

Учитывая различие в плотностях минералов пробы, а также потребность создания эффективной и малозатратной схемы обогащения материала

хвостохранилища, в качестве метода предобогащения изучаемых лежалых хвостов была выбрана винтовая сепарация.

Винтовые сепараторы – одни из самых простых, эффективных и недорогих аппаратов, предназначенных для гравитационного обогащения руд и песков. Изготовленные из легких, но прочных и устойчивых к истиранию материалов, винтовые сепараторы требуют минимального технического обслуживания и ремонта. Работу винтовых сепараторов можно контролировать визуально, что позволяет оперативно определять эффективность разделения материала. Данные аппараты относятся к оборудованию с наименьшими капитальными и эксплуатационными затратами. Отсутствие потребности в каких-либо реагентах или иных химических веществах позволяет причислить винтовые сепараторы к категории наиболее экологически чистого обогатительного оборудования.

Для предобогащения был использован шламовый винтовой сепаратор марки СВШ-500 производства ООО НПК «Спирит». Данный аппарат применяется для обогащения тонкозернистых минералов и способен эффективно извлекать в концентрат зёрна ценных минералов крупностью более 0,03 мм за счёт слабовогнутого профиля поперечного сечения желоба.

Предобогащение на винтовых сепараторах осуществлялось в три стадии, что обусловлено сложным составом и большим количеством шламов в исследуемом сырье. Технологическая схема проведенных испытаний представлена на рисунке 3, баланс по продуктам представлен в таблице 1.

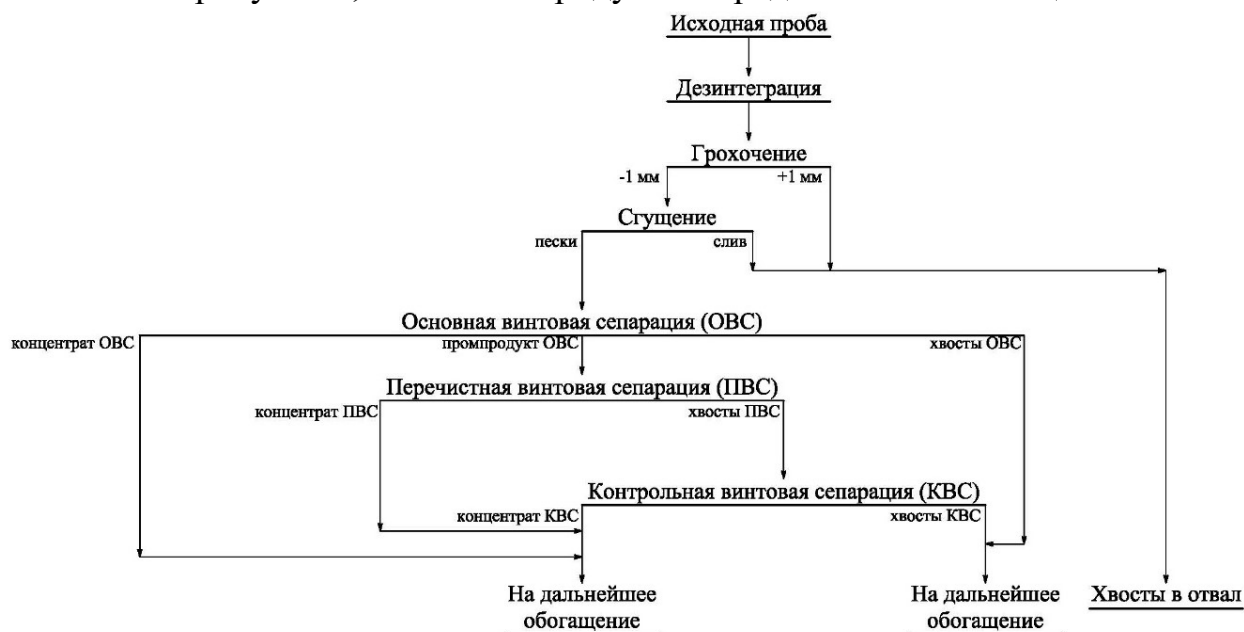


Рисунок 3 – Технологическая схема испытаний винтовой сепарации

Таблица 1 – Баланс по продуктам испытаний винтовой сепарации

| Наименование продукта | Выход, % | Массовая доля Fe _{общ.} , % | Извлечение Fe _{общ.} , % |
|--|--------------|---|--------------------------------------|
| Гравитационный железосодержащий концентрат 1 | 19,99 | 39,81 | 23,92 |
| Гравитационный железосодержащий концентрат 2 | 51,69 | 32,12 | 49,91 |
| Хвосты в отвал | 28,32 | 30,74 | 26,17 |
| Итого: Исходная проба железосодержащих хвостов | 100,00 | 33,27 | 100,00 |

Анализ результатов данных исследований показал, что применение предлагаемой схемы предобогащения железосодержащих хвостов обогащения окисленных руд обеспечивает вывод отвальных хвостов на уровне 28 % с содержанием железа общего 30 % в начале технологического процесса, что позволит значительно сократить нагрузку на последующие операции обогащения, капитальные затраты и эксплуатационные издержки.

В настоящее время планируется продолжение работ с целью получения качественного железосодержащего концентрата с использованием различных методов обогащения.

Список литературы

1. Виды и последовательность минералогических исследований для обеспечения технологических работ: Методические указания № 31 / Научный совет по методам минералогических исследований (НСОММИ). - М.: ВИМС, 1990. – 63 с.
2. Оптико-минералогический анализ шлиховых и дробленых проб: Методические рекомендации № 162 / Научный совет по методам минералогических исследований (НСОММИ). - М.: ВИМС, 2012. – 23 с.

УДК 504.61

МЕТОДЫ ОЧИСТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ГАЗОВ

Муносибов Ш. М.¹, Каршиев Х. К.², Хайдаралиев Х. Р.²

¹Национальный университет Узбекистана, г. Ташкент, Узбекистан

²Ташкентский государственный технический университет имени И. Каримова,
г. Алмалык, Узбекистан

Одной из основных проблем металлургических предприятий являются их экологические проблемы. На предприятия тяжелой промышленности приходится более 50 % общих выбросов в атмосферу в районах, где расположены крупные металлургические предприятия. Одним из самых вредных газов является диоксид серы, который образуется при переработке сульфидного сырья в металлургических процессах.

«Мокрая» очистка газов. Для очистки отходящих газов от диоксида серы наиболее перспективными абсорбентами, получившими практическое

применение в промышленности, являются водные растворы и суспензии солей щелочных и щелочноземельных металлов. Это объясняется их относительной дешевизной и доступностью, что немаловажно при учете расходов очищаемых газов. К наиболее используемым хемосорбентам относятся известняк, доломит, сода, поташ и известь, но имеются и другие. Распространение загрязняющих веществ приведено в таблице 1.

**Таблица 1 – Распространение загрязняющих веществ
¹АО “Алмалыкский ГМК”, ²АО “Аммофос-Максам”**

| № | Название компонентов | ПДК | Класс опасности | 2019 год (в среднем), % | |
|----|-------------------------------------|------------|-----------------|-------------------------|--------|
| | | | | 1 | 2 |
| 1 | ^{1,2} Сернистый ангидрид | 0,50000000 | 3 | 87,877 | 21,961 |
| 2 | ^{1,2} Углерод окись | 5,00000000 | 4 | 6,540 | 21,828 |
| 3 | ¹ Пыль неорганическая | 0,50000000 | 3 | 3,738 | - |
| 4 | ^{1,2} Двуокись азота | 0,08500000 | 2 | 0,892 | 10,500 |
| 5 | ^{1,2} Серная кислота | 0,30000000 | 2 | 0,727 | 1,538 |
| 6 | ¹ Мышьяк | 0,00300000 | 2 | 0,128 | - |
| 7 | ¹ Медь | 0,00200000 | 2 | 0,085 | - |
| 8 | ^{1,2} Фтористая водород | 0,02000000 | 2 | 0,044 | 8,140 |
| 9 | ^{1,2} Оксидь цинка | 0,05000000 | 3 | 0,024 | 0,027 |
| 10 | ¹ Свинец и его соединеия | 0,00030000 | 1 | 0,022 | - |
| 11 | ¹ Пыль древесная | 0,50000000 | 3 | 0,007 | - |
| 12 | ¹ Сульфид натрия | 0,10000000 | 3 | 0,004 | - |
| 13 | ¹ Свинец сернистый | 0,00200000 | 1 | 0,002 | - |
| 14 | ¹ Ртуть металлическая | 0,00030000 | 1 | 0,000 | - |
| 15 | ² Аммофос | 2,00000000 | 4 | - | 17,122 |
| 16 | ² Аммиак | 0,20000000 | 4 | - | 13,866 |
| 17 | ² Пыль | 0,50000000 | 3 | - | 4,644 |
| 18 | ² Пыль известняка | 0,50000000 | 3 | - | 0,355 |
| 19 | ² Пыль красителя | 0,00500000 | 2 | - | 0,018 |
| | Итого | | | 100 | 100 |

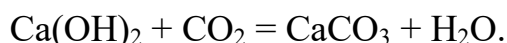
Известняковый (известковый) метод. Одним из наиболее распространенных среди «мокрых» способов является процесс, основанный на применении в качестве абсорбента суспензии природного известняка и извести. Суспензия извести (обожженного известняка) обладает более высокой реакционной способностью по отношению к поглощаемому диоксиду серы, что объясняется большей растворимостью окиси кальция и значительно более высоким значением рН суспензии.

Однако, следует заметить, что при извлечении SO₂ из дымовых газов, содержащих CO₂, в абсорбенте образуется карбонат кальция, что приводит к снижению рН абсорбента до значения рН известняковой суспензии.

Преимуществами известнякового (известкового) метода являются простота технологии сероулавливания, дешевизна и доступность используемого реагента, относительно малые капитальные затраты, возможность очистки газа без предварительного охлаждения и обеспыливания.

К недостаткам метода относится низкая реакционная способность карбоната кальция по отношению к SO_2 и малая скорость его растворения, что приводит к низким значениям коэффициента использования известняка, достигающим 45-50 %, что значительно снижает экономическую эффективность процесса. Получение в качестве продукта утилизации неиспользуемого шлама, относительно низкая степень очистки, забивание кристаллическими отложениями абсорбционной аппаратуры и жидкостных коммуникаций.

При использовании извести в системе происходит образование карбоната кальция в случае присутствия в дымовых газах диоксида углерода по реакции:



«Сухая» очистка газов. Поглощение диоксида серы соединениями щелочных и щелочноземельных металлов.

Очистка газов от SO_2 соединениями щелочных и щелочноземельных металлов может быть отнесена к наиболее исследованным методам. В данном методе в качестве поглотителей используют как дешевые природные соединения кальция, магния, так и соединения щелочных металлов (Na_2CO_3 , K_2CO_3 , NaOH , KOH и др.), находящиеся в различном агрегатном состоянии.

Отходящие сернистые газы при температуре 600-860 °С пропускают через кипящий слой обожженного доломита, известняка или их смесь. Для образования сульфатов вводят необходимое количество кислорода. При насыщении поглотителя до 4-7 %-ного содержания серы часть адсорбента выводят из абсорбера и подают в десорбер, где при температуре 1000-1150 °С происходит разложение сульфата кальция на CaO и SO_2 .

Существует также способ очистки газов от SO_2 порошкообразной известью с использованием последовательно работающих рукавных фильтров. Сначала порошок извести вводят в газоход перед первым рукавным фильтром. Полученные сульфит и сульфат кальция улавливаются в первом рукавном фильтре. Очищенный газ, содержащий до 30 мг/м³ пыли и неуловленный SO_2 , поступает в газоход перед вторым рукавным фильтром. В этот газоход вводят новую порцию свежего порошка извести. Уловленная пыль на второй ступени возвращается в процессе очистки на первой стадии в качестве хемосорбента. Часть пыли выводят из системы для окисления сульфита кальция в сульфат.

Применение двух рукавных фильтров позволяет проводить процесс при незначительном сопротивлении. Регенерация пыли в рукавном фильтре осуществляется сжатым воздухом.

Общим преимуществом сухих способов улавливания диоксида серы является то, что газы в процессе очистки охлаждаются незначительно, это способствует их лучшему рассеиванию в атмосфере.

В период исследования был изучен узел газоочистки, предназначенный для очистки отходящих газов узла обжига, который состоит из двух стадий: сухая газоочистка, мокрая газоочистка.

Сухая газоочистка состоит из следующих этапов (рисунок 1): сначала идёт процесс предварительного обеспыливания в двойном циклоне, после предварительного обеспыливания газы поступают в сухой электрофильтр, в котором идёт процесс очистки газов от примесей. Затем идёт вторая стадия – мокрая газоочистка. Поступающие из сухого электрофильтра в квенчер газы охлаждаются от 380 °С до 70 °С. После охлаждения газы в радиальном скруббере промываются и поступают в каплеотделитель, в котором идёт процесс осаждения захваченных капель из радиального скруббера. Далее газы поступают в мокрый электрофильтр для осаждения пыли и аэрозоли при электрическом зарядении, а потом в абсорбер для очистки дымовых газов от диоксида серы. Для абсорбции дымовых газов над поступающим газом, расход которого 150 000 м³/ч, в абсорбер подается известковое молоко с Т:Ж 1:10 при расходе 34 м³/ч, а снизу вода и воздух, расход которого 2000 м³/ч. Циркуляция идёт до достижения значения рН=5,5.

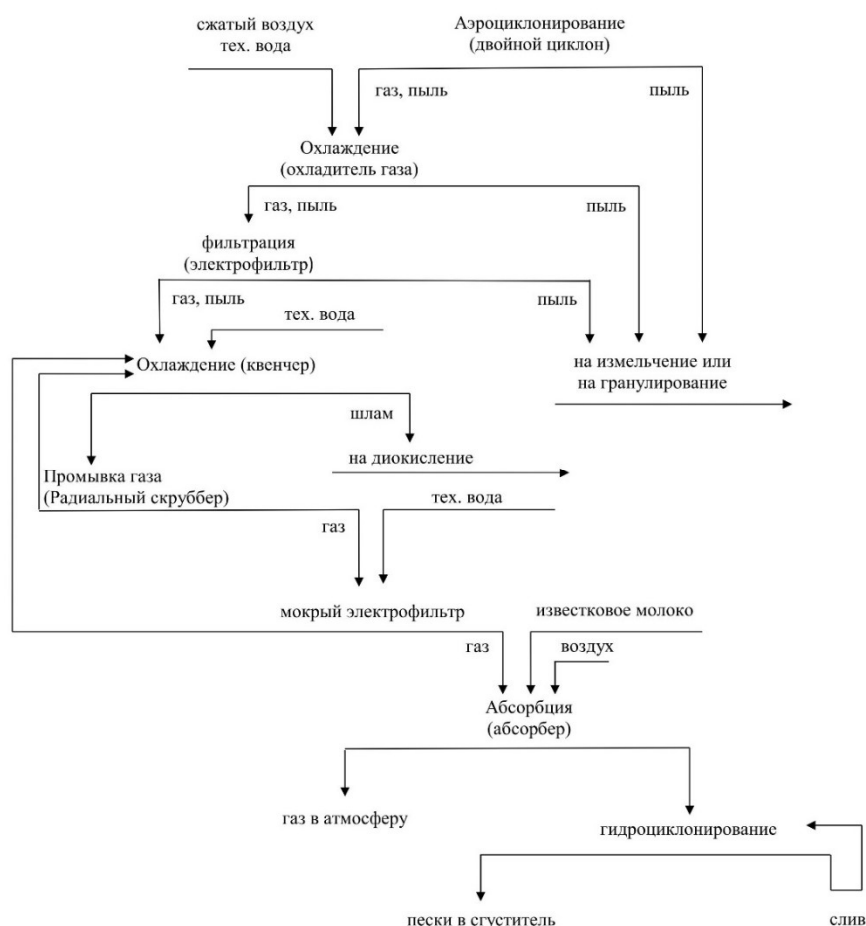


Рисунок 1 – Технологическая схема очистки отходящих газов

Выводы:

1. Исследовано влияние технологических газов, образующихся на промышленных предприятиях, на окружающую среду и экологию.
2. Изучены методы сухой и мокрой очистки технологических газов и разработаны рекомендации.

Список литературы

1. Муносибов Ш.М., Алимов С.Б., Хасанов А.С. Влияние техногенных пылей и газов на экологию Ахангаранского района / Труды конференции – Ташкент, 25-26 май 2021 г., с. 424-425.
2. Berdiyarov B.T., Khojiev Sh.T., Matkarimov S.T., Munosibov Sh. Study of the thermodynamic properties absorption sulfur storage gas of zinc and copper industry / Technical science and innovation. – ISSN:2181-0400. – № 4 / 2021. – P. 293-301.
3. Munosibov Sh.M., U.N.Fayazov, Abduraxmanov D.D. Impact of SO₂ emissions from industrial plants on the environment and plants / Проблемы, перспективы и инновационный подход эффективной переработки минерального сырья и техногенных отходов. Международная научно-практическая конференция. – г. Алмалык, 13-14 мая 2021 г. – с. 95.
4. Мирзанова З.А., Муносибов Ш.М., Рахимжонов З. Б., Каримова Ш.К., Ташалиев Ф.У., Каршибоев Ш.Б. Технология переработки техногенных отходов, содержащих цветные металлы / Universum: технические науки. – № 6-1 (87). – 2021 год. – с. 59-65.

УДК 66-911

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЧАСТИЦ ИЗВЕСТНЯКА-РАКУШЕЧНИКА СВОБОДНЫМ УДАРОМ

Калдыбаев Н. А., Акылбек кызы Д., Маматкасымова А. Т., Култаева Д. Ч.
Ошский технологический университет, г. Ош, Киргизская Республика

Активационные технологии получения строительных материалов представляют собой новое, прогрессивно развивающееся научное направление в мире [1, 2]. Теоретическим фундаментом активационных технологий является физико-химическая механика дисперсных материалов [3]. Развитие активационных технологий твердо- и жидкофазных компонентов композиционных стройматериалов помогает разрабатывать теорию и решать прикладные задачи, направленные на эффективное использование техногенных отходов горного производства в качестве дешевых источников сырья для получения широкого ассортимента строительных материалов общего и специального назначений [4, 5]. Увеличение активности материалов достигается в результате измельчения, диспергации (помола) в специальных энергонапряженных агрегатах измельчения (мельницах). Условно можно выделить несколько основных способов измельчения материалов с исполь-

зованием энергонапряженных агрегатов тонкого помола – измельчение методом раздавливания, истирания и раскалывания (метод свободного удара), а также совокупность перечисленных методов. Типичный образец агрегата измельчения, работающего по методу истирания – шаровая мельница. Метод раскалывания свободным ударом используется в измельчителях-дезинтеграторах.

Разрушение (измельчение) материала методом свободного удара заключается в воздействии на обрабатываемый материал механических ударных элементов (бил), движущихся с высокой окружной скоростью. Данная модель разрушения материалов позволяет достигать гранулометрии повышенной монодисперсности.

Для измельченного по методу свободного удара материала характерна осколочная форма частиц, большое количество сколов, трещин и других положительных дефектов, обеспечивающих условия, когда дезинтегрированные смеси с образовавшейся новой высокоразвитой контактной поверхностью легче вступают в твердофазные реакции с другими материалами. Причем скорость протекания этих реакций, в большинстве случаев тем быстрее и полнее, чем больше поверхность участвующего в процессе вещества.

Перед настоящими исследованиями была поставлена цель – разработка математической модели процесса измельчения техногенных отходов камнеобрабатывающих заводов в виде шлама, получаемого в результате пиления известняка-ракушечника.

В качестве исходного сырья использовались мелкодисперсные отходы камнедобывающих предприятий (известняк-ракушечник, мрамор, гранит и др.). Мелкодисперсные отходы представляют собой шлам от распиловки природного камня с размерами от 1 до 5 мм. Измельчаемые частицы в дальнейшем после механоактивации будут использоваться для получения стенового камня методом гиперпрессования.

Задача моделирования измельчения заключается в том, чтобы по параметрам измельчаемого материала (геометрические размеры и режим измельчения), а также характеристике исходного материала рассчитать моделируемую мельницу (гранулометрический состав продукта измельчения, производительность и размеры мельницы).

Разрабатываемая методика для моделирования измельчения, позволяет предсказать характеристики его продуктов по известным характеристикам исходного материала и режимным параметрам.

Измельчение узких классов крупности можно описать с помощью уравнения

$$dR/dt = -kR, \quad (1)$$

где R – масса остатка на контрольном сите;

k – параметр измельчения;

t – продолжительность измельчения.

При моделировании процесса измельчения применяют функции отбора и измельчения.

Функция отбора k_i выражает относительную скорость измельчения материала данного класса крупности:

$$k_i = (dR_i/dt)R_i^{-1}, \quad (2)$$

где R_i – масса материала данного узкого класса крупности на сите i .

Функция измельчения $V_{i,j}$ представляет собой относительную скорость образования класса крупности в пределах сит $i-j$ ($i-1$)

$$V_{i,j} = k_{-i}^{-1} R_{-j}^{-1} d\beta_i/dt, \quad (3)$$

где $d\beta_i/dt$ – скорость образования узкого класса крупности на сите i из классов j ;

R_{-j} – масса материала узкого класса на сите j крупнее i ,

k_{-i} – относительная скорость измельчения узких классов крупнее i .

Величина $V_{i,j}$ численно равна доле измельченного продукта i -ого класса крупности, переходящего в j -ый класс. Эта величина определяется за короткий период измельчения с целью устранения повторяющегося разрушения частиц.

Уравнение материального баланса имеет вид

$$dR_i/dt = \sum_{j>i} V_{i,j} R_j - k_i R_i, \quad (4)$$

где dR_i/dt – скорость измельчения данного узкого класса крупности;

i, j – размеры отверстий сит ($j > i$).

Первый член правой части этого уравнения выражает скорость образования данного класса из всех более крупных классов; второй – скорость измельчения зерен данного класса. Зная $V_{i,j}$, k_i , k_j и гранулометрический состав питания, рассчитывают гранулометрический состав продукта измельчения.

Приступим к определению функции отбора и измельчения для узкого класса крупности; рассчитаем процесс измельчения.

Оборудование и материалы: лабораторная конусная вибрационная мельница ВКМД с объемом 14 дм³; набор сит: 6; 3; 1; 0,5; 0,28; 0,14; 0,07; весы и разновесы; посуда для хранения проб; проба шлама крупностью –6+0 мм – 5 кг.

Алгоритм проведения работы.

1. Определяем гранулометрический состав исходной пробы шлама известняка-ракушечника.

2. Отбираем пробу для измельчения в мельнице. В пробе должны содержаться зерна только верхнего узкого класса крупности (+ 3 мм).

3. Измельчаем отобранную пробу в мельнице в течение $t_1 = 1$ мин, $t_2 = 5$ мин; $t_3 = 10$ мин; $t_4 = 20$ мин.

4. Рассеиваем продукты измельчения при t_1 , t_2 , t_3 и t_4 на ситах 3; 1; 0,5; 0,28; 0,14; 0,074 мм.

5. Данные ситовых анализов наносим на графики (рисунок 1). Зависимость $\lg R$ от t на графиках должна быть линейной.

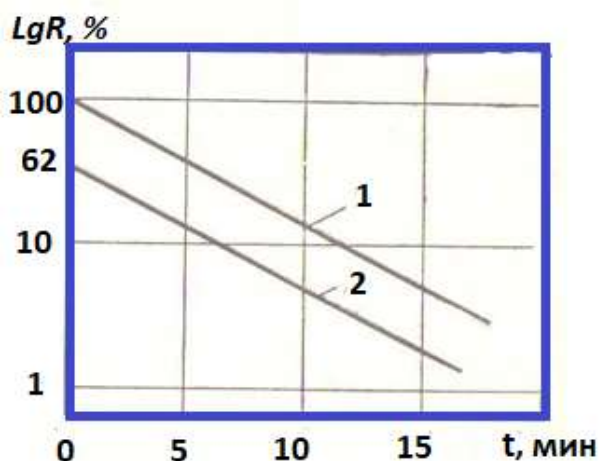


Рисунок 1 – Зависимость $\lg R$ от времени измельчения t :
1, 2 – класс крупности соответственно узкий и верхний

Угол наклона дает k -й параметр измельчения (скорость измельчения для данного класса крупности).

На основании уравнений (1-4) имеем

$$\lg R = \lg R_0 - kt \lg e; k = \lg (R_0/R) / (t \lg e).$$

При $R_0 = 1$ $\lg R = -k t \lg e$; $k = -\lg R / (t \lg e)$.

Тангенс угла наклона прямой

$$\operatorname{tg} \alpha = k \operatorname{tg} e.$$

Аналогично определяем k для других классов крупности.

6. По данным ситового анализа для времени измельчения $t_l = 1$ мин находим функцию измельчения B_{i-j} для первого класса путем пересчета выходов классов за вычетом выхода первого класса.

Пример пересчета. Необходимо пересчитать данные ситового состава продукта измельчения при времени измельчения $t_l = 1$ мин (таблица 1). Выход первого класса ($\gamma = 87\%$) при пересчете не учитывается. Суммарный выход всех остальных классов принимается равным 100%. В таблице 2 приведены результаты пересчета. Аналогично определяем B_{i-j} для всех других классов крупности.

Таблица 1 – Гранулометрический состав продукта измельчения за $t = 1$ мин

| Класс крупности | Выход, % |
|-----------------|----------|
| 1 | 87 |
| 2 | 6 |
| 3 | 4 |
| 4 | 2,5 |
| 5 | 0,5 |
| Итого: | 100 |

Таблица 2 – Результаты пересчета данных таблицы 1

| Класс крупности | Выход, % | B_{i-j} |
|-----------------|----------|-----------|
| 1 | 6 | 0,46 |
| 2 | 4 | 0,31 |
| 3 | 2,5 | 0,19 |
| 4 | 0,5 | 0,04 |
| Итого: | 100 | 1 |

Расчет измельчения. В таблице 3 приведены пять вариантов значений функций отбора и измельчения при заданном питании мельницы. Вычисляем распределение продукта измельчения по крупности для первого варианта. Численные значения функции измельчения и распределения по крупности f в уравнении $P = B_{i-j}f$ приведены в таблице 4. В таблице 5 даны результаты расчета распределения продукта измельчения по крупности.

Таблица 3 – Численные значения функций отбора и измельчения B_{i-j}

| Класс крупности | Варианты значений k_i и B_{i-j} | | | | | | | | | |
|-----------------|-------------------------------------|-----------|-------|-----------|-------|-----------|-------|-----------|-------|-----------|
| | 1 | | 2 | | 3 | | 4 | | 5 | |
| | k_i | B_{i-j} | k_i | B_{i-j} | k_i | B_{i-j} | k_i | B_{i-j} | k_i | B_{i-j} |
| 1 | 1,0 | 0,20 | 1,0 | 0,25 | 1,0 | 0,27 | 1,0 | 0,20 | 1,0 | 0,22 |
| 2 | 0,80 | 0,15 | 0,85 | 0,20 | 0,75 | 0,22 | 0,70 | 0,16 | 0,82 | 0,17 |
| 3 | 0,60 | 0,10 | 0,65 | 0,15 | 0,60 | 0,17 | 0,50 | 0,12 | 0,61 | 0,12 |
| 4 | 0,40 | 0,15 | 0,45 | 0,15 | 0,35 | 0,15 | 0,4 | 0,1 | 0,45 | 0,11 |
| 5 | 0,25 | 0,1 | 0,3 | 0,15 | 0,25 | 0,12 | 0,3 | 0,1 | 0,27 | 0,1 |
| 6 | 0,15 | 0,1 | 0,2 | 0,1 | 0,1 | 0,15 | 0,15 | 0,1 | 0,15 | 0,1 |

Таблица 4 – Значение функций $B_{i-j}f$

| Класс крупности | B_{i-j} | | | | | | | f |
|-----------------|-----------|------|------|------|------|------|---|-----|
| 1 | 0,20 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 20 |
| 2 | 0,15 | 0,20 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 18 |
| 3 | 0,10 | 0,15 | 0,20 | 0 | 0 | 0 | 0 | 15 |
| 4 | 0,15 | 0,10 | 0,15 | 0,20 | 0 | 0 | 0 | 10 |
| 5 | 0,10 | 0,15 | 0,10 | 0,15 | 0,20 | 0 | 0 | 8 |
| 6 | 0,10 | 0,10 | 0,15 | 0,10 | 0,15 | 0,20 | 0 | 2 |
| Остаток | | | | | | | | 27 |

Таблица 5 – Распределение продукта измельчения по крупности

| Класс крупности | Содержание продукта | Продукт измельчения |
|-----------------|---|---------------------|
| 1 | 0,2×20 | 4,0 |
| 2 | 0,15×20+0,20×18 | 6,60 |
| 3 | 0,10×20+0,15×18+0,20×15 | 7,70 |
| 4 | 0,15×20+0,10×18+0,15×15+0,2×10 | 9,05 |
| 5 | 0,10×20+0,15×18+0,10×15+0,15×10+0,20×8 | 9,30 |
| 6 | 0,10×20+0,10×18+0,15×15+0,10×10+0,15×8+0,2×20 | 8,65 |
| Остаток | | 54,70 |

Таблица 6 – Результаты расчета измельчения

| Питание | Функция отбора | Измельченные зерна | Неизмельченные зерна | Продукт измельчения зерен | Суммарный продукт |
|---------|----------------|--------------------|----------------------|---------------------------|-------------------|
| 20 | 1,0 | 20,0 | 0 | 4,00 | 4,00 |
| 18 | 0,80 | 14,4 | 3,6 | 5,88 | 9,48 |
| 15 | 0,60 | 9,0 | 6,0 | 5,96 | 11,96 |
| 10 | 0,40 | 4,0 | 6,0 | 6,59 | 12,59 |
| 8 | 0,25 | 2,0 | 6,0 | 6,06 | 12,06 |
| 2 | 0,15 | 0,3 | 1,7 | 5,55 | 7,25 |
| 27 | | | | | 42,66 |

Рассчитываем результаты измельчения (таблица 3).

Значение Vfk_i :

для первой строки $Vfk_i = 0,2 \cdot 20 = 4,00$;

для второй строки $Vfk_i = 0,15 \cdot 20 + 0,2 \cdot 14,4 = 5,88$;

для третьей строки $Vfk_i = 0,10 \cdot 20 + 0,15 \cdot 14,4 + 0,20 \cdot 9 = 5,96$ и т.д.

В этих расчетах первая цифра V , а вторая fk_i . Суммарный продукт представляет сумму $(1-k_i)f + Vfk_i$.

В итоге получаем для первой строки суммарный продукт = 4,00; для второй строки $3,6 + 5,88 = 9,48$; для третьей строки $6,0 + 5,96 = 11,96$ и т. д.

Выводы: Разработанная математическая модель процесса разрушения малодисперсных частиц известняка-ракушечника свободным ударом позволяет по характеристике исходного материала (класс крупности измельчаемого материала, геометрические размеры и режим измельчения), рассчитать оптимальные технологические параметры мельницы, предназначенной для переработки отходов камнедобывающей промышленности (гранулометрический состав продукта измельчения, производительность и размеры мельницы).

По результатам исследований выявлена перспективность механоактивации частиц известняка-ракушечника (шлам от камнепиления) методом свободного удара. На основе вышеизложенного, наиболее оптимальным вариантом измельчителя для тонкого помола отходов камнераспиловки является молотковая мельница, соответствующая нижеизложенным техническим требованиям:

Модель: однороторная молотковая.

Макс. исходная фракция (мм): 100–250.

Зернистость выгрузки (мм): < 1,0.

Производительность (т/ч): 1,5–3,5.

Проектируемая мельница может использоваться для дробления горных пород с прочностью на сжатие не более 200 МПа и кальциевых материалов с содержанием известняка выше 40 %.

Список литературы

1. Худякова Л.И., Войлошников О.В., Котова И.Ю. Влияние механической активации на процесс образования и свойства композиционных вяжущих материалов // Строительные материалы, 2015. № 3. – С. 37-41.
2. Усовершенствование технологии приготовления механоактивированных мелкозернистых бетонных смесей из доменных гранулированных шлаков / В.И. Большаков, М.А. Елисеева, О.С. Щербак [и др.] // Строительство, материаловедение машиностроение. – Днепропетровск: ПГАСА, 2013. – Вып. 67. – С. 224-228.
3. Ломовский О.И., Болдырев В.В. Механохимия в решении экологических задач: аналит. обзор / Гос. публич. науч.-техн. б-ка Сиб. отд-ния Рос. акад. наук, ИХТТМСО РАН, НГУ, Науч.-образ. центр «Молекулярный дизайн и экологически безопасные технологии». Новосибирск: ГПНТБ СО РАН, 2006. – 221 с.
4. Калинина Е.В. Утилизация шламов карбоната кальция в производстве товарных продуктов строительной отрасли // Вестник ПНИПУ. Урбанистика. №1, 2012. – с. 97-113.
5. Гусев Б.В. Интенсификация приготовления бетонной смеси / Б.В. Гусев, Э.Х. Кушу // Бетон и железобетон. – 1989. – № 7. – С. 6-7.

УДК 622.765.4

ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ РЕАГЕНТНОЙ ПОДГОТОВКИ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ В ЦИКЛЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВ

Коваленко Е. Г.¹, Поливанская В. В.²

¹Институт «Якутнипроалмаз» АК «Алроса», г. Мирный, Россия

²ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет «МИСиС», г. Москва, Россия

Основная причина потерь алмазов в процессах пенной и липкостной сепарации заключается в гидрофилизации их поверхности различными по составу и структуре минеральными соединениями [1, 2].

Преобладающим типом минеральных образований (примазок) на поверхности алмаза в процессах липкостной и пенной сепарации являются неструктурированные полидисперсные минеральные агрегаты в виде карбонатов, слоистых алюмосиликатов (каолинит, серпентин, тальк, пирофиллит, смектиты, слюды, хлориты), и в меньшей мере островные в виде каркасных алюмосиликатов (оливин, полевые шпаты, цеолиты и др.).

Следующим этапом исследований было установление элементного и минерального состава твердой фазы оборотной воды цикла пенной сепарации. Шламовые образования, извлеченные из осадка осветления оборотных вод также были подвергнуты электронно-зондовому рентгеноспектральному анализу.

Анализ усредненного элементного состава шламовых образований из осадка операции осветления (дешламации) оборотной воды (таблица 1) показал превышение суммарной концентрации кремния и алюминия (34,6 %) над суммой концентраций кальция и магния (23,5 %), что говорит о преобладании минералов алюмосиликатного состава над карбонатами.

Таблица 1 – Обобщенный химический состав шламов оборотных вод

| Значения параметров, % | Элементы | | | | | | | |
|------------------------|----------|-------|-------|-------|-------|------|-------|-------|
| | Na | Mg | Al | Si | S | K | Ca | Fe |
| Максимальное | 1,48 | 40,17 | 18,68 | 48,86 | 58,58 | 9,78 | 38,42 | 55,93 |
| Минимальное | 0,32 | 0,96 | 0,25 | 1,48 | 0,05 | 0,14 | 0,31 | 0,76 |
| Среднее | 0,65 | 13,04 | 8,65 | 25,97 | 0,45 | 0,88 | 10,5 | 4,17 |

В спектрах соединений, удаленных с поверхности исследуемых алмазов (рисунок 1), были зафиксированы полосы поглощения ИК-излучения, которые указывают на присутствие карбонатных и алюмосиликатных минералов [3]. По совокупности волновых чисел с использованием адаптированной для спектрофотометра «Nicolet 380» программы распознавания минералов, достоверно идентифицируются оливин, кальцит, доломит, слоистые алюмосиликаты, гидроксиды и карбонаты магния. В пробе весьма вероятно присутствие карбонатов железа. Обнаруживается значительное количество воды.

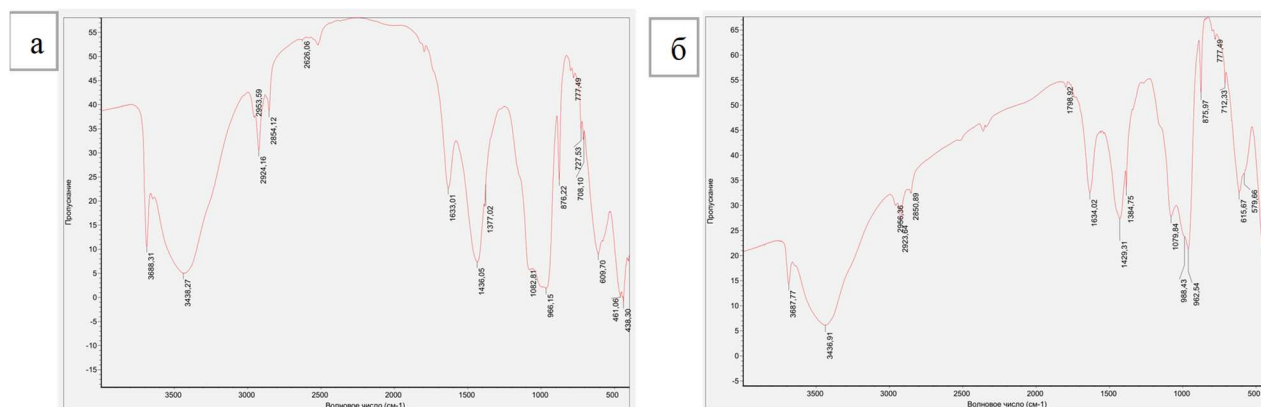


Рисунок 1 – ИК-спектр шламовых продуктов, извлеченных из оборотных вод (а) и пробы кимберлита (б) при переработке малоизмененных руд

Результаты ИК-спектрофотометрии подтверждают вывод о смешанной карбонатно-силикатной природе поверхностных образований, сделанный по результатам исследований, проведенных на алмазах рудников «Мир» и «Интернациональный» [4].

В качестве перспективных способов обесшламливания поверхности алмаза были рассмотрены применение реагентов-диспергаторов. Примене-

ние реагентов-диспергаторов является хорошо изученным и часто применяемым способом повышения флотуемости минералов из руд [5]. Положительный эффект связывают с изменением поверхностных свойств как минералов, так и шламов.

В практике флотационного обогащения в качестве диспергатора шламов весьма часто применяют фосфонаты и фосфаты – оксиэтилидендифосфовую кислоту (ОЭДФ) и полифосфат натрия, а также жидкое стекло. Для выбора эффективного реагента-диспергатора были поставлены флотационные опыты с использованием вышеперечисленных реагентов. Методика подготовки алмазов к флотации отличалась от описанной выше тем, что перед флотацией при обработке собирателем в водную фазу добавляли реагент-диспергатор шламов при переменном расходе.

Результаты опытов показали, что применение реагентов-диспергаторов при концентрациях более 200 мг/л способствует удалению шламов с поверхности алмазов. Использование реагентов-диспергаторов одновременно приводит к увеличению флотуемости алмазов и повышению извлечения на 4,9-11 % (таблица 2).

Таблица 2 – Влияние реагентов-диспергаторов на флотуемость алмазов

| Концентрация реагентов, мг/л | ОЭДФ | | Полифосфат натрия | | Жидкое стекло | |
|------------------------------|-------------|------------|-------------------|------------|---------------|------------|
| | без оттирки | с оттиркой | без оттирки | с оттиркой | без оттирки | с оттиркой |
| 100 | 68,9 | 86,5 | 68,0 | 86,3 | 69,7 | 87,1 |
| 200 | 73,3 | 88,3 | 71,5 | 87,3 | 76,7 | 89,2 |
| 300 | 76,1 | 89,4 | 74,8 | 89,3 | 78,7 | 90,1 |
| 400 | 78,9 | 91,9 | 75,9 | 91,1 | 78,7 | 88,7 |
| 500 | 78,0 | 94,3 | 79,0 | 93,3 | 75,2 | 86,2 |

Повышенная концентрация жидкого стекла ведет к ухудшению флотации алмазов, что затрудняет его использование. Наилучшие результаты (извлечение алмазов 94,3 %) достигаются при одновременном применении ультразвуковой оттирки и оксиэтилидендифосфоновой кислоты. Нагрев питания флотации до 85-90 °С также позволяет дополнительно повысить извлечение алмазов на 1,3-1,5 %.

Полученные результаты обосновывают возможность и целесообразность применения комбинированной технологии ультразвуковой, тепловой и реагентной очистки поверхности алмазов с целью повышения их извлечения в процессе пенной сепарации.

Список литературы

1. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Ковальчук О.Е. Классификация минеральных образований на поверхности природных алмазных кристаллов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – Новосибирск: Издательство СО РАН, 2016. – № 3. – С. 116-122.
2. Двойченкова Г.П. Формирование минеральных образований на поверхности

природных алмазов и метод их деструкции на основе электрохимически модифицированных минерализованных вод // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – Новосибирск: Издательство СО РАН, 2014. – № 4. – С. 159-171.

3. Скочиллов Р.А., Фишман А.И., Иванов А.А. и др. Определение минерального состава пород методом ИК спектроскопии. Вестник Казанского технологического университета. – 2011. – № 10. – С. 135-142.

4. Chanturiya V., Dvoichenkova G., Morozov V. et al. The Mechanism of Formation of Finely Dispersed Minerals on the Surface of Diamonds and the Application of Electrolysis Products of Water Systems for their Destruction // Journal of the Polish Mineral Engineering Society. – 2019. – 1(43). – Pp. 53-57.

5. Морозов В.В., Бармин И.С., Туголуков А.В., Поливанская В.В. Повышение эффективности флотации фосфатных руд на основе регулирования агрегативной устойчивости шламов // Горный журнал. – 2019. – № 1. – С. 56-61.

УДК 553.319

ВЛИЯНИЕ СОСТАВА РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО И СОБСТВЕННО-КАЧКАНАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ШЛАКООБРАЗУЮЩИЕ В ЖЕЛЕЗОРУДНОМ СЫРЬЕ

Бузмаков В. Н., Володина Ю. В.

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

Введение. ЕВРАЗ Качканарский ГОК добывает и обогащает магнитной сепарацией бедную мало титанистую ванадийсодержащую железную (титаномагнетитовую) руду Гусевогорского и Собственно-Качканарского месторождений, с низким содержанием вредных примесей. Сложный минеральный состав руды обусловлен генезисом. Рудные минералы (магнетит четырех генераций, ильменит двух генераций, титаномагнетит и шпинель) и нерудные (моноклинный (диаллаг) и ромбический пироксены, оливин) образовались в результате застывания ультраосновной магмы. По первичным рудам развивались метасоматические процессы – серпентинизация, уралитизация (амфиболитизация), фельдшпатитизация. А по трещинам контракции развиты дайки плагиоклазитов [1]. Ильменит и шпинелиды, аналогично другим титаномагнетитовым месторождениям, образуют как отдельные зерна (до 1 мм) в руде, так и тонкие пластинчатые вроски (до 0,05×0,01 мм) в магнетите и титаномагнетите (структуры распада твердых растворов), что затрудняет обогащение [2]. При обогатительном переделе магнитной сепарацией получается концентрат, содержащий 60-62 % железа, 2,5-2,6 % двуокиси титана и 0,5-0,6 % пятиокиси ванадия, в низких количествах (менее 0,1 %) вредные примеси [3]. Далее концентрат после смешивания с бентонитовой глиной (добавляется менее 1 %) используется для производства железорудного сырья (ЖРС) для доменной плавки – окатышей.

При доменном и последующих переделах образуются чугуны, сталь и различные шлаки [4]. Наибольшее влияние на качество доменной плавки оказывают окислы кремния, кальция, магния и алюминия, образующие шлаки. По содержанию шлакообразующих окислов руды месторождения относятся к самоплавким. Основность (соотношение CaO/SiO_2) окатышей составляет от 0,28 до 0,35 и отслеживается на протяжении всего периода производства окатышей. Но оценка основности по четырем компонентам ($\text{CaO}_x\text{MgO}/\text{SiO}_2 \times \text{Al}_2\text{O}_3$) дает большую информативность. А в связи с пуском современных доменных печей на НТМК необходимость в оценке количества других шлакообразующих в ЖРС, в частности MgO и Al_2O_3 , возросла значительно [5]. Данная работа посвящена причинам попадания данных оксидов в концентрат и в ЖРС.

Теоретическая часть. Технологические исследования руд месторождения начались еще в процессе подготовки месторождения к разработке [6]. Силикаты магния и алюмосиликаты в основном представлены порообразующими минералами и удаляются при магнитном обогащении. Но полного отделения магнетита (титаномагнетита) при этом не происходит.

Серпентинизированный оливин и уралит (амфибол) образуют с вторичным магнетитом (магнетит-III и магнетит-IV) тонкие, до 0,1 мм, сростки. Шпинель образует в магнетите структуры распада твердых растворов и встречается в виде пластин толщиной до 0,01 мм. По минеральному составу шпинель представлена плеонастом, в котором магний частично или полностью замещается железом, то есть присутствует герцинит [7]. Эти сростки и включения при существующей технологии обогащения не выделяются из концентрата в хвосты. В дальнейшем они, соответственно, переходят в ЖРС. Поэтому изучение распределения данных минералов и окислов в руде, их взаимосвязи и поведение при обогатительном переделе представляют интерес для возможного управления качеством сырья для доменного передела. Магний входит в состав оливина, а алюминий привносится в руды в процессе уралитизации пироксенитов.

Методика исследований. Постоянный контроль доли окислов магния и алюминия в концентрате не ведется, поэтому результаты анализов взяты для окатышей, состав которых практически повторяет состав концентрата, так как добавки шихтовых материалов минимальные. Анализ содержания магния и алюминия проводится в пробах, отобранных с вагонов отгрузки контролерами ОТК, рентгенофлуоресцентным методом на спектрометре ARL-9800 в химической лаборатории комбината и пересчитывается на оксид магния и трехокись алюминия.

Для оценки связи данных окислов с петрографическими разновидностями руды использовался статистический метод. В случае установления такой взаимосвязи можно выделять поля с их повышенной долей в концентрате и управлять отгрузкой руды, используя геологическую информацию.

Данные по доле оливина и амфибола брались из ежемесячных отчетов минералогов, анализирующих состав отгруженной на обогатительную фабрику руды, а данные по доле хрома из ежемесячных отчетов по составу окатышей. Минералогические исследования в лаборатории рудоподготовки ЕВРАЗ КГОК проводятся по искусственным шлихам (протолочкам) на бинокулярном микроскопе. Из-за тонкого прораствания шпинели её оценка не ведется вследствие невозможности выделить из магнетита.

Результаты исследований. При росте доли оливина в исходной руде возрастает доля оксида магния в концентрате и ЖРС. Это видно по результатам статистического анализа взаимосвязи оксида магния с оливином, которые указывают на устойчивую положительную связь (рисунок 1).

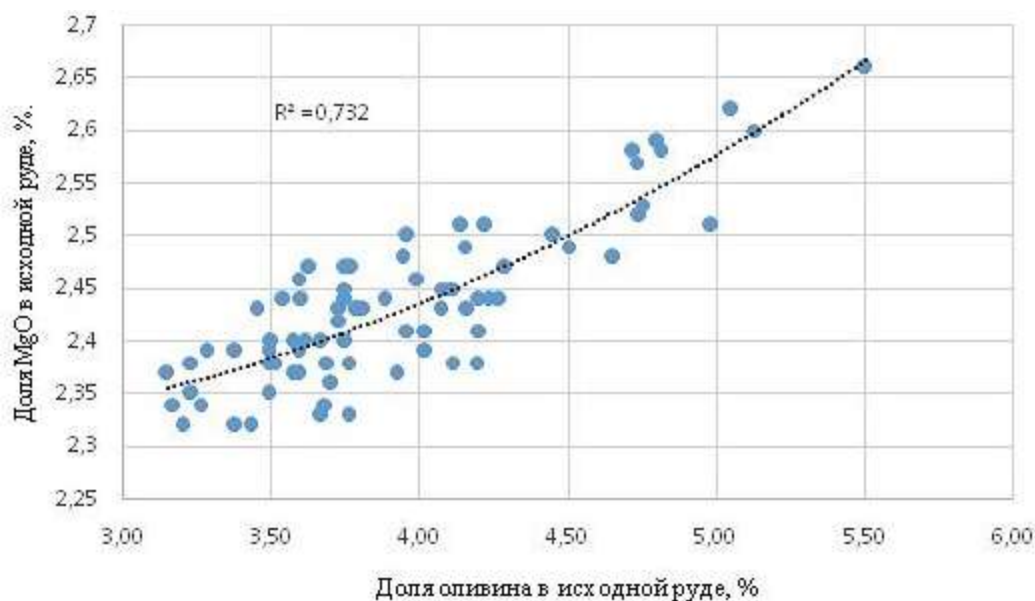


Рисунок 3 – Зависимость доли оксида магния в окатышах от доли оливина в исходной руде

Оливин в руде связан с оливиновыми пироксенитами, которые выделяются на погоризонтных планах карьера в результате эксплуатационной разведки и минералогического картирования.

Картина же зависимости доли алюминия в ЖРС от амфибола более сложная (рисунок 2).

Полином третьего порядка, показывающий взаимозависимость, имеет сложную форму. Но при дальнейшем рассмотрении его можно разложить на две составляющие. Одну – имеющую наклон около 40 °, и вторую – вертикальную. По мнению автора, наклонная связана с долей амфибола, а вертикальная связана со шпинелью. Это предположение подтверждается анализом распределения оксидов магния и алюминия (рисунок 3).

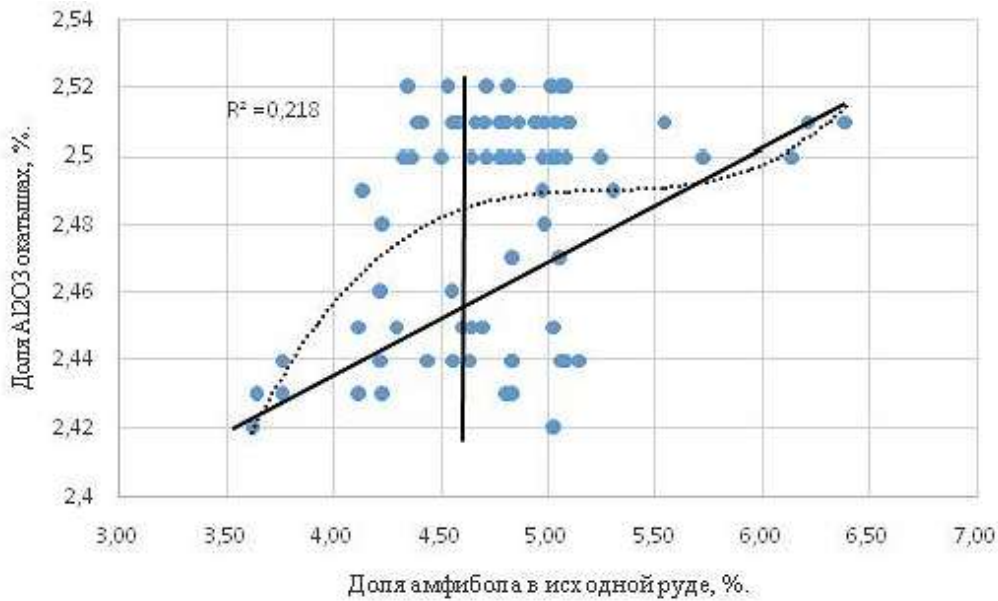


Рисунок 2 – Зависимость доли Al_2O_3 в окатышах от доли амфибола в исходной руде

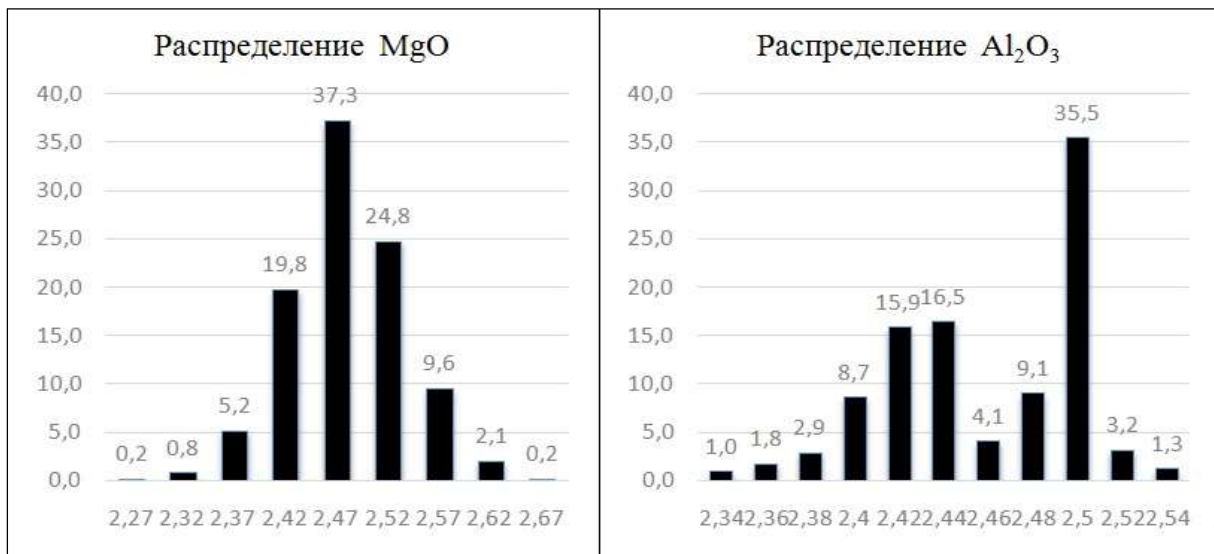


Рисунок 3 – Распределение долей MgO и Al_2O_3 в окатышах

То есть с увеличением доли амфибола при уралитизации руд происходит привнос алюминия, и его доля в ЖРС растет, но часть роста доли алюминия связана со шпинелью, отследить которую сложно.

Вследствие тонкого прораствания шпинели, при разработке месторождений Качканарской группы удалить её не представляется возможным. В том числе и при применении тонкого грохочения и других приемов [8]. Поэтому долю алюминия шпинели нужно учитывать, как фон. Но в то же время амфибол в руде связан с зонами уралитизации (амфиболовыми пироксенидами), его можно выделить на погоризонтных планах карьера в результате минералогического картирования.

Таким образом, можно констатировать, что выделение зон оливиновых и амфиболовых пироксенитов по результатам эксплуатационной разведки и вторичных изменений (серпентинизации и уралитизации) при минералогическом картировании рудного тела позволит регулировать отгрузку руд с повышенной долей магния и алюминия.

Выводы. 1. Минералогическое картирование по горизонтам карьеров позволит выделить зоны с различным содержанием.

2. Рост доли магния и алюминия в руде приводит к их росту в концентрате и ЖРС.

3. Результаты минералогического картирования можно применять для регулирования отгрузки руд с различным содержанием магния и алюминия, таким образом, регулируя их долю в ЖРС.

Список литературы

1. Бузмаков В.Н., Володина Ю.В. Оценка влияния минерального состава руд Гусевгорского месторождения на концентрацию ванадия в продуктах их переработки АО ЕВРАЗ КГОК // Известия УГГУ 2020, выпуск 3 (50), с. 62-68. <https://doi.org/10.214402307-2091-2020-3-62-68>.

2. G. Bystrov, B. I. Pirogov, and O. A. Yakushina Morphostructural and Constitutional Features of Titanomagnetite in Iron Ore of the Pudozhgorsky Deposit // Geology of Ore Deposits. November 2015, Volume 57, Issue 6, pp. 496-521.

3. Ляпунов А.В., Макушев С.Ю. Обоганительные перспективы ЕВРАЗ КГОКа // Глобус. 2019, №4 [58]. С. 139-145.

4. Темников В.В., Калимулина Е.Г., Тлеуглабулов Б.С. Анализ образования и переработки металлургических отходов в АО «ЕВРАЗ НТМК» // Черные металлы №7 (1039) 2018 г., С. 32-37.

5. Дмитриев А.Н., Витькина Г.Ю., Петухов Р.В., Петрова С.А., Чесноков Ю.А. Оценка показателей доменной плавки титаномagnetитовых концентратов с различным содержанием диоксида титана // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2019. Т. 75. № 2. С. 154-165. <https://doi.org/10.32339/0135-5910-2019-2-154-165>.

6. Кантемиров В.Д., Яковлев А.М., Титов Р.С., Козлова М.В. Предварительная оценка технологических типов титаномagnetитовых руд // Обогащение руд. 2018, №3. С. 56-60.

7. Фоминых В.Г. и др. Петрология и рудогенезис Качканарского массива / В.Г. Фоминых, В.П. Краева, Н.В. Ларина. – Свердловск: УНЦ АН СССР, 1987. 84с.

8. Markauskas D., Kruggel-Emden H. Coupled DEM-SPH simulations of wed continuous spreng // Advanced Powder Technology. 2019. Vol. 30, Iss. 12. P. 2997-3009.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОТХОДОВ ИЗ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЕЙ ПРОИЗВОДСТВА ТИТАНА

Найманбаев М. А., Ультаракова А. А., Есенгазиев А. М.

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения» г. Алматы, Казахстан

** Исследование выполнено при финансовой поддержке КН МОН РК, грант № AP09258788*

***В работе принимали участие с.н.с. АО «ИМиО» Квятковская М. Н. и Сукуров Б. М.*

На АО «Усть-Каменогорский титано-магниевого комбинат» ежегодно образуются десятки тысяч тонн твердых хлоридных отходов. Большая часть отходов не утилизируется, складывается вблизи предприятия и представляет определенную опасность для окружающей среды [1]. Часть хлоридных отходов выщелачивается водой и нейтрализуется гидроксидом кальция до pH 7-8,5. Полученная пульпа насосами перекачивается в шламонакопители и накапливается в них. В этих отходах содержится 0,4 до 2 % ниобия, что практически сопоставимо с содержанием ниобия в промышленных рудах пироклоридных карбонатитов [2]. Установлено, что при хлорировании титановых шлаков в технический тетрахлорид титана переходит 40-45 % ниобия от содержания его в исходном шлаке, 50-55 % – в твердые хлоридные возгоны и 4-5 % – в слитый расплав хлоратора [3].

Анализ содержания ниобия в твердых отходах процесса хлорирования титановых шлаков АО «УКТМК» показал, что содержание ниобия в возгонах пылевых камер (ПК) титанового хлоратора составляет от 0,26 до 0,6 %. Шламы образуются путем нейтрализации хлоридных отходов, ежегодно их образуется 10-15 тысяч тонн. Исследований по извлечению ниобия из отходов титанового производства проведено очень мало [4-7]. Осадки шламонакопителей имеют поликомпонентный состав, в нем содержатся соединения в виде оксидов, оксихлоридов и карбонатов. Изучение физико-химических свойств шламов для последующего извлечения из них ниобия и титана является актуальной задачей.

Методы анализа. Рентгенофазовый анализ шлама проводился на дифрактометре D8 Advance (BRUKER), излучение Cu –K α . Обработка полученных данных дифрактограмм и расчет межплоскостных расстояний проводились с помощью программного обеспечения EVA. Расшифровка проб и поиск фаз проводились по программе Search/match с использованием базы данных карточек ASTM.

Рентгенофлуоресцентный анализ осуществляли на спектрометре с волновой дисперсией Axios (PANalytical B.V., Голландия). Химический анализ образцов выполнен на оптическом эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой Optima 2000 DV (США, Perkin Elmer).

Картирование элементного и фазового состава образцов проводили на электронно-зондовом микроанализаторе JXA-8230 фирмы JEOL (Япония).

Наиболее информативными РЭМ-снимками являются те изображения, которые были сделаны в режиме обратно рассеянных электронов (COMPO), поскольку они позволяют сортировать частицы по контрасту.

Термический анализ предоставленной пробы был осуществлен с использованием прибора синхронного термического анализа STA 449 F3 Jupiter. Перед нагревом печное пространство откачивалось (уровень достигаемого вакуума ~ 92 %) и затем продувалось инертным газом в течение 5 минут. Нагрев осуществлялся со скоростью 15 °С/мин. в атмосфере высокоочищенного аргона. Общий объем поступающего газа выдерживался в пределах 80-100 мл/мин. Обработка результатов, полученных с помощью STA 449 F3 Jupiter, производилась посредством программного обеспечения NETZSCH Proteus.

Материалы и оборудование. Образец осадка шламонакопителя предоставлен АО «УК ТМК». Содержание основных компонентов приведено в таблице 1.

Таблица 1 – Содержание компонентов в осадке шламонакопителя, мас. %

| TiO ₂ | Nb ₂ O ₅ | CaO | MgO | Al ₂ O ₃ | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | MnO | V ₂ O ₅ | Влажность, % |
|------------------|--------------------------------|-------|------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|------|-------------------------------|--------------|
| 12,70 | 0,73 | 32,90 | 2,00 | 3,40 | 4,10 | 2,70 | 0,26 | 0,29 | 40,90 |

Результат рентгенофазового анализа представлен в таблице 2, из которого видно, что основа осадка шламонакопителя – карбонат кальция, ниобий связан с кальцием и встроен наряду с титаном в решетку оксида алюминия.

Таблица 2 – Результаты рентгенофазового анализа шлама

| Номер фазы | Наименование соединения | Формула | Содержание, отн. % |
|------------|--|--|--------------------|
| 1 | Calcite | Ca(CO ₃) | 79,7 |
| 2 | Aluminum Niobium Titanium | Al _{0.12} Nb _{0.38} Ti _{0.50} O | 6,5 |
| 3 | Aragonite | Ca(CO ₃) | 3,9 |
| 4 | Calcite, magnesian | (Mg _{0.129} Ca _{0.871})(CO ₃) | 3,1 |
| 5 | Fersmite | CaNb ₂ O ₆ | 2,4 |
| 6 | Iron(III) aluminium titanium oxide Iron Aluminum Titanium Oxide | FeAlTiO ₅ | 2,3 |
| 7 | Wollastonite-2M | CaSiO ₃ | 2,1 |

Основная особенность термического анализа – возможность определения малых примесей на фоне термоинертности основных компонентов. На дериватограмме образца осадка шламонакопителя (рисунок 1) видно, что на довольно протяженном температурном отрезке

100-900 °С на кривой ДТА проявились эндотермические эффекты различной интенсивности. Они развиты на фоне снижения массы навески. Скорее всего, здесь имеет место проявление разложения различных карбонатов: пироаурита ($Mg_6Fe_2(OH)_{16}CO_3 \times 4H_2O$), хантита $CaMg_3(CO_3)_4$, кальцита. Так, сочетание эндотермических эффектов с экстремумами при 203,3 °С, 427 °С и 820 °С характерно для проявления пироаурита пластинчатого с кальцитом.

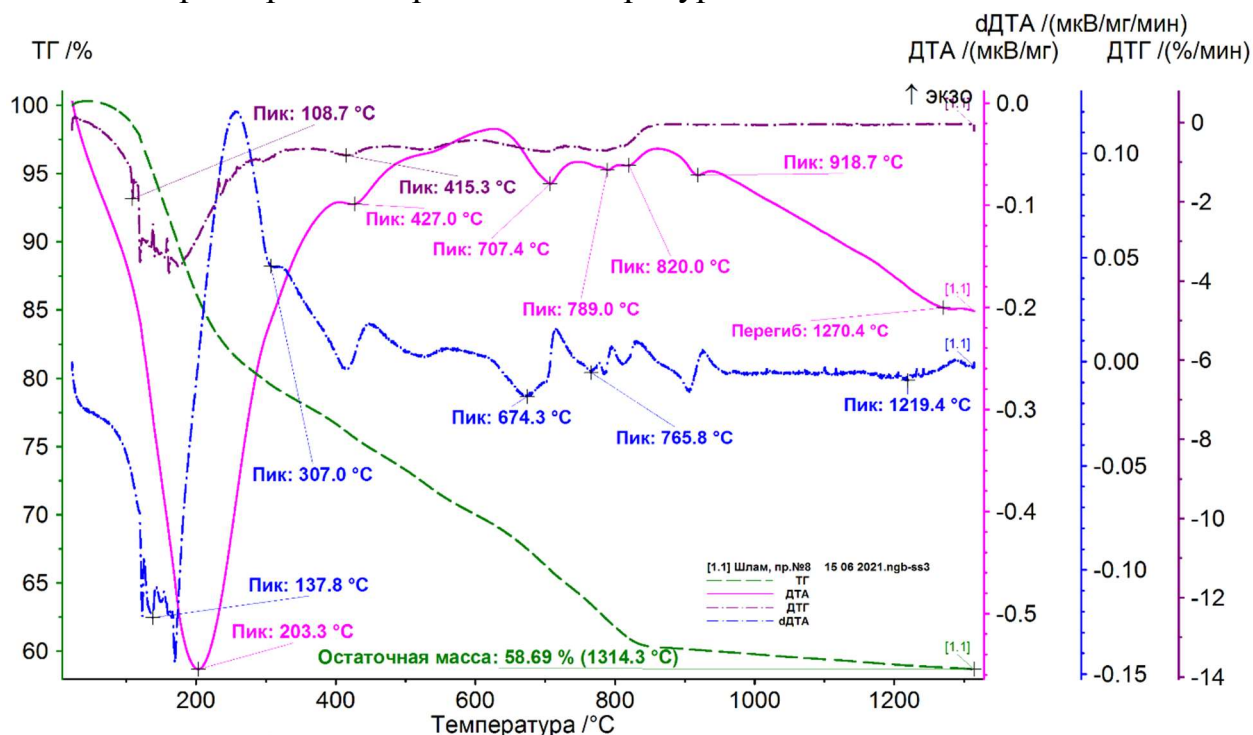
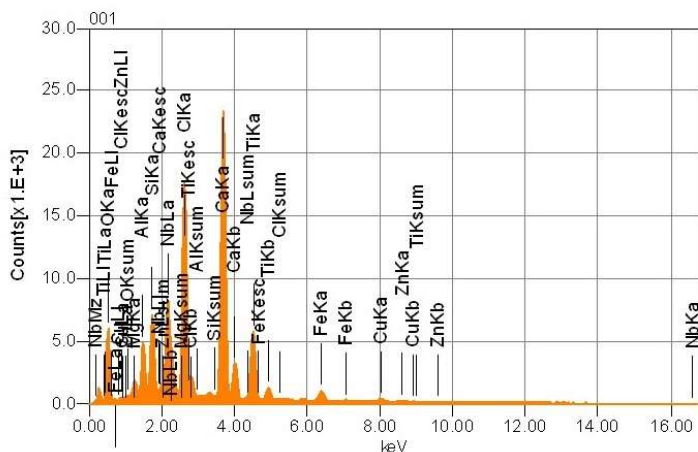
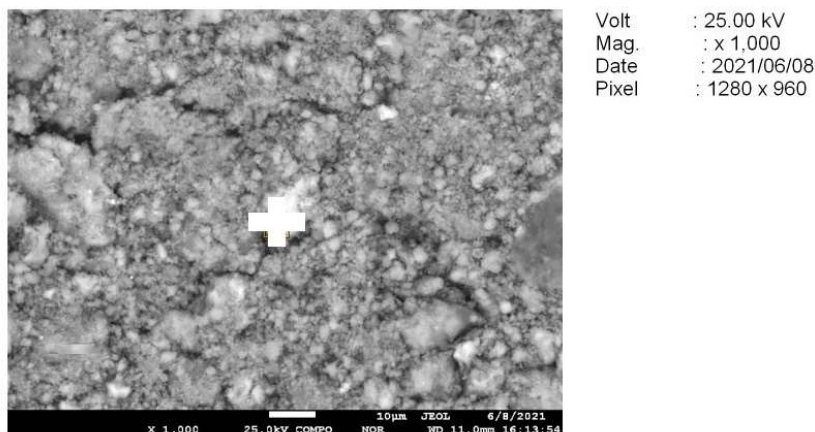


Рисунок 1 – Дериватограмма образца осадка шламонакопителя

Слабый эндотермический эффект с экстремумом при 307 °С на кривой dDTA отражает плавление примеси $FeCl_3$ или возгонку примеси $HfCl_4$. Эндотермический эффект с экстремумом при 674,3 °С на кривой dDTA отражает энантиотропное полиморфное превращение $2 CaOSiO_2$. В системе Al-Nb при 661,4 °С наблюдается «перитектическое равновесие». Эндотермический эффект с экстремумом при 765,8 °С характеризует плавление примесей $CaCl_2$, KCl , $NdCl_3$. Эндотермический эффект с экстремумом при 918,7 °С – проявление полиморфного превращения карбоната стронция. Слабый эндотермический эффект с экстремумом при 1219,4 °С отражает фазовый переход примеси $Nb_2O_5Al_2O_3$. Перегиб при 1270,4 °С может отражать плавление пробы.

Таким образом, данные термического анализа подтверждают наличие связи ниобия с алюминием. Более детальное исследование осадка шламонакопителя проводили с использованием электронно-зондового микроскопа. Отмечена частица каолинита, адсорбировавшая хлориды кальция, титана и железа. Хлорид титана адсорбируется также на поверхности частиц карбоната кальция.

Особенностью СОРМО изображения является повышенное разрешение, что позволяет регистрировать изображения частиц малых размеров. Так, при увеличении изображения в 1000 раз стали видны яркие мелкие частицы, включающие соединения ниобия (рисунок 2).



| Elements | ms% | mol% | Sigma | Net | K ratio | Line |
|----------|--------|--------|-------|-----------|-----------|------|
| O | 42.65 | 66.30 | 0.44 | 1269814 | 0.0773697 | K |
| Mg | 0.81 | 0.83 | 0.08 | 281977 | 0.0031416 | K |
| Al | 2.33 | 2.15 | 0.06 | 1100756 | 0.0119648 | K |
| Si | 3.34 | 2.96 | 0.06 | 1841419 | 0.0213999 | K |
| Cl | 11.52 | 8.08 | 0.06 | 6415289 | 0.0952391 | K |
| Ca | 19.70 | 12.23 | 0.08 | 101715810 | 1.847886 | K |
| Ti | 7.11 | 3.69 | 0.11 | 2688269 | 0.0538932 | K |
| Fe | 1.56 | 0.70 | 0.17 | 420583 | 0.0132284 | K |
| Cu* | 0.53 | 0.21 | 0.30 | 95358 | 0.0044724 | K |
| Zn* | 0.50 | 0.19 | 0.37 | 77897 | 0.0042735 | K |
| Nb | 9.95 | 2.66 | 0.16 | 3527033 | 0.0715160 | L |
| Total | 100.00 | 100.00 | | | | |

Рисунок 2 – СОРМО изображение осадка шламонакопителя и спектр его частиц

Выводы. При изучении физико-химических свойств отходов шламонакопителя производства титана химическим и рентгенофлуоресцентным анализами было определено содержание основных компонентов, мас. %: 12,7 TiO₂; 0,73 Nb₂O₅; 32,9 CaO; 2 MgO; 3,4 Al₂O₃; 4,1 SiO₂; 2,7 Fe₂O₃; 0,26 MnO; 0,29 V₂O₅.

Рентгенофазовый анализ показал следующий состав фаз: кальцит – 79,7 %, алюминивониобиевотитановый оксид – 6,5 %, арагонит – 3,9 %, магниальный кальцит – 3,1 %, ферсмит – 2,4 %, железоалюминивотитановый оксид – 2,3 %, волластонит – 2,1 %. Основа осадка шламонакопителя – карбонат кальция, ниобий связан с кальцием и встроен наряду с титаном в решетку оксида алюминия.

Термический анализ подтвердил наличие кальцита, пироаурита, хлоридов кальция, калия и связи ниобия с алюминием.

Проведенные исследования фазового состава осадка шламонакопителя показали, что ниобий связан в основном с алюминием и титаном в оксидные соединения. Частицы этих соединений очень мелкие и окружены глинистой и карбонатной составляющей осадка. Полученные сведения будут использованы для разработки технологии комплексной переработки отходов из шламонакопителей титанового производства.

Список литературы

1. Худайбергенов Т.Е., Шаяхметов Б.М., Жаксыбаев А.Н., Несипбаев Р.Р. Эколого-экономическая оценка использования хлоридных отходов производства на УК ТМК // Сборник научных трудов КазНИПИцветмет: Переработка полупродуктов и отходов химико-металлургических производств. – Алматы, – 1994. – С. 17-28.

2. Ниобиевые, танталовые руды и редкоземельные элементы. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых. – Москва. 2007. – 42 с.

3. Новое в теории и практике металлургии цветных и редких металлов //ИМиО АН КазССР, Алма-Ата, 1988. – 230 с.

4. Эйдензон М.Э., Федорова М.В., Холмогоров С.Н. Усовершенствование схемы обезвреживания и комплексной переработки отходов титано-магниевого производства // Научно-технич. бюллетень, Цветная металлургия. – 1965. – № 15. – С.33-36.

5. Кармазина В.Д., Пейсахов И.Л. Очистка газов и переработка отходов титано-магниевого производства с применением каустического магнезита // Науч. труды Гиредмет. –Москва: Металлургия, 1967. – Т.21. – С. 147-186.

6. Кудрявский Ю.П. Комплексная переработка возгонов титановых хлораторов // Цветные металлы. – 1998. – № 7. – С. 56-58.

7. Ультаракова А.А., Найманбаев М.А., Онаев М.И., Алжанбаева Н.Ш., Ахмадиева Н.К. Исследование по получению обогащенного по ниобию промпродукта по схеме обжиг-спекание-выщелачивание // Комплексное использование минерального сырья, - Алматы. – 2014. – № 3. – С.46-52.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ПЕРКОЛЯЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДИ

Абдылдаев Н. Н., Магомедов Д. Р., Койжанова А. К., Камалов Э. М.,
Ерденева М. Б. Бакраева А. Н.

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения» г. Алматы, Казахстан

Введение. Характерной особенностью большинства медных месторождений Казахстана является уменьшение запасов богатого сырья, а также накопление значительных объемов забалансовых отвалов с низким содержанием меди 0,1-0,5 %. Данное содержание делает процесс пирометаллургической плавки подобного сырья совершенно нерентабельным. Для переработки забалансового медного сырья, представленного в основном окисленной формой медьсодержащих минералов, используется стандартная гидрометаллургическая технология, включающая сернокислотное выщелачивание.

Однако, помимо забалансовых руд и отвалов, имеющих явно выраженную сульфидную или окисленную форму нахождения меди в минералах, встречаются многочисленные месторождения со сложным минералогическим составом. В большинстве случаев, для сложного состава таких месторождений характерно нахождение меди в окисленной минералогической форме при одновременно достаточно высоком содержании различных примесей сульфидных и железосодержащих минералов, таких как пирит, арсенопирит и т.д. Несмотря на то, что окисленные формы меди легко переходят в раствор при сернокислотном выщелачивании, присутствующие в минералогическом составе руды (отвала) сульфиды двухвалентного железа и других элементов будут в значительной степени повышать расход серной кислоты в процессе гидрометаллургической переработки [1-7].

Описанный сложный минералогический состав можно наблюдать на примере большого числа медных отвалов Карагандинской области. Содержание меди в среднем от 0,1-0,4 % до 10,0 % преимущественно в виде окисленных медных минералов, таких как малахит, азурит, хризокolla. Несмотря на преобладание окисленных форм меди, гидрометаллургическую переработку данных отвалов затрудняют имеющиеся в составе сульфидные минералы (пирит, арсенопирит), кальциты и различные железо-кальциевые силикаты [8-13].

Методика проведения лабораторных исследований. При проведении исследований были использованы физико-химические методы анализа; рентгенофлуоресцентный, рентгенофазовый анализ. По результатам рентгенофлуоресцентного анализа содержание меди составило 2,083 %. После определения элементного состава в пробах медного отвала рентгенофазовым анализом определялись основные фазовые компоненты, представлен-

ные различными минеральными включениями. Согласно данным рентгенофазового анализа установлено, что основная масса породообразующего материала представлена кварцем 66 %, в заметных количествах присутствуют также альбит 18 %, кальцит 4,5 %, клинохлор 3,5 % и мусковит 2,3 %.

Экспериментальные результаты и их обсуждение. Основной целью проведения тестов по первичному выщелачиванию являлось определение оптимальных параметров сернокислотного выщелачивания, обеспечивающих повышение показателей извлечения меди в продуктивный раствор. Масса навески в каждом перколяторе равнялась 5 кг. Выщелачивающий раствор был также взят в одинаковом объеме для каждого перколятора – 700 мл. После влагонасыщения проб был запущен процесс орошения в перколяторе. При плотности орошения 7 л/м²·ч продолжительность процесса составила 10 часов, при 10 л/м²·ч – 7 часов, а при 15 л/м²·ч – 4 часа 40 минут.

После каждого цикла орошения продуктивные растворы анализировались на содержание меди, производилось доукрепление серной кислоты до 2,5 %, и раствор запускался на повторное выщелачивание. Всего для каждого варианта было проведено 7 циклов орошения. Общая продолжительность выщелачивания в итоге составила: для орошения с плотностью 7 л/м² – 70 часов, для 10 л/м² – 49 часов, для 15 л/м² – 32 часа 40 минут. В таблице 1 приведены данные по накоплению меди в продуктивном растворе при каждом варианте плотности орошения.

Таблица 1 – Увеличение концентрации меди при выщелачивании при разных плотностях орошения

| Цикл орошения | Содержание меди при разной плотности орошения, Cu г/л | | |
|---------------|---|------------------------|------------------------|
| | 7 л/м ² ·ч | 10 л/м ² ·ч | 15 л/м ² ·ч |
| 1 | 0,52 | 0,5 | 0,36 |
| 2 | 0,95 | 0,94 | 0,67 |
| 3 | 1,4 | 1,36 | 0,98 |
| 4 | 1,69 | 1,64 | 1,21 |
| 5 | 2,0 | 1,88 | 1,45 |
| 6 | 2,18 | 2,1 | 1,56 |
| 7 | 2,34 | 2,27 | 1,7 |

Согласно полученным данным, концентрация меди при плотностях орошения, равных 7 и 10 л/м²·ч находится на относительно одинаковом уровне – 2,34 г/л и 2,27 г/л. Однако, процесс выщелачивания при плотности орошения 10 л/м²·ч проходит на 40 % быстрее, чем при плотности орошения 7 л/м²·ч. При повышении данного показателя до 15 л/м²·ч заметно ускоряется и процесс выхода продуктивного раствора, но в то же время быстрый поток выщелачивающего реагента уменьшает извлечение меди, что приводит к более низким концентрациям металла в растворе.

Регулирование концентрации серной кислоты в растворе, подаваемом на выщелачивание, производится на основании следующих основных факторов:

- 1) этап и продолжительность процесса выщелачивания,
- 2) наличие кислот поглощающих компонентов в сырье,
- 3) показатель рН продуктивного раствора.

Постепенное понижение концентрации серной кислоты возможно по мере нейтрализации кислот поглощающих минералов и закисления рудного отвала.

Важную роль при регуляции уровня серной кислоты играет также показатель рН в продуктивных растворах. Так, после ввода в производственный процесс экстракции важно поддерживать показатель рН на уровне от 1,5 до 2,0. Понижение рН продуктивного раствора до 1,0 негативно сказывается на извлечении меди в органическую фазу на стадии экстракции, а повышение более 2,0 ухудшает селективные свойства органической фазы.

Выводы. Исследования показали, что для оптимальных условий выщелачивания следует придерживаться значений рН не выше 2,0. В результате установлено, что наиболее интенсивное выщелачивание меди серной кислотой достигается при плотности орошения 10 л/м²·ч. Извлечение меди в раствор после 7-го цикла выщелачивания составляет 67 %.

Список литературы

- 1 Бейсембаев Б.Б., Кенжалиев Б.К. Теория и практика использования методов геотехнологии для переработки забалансовых и некондиционных медных руд // Комплексное использование минерального сырья. – 1999. – № 4. – С. 93-98.
- 2 Халезов Б.Д. Исследования и разработка технологии кучного выщелачивания медных и медно-цинковых руд: дис. докт. техн. наук. – Екатеринбург, 2008. – 475 с.
- 3 Водолазов Л.И., Дробаденко В.П., Лобанов Д.П., Малухин Н.Г. Геотехнология. Кучное выщелачивание бедного минерального сырья. – М.: МГГА, 2000. – 300 с.
- 4 Санакулов К.С. Перспективы переработки окисленных медных руд месторождения Кальмакыр // Горный вестник Узбекистана. 2009. № 3. С. 47–49.
- 5 Лапшин Д.А., Простакишин М.Ф., Золотарев В.Н., Воложанинов А.Б., Разработка технологии переработки руд Удоканского месторождения. Часть 3. Полупромышленные испытания технологической схемы. Цветные металлы. 2016 (5): с. 17-22.
- 6 Халезов Б.Д. Перспективы возможного применения кучного выщелачивания для руд Коунрадского месторождения // Цветные металлы. - 1971. - № 6. - С. 85.
7. Абдылдаев Н.Н, Койжанова А.К., Магад Е., Магомедов Д.Р. Исследование гидрометаллургического метода извлечения меди из упорных руд. «Сатпаевские чтения – 2021» – Алматы. Том I. – С. 1293-1297.
8. Абубакриев А.Т., Магад Е., Игнатъев М.М., Койжанова А.К., Есимова Д.М. Отработка оптимальных параметров и режимов выщелачивания медьсодержащих руд Байского месторождения // Ресурсосберегающие технологии в обогащении руд и металлургии цветных металлов: матер. Междунар. конф. – Алматы, 2015. – С. 172-175.
9. Есимова Д.М., Магад Е., Койжанова А.К., Игнатъев М.М., Камалов Э.М., Магомедов Д.Р. Проведение исследований по перколяционному выщелачиванию меди из руды месторождения Байтемир // 14-ая Междунар. конф. "Ресурсовоспроизводящие,

малоотходные и природоохранные технологии освоения недр" 14-20 сентября 2015 г. Россия, Кыргызстан. – С.195-199.

10. Патент № 32300. Способ извлечения меди из техногенных продуктов //Куанбай А., Магомедов Д.Р., Койжанова А.К., Арыстанова Г.А., Абишева З.С., Игнатъев М.М., Бюл. № 15 от 15.08.2017.

11. Патент № 32656. Способ переработки отходов некондиционных медьсодержащих руд // Койжанова А.К., КенжалиевБ.К., Суркова Т.Ю., Юлусов С.Б., Игнатъев М.М., Магад Е., Абдылдаев Н.Н. Бюл. № 6 от 12.02.2018.

12. Magomedov D. R., Magad Ye., Ignatyev M. M., Koizhanova A. K., Zhanabay Zh. Extraction of copper and precious metals from depleted copper dumps of Sayak deposit. // Kompleksnoye ispol'zovaniye mineral'nogo syr'ya. - 2016. - No. 4. – P.30-34. (In Eng.)

13. Kenzhaliyev B.K Innovative technologies providing enhancement of nonferrous, precious, rare and rare earth metals extraction // Kompleksnoye ispol'zovaniye mineral'nogo syr'ya. – 2019. - No. 3. – P. 69-77 (In Eng.) DOI: 10.31643/2019/6445.30.

УДК 622.7

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ФРАКЦИЙ, ПОЛУЧЕННЫХ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИЕЙ ИЗ РУДЫ НОВО-ШЕМУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Овчинникова Т. Ю.¹, Ситников Д. А.¹, Зиятдинов С. В.²

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

²ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

В связи со снижением содержания ценных компонентов в добываемом и перерабатываемом минеральном сырье создаются технологии предварительного обогащения [1, 2], позволяющие повысить качество руд, поступающих на глубокое обогащение. Известны примеры предварительной концентрации с использованием рентгенометрической сепарации руд чёрных металлов [3, 4], неметаллического сырья [5, 6], руд благородных металлов [7, 8], урановых руд [9, 10], руд цветных металлов [2, 11-16].

При таком построении технологии концентрат рудосортировочного комплекса, представляющий собой все концентраты рентгенометрической сепарации машинных классов, объединяется с несортируемым классом и направляется на измельчение и глубокое обогащение, которое для руд цветных металлов осуществляется флотационными методами.

Представляет интерес изучение влияния содержания ценных компонентов в питании флотационного передела на извлечение их во флотационный концентрат. Ожидаемое повышение извлечения ценных компонентов во флотационные концентраты может позволить компенсировать имеющие место потери с хвостами предварительного обогащения.

В работе исследована целесообразность предварительной концентрации рентгенометрическим методом пробы медной руды Ново-Шемурского месторождения.

Ново-Шемурское медно-колчеданное месторождение расположено в пределах городского округа г. Ивдель Свердловской области. Руда Ново-Шемурского месторождения обогащается флотационными методами на предприятии АО «Святогор», г. Красноуральск. Доставка руды до обогатительной фабрики осуществляется железнодорожным транспортом. Расстояние транспортирования руды от месторождения до места переработки составляет 283 км.

Медная руда Ново-Шемурского месторождения представлена следующими рудными минералами: пирит халькопирит, ковеллин и халькозин, также в небольших количествах присутствует сфалерит. Из нерудных минералов встречаются клинохлор, кварц, полевые шпаты, амфиболы и пироксены. Средние содержания основных компонентов в остаточных запасах Ново-Шемурского медно-колчеданного месторождения: медь – 1,17 %, цинк – 1,61 %, сера – 43,1 %.

По вещественному составу и текстурно-структурным особенностям руду месторождения можно отнести к характерным представителям месторождений колчеданной формации – содержание пирита достигает 90 %. Текстура руд в основном сплошная (85-90 %), реже вкрапленная (5-10 %), колломорфная (2-5 %). Промышленное значение имеют медь, цинк и сопутствующие им элементы, а также золото и серебро.

Химический и фазовый состав пробы руды приведён в таблицах 1 и 2, соответственно.

Исследованная проба руды имеет низкое содержание меди и для данного месторождения может быть отнесена к бедным.

Укрупнённая технологическая схема переработки руды с применением предварительной концентрации приведена на рисунке 1.

Таблица 1 – Химический состав пробы руды

| Элементы, соединения | Массовая доля, % | Элементы, соединения | Массовая доля, % |
|----------------------|------------------|----------------------|------------------|
| Медь | 1,91 | Кадмий | 0,0017 |
| Цинк | 0,63 | Оксид кремния | 7,38 |
| Сера(общ) | 44,60 | Ртуть, г/т | 0,20 |
| Железо(общ) | 40,27 | Золото, г/т | 0,29 |
| Мышьяк | 0,032 | Серебро, г/т | 5,40 |

Таблица 2 – Фазовый состав пробы руды

| Элемент | Форма соединений | Массовая доля, % | |
|--------------|---|------------------|---------------|
| | | абсолютная | относительная |
| Медь | первичные сульфиды (халькопирит) | 1,23 | 64,4 |
| | вторичные сульфиды (ковеллин, борнит, халькозин) | 0,48 | 25,13 |
| | окисленные: свободные (малахит, азурит, куприт); связанные (хризоколла) | 0,2 <0,05 | 10,47 - |
| | сульфаты (халькопирит) | <0,04 | - |
| | Итого | 1,91 | 100,00 |
| Цинк | сульфиды | 0,42 | 66,66 |
| | окисленные: | 0,08 | 12,7 |
| | сульфаты | 0,01 | 1,59 |
| | связанный с гидроксидами железа и марганца | 0,12 | 19,05 |
| | связанный с нерудными | <0,01 | - |
| Итого | 0,63 | 100,00 | |
| Сера | первичные сульфиды (халькопирит) | 1,29 | 2,89 |
| | вторичные сульфиды (ковеллин, борнит, халькозин) | 0,21 | 0,47 |
| | сфалерит | 0,2 | 0,45 |
| | пирит | 42,9 | 96,19 |
| | пирротин | <0,01 | - |
| | Итого | 44,6 | 100,00 |

Рудосортировочный комплекс включает в себя крупное дробление, грохочение с выделением машинных классов и несортируемого класса, рентгенофлуоресцентная сепарация каждого машинного класса. Комплекс может располагаться поблизости от рудника. Хвосты предварительного обогащения могут являться отвальными, либо использоваться в качестве закладочного материала выработанных пространств и/или в качестве щебня для местного дорожного строительства. Концентрат рудосортировочного комплекса транспортируется до обогатительной фабрики, где подвергается грохочению, измельчению, классификации и флотации с получением флотационных концентратов, отправляемых потребителям, и хвостов, которые после обезвреживания складываются в хвостохранилище.

Особенностью добычи и переработки руды является значительная удалённость (283 км) рудника от обогатительной фабрики.

Из пробы медной руды Ново-Шемурского месторождения были получены классы крупности -75+50 и -50+25 мм, затем классы были разделены на лабораторном рентгенофлуоресцентном сепараторе СРФ-100Л с получением фракций, отличающихся друг от друга по массовой доле меди. Из класса -75+50 мм было получено четыре, а из класса -50+25 мм – семь фракций. Так как различие по массовой доле в 4-7 фракциях класса -50+25 мм

было невелико, впоследствии было принято решение объединить их в одну, таким образом в классе -50+25 также было получено четыре фракции.

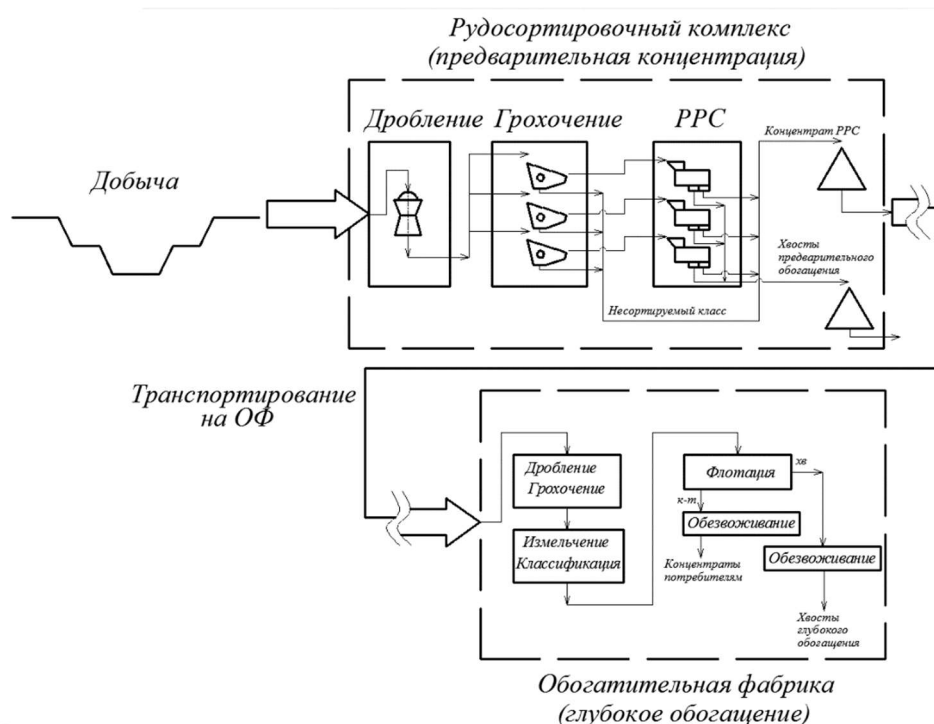


Рисунок 1 – Укрупнённая технологическая схема переработки руды с применением предварительной концентрации с выделением крупнокусковых хвостов

Массовые доли меди во фракциях класса -75+50 мм составили 0,10, 0,39, 1,54 и 4,77 %. Массовые доли меди во фракциях класса -50+25 мм составили 0,23, 0,42, 0,50 и 1,13 %.

В ходе дальнейших исследований отдельные фракции после измельчения в течение 40 минут в шаровой мельнице при одинаковых условиях соотношения среда:вода:руда флотировались при одинаковом реагентном режиме с использованием извести в качестве регулятора среды, бутилового ксантогената калия в качестве собирателя и Т-92 в качестве вспенивателя, продолжительность флотации во всех опытах составила 10 минут.

В таблице 3 приведены результаты флотационных опытов с тремя фракциями класса -50+25 мм.

Увеличение массовой доли меди в питании флотации в интервале от 0,34 до 1,06 % приводит к значительному росту извлечения меди в концентрат в отдельной операции с 72,88 до 90,49 %.

Таблица 3 – Результаты флотационных опытов

| Фракция | Продукт флотации | Показатель, % | | |
|---------|------------------|---------------|--------------------|-----------------|
| | | выход | массовая доля меди | извлечение меди |
| 2 | Концентрат | 15,25 | 1,64 | 72,88 |
| | Хвосты | 84,75 | 0,11 | 27,12 |
| | Исходный | 100,00 | 0,34 | 100,00 |
| 3 | Концентрат | 7,25 | 6,83 | 81,66 |
| | Хвосты | 92,75 | 0,12 | 18,14 |
| | Исходный | 100,00 | 0,61 | 100,00 |
| 4 | Концентрат | 15,90 | 6,04 | 90,49 |
| | Хвосты | 84,10 | 0,12 | 9,51 |
| | Исходный | 100,00 | 1,06 | 100,00 |

Список литературы

1. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 1) // Обогащение руд. 2015. № 3. С. 3-11.
2. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014 Chapter 1 Plenary Presentations. P. 2-22.
3. Tsy-pin E. F., Entaltsev E.V., Shemyakin V.S., Skopov S.V., Fedorov Y.O., Pestov V.V. Enrichment by X-ray radiometric separation // Steel in translation. 2009. №6. P. 521-524.
4. Комплексный метод переработки карбонатных марганцевых руд Северо-Уральского бассейна / Ю. Е. Сутырин, Э. Г. Литвинцев, Е. С. Броницкая и др. // Проблемы комплексной переработки минерального сырья и охраны окружающей среды (Плаксинские чтения): Доклады межд. совещания, г. Петрозаводск, 15-18 сентября 1998 г. М.: ННЦ ГП-ИГД им. А. А. Скочинского, 1999. 244 с.
5. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М.: Недра, 1979. 192 с.
6. Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных образований Уральского региона / В. С. Шемякин, С. В. Скопов, А. В. Шемякин и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 4. С. 29-33.
7. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: научн. монография – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015. 303 с.
8. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю. О. Федоров, И. У. Кацер, О. В. Коренев, В. А. Короткевич, В. П. Цой, П. И. Ковалев, М. Ю. Федоров, Н. С. Поповский // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
9. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). С. 3-7.
10. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений / В. И. Култышев, В. Б. Колесаев, В. Г. Литвиненко и др. М.: ГГИУ, 2007. 212 с.
11. Подземная разработка урановых месторождений Стрельцовского рудного поля / В. Б. Колесаев, А. К. Корсаков, В. С. Святецкий и др. // Горный журнал. 2008. № 8. С. 33-36.
12. Цыпин Е. Ф., Тююшева Н. М., Комлев С. Г., Аржанников Г. И., Беляков В. А., Карбовская А. В. Рентгенорадиометрическая сепарация медно-цинковых руд // Цветные металлы. 1992. № 12. С. 58-61.

13. Цыпин Е. Ф., Постникова А. С., Овчинникова Т. Ю. Предельная обогатимость медно-цинковых руд в стадиях предварительной концентрации // Материалы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», проводимой в рамках Уральской горнопромышленной декады 15-16 апреля 2015 г. – Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2015. – С. 21-25.

14. Шемякин В. С. Рудоподготовка и комплексное использование алю-минийсодержащего сырья // Известия вузов. Горный журнал. 1993. № 10. С. 130-158.

15. 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.

16. 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.

УДК 622.7

ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ РУДЫ ВОЛКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО МЕТОДА НА РЕЗУЛЬТАТЫ ФЛОТАЦИИ

Овчинникова Т. Ю.¹, Тарасов Е. Ю.¹, Зиятдинов С. В.²

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

²ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

Одним из путей совершенствования технологий обогащения различных видов минерального сырья является предварительная концентрация [1, 2]. Эффективность предварительной концентрации с использованием рентгенорадиометрической сепарации показана применительно к золотосодержащим [2, 3], урановым [4, 5], медно-никелевым [7] медно-цинковым [8, 9] рудам, бокситам [10], неметаллическим полезным ископаемым [3, 11, 12] и рудам чёрных металлов [13].

Предварительная концентрация перед глубоким обогащением повышает содержание ценных компонентов. При последующем флотационном обогащении это может сказаться на технологических показателях процесса.

В работе применительно к руде Волковского месторождения рассмотрено влияние содержания меди в питании флотации, которое формируется объединением фракций, полученных рентгенорадиометрической сепарацией, на извлечение меди во флотационный концентрат и на качество этого концентрата.

Волковское месторождение медно-железо-ванадиевых руд расположено в 25 км к юго-западу от г. Красноуральск в 30 км к северу от г. Нижний

Тагил. Волковский рудник входит в состав АО «Святогор» и является его производственным подразделением.

Расстояние от рудника до основной промплощадки АО «Святогор» составляет 31 км по железной и 38 км по автомобильной дороге.

Месторождение локализуется в габбро Волковского массива, который в свою очередь последовательно входит в состав более крупных структурных единиц: Тагильского интрузивного комплекса – Платиноносного пояса – Тагильского синклиория, Тагило-Магнитогорского прогиба Урала. Все известные на месторождении рудные тела приурочены к габбро. Рудовмещающее габбро по своему составу неоднородно и различается по структурным и текстурным особенностям, составу темноцветных минералов.

В настоящее время добыча руд осуществляется открытым способом (карьером) на Северо-Западном участке. Рудные тела представляют собой кулисообразно расположенные, скрытые и выходящие на поверхность зоны густой апатит-титаномагнетит-медно-сульфидной равномерной, местами неравномерной вкрапленности, сменяющейся по простиранию, падению и восстанию повышенной вкрапленностью и, наконец, слабооруденелым габбро.

Главнейшими рудными минералами являются титаномагнетит, борнит, халькопирит, апатит. Главную промышленную ценность в рудах месторождения представляет медь, а также попутно извлекаемые золото, серебро, палладий, селен и строительный камень.

Средние содержания меди в остаточных запасах Северо-Западного участка Волковского медно-железо-ванадиевого месторождения – 0,93 %.

Минеральный состав пробы медно-железо-ванадиевой руды представлен в таблице 1. В таблице 2 приведены результаты химического анализа руды Волковского месторождения.

Таблица 1 – Минеральный состав руды Волковского месторождения

| Минерал | Массовая доля минерала, % | Минерал | Массовая доля минерала, % |
|---------------------------|---------------------------|-----------------|---------------------------|
| Рудные | | Нерудные | |
| Магнетит | 12,0 | Амфибол | 49 |
| Гематит и гётит | 1,0 | Пироксены | 17 |
| Титаносодержащие минералы | 1,0 | Полевые шпаты | 6 |
| Пирит | <1,0 | Апатит | 7 |
| Халькопирит | <1,0 | Кварц | 4 |
| Малахит, азурит | <1,0 | Клинохлор | 3 |
| Вторичные минералы меди | <1,0 | - | - |

Таблица 2 – Химический состав руды Волковского месторождения

| Элементы и оксиды | Массовая доля, % | Элементы и оксиды | Массовая доля, % |
|---|------------------|---|------------------|
| Медь | 0,49 | Оксид марганца | 0,25 |
| Цинк | 0,016 | | |
| Сера (общ) | 0,26 | Диоксид титана | 1,67 |
| Мышьяк | 0,0029 | Оксид ванадия V ₂ O ₅ | 0,29 |
| Фосфор | 1,60 | Оксид хрома Cr ₂ O ₃ | 0,0062 |
| Железо (общ) | 15,28 | Оксид калия | 0,13 |
| Оксид железа FeO | 11,1 | Оксид натрия | 1,04 |
| Диоксид железа Fe ₂ O ₃ | 9,51 | Диоксид кремния | 34,5 |
| Оксид алюминия Al ₂ O ₃ | 12,8 | Оксид серы SO ₃ | 0,13 |
| Оксид кальция | 15,3 | Золото, г/т | 0,16 |
| Оксид магния | 6,49 | Серебро, г/т | 1,95 |

Рентгенорадиометрическая сепарация проведена на лабораторном рентгенофлуоресцентном сепараторе СРФ-100Л в классах крупности -100+75 и -75+50 мм. Показатели полученных фракций приведены в таблице 3.

Таблица 3 – Показатели фракций, полученных из классов крупности пробы руды Волковского месторождения

| № фракции | Элементарные фракции | | | Накопленные фракции | | | | | |
|-------------------------|----------------------|--------------------|---------------|---------------------|---------------------|---------------------|----------------|--------------------|--------------------|
| | | | | по хвостам | | | по концентрату | | |
| | α, % | γ _i , % | ε, % | υ, % | γ _{хв} , % | ε _{хв} , % | β, % | γ _к , % | ε _к , % |
| Класс -100+75 мм | | | | | | | | | |
| 1 | 0,24 | 15,40 | 3,19 | 0,24 | 15,40 | 3,19 | 1,31 | 100,00 | 100,00 |
| 2 | 0,53 | 27,72 | 12,37 | 4,82 | 43,12 | 15,56 | 1,73 | 84,60 | 96,81 |
| 3 | 0,85 | 19,33 | 13,95 | 3,63 | 62,46 | 29,50 | 2,91 | 56,88 | 84,44 |
| 4 | 2,21 | 37,54 | 70,50 | 3,19 | 100,00 | 100,00 | 2,21 | 37,54 | 70,50 |
| Итого | 1,18 | 100,00 | 100,00 | - | - | - | - | - | - |
| Класс -75+50 мм | | | | | | | | | |
| 1 | 0,23 | 11,09 | 2,30 | 0,23 | 11,09 | 2,30 | 1,10 | 100,00 | 100,00 |
| 2 | 0,47 | 16,21 | 6,90 | 0,37 | 27,29 | 9,20 | 1,21 | 88,91 | 97,70 |
| 3 | 0,66 | 13,47 | 8,15 | 0,47 | 40,76 | 17,36 | 1,37 | 72,71 | 90,80 |
| 4 | 1,03 | 17,59 | 16,58 | 0,64 | 58,35 | 33,94 | 1,53 | 59,24 | 82,64 |
| 5 | 1,25 | 15,17 | 17,31 | 0,76 | 73,52 | 51,25 | 1,74 | 41,65 | 66,06 |
| 6 | 1,73 | 17,50 | 27,59 | 0,95 | 91,02 | 78,84 | 2,02 | 26,48 | 48,75 |
| 7 | 2,59 | 8,98 | 21,16 | 1,10 | 100,00 | 100,00 | 2,59 | 8,98 | 21,16 |
| Итого | 1,10 | 100,00 | 100,00 | - | - | - | - | - | - |

Из отдельных фракций классов -100+75 и -75+50 мм были сформированы продукты для последующей флотации. Объединялись фракции разных классов с близкими значениями массовой доли меди.

Флотационные опыты проведены в режимах, установленных в предварительных исследованиях с варьированием расхода реагентов: СаО 1250 г/т; бутиловый ксантогенат 150 г/т; Т-92 120 г/т.

Результаты флотации при фракционном съёме пены приведены в таблице 4.

Таблица 4 – Результаты флотации продуктов объединения фракций разных классов

| Продолжительность флотации, мин | Элементарные фракции | | | | Накопленные фракции | | |
|---|----------------------|-------------|---------------|---------------|---------------------|-------|-------|
| | т, г | β, % | γ, % | ε, % | β, % | γ, % | ε, % |
| Объединённый продукт: фракция 2 класса -100+75 мм и фракция 2 класса -75+50 мм | | | | | | | |
| 1 | 22,00 | 4,12 | 5,50 | 49,30 | 4,12 | 5,50 | 49,30 |
| 2 | 9,30 | 2,03 | 2,33 | 10,27 | 3,50 | 7,83 | 59,57 |
| 3 | 4,80 | 1,79 | 1,20 | 4,67 | 3,27 | 9,03 | 64,24 |
| 5 | 5,90 | 1,25 | 1,48 | 4,01 | 2,99 | 10,50 | 68,26 |
| 7 | 4,00 | 0,85 | 1,00 | 1,85 | 2,80 | 11,50 | 70,10 |
| 10 | 4,90 | 0,53 | 1,23 | 1,41 | 2,58 | 12,73 | 71,52 |
| Камерный продукт | 349,10 | 0,15 | 87,28 | 28,48 | - | - | - |
| Всего | 400,00 | 0,46 | 100,00 | 100,00 | - | - | - |
| Объединённый продукт: фракция 3 класса -100+75 мм и фракция 4 класса -75+50 мм | | | | | | | |
| 1 | 27,70 | 8,16 | 6,93 | 51,99 | 8,16 | 6,93 | 51,99 |
| 2 | 9,70 | 7,37 | 2,43 | 16,44 | 7,96 | 9,35 | 68,43 |
| 3 | 4,20 | 4,28 | 1,05 | 4,13 | 7,58 | 10,40 | 72,57 |
| 5 | 6,00 | 2,94 | 1,50 | 4,06 | 7,00 | 11,90 | 76,63 |
| 7 | 3,70 | 1,65 | 0,93 | 1,40 | 6,61 | 12,83 | 78,03 |
| 10 | 3,80 | 0,86 | 0,95 | 0,55 | 6,20 | 13,78 | 78,58 |
| Камерный продукт | 344,90 | 0,27 | 86,23 | 21,42 | - | - | - |
| Всего | 400,00 | 1,09 | 100,00 | 100,00 | - | - | - |
| Объединённый продукт: фракция 4 класса -100+75 мм и фракция 7 класса -75+50 мм | | | | | | | |
| 1 | 27,70 | 8,16 | 6,93 | 51,99 | 8,16 | 6,93 | 51,99 |
| 2 | 9,70 | 7,37 | 2,43 | 16,44 | 7,96 | 9,35 | 68,43 |
| 3 | 4,20 | 4,28 | 1,05 | 4,13 | 7,58 | 10,40 | 72,57 |
| 5 | 6,00 | 2,94 | 1,50 | 4,06 | 7,00 | 11,90 | 76,63 |
| 7 | 3,70 | 1,65 | 0,93 | 1,40 | 6,61 | 12,83 | 78,03 |
| 10 | 3,80 | 0,86 | 0,95 | 0,55 | 6,20 | 13,78 | 78,58 |
| Камерный продукт | 344,90 | 0,27 | 86,23 | 21,42 | - | - | - |
| Всего | 400,00 | 1,09 | 100,00 | 100,00 | - | - | - |

Полученные результаты указывают на увеличение извлечения меди во флотационный концентрат и на повышение качества концентрата, то есть

можно предположить, что предварительная концентрация руды может повысить в дальнейшем переделе извлечение меди в конечный концентрат и повысить его качество, а прирост извлечения в меди во флотационном концентрате позволит компенсировать потери меди с хвостами предварительной концентрации.

Список литературы

1. Максимов И. И. XXVII Международный конгресс по обогащению полезных ископаемых (часть 1) // Обогащение руд. 2015. № 3. С. 3-11.
2. Härkki K. Overcoming sustainability challenges of future concentrator plants. Proceedings of the XXVII International Mineral Congress. Santiago, Chile, 2014 Chapter 1 Plenary Presentations. P. 2-22.
3. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю. О. Федоров, И. У. Кацер, О. В. Коренев, В. А. Короткевич, В. П. Цой, П. И. Ковалев, М. Ю. Федоров, Н. С. Поповский // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
4. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1 (40). С. 3-7.
5. Повышение эффективности подземной разработки урановых месторождений / В. И. Култышев, В. Б. Колесаев, В. Г. Литвиненко и др. М.: ГГИУ, 2007. 212 с.
6. Подземная разработка урановых месторождений Стрельцовского рудного поля / В. Б. Колесаев, А. К. Корсаков, В. С. Святецкий и др. // Горный журнал. 2008. № 8. С. 33-36.
7. 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.
8. 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
9. Цыпин Е. Ф., Тююшева Н. М., Комлев С. Г., Аржанников Г. И., Беляков В. А., Карбовская А. В. Рентгенорадиометрическая сепарация медно-цинковых руд // Цветные металлы. 1992. № 12. С. 58-61.
10. Цыпин Е. Ф., Постникова А. С., Овчинникова Т. Ю. Предельная обогатимость медно-цинковых руд в стадиях предварительной концентрации // Материалы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», проводимой в рамках Уральской горнопромышленной декады 15-16 апреля 2015 г. – Екатеринбург: Издательство «Форт Диалог-Исеть», 2015. – С. 21-25.
11. Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных образований Уральского региона / В. С. Шемякин, С. В. Скопов, А. В. Шемякин и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2011. № 4. С. 29-33.
12. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. М.: Недра, 1979. 192 с.
13. Tsy-pin E. F., Entaltsev E.V., Shemyakin V.S., Skopov S.V., Fedorov Y.O., Pestov V.V. Enrichment by X-ray radiometric separation // Steel in translation. 2009. № 6. P. 521-524.

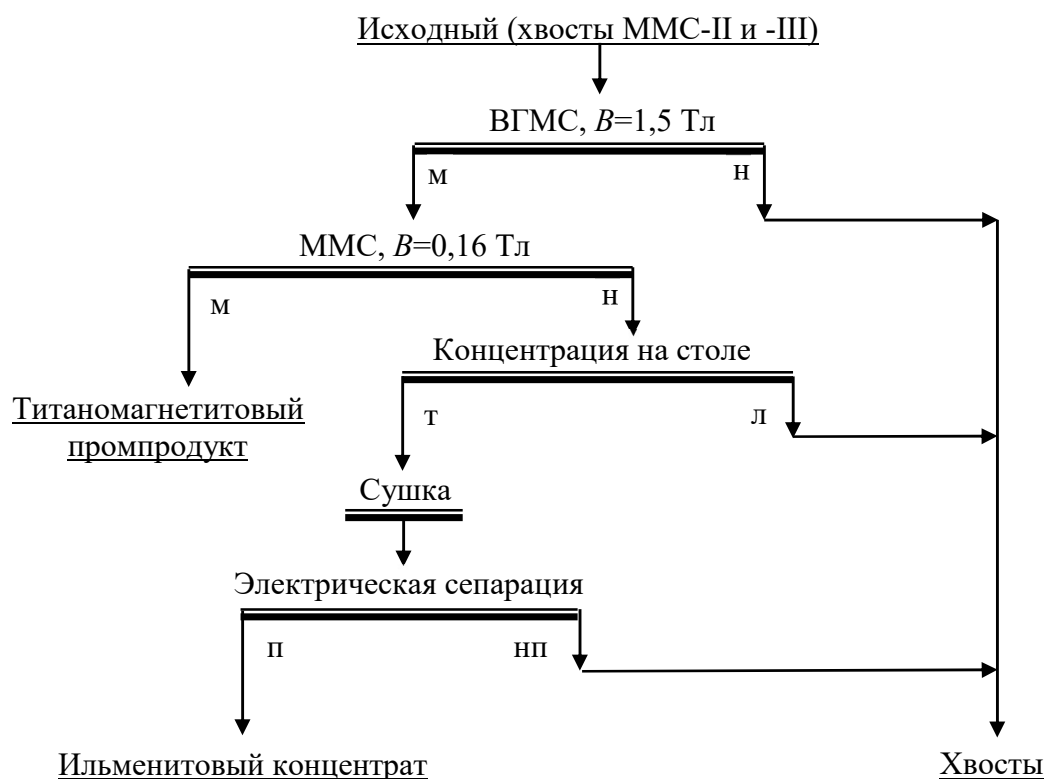
ПОЛУЧЕНИЕ ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТИТАНОМАГНЕТИТОВОЙ РУДЫ СОБСТВЕННО-КАЧКАНАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Пелевин А. Е.

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

В 2021 г. начата промышленная эксплуатация титаномагнетитовой руды Собственно-Качканарского месторождения (СКМ). Проба первой партии руды СКМ исследована в лабораторных условиях в Уральском государственном горном университете с целью сравнения обогатимости руд ГМ и СКМ при получении титаномагнетитового концентрата.

Хвосты операций мокрого магнитного обогащения (ММС-II и ММС-III) после второй и третьей стадий измельчения исследованы на возможность получения из них ильменитового концентрата. Схема, реализованная в лабораторных условиях, приведена рисунке 1.



**Рисунок 1 – Схема обогащения хвостов ММС с получением
ильменитового концентрата**

Технологический баланс получения ильменитового концентрата из хвостов обогащения титаномагнетитовой руды Собственно-Качканарского месторождения приведён в таблице 1.

Таблица 1 –Технологический баланс получения ильменитового концентрата из хвостов обогащения титаномагнетитовой руды Собственно-Качканарского месторождения

| Продукт | Выход, % | Массовая доля TiO ₂ , % | Извлечение TiO ₂ , % |
|--------------------------------|----------|------------------------------------|---------------------------------|
| Ильменитовый концентрат | 0,36 | 48,14 | 16,05 |
| Титаномагнетитовый промпродукт | 0,82 | 2,35 | 1,76 |
| Суммарные хвосты | 98,82 | 0,91 | 82,19 |
| Исходный – хвосты ММС-II-III | 100,00 | 1,09 | 100,00 |

В результате обогащения получен высококачественный ильменитовый концентрат с массовой долей диоксида титана 48,14 % при выходе 0,36 % и извлечении 16,05 % от хвостов ММС-II и ММС-III. Дополнительно получен титаномагнетитовый промпродукт с массовой долей железа 52,8 %, дополнительное измельчение и дообогащение которого позволит увеличить выход титаномагнетитового концентрата.

Комбинированные схемы применяются для повышения качества железного качества концентрата или для получения из хвостов магнитного обогащения дополнительного концентрата [1-4]. Переработка хвостов мокрого магнитного обогащения титаномагнетитовой руды по комбинированной схеме позволит повысить комплексность использования руды за счёт получения ильменитового концентрата и за счёт увеличения выхода титаномагнетитового концентрата (основного концентрата).

Список литературы

1. Пелевин А. Е. Повышение качества магнетитовых концентратов в переменном магнитном поле // Обогащение руд. 2019. № 6. С. 19–24.
2. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–18.
3. Пелевин А. Е. Получение гематитового концентрата из гематит-магнетитовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2020. № 3-1. С. 422-430.
4. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадиального выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8–14.

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ В БЕГУЩЕМ МАГНИТНОМ ПОЛЕ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Пелевин А. Е.

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

На Качканарском ГОКе перерабатывается титаномагнетитовая руда Гусевогорского месторождения. В титаномагнетитовом концентрате для производства окатышей массовая доля железа составляет 62–62,5 %. Целью исследований являлась повышение качества концентрата. Испытания выполнены в лабораторных условиях.

Применение стандартного магнитного сепаратора не позволило значимо повысить массовую долю железа в концентрате. При использовании барабанного сепаратора с бегущим магнитным полем [1] получены концентраты с $\beta_{Fe}=65,5$ % при выходе 32,1 % (таблица 1). Прирост массовой доли железа в концентрат составил 3 %.

Таблица 1 – Результаты повышения качества титаномагнетитового концентрата с помощью сепарации в бегущем магнитном поле (две операции)

| Продукт | Выход, % | Массовая доля Fe, % | Извлечение Fe, % |
|-------------|----------|---------------------|------------------|
| Магнитный | 32,1 | 65,50 | 33,69 |
| Немагнитный | 67,9 | 61,08 | 66,31 |
| Исходный | 100,0 | 62,50 | 100,00 |

Для получения концентрата с массовой долей железа более 66 % выполнено обогащение готового концентрата КГОКа по комбинированной схеме, включающей классификацию в гидроциклоне ГЦ-100 и две последовательные операции обогащения (основная и перечистная) слива гидроциклона в барабанном сепараторе с бегущим магнитным полем ПБМ-Б-28/12. Результаты опытов приведены в таблице 2.

Классификация в гидроциклоне готового концентрата КГОКа позволила увеличить массовую долю железа в концентрате (сливе) на 2,2 % (с 62,5 до 64,7 %). Крупность слива ГЦ-100 составила $\beta^{-45}=95-97$ %. Дальнейшее обогащение слива гидроциклона в сепараторе с бегущим магнитным полем позволило увеличить массовую долю железа в концентрате до 66,21 %. Выход высококачественного концентрата составил 27,7 %. Второй продукт схемы (пески гидроциклона и немагнитный) удовлетворяет требованиям к концентрату для агломерации ($\beta_{Fe}=61$ %). Его можно использовать как готовую продукцию или направить на измельчение и дообогащение с получением концентрата для окомкования.

Таблица 2 – Результаты повышения качества титаномагнетитового концентрата с помощью комбинированной схемы обогащения

| Продукт | Выход, % | Массовая доля Fe, % | Извлечение Fe, % |
|--|----------|---------------------|------------------|
| Классификация в ГЦ-100 концентрата | | | |
| Слив | 39,5 | 64,70 | 40,89 |
| Пески | 60,5 | 61,06 | 59,11 |
| Исходный – концентрат фабрики | 100,0 | 62,50 | 100,00 |
| Сепарация в бегущем магнитном поле (две операции) слива ГЦ-100 | | | |
| Магнитный | 70,2 | 66,21 | 71,84 |
| Немагнитный | 29,8 | 61,14 | 28,16 |
| Исходный – слив | 100,0 | 64,70 | 100,00 |
| Технологический баланс комбинированной схемы | | | |
| Высококачественный концентрат | 27,7 | 66,21 | 29,37 |
| Низкокачественный концентрат | 72,3 | 61,08 | 70,63 |
| Исходный – концентрат фабрики | 100,0 | 62,50 | 100,00 |

Использование комбинированных схем позволяет не только повышать комплексность использования сырья [2, 3] и применять технологии со стадийным выделением концентрата перед последней стадией измельчения [4–6], но и повышать качество железного концентрата [1, 7].

Список литературы

1. Повышение качества магнетитовых концентратов в переменном магнитном поле // Обогащение руд. 2019. № 6. С. 19–24.
2. Пелевин А. Е. Пути повышения эффективности технологии обогащения железорудного сырья // Черная металлургия. Бюллетень научно-технической и экономической информации. 2019. Т. 75. № 2. С. 137–146.
3. Пелевин А. Е. Получение гематитового концентрата из гематит-магнетитовых руд // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). 2020. № 3-1. С. 422-430.
4. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадийное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10–15.
5. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадийное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28–18.
6. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадийного выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8–14.
7. Сентемова В. А. Испытания флотационной технологии повышения качества железных концентратов // Обогащение руд. 2009. № 3. С. 17-21.

СРАВНЕНИЕ МЕТОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА

Пелевин А. Е.

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

В питании последней стадии измельчения схем обогащения магнетитовых руд содержится значительное количество раскрытых зёрен магнетита и титаномагнетита. Поэтому появляется возможность выделить часть готового концентрата перед последней стадией измельчения. Для этого применяются различные методы обогащения (магнитный, гравитационный, разделение по крупности) [1-5].

Схема стадийного выделения концентрата применительно к технологии обогащения титаномагнетитовой руды, перерабатываемой на Качканарском ГОКе, приведена на рисунке 1. Питанием схемы является магнитный продукт ММС-III. С помощью обогатительной операции из магнитного продукта ММС-III выделяется концентрат № 1. Промпродукт поступает на доизмельчение в третью стадию и в операцию ММС-IV с получением концентрата № 2 и хвостов.

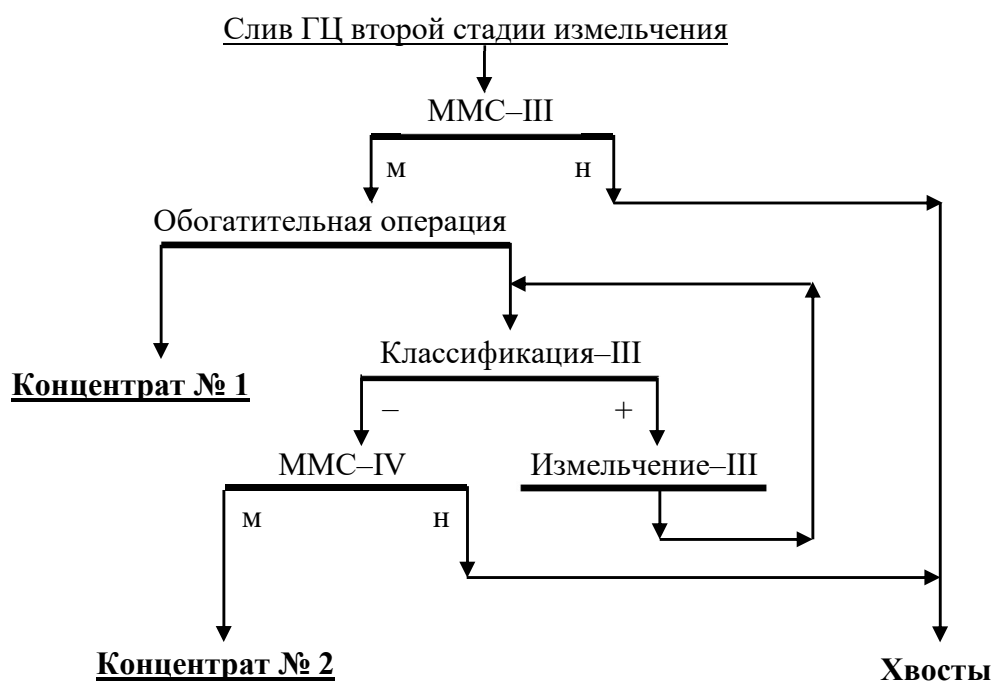


Рисунок 1 – Схема выделения концентрата перед третьей стадией измельчения

В таблице 2 приведены результаты разделения в обогатительной операции (нескольких операциях) промпродукта операции ММС-III.

Результаты промышленных испытаний показали, что лучшие результаты достигаются при использовании комбинированной схемы с применением тонкого грохочения и дополнительной операции ММС. Результаты лабораторных испытаний показали, что лучшие результаты достигаются при использовании сепарации в бегущем магнитном поле. Однако в настоящее время не разработаны промышленные барабанные сепараторы с бегущим магнитным полем.

Таблица 1 – Результаты обогащения промпродукта операции ММС-III

| Продукт | Выход, % | Массовая доля Fe, % | Извлечение Fe, % |
|--|----------|---------------------|------------------|
| Барабанный сепаратор с повышенной глубиной ванны, промышленные испытания [5] | | | |
| Концентрат № 1 | 22,2 | 61,8 | 23,1 |
| Промпродукт | 77,8 | 58,6 | 76,9 |
| Исходный | 100,0 | 59,3 | 100,0 |
| Тонкое грохочение – дополнительная ММС, промышленные испытания [65] | | | |
| Концентрат № 1 | 50,8 | 62,0 | 54,3 |
| Промпродукт | 49,2 | 53,9 | 45,7 |
| Исходный | 100,0 | 58,0 | 100,0 |
| Винтовая сепарация – дополнительная ММС, лабораторные испытания | | | |
| Концентрат № 1 | 43,14 | 61,51 | 46,94 |
| Промпродукт | 56,86 | 52,75 | 53,06 |
| Исходный | 100 | 56,53 | 100,00 |
| Сепарация в бегущем магнитном поле, лабораторные испытания [5] | | | |
| Концентрат № 1 | 81,5 | 61,1 | 87,2 |
| Концентрат № 1 | 18,5 | 39,4 | 12,8 |
| Промпродукт | 100,0 | 57,1 | 100,0 |

Список литературы

1. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Стадиальное извлечение железного концентрата с помощью барабанного сепаратора с модифицированной ванной // Обогащение руд. 2016. № 4. С. 10-15.
2. Прокопьев С. А., Пелевин А. Е., Напольских С. А., Гельбинг Р. А. Стадиальное выделение магнетитового концентрата с использованием винтовой сепарации // Обогащение руд. 2018. № 4. С. 28-18.
3. Пелевин А. Е., Сытых Н. А. Применение тонкого гидравлического грохочения для стадиального выделения титаномагнетитового концентрата // Обогащение руд. 2021. № 1. С. 8-14.
4. Пелевин А. Е. Повышение эффективности обогащения железорудного сырья путем сепарации в переменном магнитном поле // Чёрные металлы. 2021. № 5. С. 4–9.
5. Pelevin A., Saitov V., Dmitriev V. Separation of magnetite concentrate before the last grinding stage // E3S Web of Conferences. 18-th Scientific Forum «Ural Mining Decade». 2020. Vol. 177. 01002.

ФАКТОРЫ ВЛИЯНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ РУДЫ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ

Ефремова Т. А.¹, Овчинникова Т. Ю.², Цыпин Е. Ф.²

¹ОАО «Уралмеханобр», г. Екатеринбург, Россия

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

Среди методов, используемых для предварительной концентрации, наибольшее распространение получили следующие информационные методы:

- радиометрический (авторадиометрический) для предварительного обогащения урановых руд [1];
- оптические (фотометрические) в видимой и инфракрасной областях спектра для сортировки золотосодержащих руд [2], неметаллических видов минерального сырья, угля [3], окисленных медных руд [4];
- рентгенолюминесцентные для обогащения алмазов [5];
- рентгеноабсорбционные для предварительного обогащения железных руд и угля [6, 7].

Рентгенорадиометрические методы, также часто называемые рентгенофлуоресцентными [8], могут быть применены при предварительном обогащении урановых [9, 10], золотосодержащих [8, 11], свинцово-цинковых [12], медных и медно-цинковых [13] руд, а также руд чёрных металлов [14], кварцевого сырья [15] и других видов минерального сырья [5, 8].

Предварительная концентрация осуществляется чаще сразу после добычи на рудосортировочных комплексах (РСК), использующих, помимо сепарации, операции дробления и грохочения. Комплексы могут быть расположены на борту карьера, в подземном руднике, на складах забалансовых руд. Эффективность предварительной концентрации значительно возрастает, если рудосортировочный комплекс расположен поблизости от разрабатываемого месторождения и на значительном удалении от обогатительной фабрики глубокого обогащения. Это характерно при завершении отработки базовых месторождений вблизи обогатительной фабрики и вовлечении в переработку новых месторождений. Значительного эффекта следует ожидать при размещении рудосортировочных комплексов в подземных рудниках и при использовании хвостов предварительного обогащения в подземных выработанных пространствах в качестве закладочного материала.

На технологическую эффективность работы РСК влияет ряд факторов. Необходимо учитывать влияние на эффективность работы РСК вещественного состава руды и раскрытия минеральных фаз в ней в той крупно-

сти, в которой ведётся предварительная концентрация, наличие эффективного метода сортировки и надёжного признака разделения, гранулометрического состава материала перед сепарацией, формируемого параметрами горных добычных работ и рудоподготовительными операциями дробления и грохочения, их схемой, числом выделенных для сортировки машинных классов и, в отдельных случаях, других факторов.

Содержание полезного компонента в руде – один из важнейших факторов. Однако при рассмотрении необходимо учитывать технологическую задачу обогащения и требования к качеству конечных продуктов. При разделении с целью выделения хвостов (предварительная концентрация) более благоприятным случаем является малое содержание ценного компонента или минерала в руде. Более технологичной при предварительной концентрации следует считать руду в том случае, если при её обогащении может быть получен максимальный выход хвостов. Уменьшение содержания ценного компонента в исходной руде приводит к увеличению выхода хвостов предварительной концентрации.

Мера обогатимости сырья связана с наличием и долей сростков с различным содержанием компонентов, что описывается функцией плотности распределения кусков по содержанию компонентов – $w(\alpha)$. Данная функция распределения меняется с изменением раскрытия минеральных фаз в обогащаемом материале. Она также зависит от содержания ценного компонента в руде.

Параметры технологии добычи связаны с условиями залегания рудных тел и физико-механическими свойствами сырья, которые можно отнести к горно-геологической группе факторов. Они определяются составом и свойствами рудного тела, параметрами системы разработки месторождения, способами отбойки и транспортирования горной массы и первичной обработки сырья на рудосортировочном комплексе или на обогатительной фабрике. Разъединение рудной и нерудной фаз происходит при разрушении горной массы.

Гранулометрический состав добытой руды определяется физико-механическими свойствами рудного материала и параметрами добычи с использованием буровзрывных работ. Формирование гранулометрического состава руды начинается с буровзрывных работ. Гранулометрический состав отбитой горной массы определяется, помимо крепости и трещиноватости руды, способом и режимами её разрушения. С увеличением трещиноватости при различных удельных расходах взрывчатых веществ выход крупных классов в отбитой руде снижается. При буровзрывных работах формируется гранулометрическая характеристика горной массы. Необходимо стремиться к тому, чтобы размер максимального куска руды, поступающего в РСК, был не меньше допустимого размера максимального куска, регламентируемого технической характеристикой сепаратора.

Важную роль играют факторы подготовки сырья к сепарации. К ним относятся способы и режимы первичного дробления материала, эффективность грохочения, шкала грохочения.

В стадии предварительной концентрации руда должна быть доведена до максимально допустимой крупности и разделена на сортируемые машинные классы и несортируемый класс. Гранулометрическая характеристика поступающей на сепарацию руды определяет потенциальный выход сортируемых классов, и следовательно выход отвальных хвостов предварительного обогащения. Если максимальная крупность дроблёного материала меньше предельной крупности сепарации, выход сортируемого класса снижается, вместе с этим снижается выход отвальных хвостов РСК.

Принципиальным является вопрос о числе машинных классов сортировки. Необходимость ограничений на ширину машинных классов, а следовательно, на их число, вытекает из зависимости требуемого уровня граничного значения параметра разделения для получения хвостов сепарации с заданным содержанием ценного компонента от крупности сортируемого материала.

Суммарный выход хвостов по всем машинным классам для разного их числа существенно изменяется. Он минимален при одном машинном классе и растёт с увеличением числа машинных классов.

Экспериментальными исследованиями показано влияние на эффективность предварительной концентрации с использованием рентгенофлуоресцентной сепарации, количественно оцениваемого выходом отвальных хвостов РСК при фиксированных значениях массовой доли компонента в них, вещественного состава руды, в частности содержания ценных компонентов в ней, раскрытия компонентов в руде, гранулометрической характеристики руды, подготовленной к рентгенорадиометрической сепарации, числа машинных классов сортировки, обогащённых в различной крупности.

Список литературы

1. Татарников А. П., Асонова Н. И., Балакина И. Г., Наумов М. Е., Коновалов Г. Н., Воеводин И. В. Современные технологии и оборудование для радиометрического обогащения урановых руд / Горный журнал. 2007. № 2. С. 85-87.
2. Полихромная фотометрическая сепарация золотосодержащих руд / В. К. Рябкин, Э. Г. Литвинцев, А. В. Тихвинский И. А. Корпенко, А. Н. Пичугин, А. С. Кобзев // Горный журнал. 2007. № 12. С. 88-92.
3. King H. G., Balint A. The mechanized optical separation of minerals // Quarry Managers Journal. 1969. Vol. 53. № 10. P. 383-388.
4. Shekwonyadu Iyakwari, Hylke J. Glass, Gavyn K. Rollinson, Przemyslaw B. Kowalczyk Application of near infrared sensors to preconcentration of hydrothermally-formed copper ore // Minerals Engineering, Volume 85, January 2016, P. 148-167.
5. Вальщиков А. В., Литвиненко А. П., Делер М. Проект освоения Усинского месторождения марганца. Технология обогащения руды // Минеральные ресурсы России. Экономика и управление. 2011. № 3. С. 80-83.
6. Бочаров В. А., Игнаткина В. А. Технология обогащения полезных ископаемых. Т. 1. – М.: Руда и металлы, 2007. – 472 с.

7. Алушкин И. В., Щипчин В. Б., Корнеев И. Г. Рентген-радиометрическая сепарация от TOMRA Sorting для предварительного обогащения угля // Уголь. 2014. № 5. С. 100-103.
8. Фёдоров Ю. О., Кацер И. У., Коренев О. В., Короткевич В. А., Цой В. П., Ковалев П. И., Фёдоров М. Ю., Поповский Н. С. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
9. Колесаев В. Б., Литвиненко В. Г., Култышев В. И. Комбинированная технология переработки бедных урановых руд // Горный журнал. 2008. № 8. С. 50-53.
10. Petr Mikysek, Tomáš Trojek, Noemi Mészárosová, Jiří Adamovič, Marek Slobodník X-ray fluorescence mapping as a first-hand tool in disseminated ore assessment: sandstone-hosted U–Zr mineralization // Minerals Engineering, Volume 141, September 2019, Article 105840.
11. Санакулов К. С., Руднев С. В. Комплекс рентгенорадиометрического обогащения сульфидных руд месторождения «Кокпатас» // Горный вестник Узбекистана. 2010. № 1(40). – С. 3-7.
12. 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.
13. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых / Урал. гос. горный ун-т. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2021. – 282 с.
14. Enrichment by X-ray radiometric separation / Tsy-pin E.F., Ental'tsev E.V., She-myakin V.S., Skopov S.V., Fedorov Y.O., Pestov V.V. // Steel in Translation. 2009. Т. 39. № 6. С. 521-524.
15. Предварительное обогащение кварцевого сырья / Шемякин В. С., Скопов С. В., Маньковский Р. В., Красильников П. А., Мамонов Р. С. // Известия вузов. Горный журнал. 2016. № 8. – С. 74-79.

УДК 669-1

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ И СОДЕРЖАНИЯ ТВЕРДОЙ ФАЗЫ

Канаева З.К., Канаев А.Т.

Жетысуский университет им. И. Жансугурова, г. Талдыкорган, Казахстан

Цель данного исследования – определить оптимальную концентрацию растворителя тиосульфата натрия для извлечения золота после этапа биовыщелачивания. Использовался метод агитационного выщелачивания.

Условия проведения экспериментов: 80 г руды, измельченной до 80 % класса крупности минус 0,074 мм и до 80 % класса крупности минус 0,2 мм, смешивали с 400 мл бактериальных растворов смешанных культур, предварительно выращенных в течение 14 суток на среде 9К (*Acidithiobacillus caldulans*) или 9К с добавлением 0,02 % дрожжевого экстракта (*Acidiplasma sp.*). Титр исходных бактерий был не ниже 10^6 - 10^7 кл/мл. Полученную суспензию руды подвергали биовыщелачиванию при температуре 18-20 °С, рН 2,0, интенсивности перемешивания 120 об/мин в течение 5 суток. Затем кеки после биовыщелачивания промывали водой доводили рН до 8,0 и

подвергали химическому выщелачиванию раствором тиосульфата в концентрации 20,0 г/л в течение 72 часов с двухкратной заменой выщелачивающего раствора через каждые 24 часа для успешного растворения золота. Контролем служило химическое выщелачивание без предварительного биоокисления.

Результаты по извлечению благородного металла в раствор представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Влияние степени измельчения руды на извлечение золота из руды месторождения Большевик

| Длительность выщелачивания, ч | Класс измельчения, мм | Извлечение золота, % | | |
|-------------------------------|-----------------------|----------------------|--------------|----------|
| | | ассоциация 1 | ассоциация 2 | контроль |
| 24 | 0,074 | 52,9 | 59,0 | 34,0 |
| | 0,2 | 40,4 | 43,5 | 30,4 |
| 48 | 0,074 | 68,3 | 74,2 | 55,5 |
| | 0,2 | 63,3 | 70,4 | 51,5 |
| 72 | 0,074 | 78,4 | 86,5 | 65,4 |
| | 0,2 | 72,1 | 75,8 | 60,3 |

Как следует из таблицы 1, извлечение золота в раствор при измельчении руды до 0,074 мм и длительности выщелачивания 24 ч с ассоциацией культур № 1 происходит менее эффективно (52,9 %), чем с ассоциацией № 2 (59,0 %). Тогда как в контрольном варианте выщелачивается всего 34,0 % золота в раствор. Аналогичная тенденция наблюдается в варианте опыта с классом измельчения руды до 0,2 мм. Извлечение золота в раствор в варианте опыта с ассоциацией культур № 2 составляет на 3,0 % и 13,1 % больше (Au – 43,5 %), чем с ассоциацией культур № 1 (Au – 40,4 %) и в контрольном варианте (Au – 30,4 %) опыта соответственно.

В ходе эксперимента выявлено, что степень измельчения руды перед выщелачиванием оказывает существенное влияние на эффективность последующего извлечения металла. Чем мельче гранулы руды (0,2 мм → 0,074 мм) и больше продолжительность выщелачивания (24 ч → 48 ч → 72 ч), тем выше степень извлечения золота в раствор.

Анализ полученных результатов показал, что ассоциация культур № 2 обеспечивает более высокое извлечение благородного металла, как при измельчении до крупности 0,074 мм, так и при измельчении до 0,2 мм. С увеличением длительности выщелачивания до 48 ч с предобработкой ассоциацией культур № 2 золота извлекается больше (74,2 % при измельчении до 0,074 мм и 70,4 % – до 0,2 мм) по сравнению с вариантами с ассоциацией культур № 1 (68,3 % и 63,3 % соответственно) и контролем (55,5 % и 51,5 % соответственно). Аналогичная тенденция наблюдается в варианте с продолжительностью 72 ч. В целом, использование предварительного биоокисления руды обеспечивает увеличение извлечения металла на 12-15 %.

Выполнена оценка качества полученных растворов, поскольку из растворов, содержащих менее 1,0 мг/л золота, извлекать его нерентабельно. Установлено, что предварительное биоокисление обеспечивает более высокую концентрацию золота в растворе как в случае измельчения руды до класса крупности 0,074 мм, так и до 0,2 мм. Однако в первом случае за 24 ч тиосульфатного выщелачивания при измельчении руды до 0,074 мм полученный раствор золота пригоден для дальнейшей переработки, в то время как в случае измельчения до 0,2 мм даже предварительное биоокисление обеспечивает довольно низкую концентрацию золота (не выше 1,0 мг/л). После исследования кеков, дающего наиболее достоверный результат по содержанию остаточного золота, зависимость извлечения золота от степени измельчения подтвердилась.

Несколько завышенные значения по выходу золота по данным анализов жидких проб можно объяснить присутствием коллоидных частиц руды, обычно присутствующих после достаточно длительного выщелачивания и искажающих конечный результат.

После определения оптимальной степени измельчения руды были проведены исследования по изучению влияния плотности пульпы на степень извлечения золота. Считается, что чем менее разбавлена пульпа, тем выше степень извлечения. Однако, плотные пульпы труднее перемешивать, а сильно разбавленные – увеличивают расход воды, которая на месторождении может быть лимитирована. В экспериментах массовая доля твердого в пульпе составляла 50,0; 33,3 и 25,0 % при измельчении до 0,074 мм. Материал предварительно обрабатывали двумя ассоциациями тионовых бактерий и затем выщелачивали по описанной выше методике. Результаты представлены в таблице 2 и на рисунках 1, 2, 3.

Данные, помещенные в таблице 2, показывают, что более плотная пульпа, затягивает процесс извлечения золота. Так разница в извлечении металла при плотности пульпы 50 % за 24 ч составляет 26,4 % (предобработка ассоциацией 1), 29 % (предобработка ассоциацией 2) и 30 % в контроле. Тогда как при плотности пульпы 33,3 % эта разница составляет 7,0 %, 5,0 % и 18,0 % соответственно. Наиболее оптимальной по показателям степени извлечения была плотность 33,3 %, которая и использовалась в последующих экспериментах.

При исследовании динамики растворения золота при различной плотности пульпы и режимах предобработки установлено, что при плотности пульпы 25 % получена наивысшая концентрация золота – 2,0-2,5 мг/л при использовании предобработки бактериями и 1,5 мг/л в контроле. При увеличении концентрации твердого в пульпе содержание золота в растворе закономерно снижается. Также установлено, что основное количество золота извлекается в первые 24 ч, хотя в случае с биовыщелачиванием концентрация золота менее 1,0 мг/л отмечена после 40 ч выщелачивания, в период с

24 до 40 ч выщелачивания необходима корректировка процесса по расходу выщелачивающего агента во избежание его перерасхода.

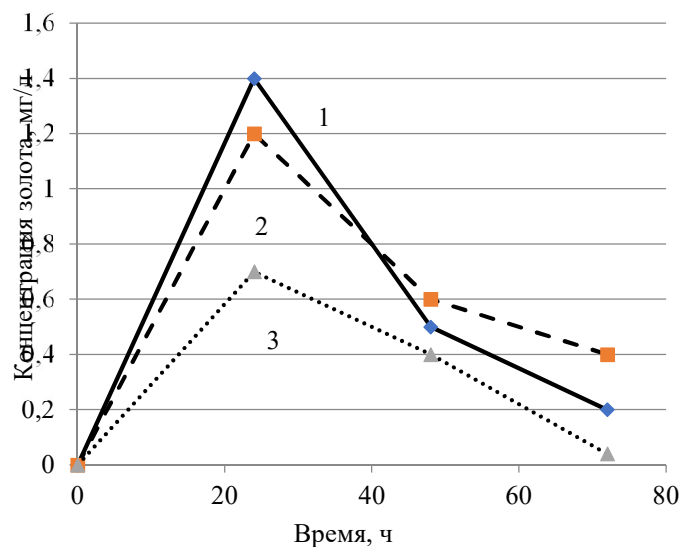


Рисунок 1 – Динамика растворения золота при выщелачивании руды месторождения Большевик при плотности пульпы 50 %:
1 – ассоциация 1; 2 – ассоциация 2; 3 – контроль

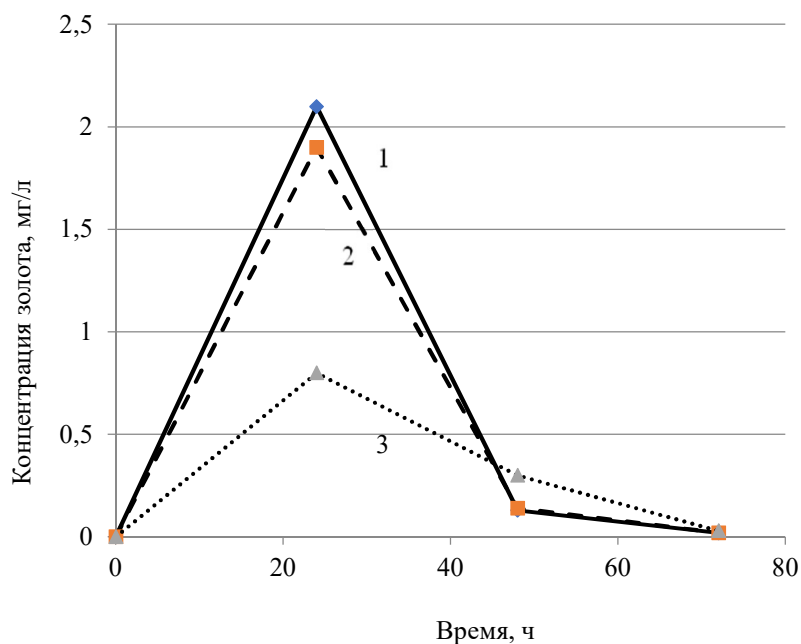


Рисунок 2 – Динамика растворения золота при выщелачивании руды месторождения Большевик при плотности пульпы 33,3 %:
1 – ассоциация 1; 2 – ассоциация 2; 3 – контроль

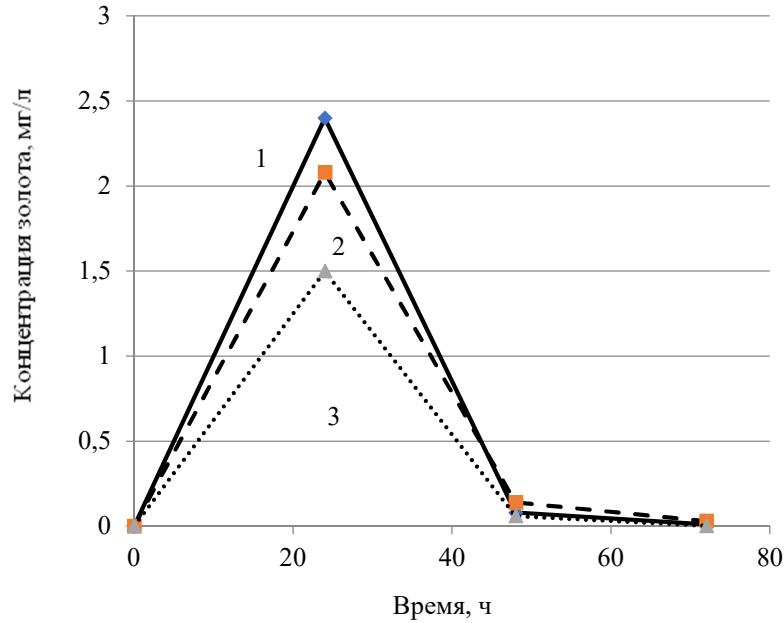


Рисунок 3 – Динамика растворения золота при выщелачивании руды месторождения Большевик при плотности пульпы 25 %:
1 – ассоциация 1; 2 – ассоциация 2; 3 – контроль

Таблица 2 – Влияние процентного содержания твердой фазы на извлечение золота из руды месторождения Большевик

| Длительность выщелачивания, ч | Содержание твердой фазы, % | Извлечение золота, % | | |
|-------------------------------|----------------------------|----------------------|--------------|----------|
| | | ассоциация 1 | ассоциация 2 | контроль |
| 24 | 50,0 | 33,9 | 40,0 | 30,0 |
| | 33,3 | 77,0 | 75,0 | 47,0 |
| | 25,0 | 74,0 | 70,0 | 47,0 |
| 48 | 50,0 | 60,3 | 69,0 | 56,0 |
| | 33,3 | 84,0 | 80,0 | 65,0 |
| | 25,0 | 80,0 | 77,0 | 59,0 |
| 72 | 50,0 | 81,3 | 79,1 | 65,0 |
| | 33,3 | 85,6 | 81,0 | 68,0 |
| | 25,0 | 81,5 | 78,2 | 60,0 |

В исследованных после выщелачивания кеках сохранилась та же закономерность – наибольшее извлечение золота в обработанных бактериями образцах руды было при плотности пульпы 33,3 %, что соответствует соотношению Т:Ж=1:2. В контроле наибольшее извлечение получено при наименьшей плотности пульпы (рисунок 4).

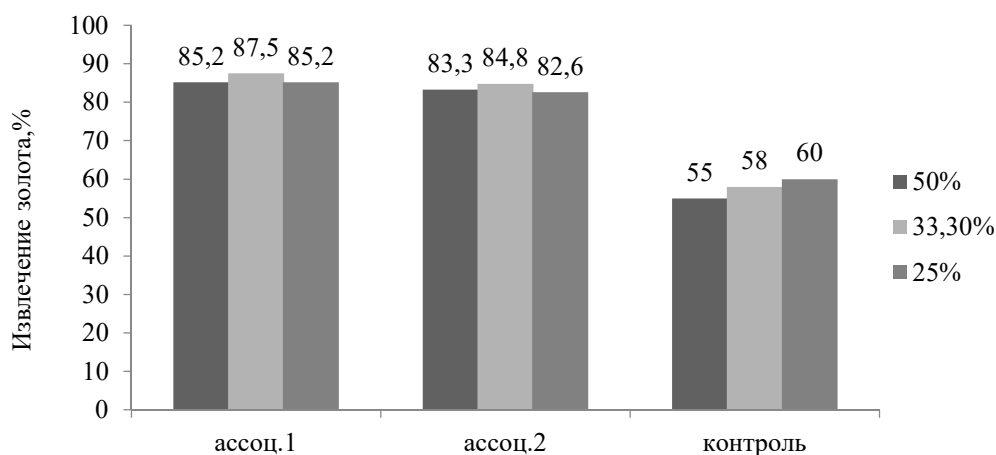


Рисунок 4 – Влияние плотности пульпы на извлечение золота из руды месторождения Большевик (по твердому)

Таким образом, предварительное биоокисление руды месторождения Большевик ассоциацией ацидофильных бактерий *Acidithiobacillus caldulans* и *Acidiplasma sp.* даже при сравнительно низком содержании золота в руде с последующим 24-х часовым тиосульфатным выщелачиванием может обеспечить растворы золота, пригодные для последующей переработки. Оптимальными условиями выщелачивания являются плотность пульпы 33,3 % и измельчение до крупности 0,074 мм.

Список литературы

1. Канаев А.Т., Баймырзаев К.М., Семенченко Г.В., Канаева З.К., Советова Н.Ж., Токпаев К.М., Шемшеева Ж.Б., Умирбекова Ж.Т., Аманбаева У.И. Укрупненно-лабораторное бактериально-химическое выщелачивание золота из руды месторождения Бакырчик // Успехи современного естествознания. – 2017. – № 3. – С. 14–19.
2. Jaisankar, S., Modak, J. M. Ferrous iron oxidation by foam immobilized *Acidithiobacillus ferrooxidans*: experiments and modeling // *Biotechnology Progress*, September/October 2009, № 25. – P. 1328–1342.
3. Булаев А.Г., Першина Е.В., Украинцев И.В. Состояние развития современных биогидрометал-лургических технологий и перспективы их использования в России // Цветные металлы. -2016. -№ 10 (886). – С. 29–35.
4. Zhong-er L., Yunhong H., Zhaoling C., Wei C., Fan O. Kinetics of continuous ferrous ion oxidation by *Acidithiobacillus ferrooxidans* immobilized in poly (vinyl alcohol) cryogel carriers // *Hydrometallurgy*. 2004. Vol. 74, № 3-4. – P. 181-187.
5. Канаев А.Т., Баймырзаев К.М., Семенченко Г.В., Канаева З.К., Советова Н.Ж., Токпаев К.М., Шемшеева Ж.Б., Умирбекова Ж.Т., Аманбаева У.И. Укрупненно-лабораторное бактериально-химическое выщелачивание золота из руды месторождения Бакырчик // Успехи современного естествознания. – 2017. – № 3. – С. 14–19.

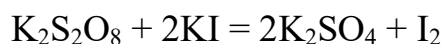
ЖИДКОФАЗНОЕ ОКИСЛЕНИЕ KI И СКИПИДАРА ПЕРСУЛЬФАТОМ В CH₃COOH

Малышев А. Н., Меньшиков С. Ю.

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

**Исследование подготовлено в соответствии с государственным заданием на выполнение НИР для ФГБОУ ВО «Уральский государственный горный университет» № 075-03-2022-401 от 12.01.2022.*

Реакции взаимодействия иодид – иона и скипидара в CH₃COOH с насыщенным раствором персульфата были использованы для изучения каталитических свойств сульфата меди, который ранее уже применялся в реакции окисления KI в водном растворе [1]. Кинетику взаимодействия иодид иона изучали спектрофотометрически по увеличению концентрации накопления элементарного йода, образующегося в качестве одного из продуктов данной реакции.



Конверсию альфа-пинена, основного компонента скипидара, и селективность реакции по ацетату терпениола изучали газохроматографически с использованием хроматографа Shimadzu GC-2030. В нашей работе скорость реакции взаимодействия иодида калия и персульфата калия была изучена по зависимости увеличения концентрации продукта реакции I₂ в реакционном растворе как в водном растворе, так и в растворе CH₃COOH.

При этом для CH₃COOH скорость реакции оказалась выше (окисление иодид-иона при комнатной температуре в CH₃COOH начинается уже под действием кислорода воздуха), а температурный коэффициент скорости химической реакции составил 1,94. Концентрацию йода в окрашенном в коричневый цвет водном растворе определяют напрямую без добавления крахмала, используя специальный датчик оптической плотности, входящий в комплект лаборатории L-микро [2], изменяя при этом только объем добавляемого раствора персульфата. После пересчета значений датчика оптической плотности на концентрацию йода были получены кинетические зависимости накопления йода от времени. Несмотря на то, что процесс накопления I₂ при взаимодействии KI и K₂S₂O₈ изучается колориметрически, он вполне удовлетворительно описывается уравнением $C = a(1 - e^{-kt})$. Где C - концентрация I₂, k – константа скорости, t – время.

В процессе окисления скипидара были получены вещества, которые используются в качестве отдушек в парфюмерии и фотореагентов-пенообразователей при флотации различных руд [3,4]. В частности, этими веществами являлись терпинолен, терпинеол, терпинилацетат. Это произошло вследствие разрушения малого кольца α-пинена – основного вещества скипидара.

Условия хроматографирования для анализа скипидара-стандарта и полученного продукта окисления скипидара: газовый хроматограф Shimadzu GC-2030 с ПИД, GsBP-5MS (30 м, 0,25 мм, 0,25 μm); температура в инжекторе 250 °С и детекторе 300 °С; анализ проводился в режиме программирования температуры термостата – начальная температура – 40 °С (3 мин) с увеличением температуры до 280 °С со скоростью 10 °С в минуту, конечная температура удерживалась в течение 35 минут до окончания анализа. Также анализ был сделан как с использованием N_2 , так и с H_2 в качестве газа-носителя.

При данной программе определено время удерживания альфа-пинена – 10,47 мин, терпинолена – 13,14 мин, α -терпениола – 14,76 мин, терпенил ацетата – 17,05 мин. Данные вещества являлись ключевыми в работе, в связи с чем времена удерживания других не представлены.

У оксидата скипидара по сравнению со скипидаром стандартом наблюдается появление терпенил ацетата – 5,71 %, терпинолена – 6,27 %, а также сокращение количества α -терпениола с 2,24 % до 1,43 %, и практически полное отсутствие α -пинена – 0,3 %, что является сигналом об успешном разрушении малого кольца. Общее количество терпеновых углеводов – 13,41 %. Доминирующим остается 3-карен – 51,11 %. Можно говорить о том, что он не подвержен воздействию персульфатом в уксусной кислоте.

Получаемый раствор в последствии нейтрализовали раствором Na_2CO_3 1 % для нормализации уровня рН с 3 единиц до 5-6, чтобы реологические характеристики нового продукта были подобны сосновому флотационному маслу – самому похожему из пенообразователей по химическому составу. После нейтрализации зафиксирован переход некоторой части веществ из органического раствора в водный.

Основное вещество соснового масла – α -терпениол (монотерпеновый спирт). Именно благодаря концентрации данного компонента определяется качество соснового флотационного масла, который в свою очередь влияет на свойства продукта в качестве пенообразователя [5].

После нормализации рН раствор был повторно проверен с использованием газового хроматографа. Концентрация терпенил ацетата без учета экстрагента составила 11,77 %.

В полученном продукте, как видно из результатов анализа, основным веществом являются терпенолен и терпенилацетат – вещества, полученные из α -пинена и α -терпинеола, которые теоретически также обладают вспенивающими свойствами. Конечный продукт обладает приятным сосновым, тминным запахом.

На данный момент полученный продукт отдан на испытания для подтверждения его применимости в качестве флотореагента.

Авторы благодарят за помощь в установлении качественного состава исходного скипидара и продуктов его окисления с использованием масс-спектроскопического детектора с.н.с. ИОС УрО РАН Первову М.Г.

Список литературы

1. Завьялов С.С., Асадов О.И., Гагарин И.В., Остроушко А.А., Важенин В.А., Суриков В.Т., Меньшиков С.Ю. Использование методов РФА и ЭПР при жидкофазном окислении KI персульфатом в присутствии кеплерата $Mo_7_2Fe_{30}$ // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: материалы XXIV МНТК, проводимой в рамках XVII Уральской горнопромышленной декады- Екатеринбург: Изд-во “Форт Диалог-Исеть”, 2019. С.405-408.
2. Жилин Д.М. Общая химия. Практикум L-микро: руководство для студентов. - М.: МГИУ, 2006. - 322 с.
3. Drzymala, J.; Kowalczyk, P.B. Classification of Flotation Frothers. Minerals 2018, 8, 53. <https://doi.org/10.3390/min8020053>
4. Triumph Venture Capital (Pty) Limited in conjunction with Dr Lorraine Thiel and Mr Fadl Hendricks. Aroma Chemicals Derived from Effluent from the Paper and Pulp Industry. Part 2/4 // Report submission Date: 15 September 2004. P. 88.
5. Мальшев А. Н., Меньшиков С. Ю. Сравнение скипидара и соснового флотационного масла методом ГЖХ на колонке GS-5MS // Материалы XXVI Национальной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» 26-27 мая 2021 г., с. 149-151.

УДК 622.73

ИССЛЕДОВАНИЯ ПЕРСПЕКТИВ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОЛИЗНОЙ ОБРАБОТКИ ЖИДКОЙ ФАЗЫ ПУЛЬПЫ С ЦЕЛЬЮ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ ТОНКИХ ЧАСТИЦ

Киенко Л. А., Воронова О. В.

ФГБУН Хабаровский федеральный исследовательский центр
Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия

Одной из основных проблем горно-обогатительных предприятий на сегодняшний день является истощение сырьевой базы, прогрессирующее снижение качества добываемых руд. В переработку вовлекаются руды с низким содержанием ценных компонентов, с более сложным для обогащения минеральным составом, неблагоприятными для разделения компонентов текстурно-структурными характеристиками. Кроме того, всё большее значение приобретает разработка технологий, которые могут обеспечить эффективную вторичную переработку отходов обогащения руд, запасы которых на предприятиях весьма значительны. При этом ценные компоненты, содержащиеся в хвостах обогащения, как правило, представлены трудно извлекаемыми шламами, либо сростками с различными компонентами вмещающих пород, что требует дополнительного тонкого измельчения. Поэтому одной из основных задач при вторичном обогащении техногенных хвостов горно-обогатительных предприятий является решение совокупности проблем, связанных с разделением тонкоизмельчённых частиц. Кроме того, ми-

нералы, содержащиеся в техногенных хвостах, имеют особые свойства, обусловленные наличием на их поверхности остатков различных покрытий и новообразований, приобретённых на стадии первичной переработки и хранения [1, 2].

Проблема дефицита сырья для производства флюоритовых концентратов на обогатительной фабрике Ярославской горнорудной компании (ЯГРК) стала главной причиной, вызвавшей остановку предприятия в 2013 году. Одним из наиболее перспективных путей обеспечения производственных мощностей сырьём является вовлечение в переработку хвостов обогащения, проскладированных в хвостохранилище обогатительной фабрики. По имеющимся данным запасы их оцениваются более чем в 30 млн т. Содержание флюорита, по результатам опробований различных зон хвостохранилища, колеблется в пределах 13-23 %, кальцита – не более 12-14 % [3]. Среднее значение карбонатного модуля ($M_K = \alpha_{CaF_2} / \alpha_{CaCO_3}$), в значительной мере определяющего обогатимость карбонатно-флюоритовых руд, составляет 1,4-1,6.

Основной чертой, характеризующей флюоритовые руды Приморских месторождений является чрезвычайно тонкое взаимное прораствание слагающих минералов [4]. При измельчении их до крупности, соответствующей содержанию класса -0,044 мм не менее 85-95 % достигалось раскрытие минералов лишь на 80-90 %. Флотационному обогащению, таким образом, подвергалась тонкодисперсная рудная масса, содержащая значительные количества шламов, а также недораскрытые сростки минералов. При вторичном обогащении основная задача состояла в дополнительной дезинтеграции сростков и последующем выделении зёрен флюорита из тонкодисперсной массы.

Особенности в физических и физико-химических свойствах тонких частиц минералов вытекают из их размеров и свойств, чрезмерно развитой поверхности. Одним из факторов отрицательного влияния на флотацию шламов является способность их налипать на более крупные частицы. Шламовые покрытия препятствуют закреплению частиц минералов на пузырьках воздуха. Кроме того, снижение селективности процесса, связанное с тонкими частицами, может объясняться их высокой адсорбционной ёмкостью по отношению к реагентам и ионам, содержащимся в пульпе, низкоселективным образованием ассоциатов. Обволакивание шламами поверхности воздушных пузырьков и захват ими основной площади границ газ-жидкость резко снижает эффективность извлечения ценных компонентов.

Повышение удельной поверхности газовых пузырьков и насыщенности ими пульпы может быть достигнуто с применением газовой эмульсии, приготовленной электрохимическим методом [5, 6]. Электрохимическая обработка используемой в процессе флотации жидкой фазы, позволяет продуцировать дополнительные флотоактивные пузырьки водорода и кис-

лорода размером от первых единиц до 50 микрон. Электролитическая диссоциация молекул воды обеспечивает формирование в ней ионов гидроксония и гидроксил-ионов, которые активно влияют на процессы формирования плёночной воды на границе раздела фаз. Атомы кислорода, которые находятся в верхних слоях гидрофильных минералов (в том числе семейства кварца) образуют с ионами водорода контактирующих с ними слоёв воды относительно прочные водородные связи. Важным фактором является при этом повышение гидрофильности (а, следовательно, и флотационной инертности) силикатно-слюдистых минералов. Снижение содержания двуокиси кремния во флюоритовых концентратах, производимых ЯГРК, является одним из ключевых требований потребителей, т.к. при последующей химической переработке SiO_2 резко снижает эффективность процесса [7, 8].

Вместе с тем, карбонатные минералы (кальцит) взаимодействуют с водой с образованием карбонатных комплексов с высвобождением протонов, которые перемещаются в одном направлении и, соответственно сближают связанные с ними молекулы воды, способствуя образованию на определённых участках прочных плёнок. В следующем слое воды, контактирующей с поверхностью этих минералов, высвобожденные протоны, сталкиваясь со связанными в молекулы атомами кислорода и водорода дальних слоёв воды, передают им импульс, формируя зону разряжения и способствуя гидрофобизации кальцита. Таким образом, применение газовой эмульсии может оказывать активирующее действие на флотацию кальцита и снижение, соответственно, эффективности разделения его с флюоритом.

Эксперименты с включением в технологию электрохимической подготовки воды проводились на пробе техногенных хвостов, с содержанием CaF_2 18,35 %, CaCO_3 11,67 %, SiO_2 32,77 %. Подготовка осуществлялась в электролизёре с мембраной с получением отдельно католита и анолита. Камеры аппарата были разделены мембраной, электроды располагались по обе стороны от мембраны. Несмотря на то, что флотация флюорита проходит только в щелочной среде, в экспериментах проверялось влияние на процесс и католита и анолита, т.к. активность взаимодействия десорбированных с поверхностей минералов покрытий с собирателями в присутствии дополнительного количества положительно заряженных частиц может снизиться, что окажет положительное влияние на селективность флотации. В таблице 1 представлены результаты экспериментов с использованием подготовленной электролизом воды на различных этапах флотационного обогащения.

Таблица 1 – Показатели флотации флюорита из техногенных хвостов с использованием воды, подготовленной в электролизере

| Опыт | Продукт | Выход, % | Содержание, % | | | Извлечение, % | |
|--|-------------------------|----------|------------------|-------------------|------------------|------------------|-------------------|
| | | | CaF ₂ | CaCO ₃ | SiO ₂ | CaF ₂ | CaCO ₃ |
| Без электролизной обработки воды | | | | | | | |
| 31 | Концентрат 8 перечистки | 10,95 | 94,62 | 0,59 | 1,58 | 56,60 | 0,55 |
| | Концентрат 7 перечистки | 11,92 | 92,66 | 2,15 | - | 60,36 | 2,17 |
| Электролизная обработка воды для флотации полностью (<i>анодит</i>) | | | | | | | |
| 33 | Концентрат 8 перечистки | 10,71 | 86,06 | 9,43 | 1,1 | 49,94 | 8,60 |
| | Концентрат 7 перечистки | 11,67 | 84,75 | 10,33 | - | 53,63 | 10,27 |
| Электролизная обработка воды для 2-8 перечисток (<i>анодит</i>) | | | | | | | |
| 34 | Концентрат 8 перечистки | 11,00 | 91,07 | 4,52 | 1,31 | 54,36 | 4,29 |
| | Концентрат 7 перечистки | 12,27 | 88,48 | 6,54 | - | 58,96 | 6,92 |
| Электролизная обработка воды для 2-8 перечисток (<i>катодит</i>) | | | | | | | |
| 35 | Концентрат 8 перечистки | 10,31 | 91,45 | 4,03 | 1,05 | 51,57 | 3,60 |
| | Концентрат 7 перечистки | 11,51 | 90,00 | 5,25 | - | 56,66 | 5,24 |
| Электролизная обработка воды для флотации полностью (<i>катодит</i>) | | | | | | | |
| 36 | Концентрат 8 перечистки | 12,17 | 80,65 | 13,36 | 1,44 | 53,64 | 14,25 |
| | Концентрат 7 перечистки | 13,44 | 78,51 | 15,13 | - | 57,68 | 17,83 |
| Электролизная обработка воды для 5-8 перечисток (<i>катодит</i>) | | | | | | | |
| 37 | Концентрат 8 перечистки | 10,96 | 95,36 | 0,48 | 1,25 | 57,09 | 0,45 |
| | Концентрат 7 перечистки | 11,81 | 94,23 | 1,31 | - | 60,80 | 1,33 |
| Электролизная обработка воды для 5-8 перечисток (<i>катодит</i>) | | | | | | | |
| 38 | Концентрат 8 перечистки | 11,16 | 94,78 | 0,86 | 1,23 | 57,83 | 0,84 |
| | Концентрат 7 перечистки | 11,91 | 93,80 | 1,73 | - | 61,08 | 1,80 |

Как показывают результаты экспериментов, содержание CaF₂ в концентратах при использовании в большей части схемы подготовленной электролизом воды довольно низкое. При этом массовая доля в них CaCO₃ доходит до 9-13 %, что подтверждает теоретическое обоснование возможности активирующего действия электролизных газов на кальцит. Вместе с тем отчётливо просматривается тенденция к снижению содержания в концентратах двуокиси кремния. Так в опытах 35, 36 при содержании в концентратах CaF₂ лишь 80-91,4 % массовая доля SiO₂ составила 1,14-1,05 %. Для данного вида сырья (даже при первичном его обогащении) столь низкие содержания двуокиси кремния с трудом удаётся получить даже в высококачественных концентратах, с массовой долей CaF₂ свыше 95 %.

Оптимальным вариантом использования положительного влияния подготовленной электролизом воды является, как показывают приведенные данные, подача её в той части схемы флотации, где основная масса кальцита уже сброшена с камерными продуктами перечисток. В опытах 37, 38 катодит использовался лишь после четырёхкратной перечистки пенного продукта. В результате были получены достаточно высокие результаты как по содержанию и извлечению флюорита, так и по двуокиси кремния. Извлечение флюорита в концентраты 7-ой и 8-ой перечисток, содержащие 94,78-95,36 % CaF₂ составило 57,09-60,8 %. Необходимо также заметить, что в

технологических операциях, проводимых с применением газовой эмульсии, приготовленной электрохимическим методом, наблюдался заметный рост скорости флотации.

Список литературы

1. Чантурия В.А., Шадрунова И.В. Инновационные процессы глубокой и экологически безопасной переработки техногенного сырья в условиях новых технологических вызовов // Труды международной конференции «Проблемы комплексной и экологически безопасной переработки природного и техногенного минерального сырья» (Плаксинские чтения – 2021), Владикавказ, 2021. – С. 3-8.

2. Киенко Л.А., Воронова О.В. Исследование обогатимости техногенного флюоритсодержащего сырья Дальнего Востока // Горный журнал. – 2018. – № 10. – С. 78-83.

3. Киенко Л.А., Воронова О.В., Кондратьев С.А. Исследование перспектив вторичной переработки хвостов обогащения карбонатно-флюоритовых руд Ярославской горнорудной компании // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2017. – № 1. – С. 158-164.

4. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В. К проблеме повышения селективности флотации при обогащении карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморского края // Горный журнал. – 2013. – № 12. – С. 63-67.

5. Способ флотационного обогащения склонных к шламообразованию руд: пат. 2744685 Рос. Федерация: МПК В03D 1/02 В03В 7/00 Способ флотационного обогащения склонных к шламообразованию руд / Прохоров К.В., Секисов А.Г.; заявитель и патентообладатель ФГБУН ХФИЦ ДВО РАН – № 2020128840; заявл. 31.08.2020; опубл. 15.03.2021, Бюл. № 2.

6. Нефедов В.Г., Атапин А.Г. Анализ условий образования зародыша пузырька при электролизе воды // Вопросы химии и химической технологии. – 2019. – № 4. – С. 120-126.

7. Киенко Л.А., Саматова Л.А., Воронова О.В., Плюснина Л.Н. Разработка и совершенствование технологии переработки тонковкрапленных карбонатно-флюоритовых руд месторождений Приморья // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2007. – № S9. – С. 302-307.

8. Киенко Л.А., Воронова О.В., Кондратьев С.А. Влияние состава собирательных комплексов на результаты флотационного обогащения техногенных отходов Ярославской горнорудной компании // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2021. – № 4. – С. 153-161.

УДК 669.2/8

КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ОКИСЛЕННЫХ ЗОЛОТОУРАНОВЫХ РУД

Шипнигов А. А., Собенников Р. М., Епифоров А. В., Мусин Е. Д.
Иркутский НИИ благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»),
г. Иркутск, Россия

В настоящее время переработка золотоурановых руд происходит поочередным извлечением золота и урана в той или иной последовательности. Очередность выщелачивания определяется на стадии лабораторных исследований и зависит от особенности руд каждого месторождения [1-3]

Целью настоящей работы являлось определение основных показателей кучного выщелачивания (КВ) золота и урана из окисленной золотоурановой руды одного из месторождений Российской Федерации. Исследованы две схемы (последовательности) извлечения ценных компонентов. Первая схема – «Au-U», вторая схема – «U-Au».

Химический состав исследуемой руды представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Химический состав исследуемой руды

| Компоненты | Массовая доля, % | Компоненты | Массовая доля, % |
|--------------------------------|------------------|----------------------|------------------|
| SiO ₂ | 74,0 | Fe _{окисл.} | 2,14 |
| Al ₂ O ₃ | 12,29 | Fe _{сульф.} | 0,04 |
| TiO ₂ | 0,26 | S _{общ.} | <0,050 |
| CaO | 0,36 | Cr | 0,020 |
| K ₂ O | 9,10 | La | 0,0029 |
| Na ₂ O | 0,80 | Mo | 0,0012 |
| MnO | 0,02 | Ni | 0,0013 |
| MgO | 0,15 | U г/т | 261 |
| P ₂ O ₅ | 0,11 | Au г/т | 0,94 |
| Fe _{общ.} | 2,18 | Ag г/т | 3,15 |

Исследуемая проба на 97 % состоит из литофильных компонентов со значительным преобладанием оксида кремния – 74,0 %. Содержание золота в пробе составляло 0,94 г/т, урана – 261 г/т, серебра – 3,15 г/т. Проба относится к окисленному типу руд, степень окисления по железу составила 85 % [4].

Испытание технологии последовательного извлечения золота и урана (схема Au-U)

Исследования по кучному выщелачиванию проводили в двух колоннах диаметром 200 мм и высотой 2000 мм. Крупность руды минус 40 мм, масса руды в каждой колонне 180 кг. Плотность орошения руды в процессе испытаний поддерживали на уровне 10,0 дм³/м² ч.

Первую стадию выщелачивания золота проводили цианидными растворами концентрацией 0,5 г/дм³ NaCN. pH выщелачивающего раствора поддерживали на уровне 10,5-10,8. Корректировку pH осуществляли добавлением гидроксида натрия. Подачу выщелачивающего раствора в колонну осуществляли перистальтическим насосом.

Пилотные испытания выполнялись в замкнутом цикле с сорбцией золота на активированный уголь «Norit RO 3515», загруженный в сорбционную колонку. Объем угля, используемого в испытаниях, составляла 250 мл.

После достижения устойчивой концентрации золота в продуктивных растворах менее 0,01 мг/дм³ цианидное выщелачивание останавливали.

Вторую стадию сернокислотного выщелачивания урана проводили из хвостов КВ после цианидного выщелачивания золота. Перед выщелачиванием урана хвосты выщелачивания золота в колонне отмывали водой от остаточных цианидов и щелочи. Отмывку проводили до концентрации цианида в промывных растворах 30 мг/дм^3 . Потом проводили закисление материала в колонне сернокислыми растворами с концентрацией 10 г/дм^3 . Закисление проводили до появления кислой реакции в растворах, вытекающих из колонны.

Пилотные испытания проводили в замкнутом цикле с сорбцией урана на сильноосновный макропористый анионит «D201», загруженный в три последовательно установленные сорбционные колонки. Объем смолы в каждой колонке составляла 200 мл.

После окончания обеих стадий выщелачивания золота и урана хвосты в колонне дренировали и отмывались водой для удаления остаточных концентраций реагентов и ценных компонентов. Затем колонну разгружали и определяли содержание золота (пробирным) и урана, (ICP) анализом. Результаты исследований представлены на рисунке 1.

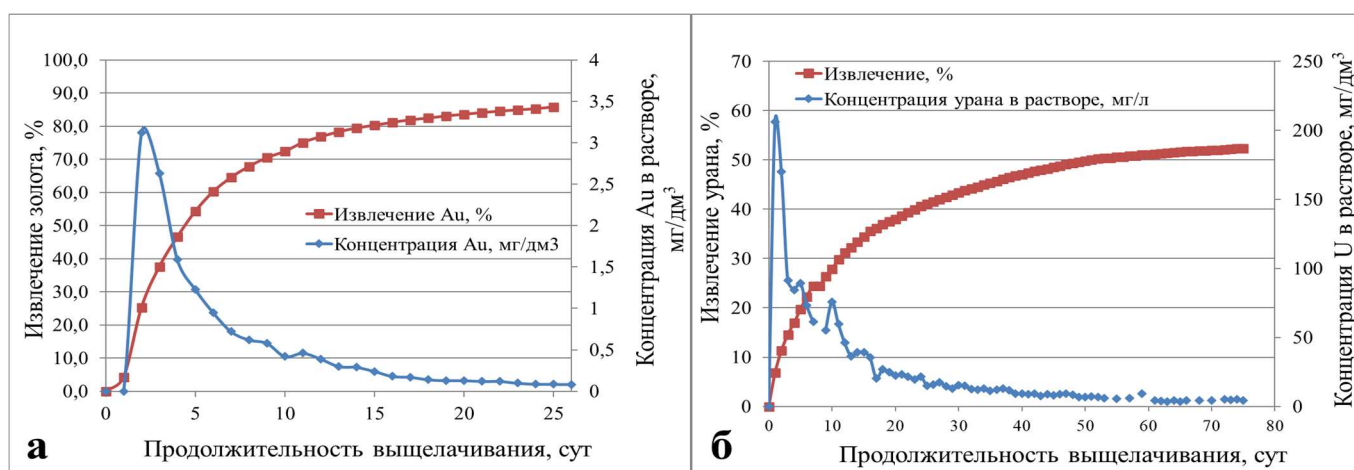


Рисунок 1 – Зависимость извлечение золота (а) и урана (б) от продолжительности выщелачивания по схеме Au-U

Извлечение золота составило 85,1% урана 53,2 %. Общая продолжительность выщелачивания золота и урана составила 96 суток.

Испытание технологии последовательного извлечения урана и золота (схема U-Au)

Перед выщелачиванием урана проводили закисление руды в колонне сернокислыми растворами с концентрацией 10 г/дм^3 . Закисление проводили до появления кислой реакции в растворах, вытекающих из колонны.

Момент, когда растворы, выходящие из колонны, становились кислыми считается началом процесса выщелачивания урана. Тогда же продуктивные растворы из колонны начали пропускать через сорбционные колонки со смолой. Выщелачивание урана проводилось растворами серной кислоты с концентрацией 5 г/дм^3 .

Пилотные испытания выполнялись в замкнутом цикле с сорбцией урана на сильноосновный анионит, загруженный в три последовательно установленные сорбционные колонки. Объем смолы в каждой колонке составляла 200 мл.

Вторую стадию цианидного выщелачивания золота проводили из хвостов КВ после сернокислого выщелачивания урана. Перед выщелачиванием золота хвосты выщелачивания урана отмывали водой от остаточной кислоты и сульфатов. Отмывку проводили в течение 5 суток. Потом проводили защелачивание материала в колонне растворами гидроксида натрия с концентрацией 2 г/дм³. Защелачивание проводили до достижения рН растворов, вытекающих из колонны, 10,0-10,5.

После достижения необходимого значения рН в выходящем из колонны растворе в орошающий раствор добавляли цианид натрия и начинали выщелачивание золота.

Выщелачивание золота проводили цианидными растворами концентрацией 0,5 г/дм³ NaCN. рН выщелачивающего раствора поддерживали на уровне 10,0-10,5. Корректировку рН осуществляли добавлением гидроксида натрия. Корректировку концентрации цианида осуществляли добавлением концентрированного цианидного раствора. Плотность орошения руды в процессе испытаний поддерживали на уровне 10,0 дм³/м² ч.

Пилотные испытания выполнялись в замкнутом цикле с сорбцией золота на активированный уголь, загруженный в сорбционную колонку. Объем угля, используемого в испытаниях, составляла 250 мл.

Результаты исследований представлены на рисунке 2.

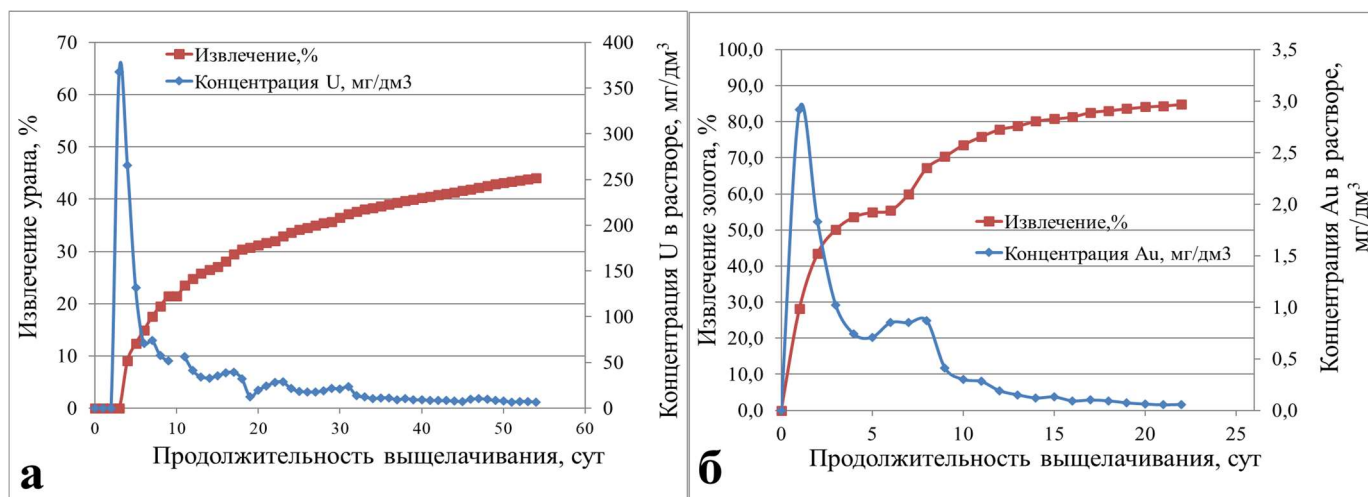


Рисунок 2 – Зависимость извлечение урана (а) и золота (б) от продолжительности выщелачивания по схеме U-Au

Извлечение урана составило 44,3% золота 83,5 %. Общая продолжительность выщелачивания составила 102 суток.

Результаты текущих, а также ранее проводимых испытаний [5], позволяют сделать вывод, что при КВ золота и урана из окисленных руд исследуемого месторождения извлечение данных металлов составляет 80-85 и 40-50 % соответственно. Продолжительность переработки руды по обоим вариантам составляет около трех месяцев. Расход кислоты и щелочи зависит от последовательности выщелачивания золота и урана. При реализации схемы «Au-U» расход H_2SO_4 и NaOH составляло около 11 и 0,8 кг/т соответственно, а по схеме «U-Au» – около 8 и 2,5 кг/т. расход цианида по обоим вариантам в среднем составляет 0,27 кг/т. Обе технологии позволяют перерабатывать исследуемую руду примерно с одинаковой эффективностью.

Список литературы

1. Котляр Ю. А. Металлургия благородных металлов / Ю.А. Котляр, М. А Мере-туков, Л.С. Стрижко. – М.: Руда и Металлы, 2005. – 432 с
2. Лодейщиков В. В. Комплексное использование золотоурановых руд / В. В. Лодейщиков // Золотодобыча. – 2010. – № 135. С. 5-8
3. Водолазов Л. И. Попутное извлечение ценных компонентов и технология двойного назначения / Л. И. Водолазов, В. В. Шаталов // Атомная энергия. – 2001. – № 3. – С. 184-192.
4. Лодейщиков В. В.. Методические рекомендации по типизации руд, технологическому опробованию и картированию коренных месторождений золота / В. В. Лодейщиков, А. В. Васильева – М. : Металлургия 1973. – 288 с.
5. Епифоров А. В. Пути решения проблем совместного извлечения золота и урана из бедных комплексных руд / А. В. Епифоров [и др.] // Молодежный вестник ИРГТУ. – 2021. – № 2. – С. 29-33.

УДК 669.2/.8

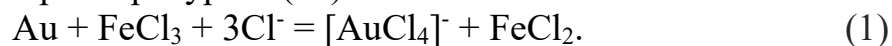
ПОВЕДЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В ПРОЦЕССЕ АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Епифоров А. В.

Иркутский НИИ благородных и редких металлов и алмазов (АО «Иргиредмет»),
г. Иркутск, Россия

Статья является обзорно-теоретическим обобщением результатов исследований автора с данными из литературных источников.

При автоклавном окислении (Pressure Oxidation, POX) золотосульфидных концентратов золото «вскрывается» и извлекается известными методами [1]. Обычно растворение золота в процессе POX не происходит. Однако при наличии хлоридов золото может окисляться до Au^{3+} и переходить в раствор в форме тетрахлоаурата (III)-иона:



Формирование аниона $[\text{AuCl}_4]^-$ становится возможно в кислых средах при $E_h \geq 1$ В. Окислителем золота в условиях РОХ являются ионы Fe^{3+} , образующиеся при окислении сульфидов, содержащих железо, в частности пирита, а также ионов Fe^{2+} кислородом под давлением. Вероятность растворения золота в автоклавных растворах увеличивается с увеличением отношения $\text{Fe}^{3+}/\text{Fe}^{2+}$, температуры и активности хлорид-иона (рисунок 1) [2]. В областях диаграммы, расположенных выше кривых активности хлорид-иона, золото растворяется, ниже кривых – золото осаждается из раствора.

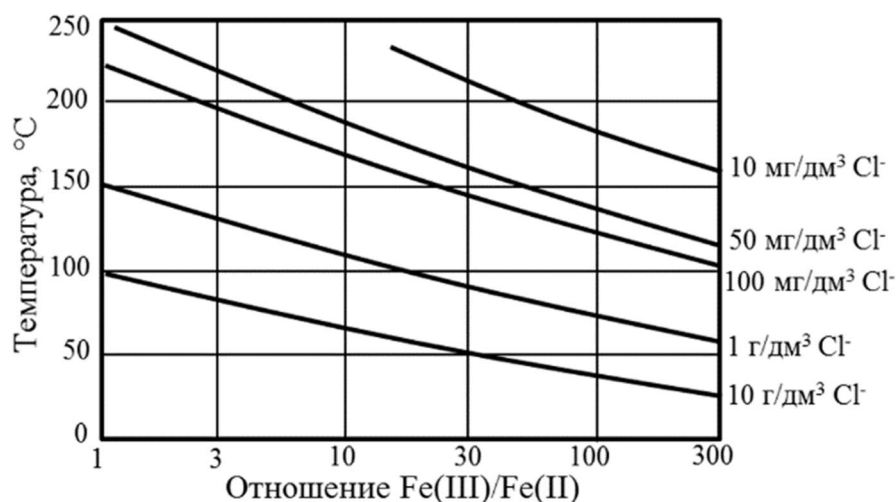
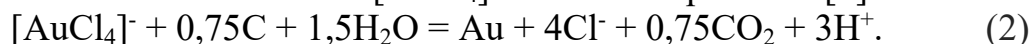


Рисунок 1 – Области растворимости золота в форме $[\text{AuCl}_4]^-$ [2]

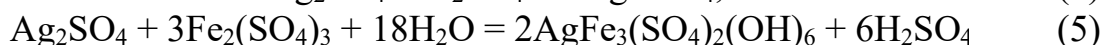
Способность золота растворяться в хлоридно-серноокислых растворах является основой технологии Platsol [3] для одновременного окисления сульфидов и извлечения золота в автоклавах в присутствии хлора. Существуют российские разработки автоклавно-хлоридного выщелачивания золота [1]. При этом хлорид-ион искусственно вводится в пульпу РОХ в количестве 5-30 г/дм³. Данные технологии подходят для переработки золото-сульфидных, а также полиметаллических золотосодержащих концентратов. Однако, при наличии сорбционно-активного углерода в концентрате происходит восстановление комплекса $[\text{AuCl}_4]^-$ на его поверхности [4]:



Это золото не извлекается при цианировании и теряется с хвостами. Данное явление называют автоклавным «прег-роббингом» золота (preg-robbing) [5]. Основными направлениями для решения данной проблемы являются: снижения E_h системы в процессе РОХ ниже 700 мВ за счет недоокисления сульфидов и ионов Fe^{2+} , а также снижения кислотности [5]; удаление хлора из твердой фазы введением химических добавок, образующих нерастворимые хлориды; удаление хлора из жидкой фазы перед РОХ дистилляцией или обратным осмосом [5-7]; разрушение органического углерода в процессе РОХ при повышенной температуре и давлении кислорода [7]. Однако все эти способы не могут окончательно решить проблему прег-роббинга, и данная проблема остается актуальной.

Серебро в природе достаточно часто встречается в составе сульфидов и способно образовывать различные соединения в процессе РОХ.

Автоклавное окисление простых сульфидов серебра сопровождается образованием сульфата серебра по реакции 3, который является малорастворимым соединением, но в сильно кислой среде сульфат серебра образует гидросульфат (бисульфат) серебра (реакция 4), который имеет значительную растворимость в данных условиях. В присутствии сульфата железа (III) в условиях РОХ сульфат серебра осаждается в форме аргентоярозита по реакции 5.



Серебро в составе аргентоярозита не извлекается при цианировании кеков РОХ и теряется с хвостами, что приводит к необходимости специальных методов, позволяющих разрушить аргентоярозит и «высвободить» серебро перед цианированием [8].

В присутствии хлорида растворенное серебро осаждается из сульфатного раствора [9] в форме монохлорида серебра (I) по реакциям 6 и 7. Монохлорид серебра не связывается в аргентоярозит, что приводит к увеличению извлечения серебра при цианировании кеков РОХ.

При высоких концентрациях хлорида в растворе возможно образование растворимого комплекса $[\text{AgCl}_2]^-$ по реакции 8.



Растворенное серебро также может осаждаться на органический углерод в процессе РОХ. Исследования, проведенные на сульфидном концентрате, содержащем 24,5 г/т золота, 14,2 г/т серебра и 0,22 % органического углерода, показали, что добавление в пульпу РОХ хлорид-иона способствует снижению извлечения золота цианированием и увеличению извлечения серебра при небольших концентрациях хлорида (рисунок 2). При увеличении концентрации хлорида извлечение серебра немного снижается в связи с прег-роббингом.

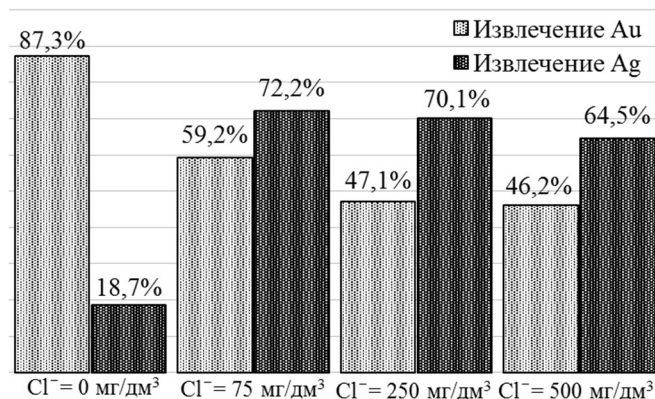
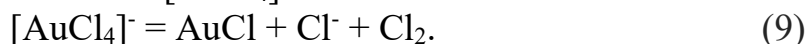


Рисунок 2 – Влияние хлорида на извлечение серебра из кеков РОХ

При отсутствии в концентратах углеродистого вещества растворенный $[\text{AuCl}_4]^-$ разрушается при охлаждении автоклавной пульпы, и золото полностью переходит в твердый остаток РОХ. По одной из версий золото переосаждается в металлической форме с участием восстановителей: ионами железа (II), диоксидом серы и др. [10]. Другая версия [11] основана на образовании нерастворимого монохлорида золота (AuCl), который образуется при разложении комплекса $[\text{AuCl}_4]^-$:



Данная теория косвенно подтверждается увеличением доли окисленного золота в кеках РОХ при добавлении хлорида натрия (рисунок 3).

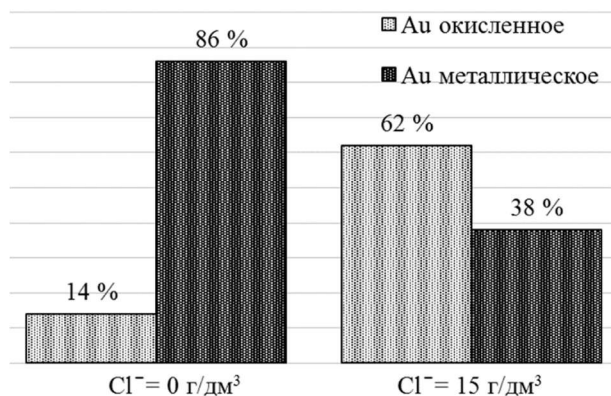


Рисунок 3 – Распределение форм золота в кеках РОХ с добавкой хлорида и без него [11]

Кроме галогенов растворять золото в условиях РОХ могут так называемые псевдогалогениды (тиоцианаты, цианиды и др.) [7]. Данные вещества могут попасть в пульпу РОХ с оборотной водой ЗИФ. Наиболее эффективным растворителем золота в данном случае является тиоцианат, а окислителем – ионы Fe^{3+} . Растворение золота протекает при $E_h = 450-500$ мВ.



Комплекс $[\text{Au}(\text{SCN})_4]^-$ очень устойчив ($\lg \beta = 43,9$) и сохраняется в

растворах РОХ после охлаждения пульпы. Растворение золота псевдогалогенидами в процессе РОХ также приводит к прег-роббингу при наличии органического углерода в концентрате [7].

Представленные в статье материалы могут быть использованы при прогнозировании потерь драгоценных металлов в процессе автоклавного окисления сульфидных концентратов.

Список литературы

1. Нецианидные реагенты для извлечения золота из продуктов автоклавного окисления сульфидных концентратов / А. В. Епифоров [и др.] // Цветные металлы. – 2021. – № 7. – С. 37-44. – DOI: 10.17580/tsm.2021.07.04.
2. Зайцев, П. В. Автоклавное окисление золотосодержащих концентратов двойной упорности: дис. ... канд. техн. наук: 05.16.02 / П. В. Зайцев; ООО «Институт Гипронибель». – Санкт-Петербург, 2015. – 143 л.
3. Dreisinger, D. Keynote address: hydrometallurgical process development for complex ores and concentrates / D. Dreisinger // The Journal of The Southern African Institute of Mining and Metallurgy. – 2009. – Vol. 109. – P. 253-271.
4. Sun, T. M. Kinetics of gold chloride adsorption onto activated carbon / T. M. Sun, W. T. Yen // Minerals Engineering. – 1993. – Vol. 6. – № 1. – P. 17-29.
5. Pat. 5851499 United States, C01G 7/00; C22B 11/08. Method for pressure oxidizing gold-bearing refractory sulfide ores having organic carbon / J. C. Gathje, G. L. Simmons; Newmont Gold Company. – № 712252; Filed 11.09.1996; Date of Patent 22.12.1998.
6. Пат. 2514900 Российская Федерация, МПК C22B 11/00 3/04. Способ переработки золотосодержащих концентратов двойной упорности / Я. М. Шнеерсон [и др.]; Науч.-исслед. центр «Гидрометаллургия». – № 2012128229/02; заявл. 04.07.2012; опубл. 10.05.2014, Бюл. № 13. – 13 с.
7. Долотов, А. С. Физико-химические процессы с участием хлорид-, цианид-, тиоцианат-ионов в автоклавной технологии сульфидных золотосодержащих концентратов: дис. ... канд. техн. наук: 02.00.04 / А. С. Долотов; Санкт-Петербургский госуд. технол. инст. (техн. ун-т) (СПбГТИ (ТУ)). – Санкт-Петербург, 2018. – 137 л.
8. Pat. 6641642 B2 United States, C22B 3/08; High temperature pressure oxidation of ore and ore concentrates containing silver using controlled precipitation of sulfate species / J. C. Gathje, G. L. Simmons; Newmont USA Limited. – № 10/032,118; Filed 21.12.2001; Date of Patent 04.11.2003. – 21 p.
9. Epiforov, A.V. Pressure oxidation as a universal method for processing sulphide concentrates of precious and base metals / A. V. Epiforov, S. V. Balikov // Proc. of 29-th International Mineral Processing Congress (IMPC 2018). Moscow, 2018. P. 3776-3789.
10. Пат. № 2447166 Российская Федерация, МПК C22B 11/00 3/04. Способ переработки сульфидного сырья, содержащего благородные металлы / С. С. Гудков, Г. Г. Минеев, А. В. Богородский; Иркутский науч.-исслед. инст. благородных и редких металлов и алмазов" (АО «Иргиредмет»). – № 2010124712/02; заявл. 16.06.2010; опубл. 10.04.2012, бюл. № 10. – 10 с.
11. Поведение золота при автоклавном окислении сульфидных концентратов в присутствии хлора / А.В. Епифоров [и др.] // Материалы междунар. совещ. «Ресурсосбережение и охрана окружающей среды при обогащении и переработке минерального сырья» («Плаксинские чтения-2016» 26-30 сент. г. Санкт-Петербург). – СПб.: Ин-т «Механобр», 2016. С 309-311.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИСПЫТАНИЯ МОДИФИКАТОРОВ НА ПРОДУКТАХ СУЛЬФИДНОГО ЦИКЛА ПРИМОРСКОЙ ФАБРИКИ

Шепета Е. Д.

ФГБУН Хабаровского Федерального исследовательского центра
Дальневосточного отделения РАН, г. Хабаровск, Россия

На Приморской обогатительной фабрике перерабатываются скарно-вые шеелит-сульфидные руды. Сульфиды извлекаются на первой стадии обогащения. В данном цикле решаются задачи максимального извлечения ценных и благородных металлов и получения минимальных потерь шеелита с сульфидами.

Медь в рудах месторождения представлена халькопиритом, сера — основным сульфидным минералом пирротинном, мышьяк — арсенопиритом. Золото находится в тонкодисперсном самородном состоянии (основной размер 5-75 мкм), в виде тонких примазок на кварцевой поверхности, основная масса металла внутри частиц кварца, крупность 0,01-0,2(0,3) мм, изоморфно замещает Fe, Cu, As в сульфидах. Серебро встречается в свободном виде, в ассоциациях с сульфидами, в карбонатах тяжелых металлов, в кварце, силикатах. Массовая доля меди в питании фабрики — 0,11-0,3%, интервал колебаний золота 0,3-0,8 г/т, серебра 1,7-8,5 г/т, серы 2,0-5,0 %, мышьяка 0,04-0,17 %.

Схема обогащения сульфидов представлена основным циклом (основная, контрольная флотации и отдельные перераспределения основного и контрольного концентратов) и циклом селекции (основная, две контрольные флотации и две перераспределительные операции). Сульфидный собиратель — комбинация реагентов диалкилдитиофосфата ИМА- И413п и бутилового ксантогената. Смесь готовится при растворении реагентов в соотношении 230 кг ИМА-И413п и 32,5 (65) кг Кх_{бут}. Доля вводимого ксантогената определяется массовой долей мышьяка в руде и медном концентрате. В работах [1-4] рассмотрены вопросы влияния на показатели обогащения доли Кх_{бут} в комбинации собирателей и поиск новых селективных собирателей.

Селекция коллективного сульфидного концентрата проводится тринарийфосфатом (динатрийфосфатом) с введением в пульпу активированного угля и железного купороса в медные перераспределения. Для получения кондиционного концентрата в фабричных условиях на перераспределительных медных операциях снимается только верхний слой пенного концентрата. Это приводит к наличию в питании медной селекции значительных циркуляций: по выходу 250-350 %, по распределению меди 150-200 %, и мышьяка 400-600 %. Из-за чего процесс обогащения не стабилен, это существенно сказывается на выпуске товарной кондиционной продукции и извлечении. Несмотря на многочисленные исследования, проблема повышения контрастности флотации сульфидов меди, от сульфидов железа, арсенопирита до сих пор остается

актуальной. В ряде работ отмечено влияние на показатели извлечения сульфидных минералов модификаторов: медного, железного купороса, извести [5-7]. В представленных исследованиях, рассмотрена возможность усиления контрастности с помощью модификаторов: железного купороса, углекислого натрия, едкой щелочи и извести, до контакта с собирателем и в цикле селективного разделения минералов. Исследования выполнены на питании сульфидной флотации и медной селекции Приморской фабрики. Исходные навески 300-100 г, объем камер флотомашин 1,0-0,5-0,3-0,1 л.

Распределение меди и благородных металлов в продуктах обогащения ПОФ в день отбора проб представлено в таблице 1. Реагентный режим: жидкое стекло — 290 г/т, аэрофлот ИМА-И413п + Кх бутиловый — 45,7 г/т (соотношение при растворении 7:1), сосновое масло — 2,5 г/т, активированный уголь — 76 г/т, тринатрийфосфат натрия (ТНФ) — 80 г/т, для создания рН в медных перемешивателях расход железного купороса в первой перемешивателе — 190 г/т (рН-6,8), во второй — 144 г/т (рН-6,5). рН основной сульфидной флотации-8,1, жесткость пульпы 9,4 мг-экв./л. Взвеси в оборотной воде — 5,8 г/л, рН-7,6.

Таблица 1 — Распределение меди и благородных металлов по конечным продуктам обогащения

| Наименование продуктов | Выход % | Массовая доля, %, г/т | | | | Извлечение, % | | | |
|------------------------|---------|-----------------------|-------|--------|-------|---------------|-------|-------|-------|
| | | Cu | Au | Ag | As | Cu | Au | Ag | As |
| Сu к-т | 0,68 | 19,00 | 33,5 | 290 | 1,38 | 71,91 | 41,04 | 54,86 | 6,25 |
| Сu хвосты | 1,60 | 0,65 | 4,6 | 37,3 | 4,15 | 5,79 | 13,25 | 16,60 | 44,25 |
| Итого S к-т 1+2 | 2,28 | 6,12 | 13,22 | 112,67 | 3,32 | 77,70 | 54,26 | 71,46 | 50,51 |
| Хвосты S фл. | 97,72 | 0,041 | 0,26 | 1,05 | 0,076 | 22,30 | 45,74 | 28,54 | 49,49 |
| Руда | 100 | 0,18 | 0,56 | 3,60 | 0,15 | 100 | 100 | 100 | 100 |
| Хв. отвальные | 98,28 | 0,051 | 0,33 | 1,65 | 0,143 | 51,79 | 58,99 | 45,14 | 93,75 |
| в т.ч.Пит. Сu фл | 6,84 | 4,4 | 5,3 | 75,6 | 6,7 | 167,2 | 64,7 | 143,6 | 305,5 |

На стадии основного цикла извлечение меди в объединенный сульфидный концентрат достигнуто 77,7 %, степень концентрации в сульфидном концентрате — 34, по мышьяку — 22. Циркуляция в питании медной флотации по выходу составила -300 %, по распределению меди — 215 %, мышьяка — 605 %.

Результаты опытов на питании сульфидной флотации с разными модификаторами представлены в таблице 2.

Введение модификаторов железного купороса (рН-6,9, расход 230 г/т), едкой щелочи (рН-10,8, расход 680 г/т), извести (рН-11,2, расход 720 г/т) в пульпу флотации, без дополнительного усиления депрессии ТНФ, привело к изменению контрастности минеральных поверхностей разделяемых минералов. Контакт пульпы с железным купоросом до кондиционирования с собирателем позволил получить прирост извлечения меди 2,1 % и снижение извлечения мышьяка в 2,7 раза относительно нулевого стандарт-

ного опыта. В щелочных средах pH 10,8-11,2 усилилась депрессия халькопирита. Дополнительный контакт пульпы с депрессором ТНФ в диапазоне 25-200 г/т после обработки модификаторами существенно не изменил степень контрастности разделяемых минералов, отмеченных ранее. Усилилась депрессия арсенопирита при pH 8,3-9,2 в среде углекислого натрия, едкой щелочи.

Таблица 2 – Влияние модификаторов и тринатрийфосфата на показатели обогащения сульфидов в основном цикле

| Модификаторы | pH пульпы – расход г/т | ТНФ-0 | | | | ТНФ-200 г/т | | | |
|---------------------------------|------------------------------|------------|---------------|------|----|-------------|---------------|------|----|
| | | Выход % | Извлечение, % | | | Выход % | Извлечение, % | | |
| | | | Cu | As | S | | Cu | As | S |
| FeSO ₄ | 6,9-230 | 7,7 | 81,7 | 20,3 | 31 | 7,4 | 80,4 | 18,7 | 29 |
| | 7,9-150 | 8,3 | 86,2 | 32,5 | 33 | 7,3 | 78,2 | 25,6 | 28 |
| 0 | 8,25-0 | 6,9 | 79,6 | 55,8 | 26 | 5,9 | 74,1 | 42,9 | 18 |
| Na ₂ CO ₃ | 9,1-920 | 7,7 | 77,6 | 72,8 | 27 | 7,9 | 74,4 | 47,8 | 26 |
| NaOH | 9,2-300 | 7,6 | 76,0 | 69,5 | 24 | 6,8 | 71,6 | 41,6 | 19 |
| | 10,8-680 | 6,6 | 60,6 | 18,8 | 16 | 6,4 | 59,4 | 12,5 | 15 |
| Ca(OH) ₂ | 11,2-720 | 6,4 | 56,4 | 12,7 | 15 | 6,5 | 57,4 | 11,9 | 14 |

Однако использование железного купороса не может быть применено в технологии обогащения на Приморской фабрике. Хвосты сульфидной контрольной флотации являются питанием шеелитового цикла, в котором углекислым натрием (содой) создается щелочная среда 9,8-10,2. Поэтому представляло интерес изучить влияние модификаторов на контрастность разделения сульфидных минералов в селекции после сорбции собирателя. Результаты выполненных экспериментов представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Влияние модификаторов на контрастность разделения сульфидов в цикле медной селекции

| Условия проведения | pH пульпы | Выход | Массовая доля, % | | | Извлечение, % | | |
|--|--------------|-------|------------------|------|-------|---------------|------|------|
| | | % | Cu | As | S | Cu | As | S |
| Исходные содержания в питании опытов: Cu -4,4 %, As -6,7 %, S-39,5 % | | | | | | | | |
| Оборотная вода, pH-8,16, взвеси 7,2 г/л | | | | | | | | |
| перифлотация | 8,25 | 41,56 | 8,49 | 12,0 | 40,5 | 80,1 | 74,5 | 42,6 |
| FeSO ₄ -46 кг/т | 6,23 | 13,06 | 14,4 | 1,75 | 40,8 | 42,6 | 3,41 | 13,5 |
| FeSO ₄ -16 кг/т | 6,52 | 52,82 | 6,71 | 5,42 | 38,6 | 80,6 | 42,7 | 51,5 |
| FeSO ₄ -4,0 кг/т | 7,03 | 53,65 | 6,62 | 8,79 | 42,6 | 80,7 | 70,4 | 57,9 |
| NaOH-1,36 кг/т | 10,0 | 37,11 | 8,87 | 12,6 | 44,1 | 74,8 | 69,6 | 41,4 |
| Ca(OH) ₂ -3,0 кг/т | 11,5 | 19,73 | 11,2 | 9,23 | 45,0 | 50,2 | 27,2 | 22,5 |
| Введение в пульпу активированного угля (С) | | | | | | | | |
| Перефлот. С -260 г/т | 8,25 | 26,84 | 11,5 | 11,4 | 45,9 | 69,2 | 45,8 | 31,2 |
| Перефлот. С-390 г/т | | 16,35 | 15,1 | 10,6 | 46,5 | 55,5 | 25,8 | 19,2 |
| FeSO ₄ -13 кг/т, С-550 г/т | 6,61 | 25,85 | 12,3 | 8,23 | 41,0 | 71,4 | 31,9 | 26,8 |
| NaOH-1,3 кг/т, С-560 г/т | 10,2 | 11,58 | 20,9 | 6,72 | 41,2 | 54,4 | 11,6 | 12,1 |
| Ca(OH) ₂ -3,0 кг/т, С-260 г/т | 11,3 | 8,09 | 22,34 | 4,59 | 42,27 | 41,09 | 5,54 | 8,7 |

Получить кондиционный концентрат в цикле селекции стало возможным при значительном расходе железного купороса 46 кг/т, рН-6,3, но уровень извлечения халькопирита значительно ниже, чем достигнуто на Приморской фабрике в день отбора проб (см. таблицу 1). При использовании едкой щелочи и извести массовая доля мышьяка в некондиционном по меди концентрате 9-13 %. Введение активированного угля, для удаления избытка собирателя из пульпы, обеспечило рост качества концентрата по меди, однако массовая доля мышьяка 4-8 %.

Вывод. На основе результатов, полученных при исследовании влияния модификаторов на извлечение халькопирита и арсенопирита, установлено: в основном цикле флотации максимальное извлечение халькопирита 82 % получено при введении железного купороса 230 г/т, рН-6,9, снижение извлечения арсенопирита в 2,7 раза относительно стандартного режима. После сорбции собирателя (ИМА-И413п) на поверхности сульфидных минералов, с помощью модификаторов не удалось усилить контрастность поверхности разделяемых минералов.

Список литературы

1. Саматова Л.А., Рябой В.И., Шепета Е.Д. Повышение извлечения цветных и благородных металлов с использованием аэрофлотов при флотации шеелит-сульфидных руд. ФТПРПИ.2013. №6. С. 151-157.
2. Рябой В.И., Шепета Е.Д. Влияние поверхностной активации и гидрофобизирующих свойств диалкилдитиофосфатов на флотацию медных мышьяксодержащих руд. Обогащение руд. 2016. №4 (364) .С. 29-34.
3. Рябой В.И., Шепета Е.Д., Кретов В.П., Голиков В.В. Новые диалкилдитиофосфаты для флотации медь-, золото и серебрсодержащих руд. Обогащение руд. 2014. №1. (349). С. 29-33.
4. Шепета Е.Д. Разработка метода селективной десорбции собирателей с поверхности кальциевых минералов и технологии флотации тонкозернистой фракции шеелита из вольфрамовых руд месторождения Восток-2: автореф. Дис. Канд. Техн.наук. – М., 1987.
5. Игнаткина В.А., Бочаров В.А., Милович Ф.О., Иванова П.Г., Хачатрян Л.С. / Селективное повышение флотоактивности сульфидов цветных металлов с использованием сочетаний сульфгидрильных собирателей // Обогащение руд. 2015. №3. С. 18-24. DOI: <http://dx.doi.org/10.17580/or.2015.03.03>
6. Горячев Б.Е. Особенности флотации сфалерита бутиловым ксантогенатом калия и дитиофосфатом натрия известковой среде / Горячев Б.Е., Чжо З.Я., Николаев А.А., Полякова Ю.Н.// Цветные металлы. 2015. № 11. С. 14-19.
7. Горячев Б.Е. Исследование влияния сульфатов меди, цинка и железа на флотацию сфалерита сульфгидрильными собирателями / Горячев Б.Е., Чжо З.Я., Николаев А.А.// Цветные металлы. 2017. № 3. С. 7-12.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ КАЧЕСТВЕННОГО МАГНЕЗИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕЗИТОВОЙ РУДЫ САТКИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Орлов С. Л., Балакин М. Г.

ООО «Первый горно-металлургический институт», г. Екатеринбург, Россия

Исходным сырьем является промпродукт процесса фотометрической сепарации магнезитовой руды предприятия «Магнезит» класса 20-0 мм. Исходное содержание компонентов в пробе низкокачественной магнезитовой руды, поступившей от компании «Магнезит», по данным РФА составляет: 39,29 % MgO; 5,40 % CaO; 5,06 % SiO₂ и 1,39 % Fe₂O₃. Руда состоит преимущественно из магнезита с включением стеатита, кварца, офиокальцита, хлорита второстепенного доломита, сидеропирита и халькопирита, как основных примесных минералов.

Магнезит и доломит обладают близкими флотационными свойствами, поэтому их разделение является трудной задачей.

Предлагаемый способ флотации магнезитовых руд включает предварительное кондиционирование пульпы с регулятором среды до pH = 9,0, дополнительным и основным депрессором гексаметафосфатом натрия (ГМФ), введение собирателя – таллового масла и выделение магнезита в пенный продукт.

Для селективной депрессии наиболее флотоактивного минерала оксида кальция используется специальный модификатор, входящий в состав дополнительного депрессора.

Флотационные опыты проведены на флотомашине пневмомеханического. Параметры работы флотомашин:

- скорость пеногона 10 об/мин;
- скорость вращения импеллера 1300 об/мин;
- расход воздуха – до 4 л/мин
- рабочий объём камеры – 0,5 л.

На первом этапе проведена серия опытов с целью определения оптимального соотношения депрессоров (опыты №№ 2-4). Выбрана наиболее простая схема, включающая рудное измельчение до 80 % класса минус 0,071 мм, последовательную агитацию с реагентами в камере флотомашин в следующем порядке: дополнительный депрессор – ГМФ – собиратель, основную и две перечистные операции флотации. Варьируемый фактор – соотношение жидкого стекла и специального модификатора:

- опыт № 2 – только жидкое стекло;
- опыт № 3 – жидкое стекло: модификатор = 7,5 : 1;
- опыт № 4 – жидкое стекло: модификатор = 9 : 1.

Суммарный расход депрессоров в каждом опыте составил 1000 г/т.

Результаты серии опытов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты серии открытых опытов на пробе магнезитовой руды с различным соотношением депрессоров
(измельчение до 80 % кл. -0,071 мм, рН 9,15-9,39; общий расход депрессоров 1000 г/т; общий расход таллового масла 1500 г/т;
расход ГМФ 200 г/т)

| Продукты обогащения | Масса, г | Выход, % | Массовая доля по данным РФА, % | | | | Извлечение, % | | | |
|--|--------------|--------------|--------------------------------|--------------|------------------|--------------------------------|---------------|--------------|------------------|--------------------------------|
| | | | CaO | MgO | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | CaO | MgO | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ |
| Опыт 2 - только жидкое стекло | | | | | | | | | | |
| Концентрат II перечистки | 60,10 | 41,88 | 2,00 | 46,06 | 1,85 | 0,74 | 15,10 | 47,73 | 17,15 | 22,52 |
| Хвосты II перечистки | 12,80 | 8,92 | 5,16 | 41,83 | 2,48 | 0,87 | 8,29 | 9,23 | 4,89 | 5,62 |
| Концентрат I перечистки | 72,90 | 50,80 | 2,55 | 45,32 | 1,96 | 0,76 | 23,39 | 56,96 | 22,04 | 28,14 |
| Хвосты I перечистки | 20,80 | 14,50 | 6,99 | 37,58 | 4,65 | 1,30 | 18,26 | 13,47 | 14,91 | 13,68 |
| Грубый концентрат | 93,70 | 65,30 | 3,54 | 43,60 | 2,56 | 0,88 | 41,65 | 70,43 | 36,95 | 41,82 |
| Отвальные хвосты | 49,80 | 34,70 | 9,33 | 34,45 | 8,21 | 2,31 | 58,35 | 29,57 | 63,05 | 58,18 |
| Исходная проба магнезита | 143,50 | 100,00 | 5,55 | 40,42 | 4,52 | 1,38 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |
| Опыт 3 - жидкое стекло : модификатор = 7,5 : 1 | | | | | | | | | | |
| Концентрат II перечистки | 66,20 | 46,04 | 1,67 | 45,62 | 1,60 | 0,70 | 14,33 | 52,48 | 16,91 | 23,96 |
| Хвосты II перечистки | 14,00 | 9,73 | 4,70 | 42,02 | 2,67 | 0,88 | 8,52 | 10,22 | 5,97 | 6,38 |
| Концентрат I перечистки | 80,20 | 55,77 | 2,20 | 44,99 | 1,79 | 0,73 | 22,85 | 62,70 | 22,88 | 30,34 |
| Хвосты I перечистки | 21,90 | 15,23 | 7,51 | 36,43 | 4,61 | 1,26 | 21,30 | 13,86 | 16,12 | 14,35 |
| Грубый концентрат | 102,10 | 71,00 | 3,34 | 43,16 | 2,39 | 0,84 | 44,15 | 76,56 | 39,00 | 44,69 |
| Отвальные хвосты | 41,70 | 29,00 | 10,34 | 32,35 | 9,16 | 2,55 | 55,85 | 23,44 | 61,00 | 55,31 |
| Исходная проба магнезита | 143,80 | 100,00 | 5,37 | 40,02 | 4,35 | 1,34 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |
| Опыт 4 - жидкое стекло : модификатор = 9 : 1 | | | | | | | | | | |
| Концентрат II перечистки | 75,50 | 51,82 | 2,02 | 44,13 | 1,36 | 0,70 | 19,75 | 58,14 | 16,96 | 27,75 |
| Хвосты II перечистки | 11,60 | 7,96 | 5,67 | 39,61 | 2,75 | 0,94 | 8,51 | 8,02 | 5,27 | 5,68 |
| Концентрат I перечистки | 87,10 | 59,78 | 2,51 | 43,53 | 1,55 | 0,74 | 28,26 | 66,16 | 22,23 | 33,43 |
| Хвосты I перечистки | 20,80 | 14,28 | 7,80 | 35,01 | 5,25 | 1,35 | 21,00 | 12,71 | 18,03 | 14,66 |
| Грубый концентрат | 107,90 | 74,06 | 3,53 | 41,89 | 2,26 | 0,85 | 49,26 | 78,87 | 40,26 | 48,09 |
| Отвальные хвосты | 37,80 | 25,94 | 10,37 | 32,03 | 9,57 | 2,63 | 50,74 | 21,13 | 59,74 | 51,91 |
| Исходная проба магнезита | 145,70 | 100,00 | 5,30 | 39,33 | 4,16 | 1,31 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

Оценка результатов опытов с различным соотношением депрессоров при том же суммарном расходе (таблица 1) показывает, что использование буры совместно со стандартным депрессором в соотношении 7,5:1 оказывает более селективное действие. Переход вредных примесей в концентрат в обоих случаях сохранился на одном уровне, но при этом извлечение оксида магния, являющегося ценным компонентом, на 4,75 % выше в опыте с добавкой модификатора.

Изменение соотношения депрессоров в смеси с 7,5:1 до 9:1 позволило ещё увеличить извлечение оксида магния в концентрат (более чем на 10 % относительно базового опыта), при этом на 0,49 % падает содержание оксида кремния в концентрате, но и растёт и извлечение CaO и Fe₂O₃ во флотоконцентрат (на 4,65 % и 5,23 %, соответственно). Переход SiO₂ в пенный продукт флотации во всех трёх опытах сохранился на том же уровне.

В процессе проведения серии опытов наблюдалось большое количество шламов, оказывающих негативное влияние на процесс флотации и фильтрации продуктов обогащения. С целью нивелирования отрицательного эффекта тонких шламов на процесс флотации, было принято решение о введении в технологический режим операции обесшламливания после каждой операции измельчения, а для улучшения качества получаемого концентрата провести третью перечистку концентрата.

Удаление рудных шламов в «голове» процесса позволило эффективно провести доизмельчение грубого концентрата перед перечистками.

Продолжительность измельчения составила 6 мин. В мельницу подавали смесь депрессоров (жидкое стекло + модификатор) в соотношении 7,5:1 при общем расходе 100 г/т.

Удаленные после доизмельчения шламы, при выходе 3,34 %, содержат CaO – 6,4 % и SiO₂ – 4,3 %.

Результаты проведенного опыта № 6 представлены в таблице 2. На рисунке 1 представлена обобщённая схема проведения опыта № 6.

В таблице 3 приведено содержание примесей в магнезитовой руде различного сорта.

Таблица 3 – Примеси в магнезитовой руде различного сорта

| Примеси в магнезитовой руде | 1 сорт | 2 сорт | 3 сорт |
|-----------------------------|--------|--------|--------|
| CaO, % | 1,4 | 2,1 | 4,0 |
| SiO ₂ , % | 0,9 | 1,1 | 2,0 |

Таблица 2 – Результаты открытых опытов на пробе магнезитовой руды, проведенных с обесшламливанием, а также доизмельчением грубого концентрата перед перечистками

| Продукты обогащения | Масса, г | Выход, % | Массовая доля, % | | | | Извлечение, % | | | |
|---------------------------|----------|----------|------------------|-------|------------------|--------------------------------|---------------|--------|------------------|--------------------------------|
| | | | CaO | MgO | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ | CaO | MgO | SiO ₂ | Fe ₂ O ₃ |
| Опыт 6 | | | | | | | | | | |
| Концентрат III перечистки | 28,70 | 19,78 | 1,12 | 45,91 | 1,26 (0,24)* | 0,68 | 4,07 | 22,61 | 6,15 | 9,64 |
| Хвосты III перечистки | 10,30 | 7,10 | 2,24 | 44,33 | 1,99 | 0,82 | 2,92 | 7,83 | 3,48 | 4,20 |
| Концентрат II перечистки | 39,00 | 26,88 | 1,42 | 45,49 | 1,45 | 0,72 | 6,99 | 30,44 | 9,63 | 13,84 |
| Хвосты II перечистки | 17,70 | 12,20 | 3,71 | 42,07 | 2,00 | 0,89 | 8,32 | 12,78 | 6,02 | 7,81 |
| Концентрат I перечистки | 56,70 | 39,08 | 2,13 | 44,42 | 1,62 | 0,77 | 15,31 | 43,22 | 15,65 | 21,65 |
| Хвосты I перечистки | 44,90 | 30,94 | 5,22 | 41,08 | 2,53 | 1,01 | 29,69 | 31,65 | 19,31 | 22,44 |
| Грубый концентрат | 101,60 | 70,02 | 3,50 | 42,95 | 2,02 | 0,88 | 45,00 | 74,87 | 34,96 | 44,10 |
| Отвальные хвосты | 40,80 | 28,12 | 10,16 | 33,54 | 8,85 | 2,60 | 52,51 | 23,48 | 61,37 | 52,50 |
| Питание флотации | 142,40 | 98,14 | 5,41 | 40,25 | 3,98 | 1,37 | 97,51 | 98,35 | 96,33 | 96,59 |
| Шламы | 2,7 | 1,86 | 7,27 | 35,54 | 8,00 | 2,55 | 2,49 | 1,65 | 3,67 | 3,41 |
| Исходная проба магнезита | 145,10 | 100,00 | 5,44 | 40,16 | 4,05 | 1,39 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

*Определено гравиметрическим методом

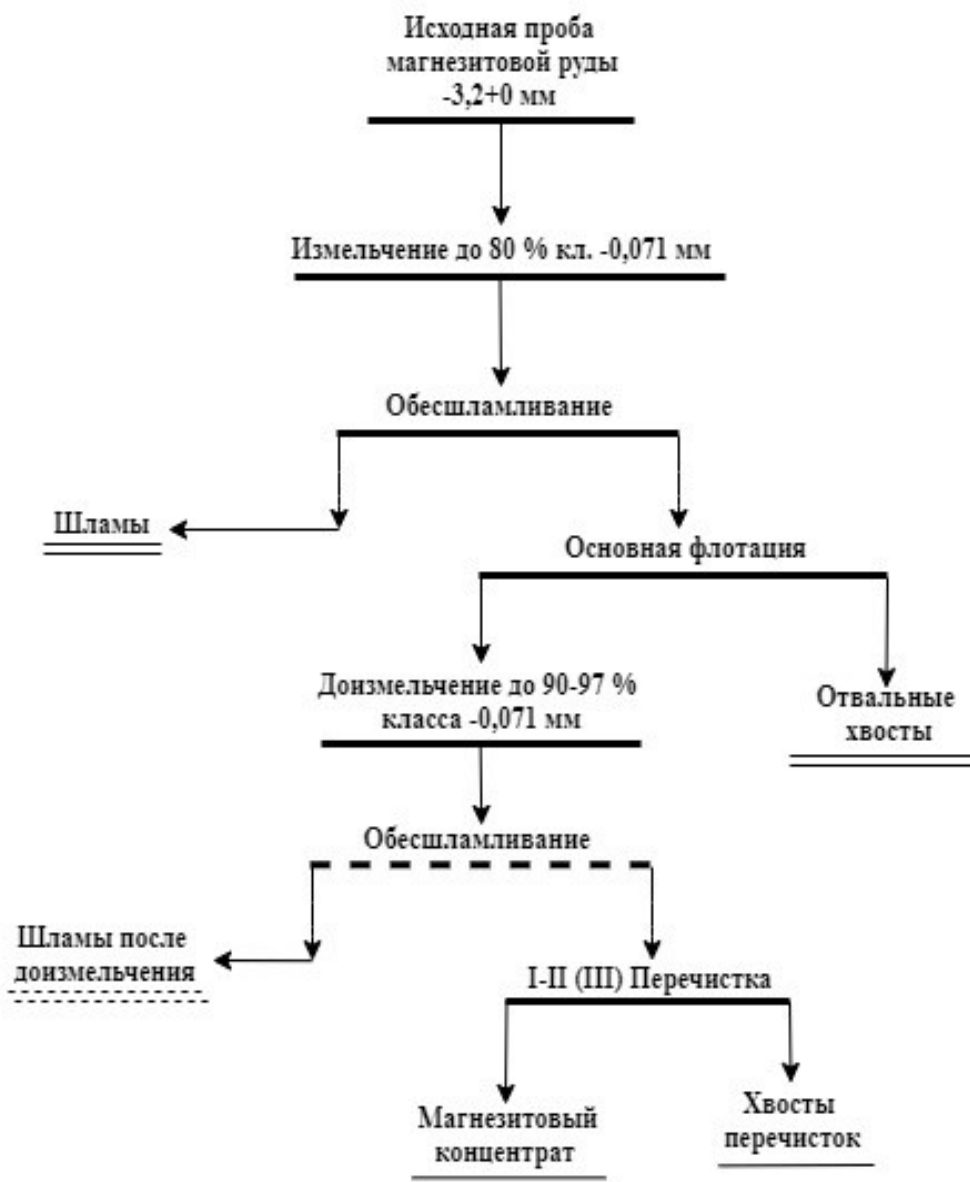


Рисунок 1 – Схема проведения флотационных опытов № 6-7 на пробе магнетитовой руды с обесшламливанием и дополнительным доизмельчением грубого концентрата (в опыте № 7 присутствует дополнительная операция обесшламливания после доизмельчения)

Магнетитовый концентрат III перечистки в опыте №6 по данным РФА (Уралмеханобр) содержит 1,26 % оксида кремния. При проведении гравиметрического анализа на кремний содержание оксида кремния составляет 0,24 %. Вероятно, рентгено-флюоресцентный анализ, являясь безстандартным методом, завышает содержание оксида кремния по сравнению с классическим гравиметрическим методом по ГОСТ 32518.1-2013 более чем на 1,0 % в абсолютном значении.

Таким образом, с учетом значительного завышения содержания в полученных магнетитовых концентратах оксида кремния, определенного методом РФА, можно сделать вывод о возможности предложенной технологией получать кондиционный магнетитовый концентрат из промпродукта процесса фотометрической сепарации магнетитовой руды комбината «Магнетит»: 2 сорта, с выходом 46-51 %, и 1 сорта, с выходом 19-20 %.

УДК 622.765.41

ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ПРОБ ТАЛЬКОВОЙ РУДЫ ЧЕРЕМШАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ КОНДИЦИОННЫХ ТАЛЬКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Орлов С. Л.¹, Балакин М. Г.¹, Власов И. А.²

¹ООО «Первый горно-металлургический институт», г. Екатеринбург, Россия

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

Для проведения исследований на обогатимость с целью снижения массовой доли оксида железа и повышения содержания талька было представлено четыре пробы тальковой руды.

Для достижения флотационной крупности пробы № 2-4 направлялись на предварительное измельчение, проводимое во избежание «натира» железа в пробы, в керамической мельнице объемом 1,8 л, заполненной керамическими шарами и цельпесками, с общей мелющей нагрузкой 1340 г.

Учитывая, что проба № 1 была представлена в тонкоизмельченном виде, 97,0 % кл. -0,071 мм, дробление и грохочение пробы не требовалось. Для тестовых флотационных испытаний указанной пробы были отобраны навески массой 100 и 150 г, после тщательного перемешивания. Флотационные опыты на пробе тонкоизмельченного талька выполнялись без дополнительного доизмельчения при низкой плотности. Потребность в весьма низкой плотности (на уровне 10 % тв.) обусловлена особенностями флотации тонкоизмельченных шламистых материалов, усиленных высокой природной гидрофобностью талька, приводящей к образованию очень «пышного» плохо контролируемого пенного слоя.

Пробы № 2, 3 и 4 подвергались предварительному дроблению на щековой дробилке с ручным отсевом класса +3,2 мм и циркуляцией надрешётного продукта снова на дробление; перемешивание осуществлялось методами «кольца и конуса» и перекачиванием. Масса навесок для флотационных опытов составила 150 г, крупность -3,2+0 мм.

Общеизвестно, что тальк является природно-гидрофобным минералом, и учитывая его большое содержание в исходном материале, проводить его депрессию с дальнейшей обратной флотацией нецелесообразно. По этой

причине практически всегда проводится перевод талька в пенный продукт с оставлением породных минералов в виде камерного продукта. С целью увеличения скорости флотации иногда применяется вспениватель и депрессоры пустой породы.

В данных тестовых испытаниях в качестве вспенивателя был опробован метилизобутилкарбинол (МиБК), а также соляровое масло (в виде эмульсии) в качестве собирателя.

Эксперименты проведены на водопроводной отстоянной воде со значением рН на уровне 8,1-8,3.

Флотационные опыты проведены на пневмомеханической флотомаши-
шине. Параметры работы флотомашины:

- скорость пеносъёма 10 об/мин;
- скорость вращения импеллера в процессе оттирки 2500-2800 об/мин;
- скорость вращения импеллера в процессе флотации 1300 об/мин;
- расход воздуха – до 4 л/мин
- объём камеры – 0,5 и 1 л.

Поскольку основной целью при повышении качества тальковых руд является снижение содержания в них оксида железа, на первичном этапе была проведена серия из трёх опытов на пробе № 1 с целью оценки влияния жидкого стекла (ж.ст.) на депрессию железа. Дозировка подавителя варьировалась с 0 до 260 г/т. Остальные параметры (продолжительность флотации, расходы и точки подачи вспенивателя) сохранялись без изменений. Результаты показывают, что увеличение подачи жидкого стекла приводит к снижению выхода грубого концентрата и соразмерному уменьшению извлечения оксида железа в него (массовая доля Fe_2O_3 остаётся примерно на одном уровне).

Значительного улучшения качества талькового концентрата по содержанию в нем оксида железа не произошло, однако, добавка жидкого стекла, равно как и добавление операции оттирки при высокой частоте вращения импеллера (2800 об/мин) перед флотационным обогащением позволяет вести процесс более контролируемо (снижает устойчивость пенного слоя, возможно, за счёт уменьшения сорбции шламов на поверхности более крупных частиц минералов и их сростков). Аналогичный эффект наблюдается при снижении плотности пульпы.

Результаты флотационных исследований четырёх проб тальковой руды, проведённых в открытом цикле, приведены в таблице 1. Схема проведения флотационных опытов приведена на рисунке 1.

По данным таблицы 1, пробы № 1-4 тальковой руды характеризуются близким содержанием оксида магния (на уровне 19,5-20,9 %) и кремния (от 50,5 до 61,2 %), но существенно различаются по массовой доле кальция (от 0,12 % в пробе № 3 до 6,5 % в пробе № 1).

По содержанию Fe_2O_3 пробы №№ 1 и 3 схожи (4,56 и 5,01 %, соответственно), в двух других пробах значение массовой доли оксида железа выше и составляет 6,68 % (проба № 2) и 7,92 % (проба № 4).

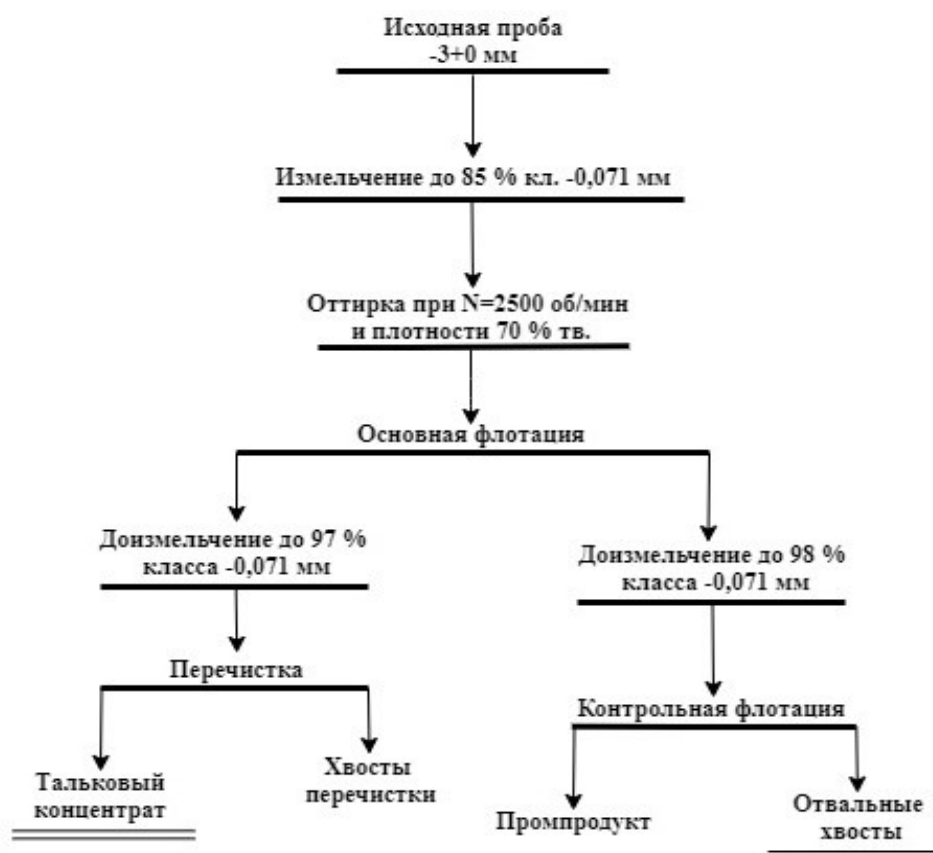


Рисунок 1 – Схема проведения флотационных опытов с дополнительным доизмельчением продуктов обогащения

Минералогический анализ проб методом электронной микроскопии, проведенный на электронном сканирующем микроскопе VEGA LMS фирмы TESCAN, показал, что:

- основными минералами в исходных пробах являются: тальк, хлорит, карбонаты (кальцит и доломит);
- в состав талька входит порядка 3,5-5 % оксида железа;
- оксид алюминия входит в состав хлорита, содержание оксида алюминия в хлорите изменяется от 2 до 10 %;
- кальций входит в состав карбонатов.

Процесс флотационного обогащения представленных проб тальковой руды приводит к значительному снижению содержания кальция и алюминия в флотационных концентратах и повышению содержания кремния. Содержание магния в концентратах повышается незначительно. Существенного снижения содержания железа в тальковых концентратах достигнуть не удалось, что связано с изоморфным вхождением железа в кристаллическую решетку талька с замещением магния. Полученные флотационные концентраты обладают более высокой белизной, чем исходная руда.

Таблица 1 – Результаты флотационных исследований четырёх проб тальковой руды, проведённых в открытом цикле

| Продукты обогащения | Выход, % | Массовая доля, % | | | | | Извлечение, % | | | | |
|------------------------|----------|------------------|----------------|--------------|--------------|---------------|---------------|----------------|--------------|--------------|---------------|
| | | Оксид кремния | Оксид алюминия | Оксид магния | Оксид железа | Оксид кальция | Оксид кремния | Оксид алюминия | Оксид магния | Оксид железа | Оксид кальция |
| Проба № 1 | | | | | | | | | | | |
| Концентрат перерешетки | 25,75 | 62,21 | - | 24,97 | 4,00 | 0,17 | 31,71 | - | 30,19 | 22,59 | 0,68 |
| Промпродукт флотации | 24,92 | 47,64 | - | 22,77 | 4,43 | 7,77 | 23,51 | - | 26,64 | 24,19 | 29,80 |
| Отвальные хвосты | 49,33 | 45,85 | 1,93 | 18,64 | 4,92 | 9,16 | 44,78 | - | 43,17 | 53,22 | 69,52 |
| Исходная проба | 100,00 | 50,51 | 0,74 | 21,30 | 4,56 | 6,50 | 100,00 | - | 100,00 | 100,00 | 100,00 |
| Проба № 2 | | | | | | | | | | | |
| Концентрат перерешетки | 25,65 | 62,48 | - | 27,34 | 4,73 | 0,63 | 28,22 | - | 35,97 | 18,16 | 3,83 |
| Промпродукт флотации | 22,64 | 57,22 | - | 11,62 | 6,22 | 4,67 | 22,81 | - | 13,49 | 21,07 | 25,21 |
| Отвальные хвосты | 51,71 | 53,78 | 4,26 | 19,06 | 7,85 | 5,75 | 48,97 | - | 50,54 | 60,77 | 70,96 |
| Исходная проба | 100,00 | 56,79 | 1,35 | 19,50 | 6,68 | 4,19 | 100,00 | - | 100,00 | 100,00 | 100,00 |
| Проба № 3 | | | | | | | | | | | |
| Концентрат перерешетки | 63,60 | 72,04 | - | 20,71 | 4,75 | 0,04 | 74,90 | - | 63,17 | 60,30 | 21,73 |
| Промпродукт флотации | 18,20 | 26,64 | - | 21,53 | 5,12 | 0,20 | 7,93 | - | 18,80 | 18,59 | 30,95 |
| Отвальные хвосты | 18,20 | 57,71 | 1,45 | 20,66 | 5,81 | 0,31 | 17,17 | - | 18,03 | 21,11 | 47,32 |
| Исходная проба | 100,00 | 61,17 | - | 20,85 | 5,01 | 0,12 | 100,00 | - | 100,00 | 100,00 | 100,00 |
| Проба № 4 | | | | | | | | | | | |
| Концентрат перерешетки | 19,13 | 69,49 | 0,58 | 20,54 | 5,55 | 1,09 | 25,65 | 2,73 | 19,84 | 13,41 | 6,99 |
| Промпродукт флотации | 18,11 | 50,72 | 1,07 | 21,27 | 7,30 | 2,83 | 17,73 | 4,75 | 19,46 | 16,70 | 17,19 |
| Отвальные хвосты | 62,76 | 46,75 | 6,00 | 19,15 | 8,82 | 3,60 | 56,62 | 92,52 | 60,70 | 69,89 | 75,82 |
| Исходная проба | 100,00 | 51,82 | 4,07 | 19,80 | 7,92 | 2,98 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 | 100,00 |

Нахождение железа в решетке талька при отсутствии свободных железосодержащих минералов – отдельная тема для исследований влияния такого железа на потребительские свойства талька.

Процесс флотационного обогащения тальковой руды позволяет получить тальковый концентрат, соответствующий требованиям определенных ГОСТов на тальковую продукцию.

Соответствие полученных флотационных концентратов требованиям ГОСТов на тальковую продукцию:

- | | |
|---|-----------------------------------|
| 1. Концентрат перечистки, полученный из пробы № 2 тальковой руды, содержащий 27,34 % MgO и 4,73 % Fe ₂ O ₃ , соответствует марке ТМК-27 (Тальк керамический, ГОСТ 21234-75). | ТМК-27, ТМК-28 ГОСТ 1234-75 |
| 2. Концентраты, полученные во флотационных опытах на пробах тальковой руды № 1 и № 3, содержащие 87-93 % (MgO+SiO ₂) и 4-4,75 % Fe ₂ O ₃ , соответствуют требованиям ГОСТа 21235-75 - марки ТМП | ТМП ГОСТ 21235-75 |
| 3. Концентрат, полученный из пробы тальковой руды № 4, содержащий 90 % (MgO+SiO ₂) и 5,55 % Fe ₂ O ₃ , соответствует требованиям ГОСТа 21235-75 - марки ТМН | ТМН ГОСТ 21235-75 |

УДК 658.567.1

ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Вальцева А. И., Зубов К. В., Катков Д. А.

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

В резюме из доклада «Об экологическом развитии Российской Федерации в интересах будущих поколений» отмечается, что истощение природных ресурсов, накопление отходов относится к числу основных глобальных экологических проблем современности. Эти слова описывают текущее состояние системы переработки в России. Особенно сильно это влияние в металлургии, как в одной из наиболее важных для страны, с точки зрения экономики и полезности, областей. В металлургии у нашей страны еще со времен СССР остался огромный опыт, однако с точки зрения переработки руд и техногенного сырья, а также в области преумножения влияния этой добычи на окружающую среду, наша страна отстает в степени развитости этой инфраструктуры от ряда государств.

Тема защиты окружающей среды в последнее время очень часто всплывает во всевозможных источниках информации. Не удивительно, что эта тема становится все более популярной для исследований учеными со всего мира (рисунок 1).

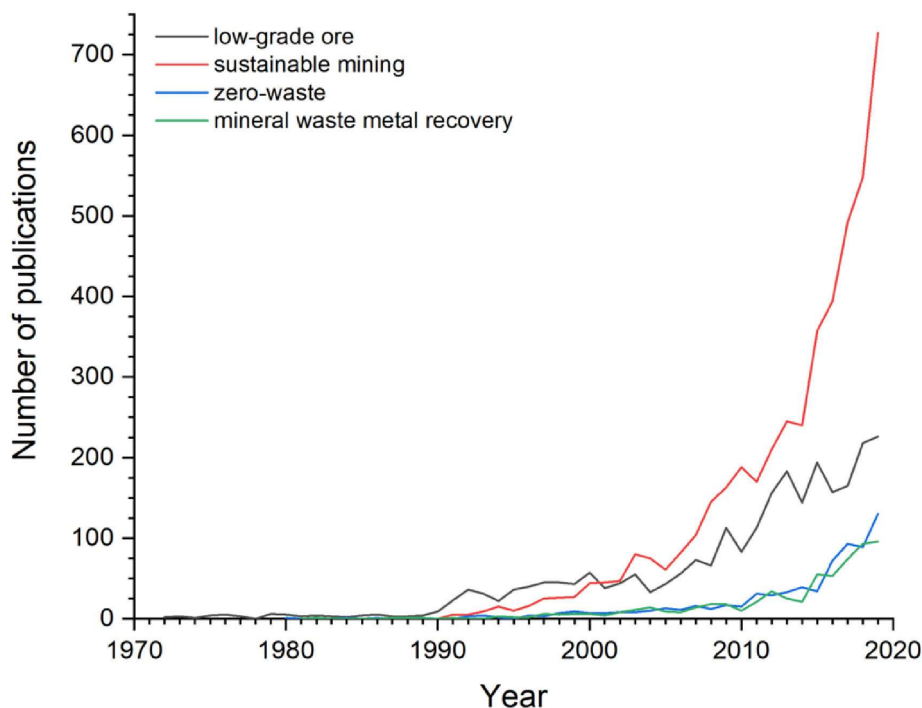


Рисунок 1 – Количество публикаций на тему переработки руд и техногенного сырья

Продукты переработки руд и техногенного сырья зачастую становятся неприятными «соседями» для окружающей среды, так, на примере одного предприятия, хотелось бы показать, как именно влияют не переработанные техногенные отходы на окружающую среду.

Предприятие «Алагирский серебро-свинцовый завод» представляет собой постоянно действующий техногенный источник загрязнения, катастрофически влияющий на экосистемы окружающей среды: атмосферу, гидросферу, литосферу, биосферу и социум Осетии и регионов бассейна Терека и Каспия. Концентраты, поступающие на переработку с месторождений Садона и из-за пределов РСО-Алания, содержали по массе не более половины ценных компонентов. Вторая половина сырьевой массы образовала отходы, создающие экологические проблемы. Сложный многокомпонентный состав отходов, содержащих вещества первого и второго класса опасности, не позволяет утилизировать их без обезвреживания, но применяемые на заводе технологии переработки не позволяют извлекать ценные компоненты при малом их содержании. И это лишь одно из многих подобных предприятий в России.

С начала 1980-х годов по всему миру ответственный подход к добыче полезных ископаемых стал важным критерием в горнодобывающей промышленности и добыче металлов. В отходах техногенного сырья собирается большое количество токсичных элементов, таких как ртуть, мышьяк, бериллий, марганец, хром, кадмий, таллий и др. Примеры вовлечения отходов в промышленный оборот в Российской Федерации немногочисленны, однако они есть, так в Северо-Западном федеральном округе реализован проект вовлечения в комплексную переработку лежалых отвалов гранитного сырья с получением высококачественного товарного щебня – сырья для строительной промышленности [2].

Переработка отходов ведется разными способами, например, способ повышения магнитных свойств железосодержащих металлов, переработка техногенного гидроминерального сырья, переработка техногенных отходов в электродуговой плазме и др. Положительные моменты данных операций: очистка сточных вод, используемых при производстве, получение компонентов из газов, вод, иных отходов. Однако, многие предприятия заявляют, что не имеют возможности извлекать полезные компоненты так, чтобы это было выгодно экономически, ведь иногда дешевле утилизировать отходы, которые содержат достаточно много компонентов, чем добиваться извлечения полезных компонентов из вторичного сырья. Это одни из главных факторов, тормозящих развитие переработки техногенного сырья в нашей стране. Также ввиду несовершенства налоговой базы для области переработки техногенного сырья случаются проблемы с уплатой налогов, например, отнесение всей горной массы отвалов к отходам влечет за собой необходимость внесения платы за обращение с отходами, однако сама горная масса в дальнейшем может вовлекаться в хозяйственную деятельность, и, таким образом, пользователь недр обязан вносить плату за негативное воздействие на окружающую среду при размещении не отходов, а общераспространенных полезных ископаемых, при том, что переход права собственности из государственной в частную имеет место только в отношении основного полезного ископаемого. Эти факторы оказывают влияние на отечественные предприятия, фактически не давая им никакой должной мотивации к грамотной переработке руд и техногенного сырья [3].

Страны Европы являются одними из первых в мире по расходам первичных руд, однако, из-за небольшой площади территории, и относительно невысокого количества первичных руд, располагаемых на своей территории, имеют куда меньшие их запасы. Поэтому им раньше, чем в России пришлось озаботиться использованием техногенного сырья, которое пусть и располагало меньшими запасами, но все же было необходимо и являлось реальной альтернативой исхудающим запасам руд в европейском регионе.

Для переработки техногенного сырья в Европе было разработано специальное законодательство, которое полностью узаконило разработку таких

ресурсов. Расширились программы так называемых «зеленых сертификатов», благодаря которым некоторые программы, которые не могли быть жизнеспособными ввиду экономической нецелесообразности, смогли осуществиться. Гораздо выгоднее стало использовать залежи техногенного сырья для извлечения из них полезных ископаемых. Также сейчас продвигаются программы межсекторального сотрудничества, в которых затраты и выгоды, связанные с добычей материалов, распределяются между различными вовлеченными сторонами.

Оценка используемого для переработки техногенного сырья европейскими учеными показала, что прогнозируемая чистая прибыль значительно отрицательно коррелирует с воздействием на окружающую среду (например, экотоксичность, подкисление, эвтрофикация, истощение озонового слоя), что означает, что процессы, приводящие к меньшему воздействию на окружающую среду, как ожидается, приведут к увеличению прибыли [4].

В данной публикации выявлено, что российские предприниматели, а также государственные организации не заинтересованы в систематической переработке руд и техногенного сырья, ввиду множества факторов, однако самыми определяющими из них являются: отсутствие зеленых сертификатов на переработку, а также недостаточно четкая законная база для адекватного налогообложения отрасли. При решении данных проблем у отечественных предпринимателей и государственных организаций появятся достаточные основания для интеграции процесса переработки сырья в собственном производстве.

Список литературы

1. Доклад «Об экологическом развитии Российской Федерации в интересах будущих поколений» [Электронный ресурс]. URL:<http://ecoline.ru/report-on-the-ecological-development-of-the-russian-federation-in-the-interests-of-future-generations/> (дата обращения: 11.03.2022).
2. Коннова Н.И., Рудницкий Э.А. Обогащение и переработка минерального и техногенного сырья / Н.И. Коннова, Э.А. Рудницкий. – Красноярск: СФУ, 2021. 222 с.
3. Коротаяев В.Н., Слюсарь Н.Н. [и др.] Управление техногенными отходами / В.Н. Коротаяев, Н.Н. Слюсарь, Я.А. Жилинская, Г.В. Ильиных, Т.Г. Филькин. – Пермь: ПНИПУ, 2016. 390 с.
4. Near-zero-waste processing of low-grade, complex primary ores and secondary raw materials in Europe: technology development trends [Электронный ресурс]. URL: <https://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S0921344920302378> (дата обращения: 11.03.2022).

ВЛИЯНИЕ МОЛЕКУЛЯРНОГО ВЕСА КАРБОКСИМЕТИЛИРОВАННЫХ КРАХМАЛОВ НА ИХ ДЕПРЕССИРУЮЩЕЕ ДЕЙСТВИЕ ПРИ ФЛОТАЦИИ ОТАЛЬКОВАННОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНОЙ Cu-Ni РУДЫ

**Лавриненко А. А.¹, Кузнецова И. Н.¹, Саркисова Л. М.¹, Шрадер Э. А.¹,
Копыльцов А. А.²**

¹ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр
им. академика Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

²ВНИИ крахмалопродуктов – филиал ФНЦ пищевых систем им. В.М. Горбатова РАН,
Московская область, Россия

В практике обогащения оталькованных Cu-Ni руд в качестве депрессоров гидрофобных силикатов обычно применяют нетоксичные и обеспечивающие более глубокую депрессию талька природные полисахариды - гуаровую камедь, карбоксиметилцеллюлозу [1, 2, 3]. Однако, наиболее эффективный депрессор талька – гуаровая камедь имеет высокую стоимость и ограниченную доступность [2]. Постоянно ведется поиск новых эффективных, более доступных и недорогих депрессоров из различного растительного сырья [2, 3]. К таким депрессорам можно отнести карбоксиметилированные крахмалы (КМК). Они дешевы и доступны, т.к. производятся промышленностью из ежегодно возобновляемого сырья. Ранее было выявлено сопоставимое с карбоксиметилцеллюлозой (реагентом Depramin 347) депрессирующее действие КМК на минералы пустой породы при флотации оталькованной малосульфидной платинометалльной Cu-Ni руды [4]. Исследована возможность разделения талька и халькопирита с использованием КМК и хлорида алюминия [5]. В этих работах [4, 5] не рассматривалось влияние важных характеристик, влияющих на эффективность депрессора – молекулярного веса полимера и степени замещения гидроксильной группы на карбоксиметильную.

Цель исследования заключалась в изучении влияния молекулярного веса КМК на депрессирующую способность, и селективность разделения сульфидов и силикатов. Молекулярная масса полимера ввиду сложности определения оценивалась по вязкости раствора, поскольку для полимеров одной природы мономера, одинаковой степени замещения и концентрации, вязкость зависит только от молекулярной массы [6].

В качестве депрессоров испытаны предоставленные НИИ Крахмалопродуктов образцы кукурузных КМК с различной вязкостью 4%-ного раствора (230 мПа·с, 85 мПа·с и 30 мПа·с), измеренной на приборе Гепплера и одинаковой степенью замещения - 0,1 моль/моль (по методу ВНИИ Крахмалопродуктов).

Влияние молекулярного веса КМК на смачиваемость талька и пентландита проводилось путем измерения сил отрыва пузырька воздуха от шлифов минералов в присутствии смеси собирателей (1:1) Aerophine 3416 и

бутилового ксантогената (30 мг/л) при рН 7, создаваемом NaOH (рисунок 1). Повышение вязкости раствора КМК способствует росту смачиваемости талька и в меньшей степени пентландита.

Депрессирующая способность и селективность действия КМК изучалась на пробе забалансовой платинометаллической руды, содержащей 0,06 г/т Au, 1,1 г/т Pd, 0,2 г/т Pt, 0,2 % Ni, 0,12 % Cu, 0,8 % S, 0,01 % Co, 1,9 % Fe, 0,9 % Mg. Руда представлена на 58 % пироксеном, 12 % плагиоклазом, 12 % тальком, 8 % амфиболом, 3 % серпентином, 4 % магнезитом, 0,6 % мусковитом, 0,3 % кварцем, 0,3 % халькопиритом, 0,6 % пентландитом, 0,2 % пирротинном, 0,14 % пиритом.

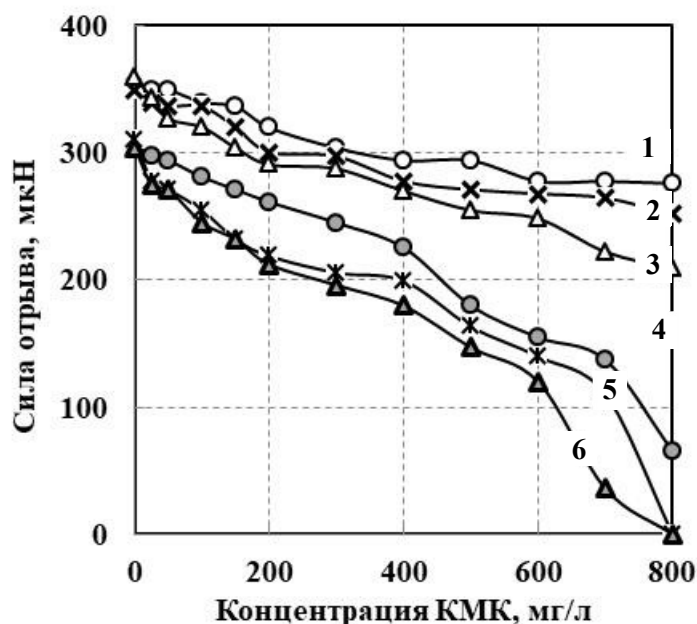


Рисунок 1 – Влияние вязкости раствора и концентрации КМК на смачиваемость поверхности пентландита (1,2,3) и талька (4,5,6) в зависимости от вязкости раствора КМК: 1, 4 – 30 мПа·с, 2, 5 – 85 мПа·с, 3, 6 – 230 мПа·с

Флотация пробы руды, измельченной до 80 % -71 мкм, проводилась композицией собирателей (1:1) при суммарном расходе в основную флотацию 50 г/т и вспенивателя МИБК - 20 г/т. В контрольную флотацию подавали 40 % реагентов при естественном значении рН равном 7. Концентраты основной и контрольной флотации объединялись.

Результаты флотации показали, что с повышением вязкости раствора и расхода КМК снижается извлечение кремния и никеля в концентрат, т.е. усиливается депрессирующее действие, как на силикаты, так и сульфиды (рисунок 2). При расходах КМК до 300 г/т коэффициенты разделения Ni и Si, рассчитанные по Коэну [7] близки для всех образцов КМК, а при дальнейшем увеличении расхода КМК разделение улучшается с повышением молекулярного веса (рисунок 3).

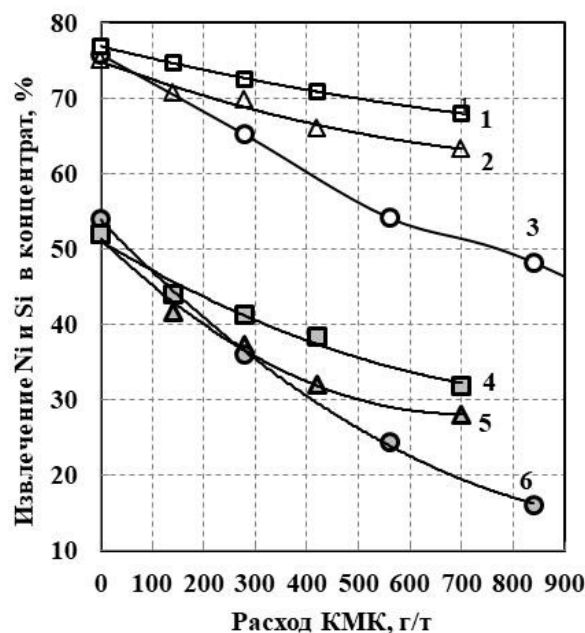


Рисунок 2 – Влияние вязкости раствора КМК на извлечение Ni (1, 2, 3) и Si (4, 5, 6) при флотации руды (1, 4 – КМК с вязкостью 30 мПа·с, 2, 5 – 85 мПа·с, 3, 6 – 230 мПа·с)

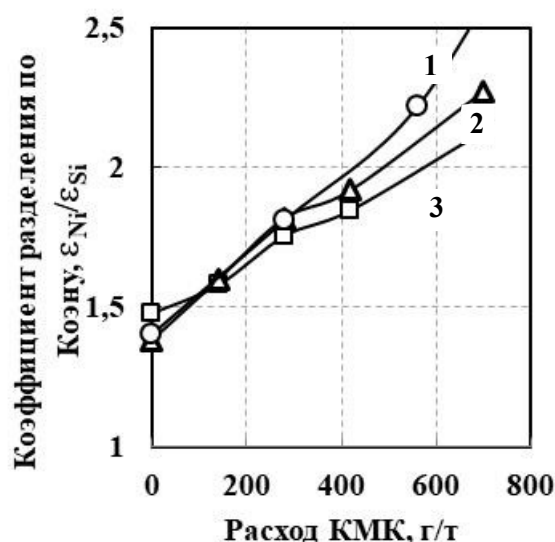


Рисунок 3 – Коэффициент разделения Ni от Si при флотации руды с применением в качестве депрессоров минералов пустой породы КМК с вязкостью: 1 – 230 мПа·с, 2 – 85 мПа·с, 3 – 30 мПа·с

Таким образом, повышение молекулярного веса КМК, оцениваемого по вязкости раствора, способствует возрастанию смачиваемости талька и в меньшей степени пентландита, а также усилению депрессирующего действия и на силикаты, и на сульфиды, но преимущественно на силикаты при флотации оталькованной платинометалльной Cu-Ni руды. Разделение Ni и Si улучшается с увеличением молекулярного веса полимера при расходах более 300 г/т.

Список литературы

1. Bulatovic S.M. Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice: Sulfide Ores. 2007. Amsterdam: Elsevier, - 443 p.
2. Wei Deng, Longhua Xu, Jia Tian, Yuehua Hu and Yuexin Han. Flotation and Adsorption of a New Polysaccharide Depressant on Pyrite and Talc in the Presence of a Pre-Adsorbed Xanthate Collector//Minerals, 2017, 7, 40, p. 1-14; doi:10.3390/min7030040
3. Красавцева Е. А., Горячев А. А. Обзор способов депрессии талька при флотации медно-никелевых руд // Труды Кольского научного центра РАН. 2019. Т. 10. № 6-1. С. 149-154.
4. Лавриненко А.А., Кузнецова И.Н., Саркисова Л.М., Шрадер Э.А., Копыльцов А.А. Применение модифицированных крахмалов в качестве депрессора силикатов при флотации малосульфидной платинометаллической руды // Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья: Материалы XXVI Национальной научно-технической конференции, 26-27 мая 2021г., проводимой в рамках XIX Уральской горнопромышленной декады 19-29 мая 201 г., Екатеринбург: Издательство ООО «Типография ФортДиалог», 2021. – С. 119-122.
5. Liao R., Deng J., Lai H., Cai J., Zhang X., Wen S., Yang H., Deng J., Fang J., Sun X. An Overview of Technologies and Selective Depressing Agents for Separating Chalcopyrite and Talc // International Journal of Metallurgical & Materials Engineering. - 2018, Vol.4, ID 4: IJME-146.
6. Adeyanju O., Olademehin O.P., Hussaini Y., Nwanta U.C., Adejoh A.I., Plavec J. Synthesis and Characterization of Carboxymethyl Plectranthus esculentus Starch. A Potential Disintegrant // J. Pharm. Appl. Chem. - 2016 - Vol. 2(3). - P. 189-195.
7. Барский Л. А., Рубинштейн Ю. Б. Кибернетические методы в обогащении полезных ископаемых. М.: Недра, 1970 – С. 90-92.

УДК 546.831.4

ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЖИДКОФАЗНОГО ОБЕСКРЕМНИВАНИЯ ПЛАЗМОАКТИВИРОВАННОГО ЦИРКОНА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИРКОНОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Брянкин Д. В., Смороков А. А.

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия

**Работа выполнена при поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках проекта FSWW-2020-0020.*

Цирконий нашел свое применение в различных отраслях промышленности. Наиболее широко его используют в атомной энергетике и производстве высокотемпературной керамики. Основными источниками циркония являются его концентраты, которые в зависимости от содержания основного элемента делятся на баддеилитовые (более 90 % ZrO_2) и цирконовые (более 60 % ZrO_2).

Однако выпускаемый в стране бадделеитовый концентрат практически полностью экспортируется. Отечественные предприятия остаются использовать импортный цирконовый концентрат [1]. Поэтому производство циркония в России сильно зависит от Евросоюза, Китая и Украины, откуда поступает до 80 % обогащенных концентратов этого металла для его производства. В нынешних условиях, экспортные показатели могут снизиться. Однако, Россия располагает собственной крупной минеральной базой, достаточной для обеспечения внутренних потребностей страны в циркониевом сырье, но, переработка этого сырья осложняется высоким содержанием примесей, большая часть которых представлена диоксидом кремния. Именно процесс обескремнивания вызывает наибольшие энергетические и экономические затраты в переработке и получении диоксида циркония.

На данный момент известно несколько способов переработки и вскрытия цирконовых концентратов [2]:

- а) термическое разложение циркона;
- б) щелочное вскрытие;
- в) хлорирования;
- г) разложение соединениями фтора

Однако, представленные способы технологически сложны и требуют высоких затрат энергии. Поэтому эти схемы применяются лишь в относительно узких целях.

В данной работе исследовалась возможность применения метода жидкофазного обескремнивания плазмоактивированного циркона в растворе гидродифторида аммония. Выбор гидродифторида аммония объясняется тем, что для регенерации этого реагента требуется гораздо меньше экономических затрат в отличие других реагентов, например, гидроксида натрия, а также обескремнивание возможно проводить в менее жестких условиях, что может существенно снизить энергетические затраты.

Для проведения эксперимента была составлена сетка экспериментов, учитывающая влияние концентрации обескремнивающего раствора и времени процесса. Эксперименты проводили в тефлоновых стаканах, при постоянном перемешивании и температуре 80-90 °С, соотношение жидкой и твердой фазы составляло 5 : 1 соответственно. Концентрации растворов гидродифторида аммония варьировались в диапазоне от 10 до 40 % с шагом в 10 %. Время экспериментов увеличивалось с 1 до 4 часов с шагом в 1 час. Остаток после выщелачивания отфильтровывали и сушили при температуре 80 °С до постоянной массы. Затем образцы анализировали. Те, что показали наиболее высокие результаты обескремнивания прокаливали при температуре 700 °С.

Концентрации элементов в полученных порошках определяли с помощью энергодисперсионного рентгенофлуоресцентного спектрометра

ARL QUANT'X. ИК-спектры исходного сырья, полученных остатков и образцов сравнения получали с помощью ИК-Фурье спектрометра Nicolet 6700.

Определение степени удаления диоксида кремния состояло в вычислении содержания кремния в образцах до и после соответствующего эксперимента. Расчет проводился по формуле (1):

$$\alpha = \left(\frac{m_{\text{нач.}}^{\text{эл.}} - m_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}}}{m_{\text{нач.}}^{\text{эл.}}} \right) \cdot 100 \% = \left(\frac{C_{\text{нач.}}^{\text{эл.}} \cdot m_{\text{нач.}}^{\text{общ.}} - C_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}} \cdot m_{\text{конеч.}}^{\text{общ.}}}{C_{\text{нач.}}^{\text{эл.}} \cdot m_{\text{нач.}}^{\text{общ.}}} \right) \cdot 100 \% \quad (1)$$

где α – степень удаления элемента, %;

$m_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}}$ – масса элемента в образце после эксперимента;

$m_{\text{нач.}}^{\text{эл.}}$ – масса элемента в образце до эксперимента;

$C_{\text{нач.}}^{\text{эл.}}$ – концентрация элемента в пробе до эксперимента;

$C_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}}$ – концентрация элемента в пробе после эксперимента;

$m_{\text{конеч.}}^{\text{общ.}}$ – масса образца после эксперимента;

$m_{\text{нач.}}^{\text{общ.}}$ – масса образца до эксперимента.

Исходный состав используемого сырья представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Состав исходного сырья в пересчете на оксиды

| Компонент | ZrO ₂ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | П.п.п. |
|---------------|------------------|------------------|--------------------------------|--------|
| Содержание, % | 73,8 | 19,7 | 4,9 | 1,6 |

По результатам анализов после экспериментов был выделен образец, в котором степень обескремнивания после реакции превысила 95 %, именно он был прокален в печи. Прокаливание дало ещё сорокапроцентный переход кремния в газовую фазу. Это можно объяснить сублимацией образовавшегося продукта реакции гексафторосиликата аммония (NH₄)₂SiF₆. Таким образом был получен продукт с составом, представленным в таблице 2.

Таблица 2 – Состав конечного продукта в пересчете на оксиды

| Компонент | ZrO ₂ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | П.п.п. |
|---------------|------------------|------------------|--------------------------------|--------|
| Содержание, % | 85,4 | 1,3 | 3,6 | 9,7 |

Данные элементного анализа подтверждаются ИК-спектрами полученных образцов. Сравнение спектров исходного сырья, полученного остатка после обескремнивая с наибольшим переходом кремния в раствор, остатка после упаривания фильтрата, образца после прокаливания и образца сравнения (реагентный SiO₂) представлено на рисунке 1, спектры сдвинуты для удобства представления.

Исчезновение линий поглощения 1120, 802 и 469 см⁻¹, характерных для диоксида кремния [3], говорит о том, что кремний выщелачивается из твердой фазы, переходя в раствор. Характерные линии в образце упаренного

фильтрата 1419 (валентные колебания группы $[\text{NH}_4]^+$) и 483 (деформационные колебания группы $[\text{SiF}_6]^{2-}$) см^{-1} [4] свидетельствуют о переходе кремния в раствор с образованием $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$. В ИК-спектре образца после прокаливания при 700 °С характерные линии 1435 (валентные колебания группы $[\text{NH}_4]^+$) и 743 (валентные колебания группы $[\text{SiF}_6]^{2-}$) см^{-1} [4], появляющиеся в спектре образца после обескремнивания, исчезают, что также говорит о сублимации $(\text{NH}_4)_2\text{SiF}_6$. Сдвиги полос поглощения объяснимы сложностью межэлементного взаимодействия.

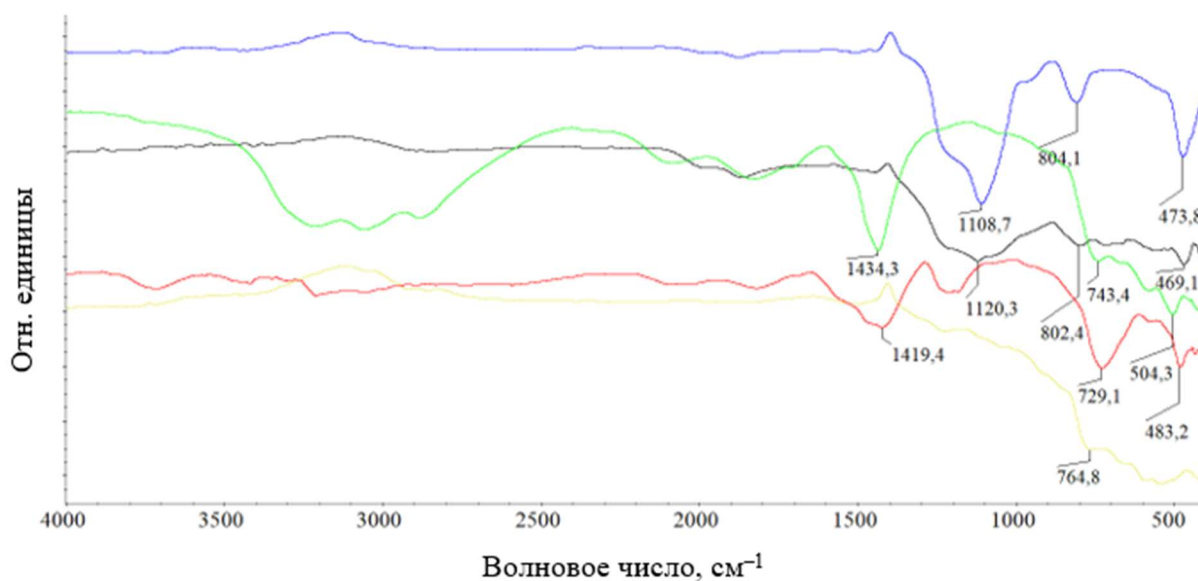


Рисунок 1 – Сравнение ИК-спектров SiO_2 (синий), исходного сырья (черный), образца после обескремнивания (зеленый), образца после прокаливания (желтый), упаренного фильтрата (красный)

Полученные результаты позволяют говорить об эффективности методики жидкофазного обескремнивания плазмоактивированного циркона.

Список литературы

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году». Под ред. Л.И. Ремизова. М.: ВИМС, 2020. 426 с.
2. Барышников Н.В. *Металлургия циркония и гафния* / Н.В. Барышников, В.Э. Гегер, Н.Д. Денисова и др.; под ред. канд. техн. наук Л.Г. Нехамкина. – М.: Metallurgy, 1979. – 208 с.
3. Мурашкевич А. Н., Лавицкая А. С., Баранникова Т. И., Жарский И. М. Инфракрасные спектры поглощения и структура композитов $\text{TiO}_2\text{—SiO}_2$ // Журн. прикл. спектроскопии. – 2008. – 75, № 4. – С. 724-728.
4. Накамото К. ИК-спектры и спектры-КР неорганических и координационных соединений: учебное пособие / К. Накамото. – М.: МИР, 1991. – 536 с.

РАЗРАБОТКА СПОСОБА ЖИДКОФАЗНОГО ОБЕСКРЕМНИВАНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО ШЛАКА

Брянкин Д. В., Смороков А. А.

ФГАОУ ВО «Национальный исследовательский Томский политехнический университет», г. Томск, Россия

**Работа выполнена при поддержке Министерства науки и высшего образования Российской Федерации в рамках проекта FSWW-2020-0020.*

Переработка техногенного сырья – одна из актуальных проблем в деятельности химических и металлургических производств. Важности этой теме добавляет тот факт, что качество и количество рудного материала с каждым годом снижается. Поэтому остается создавать технологии, способные извлечь остатки ценных компонентов из отходов производств, при этом не создавая проблемы утилизации новых отходов.

Определенных успехов в переработке Россия уже добилась: по итогам 2020 года из техногенных отходов было добыто около 4 тыс. тонн свинца и порядка 31 тыс. тонн цинка [1]. Однако, при этом возникали определенные сложности, связанные с изменением структуры и не позволяющие применять уже известные перерабатывающие процессы.

В нашей работе в качестве такого техногенного сырья выступали свинцово-цинковые шлаки, которые образовались в результате деятельности Нерчинских сереброплавильных заводов. Переработка данного сырья осложняется наличием силикатной матрицы, которая прочно связывает цветные металлы и затрудняет их извлечение. В связи с вышесказанным, целью нашей работы являлась разработка способа удаления кремния из полиметаллического шлака.

Как было показано ранее [2], фториды аммония могут быть рассмотрены в качестве основного реагента для переработки техногенного сырья. Они являются эффективными реагентами для переработки химически стойких оксидов, а также после проведения процесса их можно регенерировать, что улучшает экономические показатели производства. Однако, представленный метод требует достаточно высоких затрат энергий, так как весь процесс происходит при температурах более 200 °С. В связи с этим было решено перенести реакцию в жидкую фазу и проверить эффективность жидкофазного способа обескремнивания раствором гидродифторида аммония.

В ходе экспериментов определялась зависимость степени обескремнивания сырья от концентрации раствора гидродифторида аммония и времени реакции. Эксперименты проводили в тефлоновых стаканах, при постоянном перемешивании и температуре 80-90 °С, соотношение жидкой и твердой фазы составляло 5 : 1 соответственно. Концентрации растворов гидродифторида аммония варьировались в диапазоне от 10 до 40 % с шагом в

10 %. Время экспериментов увеличивалось с 1 до 4 часов с шагом в 1 час. Остаток после выщелачивания отфильтровывали и сушили при температуре 80 °С до постоянной массы. Затем образцы подвергали пирогидролу при температуре 700 °С, что позволило снизить долю фторидов в образцах.

Концентрации элементов в образцах определяли с помощью энергодисперсионного рентгенофлуоресцентного спектрометра ARL QUANT'X. Фазовый состав образцов определяли с помощью рентгеновского дифрактометра Shimadzu XRD-7000S.

Определение степени удаления примесей состояло в вычислении содержания элемента в образцах до и после соответствующего эксперимента. Расчет проводился по формуле (1):

$$\alpha = \left(\frac{m_{\text{нач.}}^{\text{эл.}} - m_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}}}{m_{\text{нач.}}^{\text{эл.}}} \right) \cdot 100 \% = \left(\frac{C_{\text{нач.}}^{\text{эл.}} \cdot m_{\text{нач.}}^{\text{общ.}} - C_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}} \cdot m_{\text{конеч.}}^{\text{общ.}}}{C_{\text{нач.}}^{\text{эл.}} \cdot m_{\text{нач.}}^{\text{общ.}}} \right) \cdot 100 \% \quad (1)$$

где α – степень удаления элемента, %;

$m_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}}$ – масса элемента в образце после эксперимента;

$m_{\text{нач.}}^{\text{эл.}}$ – масса элемента в образце до эксперимента;

$C_{\text{нач.}}^{\text{эл.}}$ – концентрация элемента в пробе до эксперимента;

$C_{\text{конеч.}}^{\text{эл.}}$ – концентрация элемента в пробе после эксперимента;

$m_{\text{конеч.}}^{\text{общ.}}$ – масса образца после эксперимента;

$m_{\text{нач.}}^{\text{общ.}}$ – масса образца до эксперимента.

Исходный состав полиметаллического шлака представлен в таблице 1, а фазовый состав на рисунке 1.

Таблица 1 – Состав исходного сырья

| | | | | | | |
|---------------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|------------------|--------|------|
| Компонент | Fe ₂ O ₃ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | ZnS | PbS | MnO |
| Содержание, % | 35,71 | 25,29 | 6,78 | 7,85 | 4,87 | 3,99 |
| Компонент | CaO | MgO | K ₂ O | TiO ₂ | П.п.п. | |
| Содержание, % | 4,16 | 2,45 | 1,51 | 0,63 | 6,76 | |

По результатам анализов после экспериментов был выделен образец, в котором степень обескремнивания после реакции превысила 95 %.

Этот образец подвергли пирогидролу при 700 °С. Полученный образец обладает следующим химическим (таблица 2) и фазовым составом (рисунок 2).

Таблица 2 – Состав обескремненного шлака после пирогидролу

| | | | | | | |
|---------------|--------------------------------|------------------|--------------------------------|------------------|--------|------|
| Компонент | Fe ₂ O ₃ | SiO ₂ | Al ₂ O ₃ | ZnO | PbO | MnO |
| Содержание, % | 52,11 | 1,16 | 8,23 | 9,68 | 6,93 | 5,43 |
| Компонент | CaF ₂ | MgF ₂ | KF | TiO ₂ | П.п.п. | |
| Содержание, % | 10,30 | 3,80 | 0,30 | 0,43 | 1,63 | |

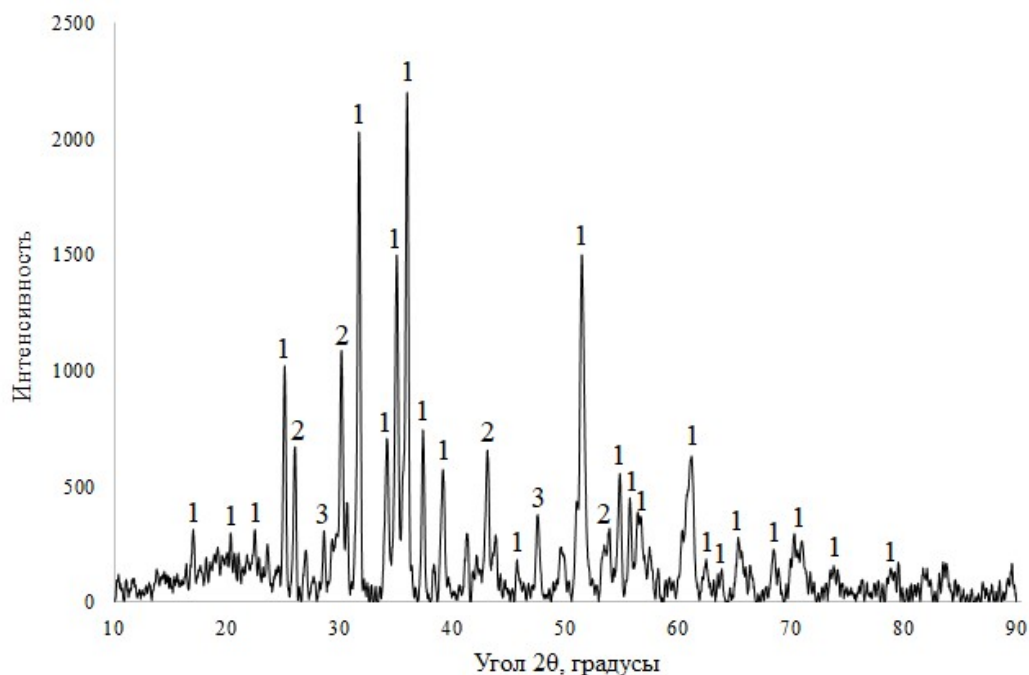


Рисунок 1 – Рентгенограмма исходного полиметаллического шлака:
 1 – FeSiO_4 (фаялит); 2 – PbS (галенит); 3 – ZnS (сфалерит)

При увеличении температуры пирогидролиза свыше 700°C железо может формировать магнитную фракцию (маггемит, магнетит и т.п.), что позволяет в последующем проводить магнитную сепарацию с получением магнитного концентрата железа и немагнитного концентрата цветных металлов.

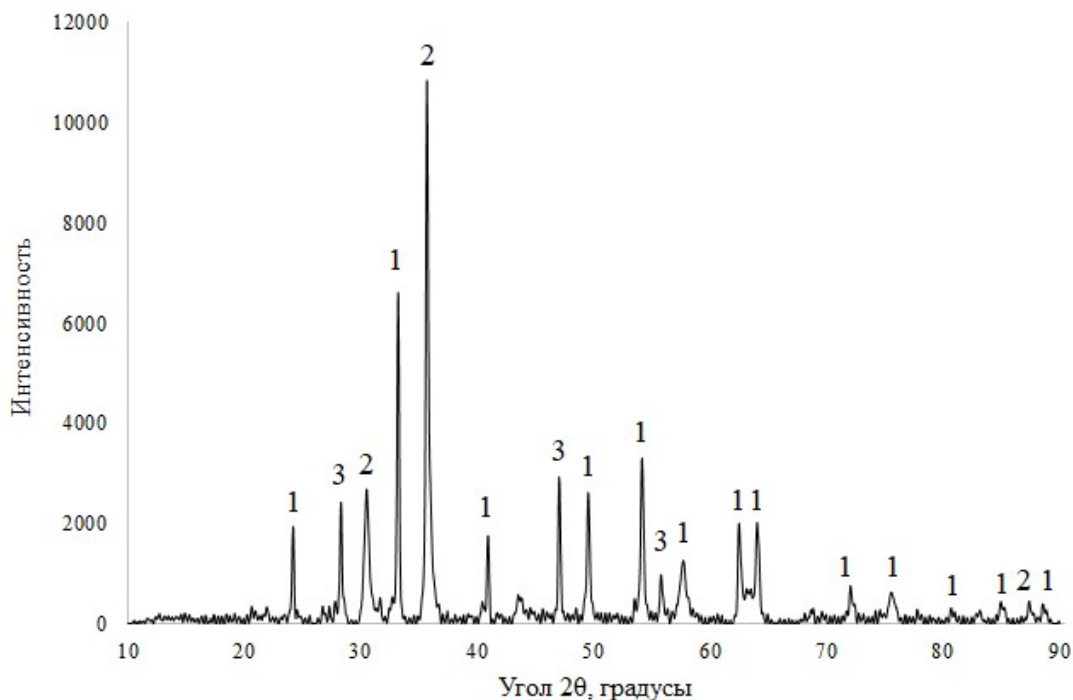


Рисунок 2 – Рентгенограмма обожженного полиметаллического шлака (700°C):
 1 – Fe_2O_3 (гематит); 2 – Fe_2O_3 (маггемит); 3 – CaF_2 (флюорит)

Полученные результаты позволяют говорить об эффективности методики жидкофазного обескремнивания полиметаллического шлака.

Список литературы

1. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2019 году». Под ред. Л.И. Ремизова. М.: ВИМС, 2020. 426 с.
2. Дмитриев А.Н. Фтораммонийный способ переработки титановых шлаков / А.Н. Дмитриев, А.А. Смороков, А.С. Кантаев, Д.С. Никитин, Г.Ю. Витькина // Изв. вузов. Черная металлургия. 2021. – Т. 64. – № 3. – С. 178-183.

УДК 661.183.6

ПОЛУЧЕНИЕ СИНТЕТИЧЕСКИХ ЦЕОЛИТОВ ИЗ РАСТВОРОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА

**Бибанаева С. А., Скачков В. А. Сабирзянов Н. А.,
Суриков В. Т., Лебедева Э. М., Резницких О. Г.**

ФГБУН «Институт химии твердого тела УрО РАН», г. Екатеринбург, Россия

**Работа выполнена в соответствии с государственным заданием и планами НИР ИХТТ УрО РАН.*

Цеолиты – большая группа микропористых кристаллических алюмосиликатов, трехмерный каркас которых пронизан полостями и каналами наноразмеров. Растущий спрос на материалы с высокоспецифическими химическими и физическими свойствами, какими являются цеолиты, вдохновляет исследователей на разработку новых цеолитных материалов и более глубокое исследование уже известных. Благодаря своим уникальным свойствам цеолиты нашли множество применений в различных отраслях производства. Годовой оборот на мировом рынке составляет несколько миллионов тонн. Наиболее широко цеолиты используются в газонефтехимии, ионном обмене (очистка и умягчение воды), адсорбции и разделении паров и газов и удалении примесей (в частности, вредных и экологически опасных) из газов и растворов. Помимо этого, цеолиты находят все более широкое применение в сельском хозяйстве, животноводстве, бумажной промышленности и строительстве.

Известно более 40 минеральных видов природных цеолитов. Природные цеолиты широко используются в промышленности и сельском хозяйстве. Однако они отличаются большим количеством примесей и являются плохими адсорбентами.

На сегодняшний день известно более 100 видов синтетических цеолитов с различными уникальными свойствами, применяемыми в узкоспецифических отраслях промышленности [1, 2].

В работе представлены результаты исследования по изучению возможности синтеза алюмосиликатных цеолитов в условиях промышленного производства глинозема. Для эксперимента применяли оборотный раствор глиноземного производства состава: Al_2O_3 – 120 г/л, Na_2O – 300 г/л, жидкое натриевое стекло, кристаллический порошок извести и автоклавную установку Parag 4560. Автоклавную обработку проводили при температуре 250 °С, давлении 27 атм. в течение 3 часов. Далее полученную пульпу охлаждали, фильтровали, отделяли осадок. Полученные продукты взаимодействия исследовались различными физико-химическими методами. Полученный осадок представляет собой белый порошок гидроалюмосиликата натрия (~10 масс. %) и кальция (~90 масс. %) состава $\text{Na}_2\text{O} \cdot \text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2,1\text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$, $\text{CaAl}_2\text{Si}_3\text{O}_{10}(\text{OH})_2$, что подтверждено рентгенофазовым анализом (рисунок 1). Размер частиц не более 1 мкм (рисунок 1).

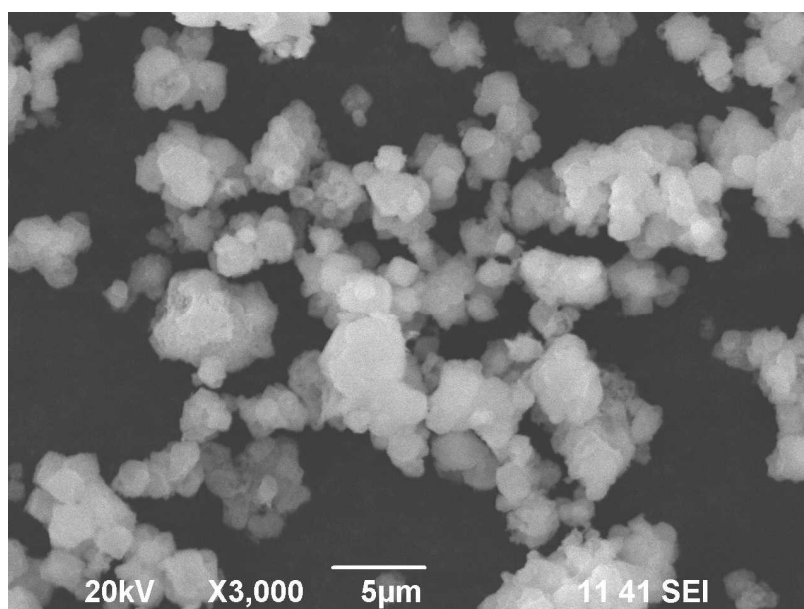


Рисунок 1 – СЭМ изображение синтетического цеолита (увеличение 3000 раз)

На рисунке 2 представлены кривые TG и DSC синтезированного цеолита. Уменьшение массы образцов происходит в несколько этапов и сопровождается изменениями на DSC кривой, наличием эндо- и экзоэффектов. При этом наблюдается изменение состава выделяющихся газов.

При температуре 291 °С начинается разложение материала с выделением H_2O и уменьшением массы на 18 %. Далее при нагревании выше 600 °С идет убыль массы на 1,8 % с выделением CO_2 . Один из пиков выделения CO_2 сопровождается экзоэффектом с началом 838 °С. Следующий экзоэффект с началом 922 °С с изменением массы не связан.

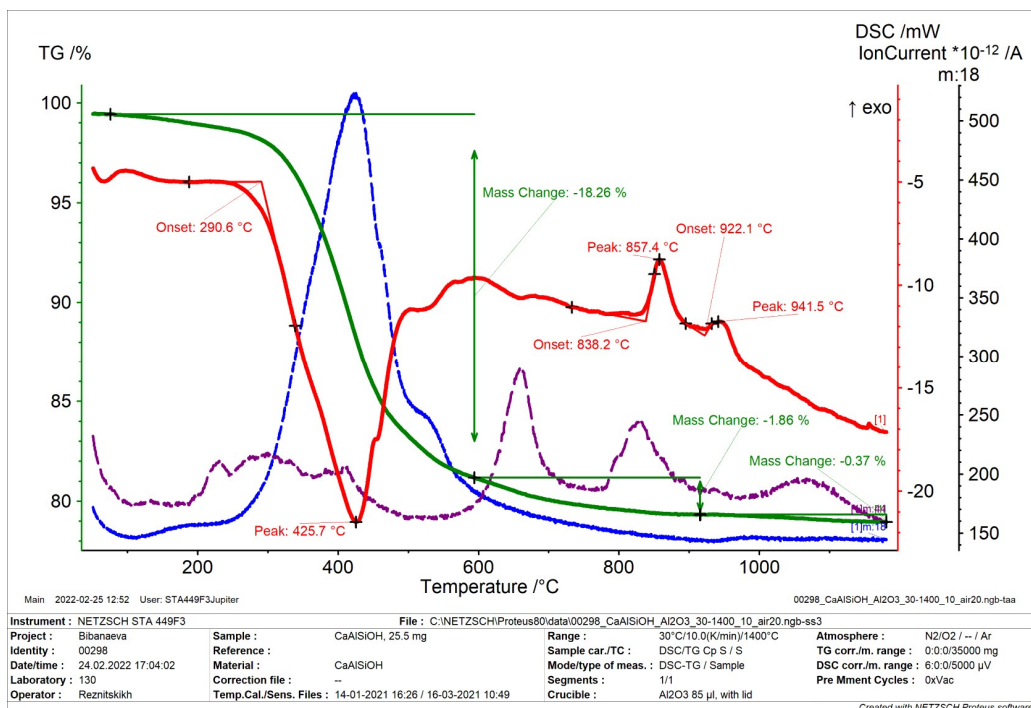


Рисунок 2 – Кривые TG, DSC полученного цеолита в интервале температур 30-1200 °С

Способ синтеза алюмосиликатных цеолитов из оборотных растворов позволит расширить номенклатуру производимой продукции на глиноземных заводах.

Список литературы

1. Cundy C.S., Cox P.A. The hydrothermal synthesis of zeolites: Precursors, intermediates and reaction mechanism // Microporous Mesoporous Mater. 2005. Vol. 82, № 1-2. P. 1-78.
2. Wang Z., Yu J., Xu R. Needs and trends in rational synthesis of zeolitic materials // Chem.Soc. Rev. 2012. Vol. 41, № 5. P. 1729-1741.

УДК 622.7(001)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВИНЦОВЫХ РУД МЕТОДОМ ПНЕВМОСЕПАРАЦИИ

Лебедев И. Ф.

ФГБУН ФИЦ «Якутский научный центр Сибирского отделения РАН»
ИГД Севера им. Н.В. Черского Сибирского отделения РАН», Россия

Введение. Для проведения исследований представлена руда месторождения «Вертикальное», с общим весом 1005 кг [1]. Месторождение Вертикальное находится в пределах Мангазейского рудного поля, расположенного на восточном склоне Западно-Верхоянского сегмента Верхоянского хребта.

Оборудование для проведения испытания. Испытания пробы руды проводились на экспериментальных установках: дробилке комбинированного ударного действия ДКД-300, центробежном измельчителе ЦМВУ-800 и пневмосепараторе ПОС-2000 разработки ИГДС СО РАН.

Общая методика проведённых исследований. Испытания проводились по технологической схеме, представленной на рисунке 1, предусматривающей последовательную переработку руды в дробилке ДКД-300, измельчителе ЦМВУ-800 и пневмосепараторе ПОС-2000.

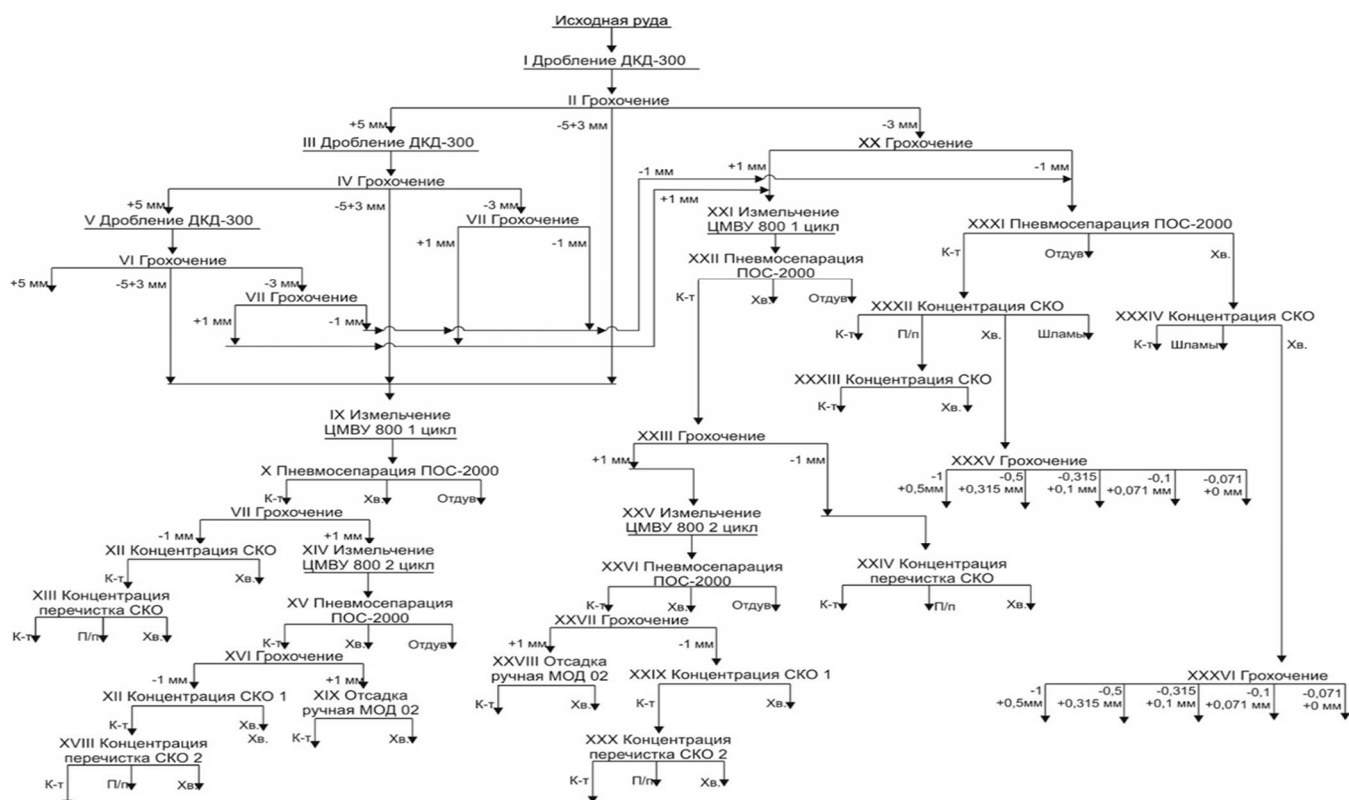


Рисунок 1 – Технологическая схема обработки пробы

Для проведения сквозных испытаний исходная проба была продроблена и поделена на классы крупности +5 мм, -5+3 мм и -3 мм грохочением. Распределение продуктов дробления по классам крупности составило: +5 мм – 433 кг, -5+3 мм – 128 кг, -3 мм – 170 кг. Доля класса -3 мм в продуктах дробления составляет 23 %. Всего проведены 3 стадии дробления. После каждой стадии дробления продукты также подвергались грохочению на классы крупности +5 мм, -5+3 мм и -3 мм. Класс крупности +5 мм, образующийся в процессе дробления, подвергали последовательному стадийному дроблению в дробилке ДКД-300. Класс крупности -5+3 мм подвергали измельчению в центробежной мельнице ЦМВУ-800. Продукты измельчения подвергали последующей пневмосепарации на ПОС-2000. Для сквозных испытаний измельчение и пневмосепарация производились в одной

связке. Класс -3+1 мм, образующийся после измельчения, проходит две стадии измельчения с одновременной пневмосепарацией. Класс -3+0 мм, полученный после первой стадии дробления, также подвергался грохочению с выделением класса -3+1 мм, который направляется на доизмельчение с пневмосепарацией. Класс -1 мм подвергали пневмосепарации на ПОС-2000.

Все продукты пневмосепарации подвергались концентрации на концентрационном столе. Из продуктов разделения отбирались аналитические пробы для атомно-адсорбционного определения содержания свинца. По результатам проведённых анализов выполнен расчёт качественно-количественной схемы обработки пробы.

Исследование процессов пневмосепарации на ПОС-2000. Пневмосепаратор ПОС-2000 испытывался в двух режимах. Первый режим в последовательной совместной работе с центробежным измельчителем ЦМВУ-800 и отдельная пневмосепарация отсевов грохочения продуктов обработки пробы крупностью -1 мм. В первом случае полученный концентрат пневмосепарации разделяли на два класса -1 и +1 мм. Далее класс -1 мм обогащался на концентрационном столе СКО-0,5 для выделения свинцовой головки. Класс +1 мм для изучения раскрытия свинца подвергался измельчению и пневмосепарации, концентрат также просеивался на классы -1 и +1 мм, класс -1 мм обогащался на концентрационном столе СКО-0,5 для выделения минералов свинца (галенита). Из хвостов пневмосепарации отбирались пробы для анализа гранулометрического состава и для анализа содержания остаточного свинца. Для выделения свободных минералов свинца (галенита) из хвостов также использовали концентрационный стол СКО-0,5. Из хвостов отбирались пробы для анализа остаточного содержания свинца.

Полученные концентраты пневмосепарации разделялись также на классы -1 и +1 мм. Класс -1 мм обогащался на концентрационном столе СКО-0,5. По схеме сквозных испытаний выделенный класс +1 мм подвергался трем стадиям измельчения и пневмосепарации. При этом концентраты пневмосепаратора также разделялись на классы -1 и +1 мм. Схема выделения свинца из минусовых продуктов та же. Остаточный продукт +1 мм после трех стадий анализировался на содержание свинца.

Побочными продуктами обработки проб являются тонкодисперсная пыль, преимущественно -0,5 мм, после всех операций обработки от дробления до пневмосепарации, а также просыпи материала в процессе обработки проб. В расчете материальных потоков они учитываются методом баланса поступающего материала, выходных продуктов, для операции пневмосепарации выход тонкодисперсной пыли представлен в виде отдельного продукта разделения – отдува. После каждой операции отдельно отбирались пробы для гранулометрического анализа и для пробирного анализа на содержание свинца (хвосты переработки).

На рисунках 2 и 3 представлены гранулометрические характеристики продуктов пневмосепарации ПОС-2000: хвостов и концентратов. Режим пневмосепарации (поток воздуха) выбран по зерну 0,2 мм, что и подтверждается гранулометрическим составом хвостов (рисунок 2), где преобладающим классом крупности хвостов является класс -0,2+0,1 мм – 31,12 %. Нужно сказать, что данный режим является максимальным по потоку воздуха. Тем не менее, выход концентратов во всех случаях оказался большим, здесь сказывается грубость поступающего материала (материал крупнее 1 мм) по крупности, особенно после измельчения, что и подтверждается неравномерностью гранулометрического состава концентратов. Пневмосепарацию во всех случаях осуществляли в одном режиме. Испытания проведены в сквозном варианте для всей пробы руды.

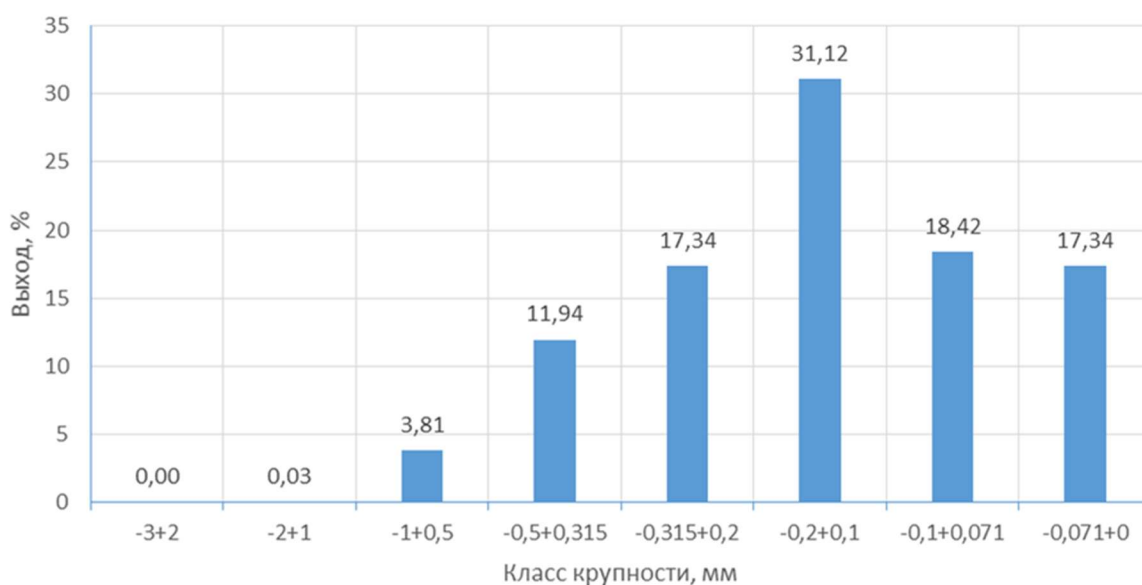


Рисунок 2 – Гранулометрический состав хвостов ПОС-2000

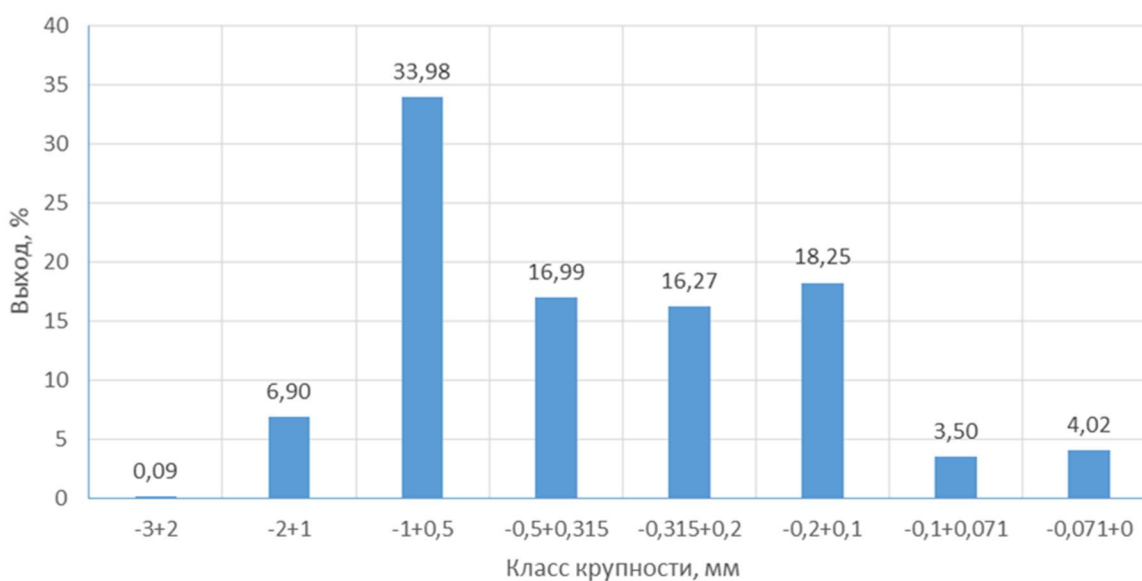


Рисунок 3 – Гранулометрический состав концентратов ПОС-2000

Из графиков видно, что в хвосты попадает, в основном, мелкий класс крупности $-0,315+0$ мм – 66,88 %, в концентрат класс $-1+0,1$ мм – 85,49 %.

Выводы. Предоставленная для исследования проба руды месторождения «Вертикальное» характеризуется содержанием свинца по паспорту пробы 16,05 %. Экспериментальными и балансовыми расчетами уточнено содержание в пробе 8,67 %. Повышенное содержание свинцовых минералов в исходной руде, по всей видимости, является существенной технологической проблемой для данной комплексной руды. Свинец, как и цинк, являются основными промышленными компонентами руды. По проведенным экспериментальным исследованиям установлено, что после дробления и измельчения большая часть полезного компонента – минералов свинца – переходит в мелкие классы крупности (менее 1 мм), где основная масса полезного компонента свинца находится в раскрытом виде. Минеральная форма свинца связана с минералами галенита и англезита. Результаты анализа указывают на устойчивое содержание более окисленной формы – англезита. Существенная часть минералов свинца в виду их хрупкости и мягкости легко подвергается ошламованию.

Исследования технологической пробы с использованием новых аппаратов рудоподготовки – дробилки ДКД-300 и центробежного измельчителя ЦМВУ-800 – дали возможность получения грубого измельчения. Дробление характеризуется степенью дробления с высоким значением 9,08 при дроблении рудного материала крупностью $-150+40$ мм. Выход контрольного класса крупности -1 мм составляет до 16,35 % от исходного. При этом, существенная часть свинцовых минералов раскрывается и успевает подвергнуться ошламованию. На стадии измельчения дораскрытие продолжается, но оно сопровождается ошламованием минералов свинца, что сказывается на процессе пневмосепарации.

По большому счету с учетом высокой степени раскрываемости минералов, в частности минералов свинца, осталась не выясненной возможность обогащения более грубых избирательно раскрываемых мономинеральных форм, что может быть предметом дальнейших исследований, связанных с осуществлением своевременного вывода таких форм из процессов рудоподготовки и разделения для максимального сохранения «хрупкой» области контрастности обогатимости и предотвращения их ошламования. В принятой проектной схеме с шаровым измельчением это невозможно.

Концентрат пневмосепарации засорен грубыми неизмельченными обломками пустой породы, при этом существенная часть минералов свинца переходит в хвосты, которые следует считать промпродуктами и по качеству, и по выходу. Основная часть хвостовых продуктов пустой породы уходит в виде отдувов. К сожалению, из-за поздней доставки пробы руды не удалось провести исследования в разных режимах пневмосепарации, однако для данной руды понятно, что требуется тонкое управление процессом пневмосепарации и ограничение по крупности исходного питания.

При принятых параметрах рудоподготовки и режима сухой пневматической сепарации удаётся формировать массу раскрытого гравитационно извлекаемого свинца крупнее 0,02 мм (20 микрон), что подтверждается обогащением продуктов разделения ПОС-2000 гравитационным методом (концентрационный стол). При этом пока речь идёт не о получении отвальных продуктов разделения, а о возможности частичной интеграции с проектной технологией обогащения.

Для практического решения вопросов применения сухого обогащения необходимо:

- ввести рудоподготовку до крупности -1 мм с необходимой системой классификации перед операцией пневмосепарации;

- определить пневмосепарацию грубоизмельченной руды, как предварительное разделение на концентрат и хвосты с тем, чтобы в дальнейшем их перерабатывать в отдельных технологических схемах: концентрат по гравитационной схеме с получением кондиционных серебрясвинцовых концентратов, а хвосты по флотационной схеме в фабричных условиях.

Список литературы

1. Технологический регламент для проектирования обогатительной фабрики по переработке руд месторождения Вертикальное. – ООО ЕМС-Майнинг. – 2017. – С. 180.

УДК 622.75.77

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НАКОПИТЕЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ

Пеньков П. М.

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

При разработке месторождений полезных ископаемых происходит формирование на поверхности Земли значительного количества отходов. В некоторых случаях эти отходы горного производства содержат достаточное количество полезных ископаемых, по своему содержанию близких к промышленному значению. Что позволяет рентабельно вовлекать их в повторную переработку [1].

В настоящий момент времени в переработку вовлекаются месторождения с низким содержанием золота, со сложным минеральным составом и гранулометрическими характеристиками золота, а также техногенные месторождения, представляющие из себя лежалые хвосты ЗИФ и промывочных приборов. Объекты вторичного золотосодержащего сырья разнообразны по масштабам накопления, содержанию металла и экономической значимости [2].

Несмотря на большие объемы техногенных месторождений они характеризуются низким содержанием золота. Для их переработки используют традиционные способы, такие как флотация, гидрометаллургические процессы и гравитация. Однако, для эффективного извлечения мелкого и тонкого золота необходимо усовершенствование имеющихся технологических режимов.

В связи с этим было изучено влияние циркуляционной концентрации в процессе центробежной сепарации с целью повышения технологических показателей.

За основу была принята разработанная технология, совмещающая центробежную сепарацию и циркуляционную концентрацию, которая включает в себя: последовательную подачу порций исходного материала в виде пульпы; центробежную сепарацию порций с турбулизацией пристеночного слоя конуса, изнутри конуса, струями сжатого воздуха и циркуляцией легкой фракции в течение заданного времени с последующим удалением ее в хвосты; одновременную разгрузку тяжелой фракции в концентрат с помощью смывной воды после переработки заданного количества порций [3].

В соответствии с данной технологией были выполнены исследования на вскрышных породах медного рудника массой 20 кг.

Схема проведения опытов представлена на рисунке 1.

Крупность пробы составляла $-1,4+0$ мм. Исходное питание в центробежный сепаратор подавали в виде пульпы при соотношении Т:Ж – 2:8.

Эксперименты осуществлялись следующим образом. Порцию пульпы массой 5000 г подавали в зумпф с мешалкой для получения пульпы с массовой долей твердого 20 %.

Далее запустили центробежный сепаратор в работу, с помощью частотного преобразователя установили частоту вращения вала с конусом 1200 мин^{-1} , подали сжатый воздух в пневматический турбулизатор. Давление воздуха в пневматическом турбулизаторе 0,5 МПа. Затем из емкости центробежным насосом пульпу подавали в центробежный сепаратор.

При подаче пульпы из емкости в центробежный сепаратор она под действием центробежной силы движется по поверхности конуса к его широкой части. С помощью воздуха из пневматического турбулизатора происходит турбулизация струями сжатого воздуха пристеночного слоя пульпы на поверхности конуса. Частицы повышенной плотности за счет центробежной силы продвигаются в пристеночном слое к поверхности конуса и накапливаются в пазах конуса.

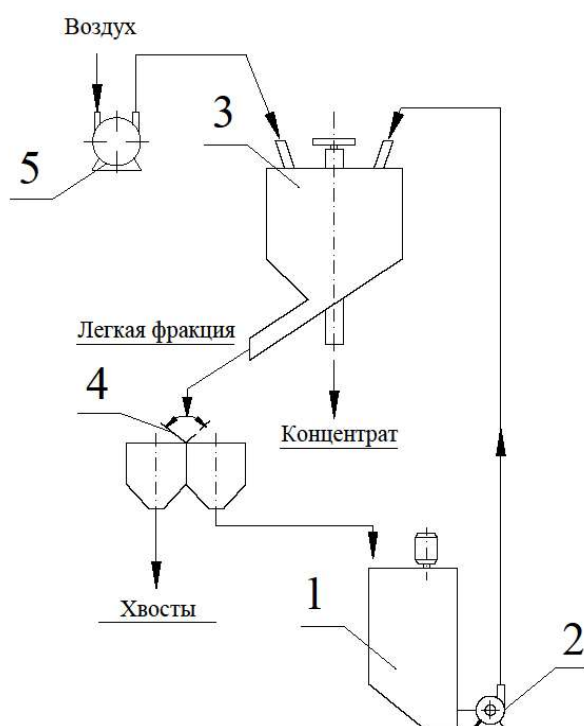


Рисунок 1 – Схема цепей аппаратов для реализации центробежной сепарации с турбулизацией воздухом: 1 – зумпф, 2 – насос, 3 – центробежный сепаратор, 4 – переключатель потоков, 5 – компрессор для подачи сжатого воздуха

Время циркуляции пульпы составляло 7 минут. По истечению данного времени легкую фракцию центробежного сепаратора направляли в емкость для сбора легкой фракции. Тяжелая фракция центробежного сепаратора остается в пазах конуса. После разгрузки легкой фракции в хвосты процесс осуществляли на следующих порциях исходного питания.

После переработки четырех порции исходного питания прекратили подачу сжатого воздуха в пневматический турбулизатор и подали воду в водный турбулизатор при давлении 0,008 МПа, частоту вращения конуса с помощью частотного преобразователя установили 5 об/мин. Из пазов конуса водой из водных турбулизаторов вымывалась тяжелая фракция, которая самотеком направлялась по поверхности конуса к его узкой части и под распределителем потоков через патрубок направлялась в емкость для концентрата.

По окончании опыта определили выход концентрата и хвостов центробежной сепарации, продукты отданы на пробирный анализ.

Результаты экспериментов после математической обработки представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты турбулизационно-центробежной сепарации при циркуляции легкой фракции с последовательной подачей порций материала

| Продукт | Выход, % | Массовая доля Au, г/т | Извлечение Au, % |
|------------|----------|-----------------------|------------------|
| Концентрат | 3,35 | 17,5 | 70,99 |
| Хвосты | 96,65 | 0,25 | 29,01 |
| Исходный | 100 | 0,83 | 100 |

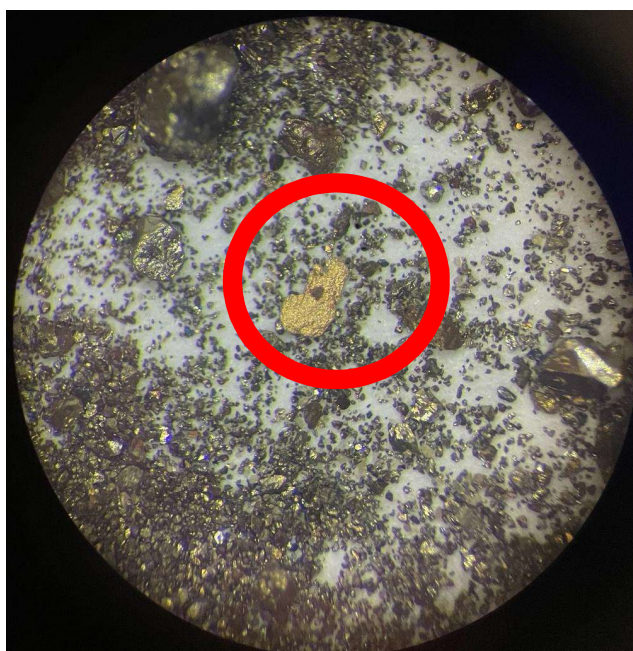


Рисунок 2 – Частица золота в концентрате турбулизационного центробежного сепаратора

Установлено, что с помощью турбулизационной центробежной сепарации, работающей в замкнутом цикле, из золотосодержащего продукта получен концентрат с массовой долей золота 17,5 г/т при извлечении в него золота 70,99 %.

Полученные данные свидетельствуют о эффективности центробежной сепарации в режиме циркуляции легкой фракции и пневматической турбулизации. Данная технология позволяет повысить извлечение золота в концентрат, а применение пневматической турбулизации позволяет не обходить замкнутый процесс центробежной сепарации и сократить расход воды.

Список литературы

1. Макаров В.А.; Самородский П.Н. Актуальные вопросы оценки и освоения техногенных месторождений золота. «Золото и технологии» № 4 / декабрь 2018 г.
2. Прокопьев С.А., Болотин М.Л., Прокопьев Е.С. Винтовая сепарация на золотодобывающих предприятиях России. Материалы XXIV международной научно-технической конференции Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья 09-12 апреля 2019 г.

3. Морозов Ю. П., Пеньков П. М., Дмитриев В. Т. Исследование способа повышения технологических показателей центробежной сепарации с пневматической турбулизацией // Известия вузов. Горный журнал. 2020. № 4. С. 62–69. DOI: 10.21440/0536-1028-2020-4-62-69

УДК 622.7

ИЗВЛЕЧЕНИЕ МИКРОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПУТЕМ ИХ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ОБРАБОТКИ

Амдур А. М.¹, Федоров С. А.^{1,2}, Каримова П. Ф.¹

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

²ФГБУН «Институт металлургии УрО РАН», г. Екатеринбург, Россия

**Работа выполнена при финансовой поддержке гранта РФФИ №18-29-24081/20.*

Разработаны способ и устройство на уровне патентов РФ повышения извлечения микродисперсного золота из минеральных материалов, основанные на следующем. При плавлении данных материалов происходит укрупнение микрокапелек золота в расплаве. Механизм их укрупнения – флотация капелек пузырьками газа и последующая их коагуляция [1]. После плавления золотосодержащего сырья и продувки образовавшегося расплава образуется большое количество крупных капелек золота [2]. Такие капельки Au после охлаждения расплава и его дробления эффективно извлекаются традиционными следующими способами обогащения: гравитационной сепарацией.

В качестве объекта исследований в настоящей работе выбраны хвосты после гравитационного обогащения золотосодержащих руд с содержанием золота 1 г/т, серебра 0,95 г/т и меди 0,021 масс. %.

Материал истирался, плавился в графитовых тиглях в печи сопротивления с графитовым нагревателем при температурах 1370 °С и 1450 °С. Время нагрева 1,5 часа. Когда минеральная масса расплавлялась, в расплав подавался атмосферный воздух (расход 0,5 м/мин) в течение 5-10 минут. После продувки расплав охлаждался, дробился и истирался. Полученный продукт подвергли гравитационной сепарации.

Гравитационная сепарация подготовленных измельченных проб до крупности -0,071 мм (до и после высокотемпературной обработки) осуществлялась в лабораторном турбулизационном центробежном сепараторе К-200ВЛ при частоте вращения конуса 1100 об/мин [3]. Измельченный материал был подвергнут обесшламливанию. Порция золотосодержащего продукта массой 1,3 кг и вода подавались в зумпф 1 с мешалкой для получения

пульпы с массовой долей твердого 20 %. Далее запускался в работу центробежный сепаратор. Обогащение производилось при давлении турбулизационного агента 5,5 атмосфер и скорости подачи пульпы 32 л/мин.

Продукты обогащения (концентрат, промежуточный продукт и шламы) анализировали на атомно-эмиссионном спектрометре с индуктивно-связанной плазмой для определения содержания золота, серебра и меди. По результатам этого анализа выполнен расчет извлечения Au, Ag и Cu по следующей формуле [4]:

$$\varepsilon_k = \frac{\gamma_k \cdot \beta}{\alpha},$$

где γ_k – выход концентрата;

β – содержание металла в концентрате;

α – содержание металла в исходном материале.

Результаты анализа продуктов гравитационной сепарации приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Содержание Au, Ag, Cu в продуктах гравитационной сепарации, г/т

| Металл | Концентрат | Промежуточный продукт | Шламы |
|---|------------|-----------------------|-------|
| До плавления | | | |
| Au | 2,77 | 0,87 | 0,97 |
| Ag | 1,33 | 0,95 | 0,93 |
| Cu | 0,019 | 0,011 | 0,022 |
| После плавления (температура 1370°C, время продувки 5 мин) | | | |
| Au | 4,58 | 0,78 | 0,84 |
| Ag | 2,48 | 0,54 | 0,74 |
| Cu | 0,094 | 0,016 | 0,016 |
| После плавления (температура 1450°C, время продувки 10 мин) | | | |
| Au | 43,6 | 0,76 | 0,49 |
| Ag | 1,00 | 0,35 | 0,86 |
| Cu | 0,22 | 0,006 | 0,004 |

Продукты плавления содержали в себе магнитную фракцию в форме сферических и каплевидных образований металлического железа, которое образовалось вследствие взаимодействия графитового тигля с оксидами железа в расплаве. Большое количество частиц железа наблюдалось во второй серии опытов, когда было увеличено время продувки расплава (до 10 минут) и температура нагрева (до 1450 °C). Во второй серии опытов железо удалялось из концентрата путем магнитной сепарации.

Установлено, что до высокотемпературной обработки хвостов обогащения извлечение золота в концентрат методом гравитационной сепарации низкое – 4,7 % (содержание Au 2,77 г/т). Плавление хвостов и последующая его продувка увеличивает извлечение золота до 33,3 % (содержание Au 4,58 г/т) – при температуре 1370 °C и времени продувки не более 5 минут.

Повышение температуры до 1450 °С и времени продувки до 10 минут позволили увеличить извлечение золота на более чем 20 % и, к тому же, на порядок повысить содержание Au в концентрате – 43,6 г/т. Медь, содержащаяся в исходном материале, благодаря взаимодействию с графитовым тиглем восстановилась до металла. Медь образует сплавы с золотом. Таким образом, основное количество золота будет сосредоточено в капельках меди, которые также способны флотироваться газовыми пузырьками и укрупняться. Извлечение меди в концентрат после плавления увеличилось до 34,2 % и 45,0 %, в отличие от 1,8 % в концентрате до плавления материала. Извлечение серебра повысилось до 25,4 % после плавления хвостов обогащения (по сравнению с 2,3% до плавления). Однако его извлечение резко снизилось (до 2,7 %) после увеличения температуры и времени продувки. Это связано, предположительно, с образованием летучих соединений серебра при высоких (свыше 1400 °С) температурах.

Таким образом, высокотемпературная обработка золотосодержащих хвостов обогащения с последующей продувкой полученного расплава позволяет повысить извлечение золота в концентрат гравитационной сепарации на 51,4 %. Содержание Au в полученном концентрате достаточно [5-6], чтобы его можно было использовать для последующего извлечения металла на предприятиях цветной металлургии.

Список литературы

1. Амдур А.М., Ватолин Н.А., Федоров С.А., Матушкина А.Н. Движение дисперсных капель золота в пористых телах и оксидных расплавах при нагреве // Доклады Академии наук. – 2015. – Т. 465, № 3. – С. 307–309.
2. Амдур А.М., Павлов В.В., Федоров С.А. Флотация дисперсных капель золота и штейна в расплавах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2020. – №3-1. – С. 399-409.
3. Патент №2690590 Российской Федерации, МПК В03В 7/00, В03В 5/34. Способ центробежной сепарации / Ю.П. Морозов, В.З. Козин, П.М. Пеньков, Е.А. Бекчурина, И.Х. Хамидулин; заявитель и патентообладатель ООО «Таил КО». - №2018129278; заявл. 09.08.2018; опубл. 04.06.2019, бюл. №16.
4. Шилаев В.П. Основы обогащения полезных ископаемых. Учебное пособие для ВУЗов / В. П. Шилаев. – М.: Недра, 1986. – 296 с.
5. Суримбаев Б.Н. и др. Оценка гравитационной обогатимости золотосодержащей руды – GRG // Горные науки и технологии. – 2020. – №5 (2). – С. 92-103.
6. Александрова Т.Н., Гурман М.А., Кондратьев С.А. Проблемы извлечения золота из упорных руд Юга Дальневосточного региона России и некоторые пути их решения // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 2011. – № 5. – С. 125-136.

РАЗРАБОТКА РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ РУД

Угорова И. В., Мамонов Р. С.

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

В настоящее время запасы богатых железосодержащих руд истощены. Производственная деятельность, связанная с эксплуатацией природных минеральных ресурсов предприятиями горнодобывающей, горноперерабатывающей, металлургической, химической, топливно-энергетической отраслей промышленности, приводит к неизбежному образованию и накоплению на поверхности земли десятков миллиардов тонн отходов. Поэтому наибольший интерес представляет использование ресурсного потенциала минеральных отходов добычи и переработки полезных ископаемых в качестве рудного сырья для получения дополнительной продукции в виде черных, цветных, редких, благородных металлов и минералов [1].

Одним из способов использования ресурсного потенциала минеральных отходов является флотоклассификация хвостов обогащения. Флотоклассификация заключается в совмещении в одном аппарате операций флотации и гидравлической классификации. Достоинством процесса флотоклассификации является возможность работы в замкнутом цикле измельчения с выделением в пенный продукт вскрытых частиц флотируемых минералов по мере их вскрытия в процессе измельчения, что снижает потери ценных компонентов, обусловленные шламообразованием.

Примером существенного повышения извлечения железа в концентрат методом флотоклассификации хвостов обогащения является Хэбэйский металлургический комбинат. В лаборатории Хэбэйского объединенного университета (Китай) проведены лабораторные исследования по изучению реагентного режима флотоклассификации железосодержащих хвостов магнитной сепарации гематитовой руды одного из месторождений Китая. Исследования проведены на пробе хвостов с массовой долей железа около 20 % [2]. Флотоклассификация, при работе в замкнутом цикле с измельчением, обеспечила получение в пенном продукте отвальных хвостов с массовой долей железа в них около 4 %. Промышленная реализация флотоклассификации в аппарате, приведенном на рисунке 1, на обогатительной фабрике показала высокую эффективность процесса при переработке хвостов магнитной сепарации в замкнутом цикле измельчения [3].

Разработка реагентного режима флотоклассификации железосодержащих хвостов связана в основном со снижением производственных затрат на реагенты и повышением качества концентрата при высоком извлечении железа и минимизации вредного воздействия на окружающую среду. Для

решения этих задач провели исследования характеристик исходных железосодержащих хвостов обогащения окисленных руд, а затем влияние реагентных режимов на показатели обогащения.



Рисунок 1 – Флотоклассификатор, установленный на Хэбэйском металлургическом комбинате

Изучили гранулометрический состав исходной пробы посредством фракционирования. Треть ценного компонента приходится на крупность менее 40 мкм.

Полный химический состав исходных хвостов выполнили на усредненной пробе, отобранной из всех проб методом сокращения на делителях Джонсона. В результате полного химического анализа хвостов выяснили, что в них содержится около 30 % железа, 20 % кварца, присутствуют окислы алюминия, марганца, магния, кальция, натрия и калия, фосфора. В незначительных количествах присутствует мышьяк и ванадий. В результате изучения минерального состава пробы установлено, что в основном проба представлена гидроксидами железа и агрегатами глинистых минералов и гидроксидов железа.

Опыты по флотоклассификации железосодержащих хвостов выполнили с использованием лабораторного флотоклассификатора, представленного на рисунке 2, который снабжён сужающимся желобом для обогащения пенного продукта.

В опытах использовали следующие реагенты: депрессоры (гидролизированный крахмал, декстрин, жидкое стекло, К-9С); регуляторы среды (едкий натр, едкий калий, сода, негашеная известь, соляная кислота); собиратели (первичные и вторичные амины, талловое масло, ФЕ-15 и УКД-18); вспениватели (Т-80, ТЖК. КЭ-40А)



Рисунок 2 – Лабораторный флотоклассификатор:

1 – патрубок для подачи исходного питания; 2 – желоб для верхнего пенного продукта; 3 – желоб для нижнего пенного продукта; 4 – пески; 5 – регулировочный шибер

Опыты проводили следующим образом.

В соответствии с технологической схемой, приведенной на рисунке 3, из измельченных хвостов готовили пульпу с массовой долей твердого 30 %. В пульпу добавляли последовательно подаватели флотации железа (300-1000 г/т); далее для регулирования рН до 4-11 подавали регуляторы среды (0,5-10 кг/т); затем подавали собиратели: (300-1000 г/т), последний реагент подавали вспениватели (50-300 г/т). Подготовленную пульпу непрерывно подавали во флотоклассификатор, в котором образующийся пенный продукт поступал в сужающийся желоб, в котором происходило разделение пенного продукта на верхний и нижний пенные продукты.

В процессе исследования флотоклассификации наилучший результат, приведенный в таблице 1, достигнут при использовании реагентов: подавателя железных минералов – декстрина; собирателя пустой породы – первичный амин; регулятор среды едкий натр; вспенивателя – Т-80.

Установлено, что в процессе флотоклассификации в верхнем пенном продукте сужающегося желоба получены отвальные хвоста с содержанием железа 10,58 % при выходе хвостов 35 %.

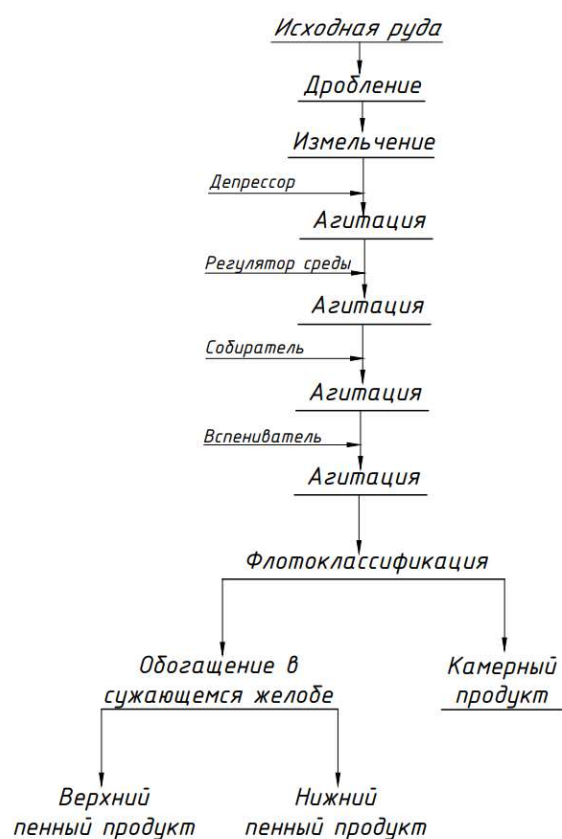


Рисунок 3 – Схема проведения опытов

Таблица 1 – Результат флотоклассификации в оптимальном режиме

| Продукт | Выход, % | Массовая доля железа, % | Извлечение железа, % |
|-------------------------------------|----------|-------------------------|----------------------|
| Пенный верхний продукт (хвосты) | 34,76 | 10,58 | 11,49 |
| Пенный нижний продукт (промпродукт) | 44,32 | 39,12 | 54,19 |
| Камерный продукт (концентрат) | 20,92 | 52,5 | 34,32 |
| Итого | 100,00 | 32,00 | 100,00 |

В камерном продукте флотоклассификатора получен железный концентрат с содержанием железа 52 % при извлечении в него железа 34 %.

В нижнем продукте сужающегося желоба получен промпродукт с содержанием железа 39 % при извлечении в него железа 54 %. Данный промпродукт предназначен для второй флотоклассификации, с целью доводки концентрата до необходимого качества.

По результатам экспериментальных исследований можно сделать вывод, что оптимальный реагентный режим для флотоклассификации железосодержащих хвостов переработки окисленных руд достигнут при использовании реагентов: декстрин, первичный амин и Т-80.

В верхнем продукте сужающегося желоба флотоклассификатора возможно удаление породных минералов более 34 % из исходных хвостов. Из этого следует, что процесс флотоклассификации можно предусматривать в комбинированной технологии с другими процессами обогащения.

Список литературы

1. Чантурия В. А., Шадрюнова И. В., Горлова О. Е. Инновационные процессы глубокой и комплексной переработки техногенного сырья в условиях новых экономических вызовов // Материалы международной научно-технической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких, благородных металлов». Алматы, 2018. С. 7-13.
2. Морозов Ю. П., Интогарова Т. И., Валиева О. С., Битимбаев М. Ж. Флотоклассификация медных руд с обогащением пенных продуктов в сужающихся желобах // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2021. – № 11-1. – С. 285-292.
3. Морозов Ю. П. Исследование закономерностей и промышленные испытания флотоклассификации руд и хвостов обогащения / Абдыкирова Г. Ж., Фалей Е. А., Дюсенова С. Б. // Цветные металлы. 2016 - № 6. С. 29-37.
4. Шадрюнова И. В., Горлова О. Е., Колодежная Е. В. Принципы построения технологических линий переработки бедного природного и техногенного сырья с использованием центробежно-ударной техники / И. В. Шадрюнова, О. Е. Горлова, Е. В. Колодежная // Материалы международной научно-технической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких, благородных металлов». – Алматы, 2018. С. 76-81.
5. Валиева О. С., Интогарова Т. И., Бекчурина Е. А., Морозов Ю. П. Преимущества применения флотоклассификаторов в замкнутом цикле // Горный журнал – № 2 – 2019. С. 51-56.
6. Бекчурина Е. А., Интогарова Т. И., Абдыкирова Г. Ж. Предложение по реализации флотоклассификации в замкнутом цикле измельчения // Материалы международной научно-технической конференции «Эффективные технологии производства цветных, редких, благородных металлов». – Алматы, 2018. С. 76-81.

УДК 622.75.77

ИССЛЕДОВАНИЕ СУХОЙ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ

Завьялов С. С., Мамонов Р. С.

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

На сегодняшний день все чаще в переработку вовлекаются труднообогатимые, бедные и забалансовые руды. Актуальным решением для которых является предварительное сухое обогащение.

Технология комбинированного предварительного сухого обогащения считается экологически чистой, которая позволяет снизить себестоимость продуктов, упростить на стадии предварительного обогащения технологию

переработки, решив вопросы с транспортировкой руды, складированием и утилизацией отходов.

Комбинированная сухая предварительная технология включает в себя рентгенорадиометрическую сепарацию (РРС), которая может эффективно обогащать классы крупности плюс 30 мм, необогатимый методом РРС класс крупности минус 30 мм присоединяться к концентрату РРС, что приводит к разубоживанию концентрата. В случае, когда необогатимый класс отправляется в отвал, это приводит к потерям ценных компонентов.

Для решения проблем разубоживания концентрата или потерь с хвостами, РРС классом крупности минус 30 мм. Необогатимый класс обогащали методом разделения по скоростям витания в сепараторе восходящего потока воздуха (СВП).

Исследование рентгенорадиометрической сепарации. Рентгенорадиометрическая сепарация основана на возбуждении и регистрации излучений. Рисунок 1 дает наглядное представление о физике измерений, принципах возбуждения и регистрации излучений измерительной системой РРС, опираясь на основные понятия рентгеновского излучения [1].

Рисунок 1 дает наглядное представление о физике измерений, принципах возбуждения и регистрации излучений измерительной системой РРС, опираясь на основные понятия рентгеновского излучения [2].

Аналитический параметр от каждого куска P_i фактически представляет функцию содержания искомого анализируемого элемента (C_i) и вычисляется способом спектрального отношения:

$$P_i = f(C_i) = \frac{N_1 + K_2 N_2}{N_3 + K_4 N_4}, \quad (1)$$

где N_1 - N_4 – количество импульсов, регистрируемых ДЭУ от куска в выбранных аналитических областях; например:

N_1 – флуоресцентное ХРИ излучение анализируемого i -го элемента;

N_2 и N_4 – флуоресцентное (ХРИ) излучение сопутствующих и (или) мешающих элементов, которые необходимо учитывать для более правильного расчета P_i , повышения чувствительности и эффективности измерений (в т.ч. с учетом взаимовлияющих элементов);

N_3 – как правило, представляет область рассеянного куском излучения (NS) – область РИ;

K_2 и K_4 – знакопеременные спектральные коэффициенты, выбираемые при разработке методики РРС [3].

На стадии предварительных исследований по обогащению пробы золотосодержащей руды определены основные параметры работы сепаратора СРФ1-100 в режиме «анализ»: рентгеновская трубка с рениевым анодом; аналитические области ХРИ: - для железа – 114-150 каналы, - для рассеянного излучения – 450-900 каналы; принято напряжение на трубке $U = 36$ кВ и ток $I = 40$ мА.

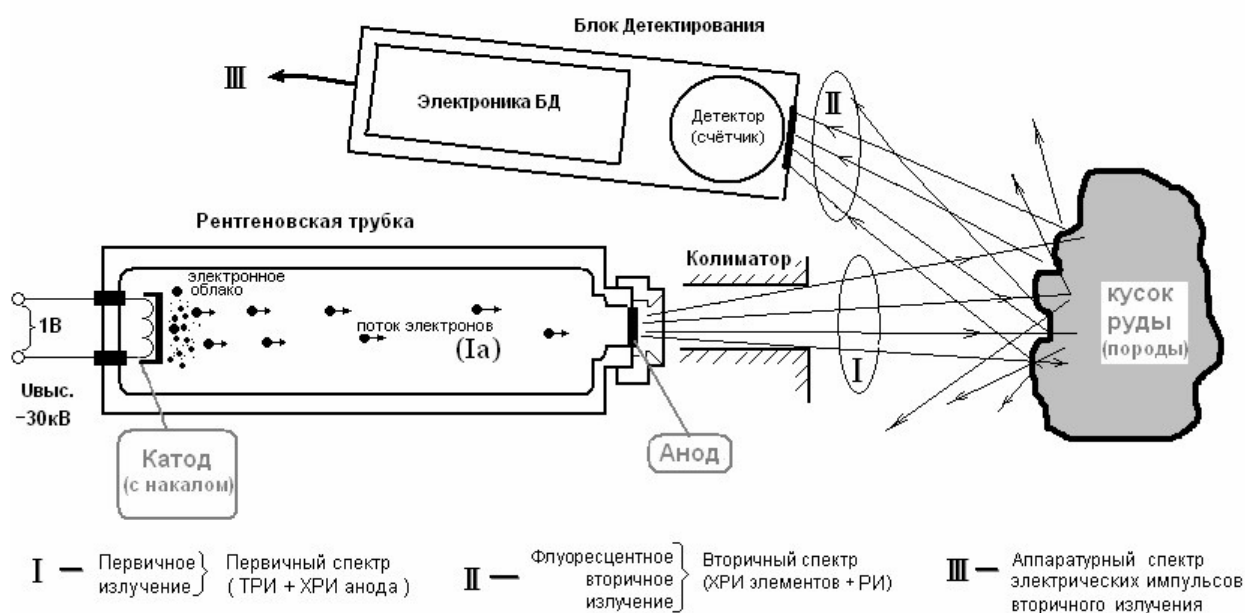


Рисунок 1 – Принцип возбуждения и регистрации излучения в РРС

Аналитический параметр учитывает значения интенсивности железа и рассеянного излучения источника излучения. Значения выбранного алгоритма, определенные при исследовании отобранных кусков класса крупности $-100+50$ мм представлены в таблице 1. Для всех образцов (кусков) пробы золотосодержащей руды сняты вторичные характеристические рентгеновские спектры. Приведенные ниже спектры дают основания предполагать, что при корреляции золота с железом в кусках руды, данные куски могут быть разделены на продукты с различной массовой долей железа, а следовательно, и золота [4].

Предварительными исследованиями установлено, что массовая доля золота в руде коррелируется с массовой долей железа, поэтому в исследованиях использован алгоритм регистрации характеристического рентгеновского излучения по железу.

Значения выбранного алгоритма, определенные при исследовании отобранных кусков класса крупности $-100+50$ мм представлены в таблице 1.

Для всех образцов (кусков) пробы золотосодержащей руды сняты вторичные характеристические рентгеновские спектры. Приведенные ниже спектры дают основания предполагать, что при корреляции золота с железом в кусках руды, данные куски могут быть разделены на продукты с различной массовой долей железа, а следовательно, и золота.

Таблица 1 – Значения алгоритма $P_{Fe} = N_{Fe} : N_s$ образцов класса крупности -100+50 мм

| № образца | Алгоритм $P_{Fe} = N_{Fe} : N_s$ | № образца | Алгоритм $P_{Fe} = N_{Fe} : N_s$ | № образца | Алгоритм $P_{Fe} = N_{Fe} : N_s$ |
|-----------|----------------------------------|-----------|----------------------------------|-----------|----------------------------------|
| 1 | 0,50 | 18 | 1,78 | 35 | 0,22 |
| 2 | 1,14 | 19 | 2,28 | 36 | 1,24 |
| 3 | 2,08 | 20 | 1,38 | 37 | 0,54 |
| 4 | 1,20 | 21 | 0,63 | 38 | 2,38 |
| 5 | 0,91 | 22 | 3,43 | 39 | 0,48 |
| 6 | 3,13 | 23 | 0,91 | 40 | 1,45 |
| 7 | 1,92 | 24 | 0,59 | 41 | 0,15 |
| 8 | 6,14 | 25 | 1,11 | 42 | 1,28 |
| 9 | 1,26 | 26 | 0,26 | 43 | 1,07 |
| 10 | 1,63 | 27 | 1,31 | 44 | 1,26 |
| 11 | 1,26 | 28 | 0,75 | 45 | 0,95 |
| 12 | 1,24 | 29 | 1,35 | 46 | 0,35 |
| 13 | 1,52 | 30 | 0,57 | 47 | 2,06 |
| 14 | 2,19 | 31 | 0,30 | 48 | 2,96 |
| 15 | 0,26 | 32 | 0,42 | 49 | 2,21 |
| 16 | 0,098 | 33 | 1,66 | 50 | 0,95 |
| 17 | 1,77 | 34 | 1,02 | | |

С целью определения массовой доли золота в кусках руды, имеющих различные значения аналитического параметра P_{Fe} , произвели объединение всех кусков в пределах одного класса крупности -100+50 мм, в продукты с близкими значениями аналитического параметра. Полученные результаты химического анализа на золото приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты химического анализа объединенных проб, составленных из образцов с различными значениями аналитического параметра P_{Fe}

| Проба | Алгоритм P_{Fe} , ед. | Выход, % | Содержание Au, г/т | Извлечение Au, % |
|-----------------------------------|-------------------------|----------|--------------------|------------------|
| Класс крупности -100+50 мм | | | | |
| 1 | $P_{Fe} < 1,0$ | 37,75 | 0,05 | 3,04 |
| 2 | $1,0 < P_{Fe} < 1,5$ | 27,75 | 0,80 | 35,78 |
| 3 | $P_{Fe} > 1,5$ | 34,50 | 1,10 | 61,17 |
| | Итого: | 100,00 | 0,62 | 100,00 |

При предварительном обогащении класса крупности -100+50 мм возможно выделение хвостов с массовой долей золота 0,05 г/т при потерях 3,04 %.

Исследование пневматической сепарации. Проведена оценка возможностей гравитационного обогащения путем построения диаграммы Г.О. Чечотта [5]. По диаграмме Г. О. Чечотта получены разные по плотности зависимости для частиц с разными значениями и плотностями. Для примера приведена разница в плотности равной 100 кг/м³.

Для расчета скорости свободного падения использована преобразованная формула Н. Ф. Меринова [6]:

$$g_0 = \frac{24(\rho - \delta)\omega}{d \cdot \delta} \left(\sqrt{\mu^2 + \frac{d^3 \omega^3 \delta (\rho - \delta) g}{216}} - \mu \right), \quad (2)$$

где d – крупность частиц, м;

g – ускорение свободного падения, равное 9,81 м/с²;

μ – динамический коэффициент вязкости, Н·с/м²;

ω – коэффициент сферичности (при расчетах не учитывается);

ρ, δ – соответственно, плотность частицы и воздуха, кг/м³.

Расчеты проводили для классов крупности в диапазоне от 3 до 0,5 мм. Классы крупности минус 0,5 мм планируется в дальнейшем отправлять на обогащение [7].

По полученным данным были построены зависимости свободного падения частиц для класса крупности от 3 до 0,5 мм (рисунок 2).

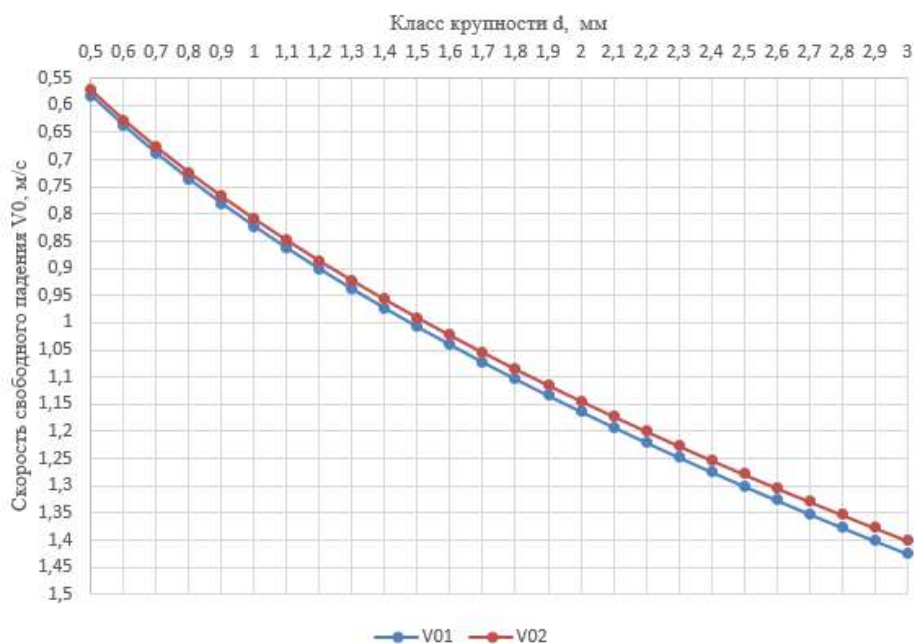


Рисунок 2 – Зависимости скорости свободного падения частиц v_0 от диаметра частиц d в диапазоне крупности от 3 до 0,5 мм

По зависимостям, которые представлены на рисунке 2 можно определить, на какие классы крупности необходимо разделить материал, чтобы получить эффективное разделение по плотности с использованием сухих гра-

витационных методов обогащения. Для примера показано, что тяжелые частицы крупностью 1,3 мм, будут делиться по плотности с частицами породы с отвальным содержанием меди крупностью 1,35 мм [8].

Полученные результаты свидетельствуют о необходимости использования узкой классификации материала для реализации сухого гравитационного разделения [9].

Исследования пневматической сепарации выполнены на классе крупности $-3+1,4$ мм. Принципиальная схема установки представлена на рисунке 3.

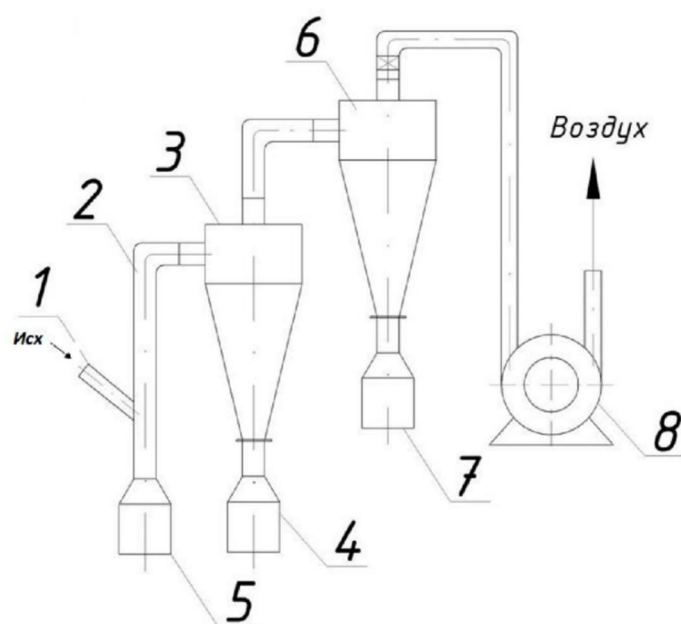


Рисунок 3 – Принципиальная схема установки СВП для разделения частиц различной плотности по скоростям витания частиц в восходящем потоке:
1 – загрузочный лоток; 2 – труба восходящего потока; 3 – циклон для улавливания легкой фракции; 4 – бункер для легкой фракции; 5 – бункер для тяжелой фракции; 6 – циклон для улавливания пыли; 7 – бункер для пыли; 8 – воздуходувка

Лабораторные эксперименты выполнялись следующим образом.

Исходное питание в сепаратор восходящего потока подается по желобу 1 в зону восходящего потока воздуха, где с помощью воздуходувки 8 воздух засасывается в разделительную трубу 2, в разделительной трубе 2 происходит разделение материала по плотности, основанное на различии в скоростях витания. Тяжелые частицы с большим значением скорости витания выпадают из трубы 2 и накапливаются в бункере 5. Циклон 6 с бункером 7 служит для улавливания пыли из воздуха. Легкая фракция с меньшим значением скорости витания в трубе 2 выносятся вверх и улавливаются в циклоне 3 накапливаясь в бункере 4. Полученные результаты представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Результаты разделения на СВП класса крупности -3+1,4 мм

| Наименование | Выход, % | Массовая доля Au, г\т | Извлечение Au, % |
|------------------|----------|-----------------------|------------------|
| Концентрат | 38 | 2,01 | 95,35 |
| Хвосты | 62 | 0,06 | 4,65 |
| Исходное питание | 100 | 0,80 | 100 |

При предварительном обогащении класса крупности -3+1,4 мм возможно выделение хвостов с массовой долей золота 0,06 г/т при потерях 4,65 % и получение концентрата с массовой долей золота 2,01 г/т.

В целом экспериментальные исследования показали высокую эффективность предварительного обогащения золотосодержащей руды методами РРС и СВП. Исследованная комбинированная технология предварительного обогащения золотосодержащей руды позволяет выделить до 50 % пустой породы в отвальные хвосты при суммарных потерях золота менее 5 %.

Список литературы

1. Теория и практика рентгенорадиометрического обогащения: научная монография В.С. Шемякин, Е.Ф. Цыпин, Ю.О. Федоров, С.В. Скопов. - Екатеринбург; Изд-во «Форт Аналог-Исеть», 2013. – 255 с.
2. Мокраусов В.А., Липеев В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. - М: Недра, 1972. – 192 с.
3. Цыпин Е.Ф. Информационные методы обогащения // Научные основы и современные процессы комплексной переработки труднообогатимого минерального сырья (Плаксинские чтения 2010): Материалы международного совещания, г. Казань, 2010 г. – М.: 2010. – С. 354-358.
4. Рентгенорадиометрическая сепарация минерального сырья и техногенных образований Уральского региона / В.С. Шемякин, С.В. Скопов, Е.Ф. Цыпин и др. // Известия ВУЗов. Горный журнал, 2011. № 4. – С. 29-33.
5. Лященко П.В. Гравитационные методы обогащения. Москва 1935. –264 с.
6. Меринов Н. Ф. Гравитационные методы обогащения. Конспект лекций. Екатеринбург 2005. – 204 с.
7. Морозов Ю. П., Завьялов С. С., Джураев Х. Р. «Исследование разделения сульфидной руды по скорости витания в восходящем потоке воздуха». Научно-техническая конференция "Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья", в рамках VII уральского горнопромышленного форума Екатеринбург, 17-19 октября 2017 г. – С. 192-194.
8. Морозов Ю.П., Завьялов С.С., Волков П.С., Джураев Х.Р. «Исследование сухого гравитационного обогащения сульфидной руды месторождения Шатыркуль». Материалы XXII Международной научно-технической конференции. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», 19-20 апреля 2017 г. Екатеринбург 2017 г. – С. 151-153.
9. Завьялов С.С., Сафонова М.С. «Изучение сухих гравитационных методов предварительного обогащения сульфидных руд». Материалы XXIII Международной научно-технической конференции. «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья» 10-13 апреля 2018 г. Екатеринбург 2018 – С. 398-401.

**О НОВОМ МЕТОДЕ ОЦЕНКИ ФЛОТОАКТИВНОСТИ МИНЕРАЛОВ:
КИНЕТИКА МИНЕРАЛИЗАЦИИ ПУЗЫРЬКА ВОЗДУХА
В ДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ
МИНЕРАЛЬНЫХ СУСПЕНЗИЙ**

Николаев А. А.

ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет
«МИСиС», г. Москва, Россия

Известно, что для оценки флотационных свойств минералов используют методы определения характеристик смачивания поверхности, одним из широко распространенных служит метод «сидячей капли», в котором каплю жидкости (воды) помещают на поверхность аншлифа/шлифа минерала, после чего измеряют краевой угол смачивания [1, 2]. При этом поверхность минерала можно обработать в растворах флотационных реагентов и изучить их влияние на краевой угол смачивания. Измеренные значения краевых углов смачивания используют для оценки действия флотореагентов и степени гидрофобности/гидрофильности поверхности минералов. Однако, данный метод не позволяет оценить флотоактивность минералов, имеющих близкие значения измеренных краевых углов смачивания, но разное флотационное извлечение.

Альтернативой служат методы измерения времени индукции, например, с использованием контактных приборов Свена-Нильсона, Глембоцкого и др. [2]. Однако, эти методы используют принудительное и часто фронтальное столкновение пузырька с минеральной постелью или аншлифом минерала, находящимся на дне кюветы, что не в полной мере позволяет воссоздать условия флотации, при которых минерализация пузырьков воздуха происходит в динамических условиях перемешивания суспензии. Поэтому разработка и научное обоснование новых методов оценки флотоактивности минералов является актуальной задачей.

В работах [3-7] изучена кинетика минерализации пузырька воздуха частицами сульфидных минералов в растворах собирателей, активаторов и реагентов-депрессоров в условиях кондиционирования суспензии, в которой помещается пузырек воздуха. Установлено влияние типа и концентрации флотореагентов, времени кондиционирования суспензии, крупности частиц минералов, гидродинамического режима перемешивания и др. факторов на степень и интенсивность минерализации пузырька воздуха.

Таким образом, на основе исследований показано, что метод оценки флотоактивности минералов, основанный на изучении кинетики минерализации пузырька газа в динамических условиях кондиционирования минеральных суспензий может служить основой для выбора флотационных реагентов (собирателей, депрессоров, регуляторов и др.) и условий, при кото-

рых возможно прогнозировать флотацию или депрессию флотации минералов. Проведенные исследования показали эффективность кинетического метода.

Список литературы

1. Богданов О.С., Максимов И.И., Поднек А.К., Янис Н.А. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, 1990. – 363 с.
2. Мелик-Гайказян В.И., Абрамов А.А., Рубинштейн Ю.Б. и др. Методы исследования флотационного процесса. М.: Недра, 1990. –301 с.
3. Николаев А.А., Петрова А.А., Горячев Б.Е. Кинетика закрепления пирита на пузырьке воздуха в условиях перемешивания суспензии // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2016. № 2. С. 131–139.
4. Николаев А.А., Со Ту, Горячев Б.Е. О кинетике минерализации пузырька воздуха сфалеритом в условиях применения тиольных собирателей и их композиций // Обогащение руд, 2016. № 5. С. 14–18.
5. Николаев А.А., Батхуяг А., Горячев Б.Е. Исследование кинетики минерализации пузырька воздуха в суспензии шламовых фракций пирита в динамических условиях. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2018. № 5. С. 154–158.
6. Николаев А.А., Коньрова А., Горячев Б.Е. Исследование кинетики минерализации пузырька воздуха в суспензии активированного и неактивированного сфалерита. Обогащение руд. 2020. № 1. С. 26-31.
7. Николаев А.А. Кинетика минерализации пузырьков воздуха крупными частицами сфалерита в солоноватых растворах сульфгидрильных собирателей // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 2021. № 6. С. 162-170.

УДК 662.7

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА И ХАРАКТЕРА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ИССЛЕДУЕМОЙ РУДЕ

Шаутенов М. Р., Бегалинов А. Б., Акказина Н. Т.

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения» г. Алматы, Казахстан

Редкоземельные элементы условно подразделяют на две подгруппы:
а) цериевую, включающую лантан, церий, празеодим, неодим, прометий, самарий и европий;

б) иттриевую, включающую иттрий, гадолиний, тербий, диспрозий, гольмий, эрбий, тулий, иттербий и лютеций [1-3].

Для редкоземельных элементов установлен собирательный символ TR, а для их окислов – символ TR₂O₃. Знаки $\sum TR$ и $\sum TR_2O_3$ означают соответственно сумму редкоземельных элементов и сумму их окислов.

В последние годы в мире и частности Казахстане проявляется большой научный и промышленный интерес к редким металлам, в том числе к элементам семейства редких земель и родственных им скандию и иттрию.

В настоящее время редкоземельные металлы широко используются в стекольной промышленности, в металлургическом производстве сплавов на основе черных и цветных металлов, в нефтепереработке и нефтехимии в качестве катализаторов, в получении керамики, магнитов и люминофоров. Мировой спрос на редкоземельные металлы (РЗМ) в последние годы значительно увеличился из-за применения их в различных сферах современной промышленности. Ежегодный рост потребления индивидуальных редких земель (до 25 % в год) значительно опережает рост потребления нераздельных TR (3-5 %)

Лидирующим производителем редкоземельной продукции является КНР. Кроме того, TR добываются в Индии, России, Казахстане, Киргизии и Малайзии. Компания Irtysk Rare Earth Co Ltd выпускает ряд отдельных РЗМ, их оксидов и других продуктов на металлургическом предприятии, расположенном на востоке Казахстана.

Известно, что богатые редкоземельные месторождения исчерпаны и возникла необходимость вовлекать в производство бедные или труднообогатимые руды. К последним относятся руды кор выветривания, в которых TR представлены фосфатами TR (черчитом, рабдофонитом, ксенотимом или монацитом). Одним из таких месторождений является «Кундыбайское». Особо следует отметить наиболее важные и ценные отличия технологических свойств Кундыбайских руд по сравнению с рудами других месторождений:

- отсутствие радиоактивности в рудах и соответственно – в получаемых товарных продуктах;
- рыхлый песчано-глинистый гранулометрический состав руд, что позволяет исключить частично дорогостоящие операции их дробления и измельчения;
- необычный состав лантаноидов в рудах с содержанием дефицитного иттрия, европия и других тяжелых лантаноидов.

Переработка труднообогатимых редкоземельных руд требует необходимость применения комбинированных схем, сочетающих процессы гравитационного обогащения, флотации, гидрометаллургии и пирометаллургии, это вызвано тем, что редкоземельные элементы в данных рудах представлены более разнообразными формами и распределены как в глинистой, так и в зернистой частях руды. В этих условиях необходимо изыскивать новые высокоэффективные и конкурентоспособные комбинированные технологии переработки данного вида сырья, позволяющие более полное извлечение из нее полезных составляющих.

Нами проведены исследования по изучению гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов в руде Кундыбайского месторождения.

С целью определения гранулометрического состава и характера распределения редкоземельных элементов по классам крупности были выполнены ситовые анализы на руде исходной крупности 80-0,0 мм и дробленной до крупности 2,5 мм.

Ситовый анализ заключался в просеивании пробы руды через набор сит и промывки каждого класса крупности с последующим определением процентного количества продукта на каждом сите, по отношению к массе исходной пробы. Для определения гранулометрического состава пробы, до крупности 0,05 мм использовался набор сит, а класс крупностью менее 0,05 мм подвергался седиментационному анализу.

Гранулометрический состав руды исходной крупности и характер распределения ΣTR по классам крупности приведен в таблице 1.

Таблица 1 – Распределение ΣTR по классам крупности исходной руды

| Класс крупности, мм | Выход, % | Содержание ΣTR , г/т | Распределение ΣTR , % |
|---------------------|----------|------------------------------|-------------------------------|
| -80+40 | 1.44 | 22.055 | 0.099 |
| -40+20 | 1.21 | 37.864 | 0.143 |
| -20+10 | 1.61 | 72.874 | 0.366 |
| -10+5 | 2.6 | 97.499 | 0.791 |
| -5+2,5 | 4.43 | 83.673 | 1.157 |
| -2,5+1,25 | 4.43 | 116.217 | 1.606 |
| -1,25+0,63 | 8.89 | 114.63 | 3.180 |
| -0,63+0,315 | 10.5 | 108.628 | 3.560 |
| -0,315+0,16 | 13.98 | 136.129 | 5.939 |
| -0,16+0,071 | 9.2 | 170.048 | 4.882 |
| -0,071+0,05 | 4.78 | 198.532 | 2.961 |
| -0,05+0,04 | 0.45 | 414.031 | 0.582 |
| -0,04+0,03 | 1.3 | 282.817 | 1.148 |
| -0,03+0,02 | 2.55 | 275.189 | 2.189 |
| -0,02+0,01 | 18.94 | 609.981 | 36.052 |
| -0,01+0,005 | 12.55 | 821.597 | 32.177 |
| -0,005+0,0 | 1.14 | 890.632 | 3.168 |
| Итого руда | 100,0 | 320,452 | 100,0 |

Анализ результатов гранулометрического состава, приведенного в таблице 1 показывает, что количество крупных классов крупностью от 80 мм и до 2,5 мм в руде исходной крупности незначительное. Так выхода классов крупностью 80-40 мм, 40-20 мм и 20-10 мм составили 1,44 %, 1,21 % и 1,61 % соответственно, при их суммарном выходе 4,26 %. Также можно отметить, что в данных классах крупности наблюдаются самые низкие содержания ΣTR , при их общем извлечении 0,608 %.

Выхода классов крупностью 10-5 мм и 5-2,5 мм составили 2,60 % и 4,43 % и содержанием TR 97,499 г/т и 83,673 г/т соответственно, при общем извлечении ΣTR в класс крупностью 10 – 2,5 мм 1,948 %.

Общий выход класса крупностью 80-2,5 мм составил 11,29 % со средним содержанием Σ TR 73,434 г/т и общим извлечением Σ TR 2,556 %. На основании этого можно сказать, что в суммарном классе крупностью 80-2,5 мм концентрируется незначительное количество TR и соответственно подвергать его отдельному обогащению нецелесообразно.

В целом распределение содержаний Σ TR по классам крупности в исходной руде имеет неравномерный характер. При этом наименьшее содержание Σ TR наблюдается в самых крупных классах и наиболее высокие содержания в тонких классах крупности. Так содержание Σ TR в классе крупностью 80-40 мм составил 22,055 г/т, а в классах крупностью 0,02-0,01 мм и 0,01-0,05 мм составило 609,981 г/т и 821,597 г/т соответственно. При этом общий выход данных классов крупности составил 31,49 % со средним содержанием Σ TR 694,318 г/т и общим извлечением Σ TR 68,229 %. Это позволяет утверждать, что большая часть TR концентрируется в классе крупностью 0,02 – 0,005 мм.

Выход самого тонкого класса крупностью менее 5 мкм составил всего 1,14 %. Однако в данном классе крупности наблюдается наиболее высокое содержание Σ TR, которое составило 890,639 г/т, при извлечении TR 3,168 %. Средневзвешенное содержание Σ TR в пробе руды исходной крупности составило 320 г/т.

Результаты ситового анализа руды исходной крупности предопределили необходимость определения гранулометрического состава и характера распределения Σ TR при дроблении исходной руды до крупности 2,5 мм, которые приведены в таблице 2.

Таблица 2 – Гранулометрический состав руды, дробленной до 2,5 мм

| Класс крупности, мм | Выход, % | Содержание Σ TR, г/т | Распределение Σ TR, % |
|---------------------|----------|-----------------------------|------------------------------|
| -2,5+1,25 | 8.63 | 93.225 | 2.611 |
| -1,25+0,63 | 12.19 | 100.403 | 3.971 |
| -0,63+0,315 | 12.6 | 108.119 | 4.421 |
| -0,315+0,16 | 13.29 | 114.195 | 4.925 |
| -0,16+0,071 | 11.26 | 167.17 | 6.108 |
| -0,071+0,05 | 4.79 | 189.681 | 2.948 |
| -0,05+0,04 | 1.04 | 403.262 | 1.361 |
| -0,04+0,03 | 1.31 | 270.285 | 1.149 |
| -0,03+0,02 | 2.24 | 254.569 | 1.85 |
| -0,02+0,01 | 17.67 | 593.193 | 34.011 |
| -0,01+0,005 | 13.09 | 739.116 | 31.393 |
| -0,005+0,0 | 1.89 | 856.297 | 5.252 |
| Итого руда | 100 | 308,18 | 100 |

Анализ результатов гранулометрического состава, приведенного в таблице 2 показывает, что наиболее высокие выходы соответствуют классам

крупностью 0,02-0,01 мм и 0,01- 0,005 мм, при этом их суммарный выход составил 30,76 % со средним содержанием Σ TR 655,291 г/т.

Распределение содержания по классам крупности, при дроблении исходной руды до 2,5 мм, имеет также неравномерный характер, при этом наименьшее содержание соответствует самому крупному классу крупностью 2,5-1,25 мм и составило 93,225 г/т, а наибольшее самому тонкому классу крупностью 0,005 – 0,0 мм и составило 856,297 г/т.

Характер распределения извлечений Σ TR по классам крупности аналогичен распределению их в руде исходной крупности. Также наблюдается наибольшее извлечение Σ TR в два класса крупностью 0,02-0,01 мм и 0,01-0,005 мм, которое составило 34,011 % и 31,393 соответственно. При этом суммарное извлечение Σ TR в данные классы составило 65,404 % (68,229 % в руде исходной крупности), т.е. большая часть TR концентрируется в данных классах крупности. Анализ таблицы 2 показал, что 70,65 % Σ TR содержится в тонких классах -0,02+ 0,01 мм, -0,01+0,005 мм, 0,005+0мм. Суммарный выход этих классов составляет 32,65 %. Среднее содержание Σ TR по этим классам – 667 г/т. По результатам ситового анализа средневзвешенное содержание Σ TR составило 308,18 г/т (таблица 2).

Выводы:

1. Руда коры выветривания месторождения Кундыбай в основном представлена мелкими и тонкими классами, крупностью менее 2,5 мм.

2. Основная доля TR сосредоточена в классах крупностью менее 0,074 мм.

3. При использовании гравитационной технологии наиболее целесообразно производить обогащение руды по следующим машинным классам крупности: 2,5-0,63 мм, 0,63-0,315 мм, 0,315-0,1 мм и 0,1-0,0 мм.

В дальнейшем с учетом состава исследуемой руды и формы, находящейся в нем (TR), предполагаются следующие варианты технологических исследований:

- разделение исходной пробы руды на пески и глины - гидроциклонирование или аэрогидродешламация;

- получение коллективных концентратов из песков по гравитационно-магнитной схеме;

- последующая доводка коллективного концентрата с получением ильменитовых, рутиловых, магнетитовых и редкоземельных продуктов, что достигается обогащением на вибровинтовых сепараторах и центробежных аппаратах (контрольное обогащение);

- гидрометаллургическое (чановое) выщелачивание редких земель из глин с предварительной диспергацией глинистого матрикса;

- либо кучное выщелачивание после предварительного агломерирования глинистой части руды и хвостов гравитационного обогащения.

Список литературы

1. Редкоземельные элементы. М.: Изд-во АН СССР. 1958. – 331 с.
2. Б.И.Коган. Экономические очерки по редким землям. М.: Изд-во АН СССР. 1961. – 439 с.
3. С.И.Полькин. Обогащение руд и россыпей редких металлов. М.: Изд-во "Недра", 1967 г. – 616 с.

УДК 662.765

АППАРАТ ДЛЯ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ НА ОСНОВЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ КАВИТАЦИИ

Шаутенов М. Р., Рақымғалиева А. О., Акказина Н. Т.

Satbayev University, АО «Институт металлургии и обогащения» г. Алматы, Казахстан

Прогресс в области флотационного обогащения полезных ископаемых в значительной мере определяется совершенствованием реагентного режима, улучшением способов использования флотационных реагентов. Производство новых и модифицирование традиционных флотореагентов позволит улучшить технологические показатели процесса флотационного обогащения различных видов минерального сырья и сократить расходы дорогостоящих реагентов.

При флотационном обогащении руд с целью повышения флотационных свойств используемых реагентов применяют различные виды воздействий, например электрохимические, ультразвуковые, термические, радиационные, плазменные и др. [1-4].

Для реализации процесса модифицирования реагентов нами разработан аппарат на основе ультразвуковой гидродинамической кавитации, а также установка для эмульгирования флотационных реагентов.

Аппарат (рисунок 1) содержит цилиндрический корпус 1 с отверстием 2 для подвода обрабатываемой жидкости (вода в случае приготовления эмульсии флотореагентов) и выходной патрубком 3. Внутри корпуса установлен эжектор 4, вкладыш 5 с многозаходной ленточной резьбой для образования тангенциального ввода обрабатываемой жидкости в вихревую камеру 6. Для подачи реагента в вихревую камеру сверху к эжекторной трубке ввинчивается воронка 7.

Принцип работы аппарата следующий. Рабочая жидкость (вода в случае приготовления флотореагентов) под давлением подается в вихревую камеру 6 в основном по тангенциальным каналам вкладыша 5 и частично по его осевому отверстию. Одновременно за счет образования вакуума на входе эжектора 4 в осевое отверстие вкладыша 5 через воронку 7 в вихревую камеру 6 эжектируется обрабатываемый реагент.

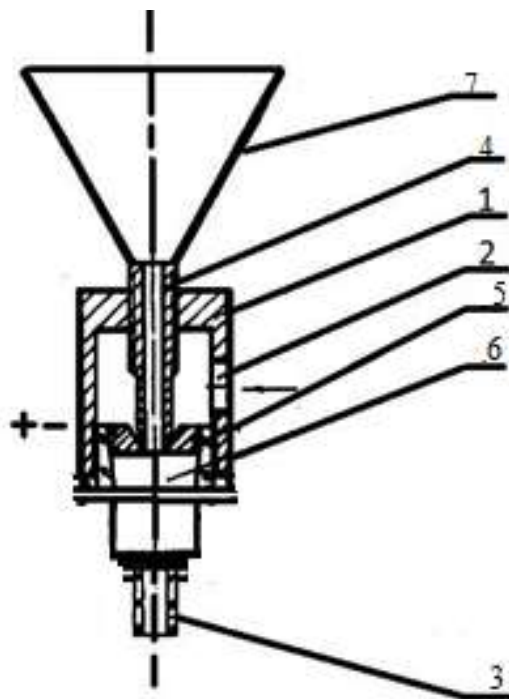


Рисунок 1 – Аппарат для модифицирования флотационных реагентов на основе гидродинамической кавитации

1 – корпус; 2 – отверстие; 3 – выходной патрубок; 4 – эжектор; 5 – вкладыш;
6 – вихревая камера; 7 – воронка

Взаимодействие завихренной рабочей жидкости с осевым потоком флотореагента создает вихревой камере и на выходе из нее сложное турбулентное движение с чередованием участков сжатия и разрежения, которые вызывают упругие колебания в жидкой среде и кавитацию. По данным исследований акустические колебания лежат в широком спектре частот $(1-20) \cdot 10^3$ Гц, причем полоса частот максимальной амплитуды определяется геометрическими параметрами устройства и давлением рабочей жидкости на входе и охватывает диапазон $(10-20) \cdot 10^3$ Гц.

Технические параметры аппарата для модифицирования реагентов:

- частота ультразвуковых колебаний 2-40 кГц;
- интенсивность ультразвукового поля – 0,2-0,4 Вт/см²;
- производительность – 0,8-1,0 м³/час;

Схема установки по модифицированию флотореагентов с разработанным аппаратом в фабричных условиях представлена на рисунке 2.

Аппарат (4) для модифицирования (эмульгирования) флотореагентов на основе гидродинамической кавитации установлен непосредственно у реагентной ванны (1) в специально изготовленной приемной коробке (6). Вода в аппарат подводится от трубопровода (7) через полудюймовые отводы (8). На отводе установлен запорный вентиль (9) с целью пуска и остановки аппарата. Обрабатываемый реагент из реагентной ванны посредством дискового питателя (2) и скребка (5) подается через воронку (3) в аппарат для ультразвуковой обработки за счет гидродинамической

кавитации. Обработанный раствор реагента в виде готовой эмульсии по реагентопроводу направляется во флотационный процесс. Использование указанного вида обработки флотационных реагентов способствует расширению номенклатуры веществ, применяемых в качестве реагентов, которые в обычных условиях не могут быть таковыми вследствие высоковязкости и нерастворимости в воде.

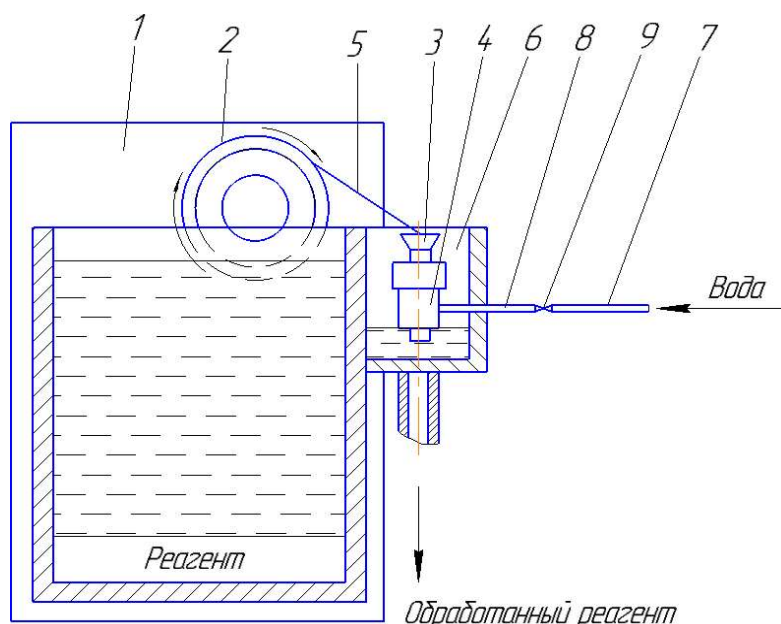


Рисунок 2 – Схема установки по модифицированию флотореагентов в фабричных условиях

Установка для эмульгирования флотационных реагентов в лабораторных условиях представлена на рисунке 3.

Указанный метод модифицирования флотационных реагентов, а также разработанный аппарат по его реализации может быть использован при флотации различных руд на обогатительных фабриках страны.

На рисунке 4 показана фотография установки по модифицированию (эмульгированию) флотореагентов.

Установка для эмульгирования флотореагентов представляет собой техническое устройство для воспроизведения условий эмульгирования флотационных реагентов при оценке эмульгируемости последних. Оценка эффективности устройства для эмульгирования реагентов основана на регистрации параметров эмульгируемости, в зависимости от параметров питающего насоса и массовой доли подаваемого в установку флотационного реагента.

По результатам измерений давлений и расхода используемого флотационного реагента появится возможность оценить эффективность эмульгируемости флотационных реагентов.

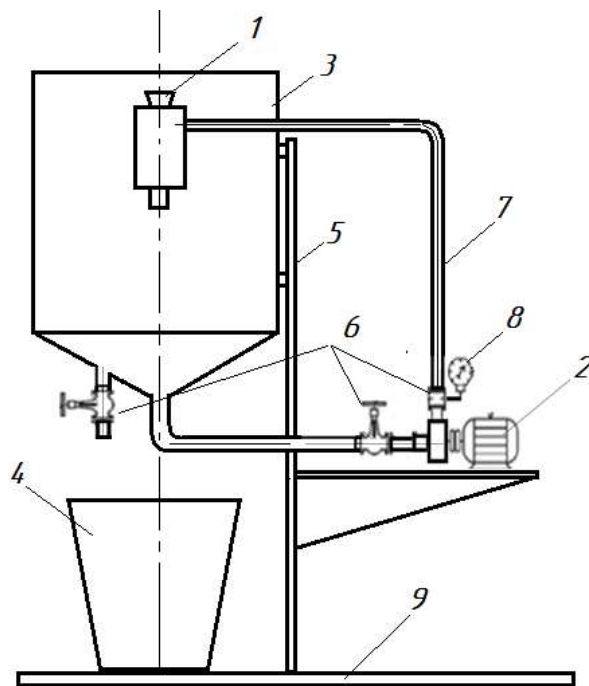


Рисунок 3 – Установка для эмульгирования флотационных реагентов
 1 – аппарат для модифицирования флотореагентов; 2 – электронасос БЦ-11-18У11;
 3 – циркуляционный бак; 4 – сборный резервуар; 5 – стойка; 6 – фитинги;
 7 – трубопроводы; 8 – манометр МТ-УХЛЗ; 9 – подставка



Рисунок 4 – Фотография установки по модифицированию (эмульгированию) флотореагентов

Установка изготовлена из материала, рассчитанного на избыточное давление.

Указанный метод модифицирования флотационных реагентов, а также разработанный аппарат, по его реализации может быть использован при флотации различных руд на обогатительных фабриках страны.

Выводы.

1. Разработан промышленный образец аппарата для модифицирования флотационных реагентов, а также установка для его реализации.

2. Определены оптимальные технические параметры аппарата для ультразвуковой гидродинамической кавитации: частота ультразвуковых колебаний - 2-40 кГц; интенсивность ультразвукового поля – 0,2-0,4 Вт/см²; давление рабочей жидкости на входе – 0,2-0,4 мПа; производительность – 0,8-1,0 м³/час.

Список литературы

1. Чантурия В.А., Назарова Г.Н. Электрохимическая технология в обогатительно-гидрометаллургических процессах – М. «Наука», 1977 -160 с.
2. А.И.Шульгин, Л.И.Назарова, В.И. Рехтман. Акустическая технология в обогащении полезных ископаемых(под ред. В.С.). М.: Изд. «Недра», 1987. – 232 с.
3. Шафеев Р.Ш., Чантурия В.А., Якушкин В.П. «Влияние ионизирующих излучений на процесс флотации – М.: Изд. «Наука»,1971. С.32-34
4. Шаутенов М.Р. «Модифицирование технологических свойств реагента АНП на основе энергетических воздействий. //VI Конгресс обогатителей стран СНГ: Материалы международного конгресса. – М. 2007. С.160-162

УДК 622.7

КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ

Морозов Ю. П.¹, Шевченко А. С.¹, Вальцева А. И.²

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

²ФГАОУ ВО «Уральский федеральный университет им. первого Президента
России Б.Н. Ельцина», г. Екатеринбург, Россия

При флотационном обогащении руд цветных металлов до 80-90 % материала выделяется в виде хвостов, с которыми в свою очередь теряется от 10 до 40 % извлеченных из недр металлов. Хвосты – представляют собой техногенные продукты, представляющие опасность для окружающей среды, однако, хвосты обогащения можно рассматривать как перспективный источник для извлечения ценных компонентов, например, меди, цинка, золота и редкоземельных металлов. Разработка технологии комплексной переработки хвостов обогащения позволит решить проблему складирования хвостов обогащения, уменьшив экологическую нагрузку на окружающую

среду, а также может рассматриваться как ресурсосберегающая технология [1].

Для реализации комплексной технологии извлечения меди, цинка золота и серебра непосредственно из хвостохранилища в данной статье предлагается двухступенчатая технология выщелачивания, которая включает на первом этапе сернокислотное выщелачивание меди и цинка из окисленных минералов, а на втором этапе – электрохимическую хлоринацию для извлечения меди, цинка, золота и серебра (рисунок 1).

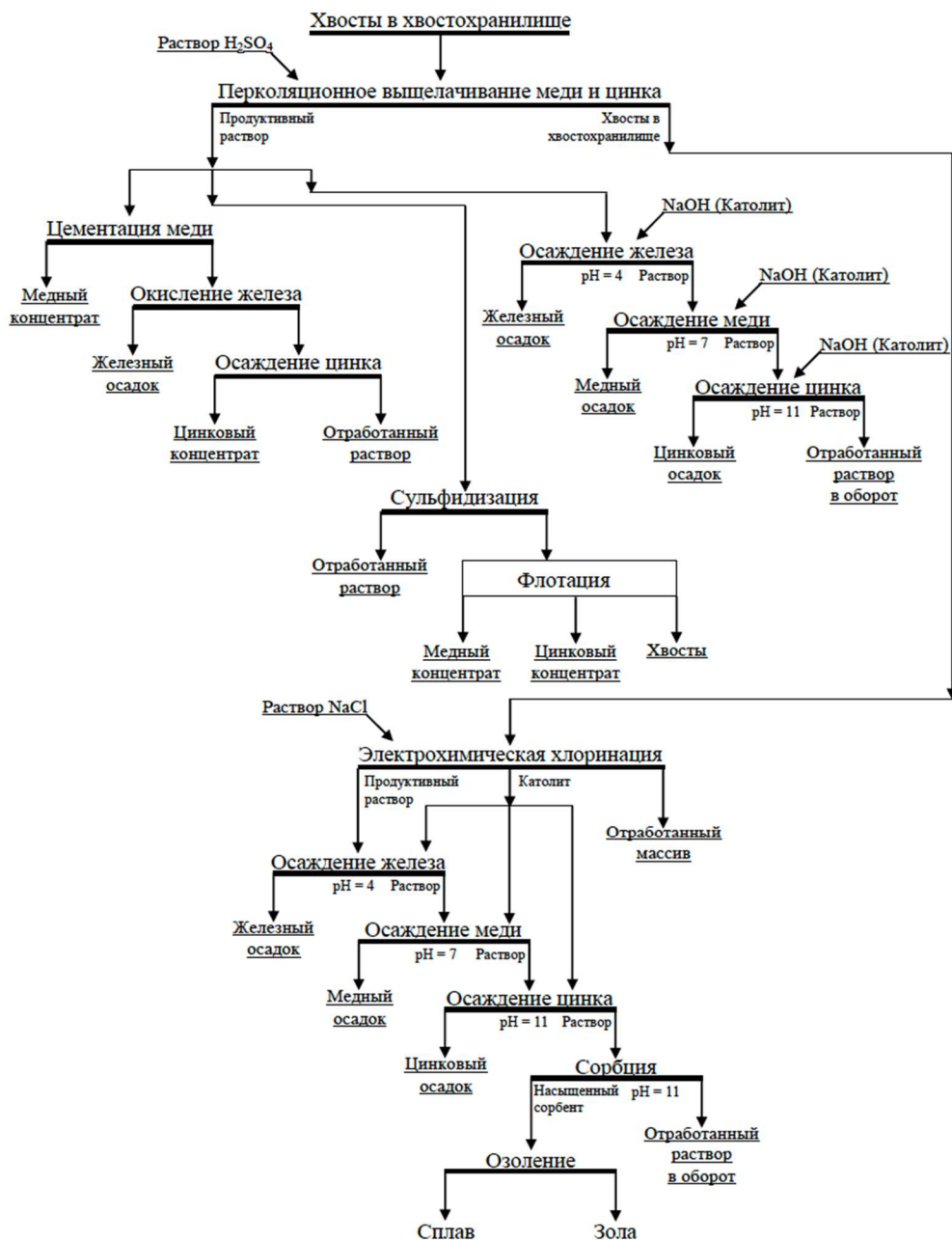


Рисунок 1 – Технологическая схема переработки лежалых хвостов с двухступенчатым выщелачиванием ценных компонентов

Приведенная на рисунке 1 схема включает кюветное выщелачивание на первом этапе меди и цинка с получением из раствора медного, цинкового и железного осадков. Для оценки эффективности в схеме предусмотрена реализация методов цементации, сульфидизации с последующей флотацией и ступенчатого осаждения железа, меди и цинка. Растворение окисленных минералов при сернокислотном выщелачивании позволяет существенно повысить пористость хвостов в обрабатываемом массиве и соответственно проницаемость хвостов для продуктивного раствора в процессе электрохимической хлоринации.

На втором этапе реализуется процесс электрохимической хлоринации с получением кислого продуктивного раствора и щелочного катиолита, используемого для осаждения ионов железа, меди и цинка. Продуктивный раствор после осаждения металлов отправляется на сорбцию золота и серебра с получением насыщенного сорбента, далее сорбент направляется на озоление с получением золотосеребряного сплава. Отработанный раствор направляется в оборот на получение продуктивного раствора.

Для проведения исследований по эффективности технологии была взята проба лежалых хвостов одного из горно-обогатительных комбинатов массой 540 кг. По данным химического анализа проба состояла на 45 % из оксида кремния, содержит 0,15 % меди, 0,09 % цинка, 18 % железа общего, в незначительных количествах в пробе были обнаружены мышьяк и свинец. По результатам гранулометрического анализа было выявлено, что проба на 45 % представлена классом крупности – 0,071 мм. Минералогическим анализом установлено, что проба на 57 % представлена породообразующими минералами, в том числе на 45 % – кварцем. Рудные минералы представлены сульфидами (пиритом, халькопиритом и сфалеритом) и вторичными минералами железа и меди. Основным рудным минералом является пирит, массовая доля которого составляет 38,0 %, массовая доля халькопирита – 0,42 %, сфалерита – 0,2 %. В незначительном количестве в пробе присутствует арсенопирит, галенит, пирротин, ковеллин.

Для начальной оценки наличия свободного золота в пробе были проведены эксперименты концентрирования золота методом турбулизационной центробежной сепарации, которая была проведена на сепараторе К-210ВЛ. Тяжелая фракция центробежной сепарации была подвергнута ручной доводке с получением золотосодержащего шлиха, масса которого составила 16,8 мг, то есть примерно 12 % от всего золота в хвостах. Свободное золото в хвостах представлено частицами крупностью от 10 мкм до 100 мкм с преобладанием частиц крупностью – 40 мкм, количество которых составило 60 %.

Сернокислотное выщелачивание меди и цинка в агитационном режиме проводилось в керамических агитаторах при комнатной температуре и постоянном перемешивании. Соотношение масс твердой и жидкой фаз со-

ставляло 1:1, концентрация растворов серной кислоты в жидкой фазе составляло 2 % и 5 %, продолжительность процесса – 0,5 часа, 1 час, 2 часа и 3 часа. В результате экспериментов можно сделать вывод, что оптимальные результаты были достигнуты при концентрации серной кислоты 5 % и продолжительности процесса выщелачивания 3 часа, данные представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты сернокислотного выщелачивания пиритных хвостов 5 % раствором серной кислоты при продолжительности 3 часа

| Наименование продукта | Выход | Массовая доля | | Извлечение, % | |
|-----------------------|--------|---------------|------------|---------------|-------|
| | | цинк | медь | цинк | медь |
| Кек | 89,49% | 0,09% | 0,064% | 53,69 | 63,64 |
| Фильтрат | 497 мл | 0,6988 г/л | 0,3292 г/л | 46,31 | 36,36 |
| Исходные хвосты | 100,0% | 0,15% | 0,09% | 100,0 | 100,0 |

Следующим технологическим процессом являлась электрохимическая хлоринация. Сам метод заключается в получении активных хлоросодержащих растворителей путем электролиза раствора хлорида натрия непосредственно в зоне растворения руды. Сам процесс растворения можно рассматривать как результат действия электрической пары, образованной частицами растворяемого металла и тем минералом, в который они вкраплены. При этом ассимиляция электронов реагентом – окислителем происходит на поверхности того компонента, который образует пару с анодными участками поверхности металла [2]. Пополнение растворов хлором и кислородом должно быть непрерывным для проведения процесса электролиза жидкой фазы гетерогенной системы, создавая непрерывность условий равновесия между потреблением и поступлением ингредиентов, что в свою очередь создает предпосылки для определенной скорости выщелачивания ценного компонента [3].

Эксперименты выполнялись в лабораторных условиях на навесках хвостов после сернокислотного выщелачивания. Навески подготавливались массой 500 гр. Агитационную хлоринацию проводили на диафрагменном электрохлоринаторе при токе 1 и 2 А, с концентрацией NaCl 25 и 50 г/л, продолжительность экспериментов была 2,4, 6 часов. Эксперименты выполняли следующим образом: в электрохлоринатор заливали раствор NaCl, в анодную камеру засыпали навеску пиритных хвостов, проводили электролиз раствора NaCl с одновременным перемешиванием пульпы в анодной камере. По окончании процесса твердую фазу из анодной камеры фильтровали, промывали водой, сушили, взвешивали и направляли на пробирный анализ. В результате экспериментов было установлено, что агитационная хлоринация обеспечивает извлечение золота в раствор 72 % при концентрации раствора NaCl 50 г/л, продолжительности 6 часов и при токе 2 А.

Для определения оптимального режима электрохимической хлоринации также проводилась перколяционная хлоринация хвостов. Установка для проведения такого типа электрохлоринации включала в себя перколяционный электрохлоринатор, сорбционную колонку и ёмкости для раствора NaCl и продуктивного раствора. Перколяционный электрохлоринатор представляет собой цилиндрический корпус с фильтровальной перегородкой. Внутри корпуса установлены электроды и навеска руды. Сорбционная колонка состоит из корпуса с фильтровальной перегородкой, заполненного сорбентом. Эксперименты проводились на навесках 1000 г, напряжение на электродах было в диапазоне 6-8 В, ток составлял 3 А, продолжительность 2, 4, 6 часов. После завершения экспериментов навеску руды промывали водой, сушили и направляли на пробирный анализ. Установлено, что бездиафрагменная электрохлоринация обеспечивает при продолжительности процесса 6 часов извлечение золота в раствор более 57 %.

Согласно рисунка 1, следующей технологической операцией является сорбция золота и серебра из продуктивных растворов электрохимической хлоринации (рисинок 2).

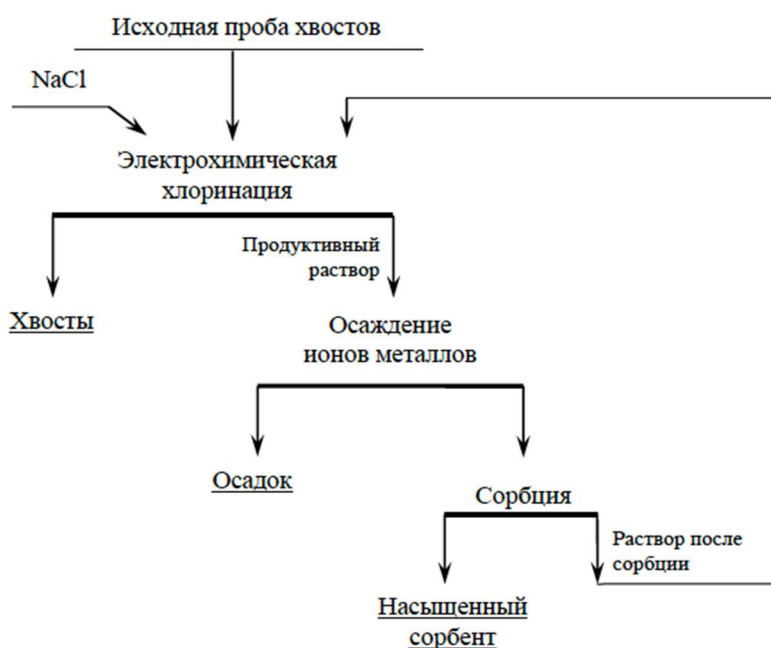


Рисунок 2 – Схема электрохимической хлоринации с сорбцией золота и серебра

В качестве сорбентов можно использовать активированный уголь, золу, шлаки, синтетические сорбенты, силикагели, гидраты оксидов металлов. В описываемой комплексной технологии к продуктивным растворам применяли активированный уголь, который не смотря на высокую стоимость, обладает большой сорбционной емкостью и возможностью регенерации и повторного использования. Данные по сорбции представлены в таблице 2.

Таблица 2 – Результаты сорбции золота и серебра из раствора на активированный уголь

| Условия опыта | Металл | Извлечение (%) на уголь при продолжительности электрохимической хлоринации | | | |
|---|---------|--|-------|-------|-------|
| | | 6 | 12 | 18 | 24 |
| Без осаждения ионов металлов | Золото | 17,09 | 41,18 | 58,82 | 68,24 |
| | Серебро | 5,56 | 19,23 | 32,47 | 43,59 |
| С предварительным осаждением ионов металлов | Золото | 24,13 | 50,54 | 66,96 | 81,17 |
| | Серебро | 9,12 | 25,03 | 41,94 | 59,26 |

Подводя итог, можно сделать вывод, что исследования характеристик лежалых хвостов свидетельствуют о целесообразности изучения возможностей их переработки комбинированной технологией, включающей серно-кислотное выщелачивание окисленных ассоциаций меди и цинка и электрохимической хлоринации для выделения в раствор меди, цинка, золота и серебра с последующей сорбцией и озолотением для получения золотосеребряного сплава.

Список литературы

1. Киселёв М.Ю. Исследование растворения золота методом электрохимической хлоринации // Известия вузов. Горный журнал. 2010. № 6. – С. 90-92.
2. Максимов В.И. Электрохлоринация как метод комплексного извлечения металлов. – М.: Металлургия, 1955. – 160 с.
3. Морозов Ю.П., Евграфова Е.Л., Киселёв М.Ю. Исследование возможностей извлечения золота из руд и продуктов обогащения обогатительной фабрики Берёзовского рудоуправления методом электрохимической хлоринации: отчёт по НИР ООО «Таилс КО». – Екатеринбург, – 2008 г. – 55 с.

УДК 622.7

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ЛЮМИНОФОРОВ НА АЛМАЗАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕАГЕНТОВ-ГИДРОФОБИЗАТОРОВ

Морозов В. В.¹, Двойченкова Г. П.², Чантурия Е. Л.¹, Лезова С. П.¹, Тимофеев А. С.²

¹ФГАОУ ВО Национальный исследовательский технологический университет

«МИСиС», г. Москва, Россия

²ФГБУН «Институт проблем комплексного освоения недр

им. академика Н.В. Мельникова РАН», г. Москва, Россия

**Исследование выполнено за счет гранта Российского научного фонда № 21-17-00020, <https://rscf.ru/project/21-17-00020/>*

Для модифицирования спектрально-кинетических характеристик слабо и аномально люминесцирующих алмазов предлагается использовать нанесение на их поверхность композиции органических и неорганических

люминофоров со спектральными характеристиками, близкими к природным алмазам [1, 2].

Люминофор ФЛ-530 представляет собой силикат цинка, активированный марганцем [3]. Он характеризуется средней олеофильностью и может смачиваться водной фазой, что приводит к его потерям. Поэтому задачей исследования был выбор способа дополнительной гидрофобизации люминофора ФЛ-530.

Методика исследований включала смешивание 200 мг люминофора ФЛ-530 с 5 мл дизельного топлива и далее с 50 мл воды [2]. Полученная встряхиванием эмульсия отстаивалась, после чего проводили визуальный и УФ-анализ распределения люминофора между органической и водной фазой. После стабилизации смесь переносили в делительную воронку и отделяли экстракт от водной фазы. Извлеченный из водной фазы остаток люминофора взвешивали и рассчитывали распределение люминофора между органической и водной фазами.

Для повышения олеофильности была разработана методика гидрофобизации люминофора ФЛ-530, которая включала обработку в растворах олеата натрия и бутилового ксантогената калия. В результате обработки происходило закрепление соответствующих анионов или химическая реакция с образованием олеатов или ксантогенатов цинка:



При проведении исследований использовались растворы бутилового ксантогената калия и олеата натрия концентрацией от 0,1 до 1,0 %. Обработка проводилась в течение 15-60 мин при комнатной и повышенной (40-50 °С) температуре. После обработки избыток раствора удалялся, осадок люминофора высушивался.

Полученные результаты показали, что наилучшим режимом гидрофобизации является обработка в течение 30 мин при повышенной температуре (40-50 °С) в растворах с концентрацией $1 \cdot 10^{-4}$ моль/л (для олеата натрия) и $5 \cdot 10^{-4}$ моль/л (для бутилового ксантогената калия). Лучшие результаты (удержание в экстракте 99%) были получены при использовании люминофора ФЛ-530, гидрофобизированного бутиловым ксантогенатом калия (таблица 1).

Таблица 1 – Распределение люминофора ФЛ-530 в органической (ДТ) и водной фазах люминофорсодержащей эмульсии

| № | Условия опыта | Доля удерживаемого люминофора, мг/% |
|---|--|-------------------------------------|
| 1 | Необработанный ФЛ-530 в ДТ | 87,3 |
| 2 | ФЛ-530 после обработки р-ром бутилового ксантогената калия | 99 |
| 3 | ФЛ-530 после обработки р-ром олеата натрия | 98,2 |

Для оценки изменения эффективности закрепления люминофоров применялась методика визиометрического измерения люминесценции в ультрафиолетовых лучах. Использовалась способность исследуемых люминофоров светиться при облучении ультрафиолетом с длиной волны 253 и 365 нм [4].

Результаты проведенного визиометрического анализа обработанных синтетических алмазов позволяют оценить эффективность исследованных составов эмульсии и режимов обработки.

Результаты визиометрического контроля интенсивности закрепления, проведенные с использованием аппарата «Луч-1Ф» показали, что алмазы хорошо различимы относительно минералов кимберлита (рисунки 1, 2) за счет увеличения эффективности закрепления и светимости люминофоров на алмазах после гидрофобизации увеличивается 20,6-22 % (таблица 2).

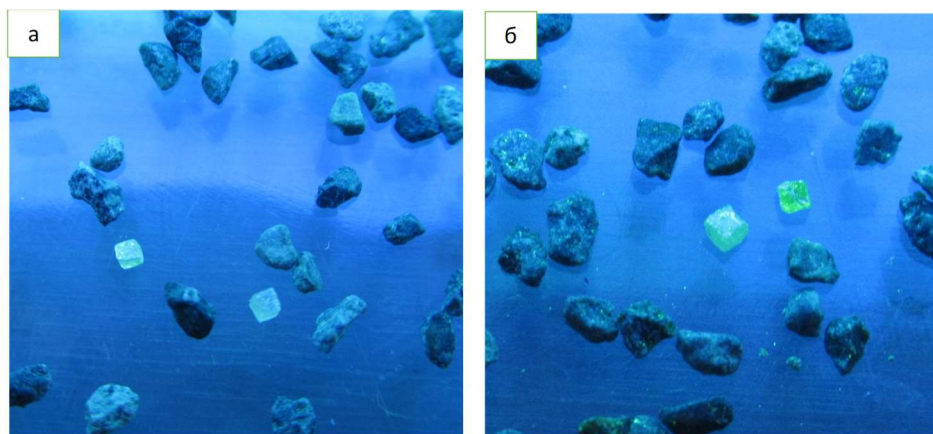


Рисунок 1 – Изображения алмазов и минералов кимберлита до (а) и после обработки в люминофорсодержащей эмульсии на основе гидрофобизированного ФЛ-530

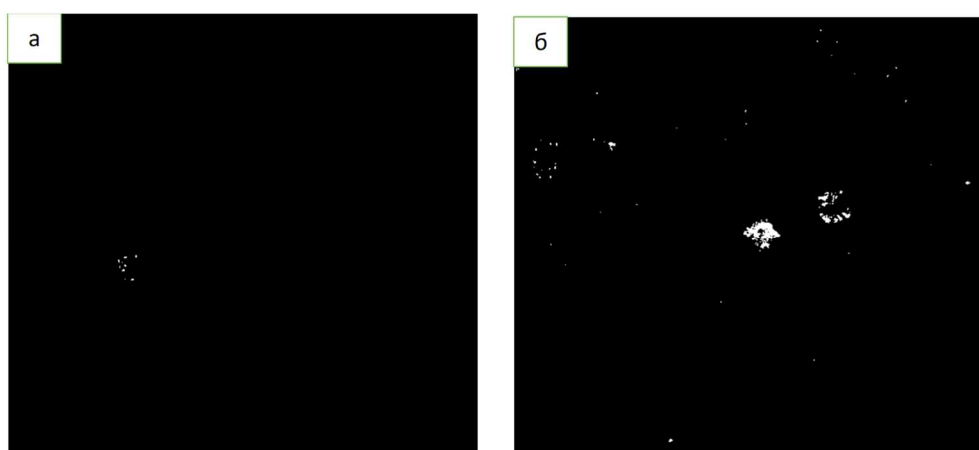


Рисунок 2 – Результаты визиометрического анализа алмазов и минералов кимберлита до (а) и после (б) обработки в люминофорсодержащей эмульсии на основе гидрофобизированного ФЛ-530

Таблица 2 – Эффективность закрепления обычного и гидрофобизированного люминофора ФЛ-530 на алмазах

| № | Тип люминофора, добавка | Доля поверхности алмазов с люминофором, % | Доля поверхности зерен кимберлита с люминофором, % |
|---|--|---|--|
| 1 | Исходный люминофор ФЛ-530 | 10,5 | 0,8 |
| 2 | ФЛ-530 гидрофобизированный олеатом натрия | 31,1 | 1,5 |
| 3 | ФЛ-530 гидрофобизированный ксантогенатом калия | 32,5 | 5,7 |

Для подтверждения эффективности выбранных режимов были поставлены эксперименты с использованием сепаратора «Полус-М». При проведении исследований измерялись характеристики сигнала рентгенолюминесценции: свертка S_v , амплитуда медленной компоненты A_{MK} , амплитуда быстрой компоненты A_{BK} , отношение амплитуд компонент K_A , постоянная времени затухания τ_z [5].

Результаты исследований показали, что при использовании гидрофобизированного люминофора ФЛ-530 достигается увеличение A_{MK} алмазов на 136 мВ и A_{BK} на 137 мВ, что придает слабо люминесцирующим алмазам спектральные характеристики, достаточные для их извлечения в концентрат в процессе рентгенолюминесцентной сепарации (таблица 3). Изменение сигнала на зернах кимберлита по A_{MK} и A_{BK} существенно меньше и не приводит к их извлечению в алмазный концентрат.

Таблица 3 – Проверка режимов модифицирования спектрально-кинетических характеристик слабо люминесцирующих алмазов с применением гидрофобизированного люминофора ФЛ-530

| № | Режим обработки ФЛ-530 | Минерал | S_v | τ_z , мс | A_{MK} , мВ | A_{BK} , мВ | K_A | Результат сепарации |
|---|--|-----------|-------|---------------|--------------------------|---------------|-------|---------------------|
| 1 | Без обработки | алмаз | 0.11 | 0.4 | 109 | 1032 | 2.88 | не извл. |
| | | кимберлит | - | - | Менее порога обнаружения | -«»- | - | не извл. |
| 2 | Обработанный бутиловым ксантогенатом калия (10^{-3} моль/л) | алмаз | 0.17 | 0.6 | 245 | 1169 | 1.6 | извл. |
| | | кимберлит | - | - | Менее порога обнаружения | -«»- | - | не извл. |
| 3 | Обработанный олеатом натрия (10^{-4} моль/л) | алмаз | | | 237 | 1210 | 2.7 | извл. |
| | | кимберлит | | | 56 | 1356 | 1.1 | не извл. |

Полученные результаты обосновывают режим гидрофобизации люминофора ФЛ-530 бутиловым ксантогенатом калия при подготовке люминофорсодержащей композиции для модифицирования спектрально-кинетических характеристик алмазов в процессе рентгенолюминесцентной сепарации алмазов.

Список литературы

1. Ковальчук О.Е., Двойченкова Г.П., Яковлев В.Н. Повышение извлечения anomalно люминесцирующих алмазов методом модифицирования свойств их поверхности // В сб. Проблемы и перспективы эффективной переработки минерального сырья в 21 веке (Плаксинские чтения - 2019). –Москва. - 2019. -С. 253-255.
2. Чантурия В.А., Двойченкова Г.П., Морозов В.В. и др. Исследование механизма и выбор режимов селективного закрепления люминофорсодержащей эмульсии на алмазах // Физико-технические проблемы переработки полезных ископаемых. – 2020. -№4. -С. 104-113.
3. Park J., Park S., Lee J. et al. A simple synthesis method for $Zn_2SiO_4:Mn^{2+}$ phosphor films and their optical and luminescence properties // Journal of Luminescence – 2013. – V. 134 – P. 71–74.
4. Demchenko A. P. Introduction to fluorescence sensing. Volume 1: Materials and Devices. New York: Springer. 3rd ed. - 2020. - 673 p.
5. Макалин И.А. Исследование закономерностей распределения характеристик рентгеновской люминесценции алмазосодержащего сырья: Дис. ... канд. техн. наук... 25.00.13, Екатеринбург, 2013. – 140 с.

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|--|----|
| ФОРМА И ТИПИЧНЫЕ ОШИБКИ ТОВАРНЫХ БАЛАНСОВ ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИК Козин В.З., Комлев А.С. | 3 |
| ОСОБЕННОСТИ ПНЕВМАТИЧЕСКОЙ ТУРБУЛИЗАЦИИ ПРИСТЕНОЧНОГО СЛОЯ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ СЕПАРАТОРЕ Морозов Ю.П., Бекчурин Е.А., Пеньков П.М. | 8 |
| ОБОСНОВАНИЕ ВЫБОРА ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ ДЛЯ ФЛОТАЦИИ ОЛОВА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ИЗМЕРЕНИЯ ДЗЕТА-ПОТЕНЦИАЛА Газалеева Г.И., Назаренко Л.Н., Дмитриева Е.Г. | 12 |
| ПРОИЗВОДСТВО ГРАНУЛИРОВАННОГО КОМПОЗИТНОГО ТОПЛИВА ИЗ НИЗКОКАЧЕСТВЕННЫХ УГЛЕЙ Пестряк И.В., Ганбат Самдан, Морозов В.В. | 18 |
| ИССЛЕДОВАНИЕ АДСОРБЦИИ ДИТИОКАРБАМАТА С ЦИКЛИЧЕСКИМ СТРОЕНИЕМ УГЛЕВОДОРОДНОГО РАДИКАЛА НА ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕМ АРСЕНОПИРИТЕ В УСЛОВИЯХ ФЛОТАЦИИ Матвеева Т.Н., Громова Н.К., Минаев В.А. | 23 |
| ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ВИНТОВОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА Пелевин А.Е. | 27 |
| ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНАЯ СИСТЕМА КОНТРОЛЯ ПРОЦЕССОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД Ганбат Самдан, Морозов В.В. | 30 |
| ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ТВЕРДЫХ ОТХОДОВ СЖИГАНИЯ УГЛЕЙ ТЕПЛОЭЛЕКТРОСТАНЦИЙ Лавриненко А.А., Кунилова И.В., Крылов И.О., Лусинян О.Г., Шимкунас Я.М. | 35 |
| ОБЗОР СОВРЕМЕННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛЫ УГОЛЬНЫХ СТАНЦИЙ Чурсова М.С., Вальцева А.И. | 39 |
| ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ХВОСТОХРАНИЛИЩ НА ОКРУЖАЮЩУЮ СРЕДУ И РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ МИНИМИЗАЦИИ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ НАГРУЗКИ Тадевоян А.В., Багдасарян Т.С., Восканян П.С. | 41 |
| РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КОЛИЧЕСТВЕННОГО СОДЕРЖАНИЯ НЕФТЕПРОДУКТОВ В ПРОЦЕССАХ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ Пестряк И.В., Лезова С.П., Морозов В.В. | 45 |

| | |
|---|-----|
| ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ И ОБОРУДОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННОГО ВЫСОКОЧАСТОТНОГО СПОСОБА ОТБОРА И ПОДГОТОВКИ ПРОБ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ Козин В.З., Комлев А.С., Ступакова Е.В. | 50 |
| СОПОСТАВЛЕНИЕ ПОЛНОЙ И СОКРАЩЕННОЙ ФУНДАМЕНТАЛЬНОЙ ФОРМУЛЫ РАСЧЕТА СЛУЧАЙНЫХ ПОГРЕШНОСТЕЙ ПОДГОТОВКИ ПРОБ Ступакова Е.В. | 57 |
| ГЕОХИМИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ДИОКСИДА УГЛЕРОДА В ПРОИЗВОДСТВЕ ГЛИНОЗЕМА Головных Н.В., Жуков Е.И., Кирюшин Е.В., Шепелев И.И. | 60 |
| РАСЧЕТЫ ПРОЦЕССОВ КАРБОНИЗАЦИИ ОБОРОТНЫХ РАСТВОРОВ И ВОД ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА Головных Н.В., Бычинский В.А., Жуков Е.И., Кирюшин Е.В., Шепелев И.И. | 65 |
| БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ НИКЕЛЬ-МЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ РУДЫ ХЕМОЛИТОТРОФНЫМИ МИКРООРГАНИЗМАМИ Фомченко Н.В., Панюшкина А.Е., Меламуд В.С., Муравьев М.И. | 70 |
| БИОВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ СМЕСИ НИКЕЛЬ-МЕДНОЙ РУДЫ С МЕДНО-НИКЕЛЕВЫМ ШЛАКОМ И МЕДНО-ЦИНКОВОГО КОНЦЕНТРАТА С МЕДНО-ЦИНКОВЫМ ШЛАКОМ Булаев А.Г., Фомченко Н.В., Муравьев М.И., Панюшкина А.Е., Меламуд В.С. | 75 |
| ИЗМЕНЕНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ИЛЬМЕНИТА ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ВЫСОКОВОЛЬТНЫХ НАНОСЕКУНДНЫХ ИМПУЛЬСОВ И ДИЭЛЕКТРИЧЕСКОГО БАРЬЕРНОГО РАЗРЯДА Бунин И.Ж., Анашкина Н.Е. | 80 |
| ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОФОБНЫХ И ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ В ПРИСУТСТВИИ РЕАГЕНТА ДИТИОПИРИЛМЕТАНА Каркешкина А.Ю. | 85 |
| РЕЗУЛЬТАТ ИССЛЕДОВАНИЯ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АШАЛЫ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО И ЭЛЕКТРОИНДУКЦИОННОГО МЕТОДА Афанасьев А.И., Потапов В.Я., Морозов Ю.П., Потапов В.В., Стожков Д.С., Садовников М.Е. | 88 |
| ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ФЛОТОРЕАГЕНТОВ С КООРДИНИРУЮЩИМ МЕТАЛЛОМ И ПРОИЗВОДНЫЕ С СЕЛЕНОВОЙ И ТЕЛЛУРНОЙ СВЯЗЯМИ Соложенкин П.М. | 94 |
| К МЕХАНИЗМУ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ БУТИЛОВОГО КСАНТОГЕНАТА С ИОНАМИ МЕДИ И ЖЕЛЕЗА МЕТОДОМ МОЛЯРНЫХ ОТНОШЕНИЙ Ергешева Н.Д., Игнаткина В.А., Ергешев А.Р. | 100 |

| | |
|---|-----|
| ИССЛЕДОВАНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА ВОЛКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПОВЫШЕННЫМ СОДЕРЖАНИЕМ TiO_2 В КАЧЕСТВЕ УТЯЖЕЛИТЕЛЯ В ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ УГЛЯ Бузунова Т.А., Шигаева В.Н. | 106 |
| ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ БЕДНОГО ПО ЗОЛОТУ ПРОДУКТА ИЗ ПЕННОГО ПРОДУКТА СУЛЬФИДНОЙ ФЛОТАЦИИ Мушкетов А.Ан. | 111 |
| ГЕОХИМИЧЕСКИЕ И МИНЕРАЛОГИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ НГМК И КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ, ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ Туресебеков А.Х., Шукуров Н.Э., Зунунов А.Ч., Шарипов Х.Т., Шукуров Ш.Р. | 115 |
| НОВЫЕ СПОСОБЫ ОБОГАЩЕНИЯ КОНЦЕНТРАТОВ И ПРОЦЕССЫ ПОДГОТОВКИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД Эшонкулов У.Х., Хасанов А.С., Хужакулов А.М. | 119 |
| ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ МОЛИБДЕНОВОГО КОНЦЕНТРАТА И ИЗВЛЕЧЕНИЕ МОЛИБДЕНА ИЗ СБРОСНЫХ ОТХОДОВ И РАСТВОРОВ Хасанов А.С., Шодиев А.Н., Каюмов О.А. | 125 |
| ВИНТОВАЯ СЕПАРАЦИЯ КАК МЕТОД ПРЕДОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ ЛЕЖАЛЫХ ХВОСТОВ Емельянова К.К., Прокопьев С.А., Прокопьев Е.С., Турецкая Н.Ю., Чикишева Т.А., Морозов Ю.П. | 130 |
| МЕТОДЫ ОЧИСТКИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ГАЗОВ Муносибов Ш.М., Каршиев Х.К., Хайдаралиев Х.Р. | 133 |
| МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЧАСТИЦ ИЗВЕСТНЯКА-РАКУШЕЧНИКА СВОБОДНЫМ УДАРОМ Калдыбаев Н.А., Акылбек кызы Д., Маматкасымова А.Т., Култаева Д.Ч. | 137 |
| ВЫБОР ПАРАМЕТРОВ РЕАГЕНТНОЙ ПОДГОТОВКИ ОБОРОТНОЙ ВОДЫ В ЦИКЛЕ ПЕННОЙ СЕПАРАЦИИ КИМБЕРЛИТОВ Коваленко Е.Г., Поливанская В.В. | 143 |
| ВЛИЯНИЕ СОСТАВА РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО И СОБСТВЕННО- КАЧКАНАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА ШЛАКООБРАЗУЮЩИЕ В ЖЕЛЕЗОРУДНОМ СЫРЬЕ Бузмаков В.Н., Володина Ю.В. | 146 |
| ИССЛЕДОВАНИЕ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ОТХОДОВ ИЗ ШЛАМОНАКОПИТЕЛЕЙ ПРОИЗВОДСТВА ТИТАНА Найманбаев М.А., Ультаракова А.А., Есенгазиев А.М. | 151 |

| | |
|---|-----|
| ИССЛЕДОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПРОЦЕССА ПЕРКОЛЯЦИОННОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МЕДИ Абдылдаев Н.Н., Магомедов Д.Р., Койжанова А.К., Камалов Э.М., Ерденева М.Б., Бакраева А.Н. | 156 |
| ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПОКАЗАТЕЛИ ФЛОТАЦИИ ФРАКЦИЙ, ПОЛУЧЕННЫХ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИЕЙ ИЗ РУДЫ НОВО-ШЕМУРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Овчинникова Т.Ю., Ситников Д.А., Зиятдинов С.В. | 159 |
| ВЛИЯНИЕ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ РУДЫ ВОЛКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО МЕТОДА НА РЕЗУЛЬТАТЫ ФЛОТАЦИИ Овчинникова Т.Ю., Тарасов Е.Ю., Зиятдинов С.В. | 164 |
| ПОЛУЧЕНИЕ ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ТИТАНОМАГNETИТОВОЙ РУДЫ СОБСТВЕННО-КАЧКАНАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Пелевин А.Е. | 169 |
| ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ОБОГАЩЕНИЯ В БЕГУЩЕМ МАГНИТНОМ ПОЛЕ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА Пелевин А.Е. | 171 |
| СРАВНЕНИЕ МЕТОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ ДЛЯ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА Пелевин А.Е. | 173 |
| ФАКТОРЫ ВЛИЯНИЯ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ РУДЫ ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ Ефремова Т.А., Овчинникова Т.Ю., Цыпин Е.Ф. | 175 |
| ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОПТИМАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ РУДЫ И СОДЕРЖАНИЯ ТВЕРДОЙ ФАЗЫ Канаева З.К., Канаев А.Т. | 178 |
| ЖИДКОФАЗНОЕ ОКИСЛЕНИЕ КИ И СКИПИДАРА ПЕРСУЛЬФАТОМ В CH_3COOH Малышев А.Н., Меньшиков С.Ю. | 184 |
| ИССЛЕДОВАНИЯ ПЕРСПЕКТИВ ПРИМЕНЕНИЯ ЭЛЕКТРОЛИЗНОЙ ОБРАБОТКИ ЖИДКОЙ ФАЗЫ ПУЛЬПЫ С ЦЕЛЬЮ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЦЕССА ФЛОТАЦИИ ТОНКИХ ЧАСТИЦ Киенко Л.А., Воронова О.В. | 186 |
| КУЧНОЕ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЕ ОКИСЛЕННЫХ ЗОЛОТОУРАНОВЫХ РУД Шипнигов А.А., Собенников Р.М., Епифоров А.В., Мусин Е.Д. | 190 |

| | |
|--|-----|
| ПОВЕДЕНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В ПРОЦЕССЕ АВТОКЛАВНОГО ОКИСЛЕНИЯ СУЛЬФИДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ Епифоров А.В. | 194 |
| ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИСПЫТАНИЯ МОДИФИКАТОРОВ НА ПРОДУКТАХ СУЛЬФИДНОГО ЦИКЛА ПРИМОРСКОЙ ФАБРИКИ Шепета Е.Д. | 199 |
| ТЕХНОЛОГИЯ ПОЛУЧЕНИЯ КАЧЕСТВЕННОГО МАГНЕЗИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ МАГНЕЗИТОВОЙ РУДЫ САТКИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ Орлов С.Л., Балакин М.Г. | 203 |
| ФЛОТАЦИОННОЕ ОБОГАЩЕНИЕ ПРОБ ТАЛЬКОВОЙ РУДЫ ЧЕРЕМШАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ КОНДИЦИОННЫХ ТАЛЬКОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ Орлов С.Л., Балакин М.Г., Власов И.А. | 208 |
| ЭКОЛОГИЧЕСКИЕ АСПЕКТЫ ПЕРЕРАБОТКИ РУД И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ Вальцева А.И., Зубов К.В., Катков Д.А. | 212 |
| ВЛИЯНИЕ МОЛЕКУЛЯРНОГО ВЕСА КАРБОКСИМЕТИЛИРОВАННЫХ КРАХМАЛОВ НА ИХ ДЕПРЕССИРУЮЩЕЕ ДЕЙСТВИЕ ПРИ ФЛОТАЦИИ ОТАЛЬКОВАННОЙ ПЛАТИНОМЕТАЛЛЬНОЙ CU-NI РУДЫ Лавриненко А.А., Кузнецова И.Н., Саркисова Л.М., Шрадер Э.А., Копыльцов А.А. | 216 |
| ВОЗМОЖНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ ЖИДКОФАЗНОГО ОБЕСКРЕМНИВАНИЯ ПЛАЗМОАКТИВИРОВАННОГО ЦИРКОНА ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ЦИРКОНОВОГО КОНЦЕНТРАТА Брянкин Д.В., Смороков А.А. | 219 |
| РАЗРАБОТКА СПОСОБА ЖИДКОФАЗНОГО ОБЕСКРЕМНИВАНИЯ ПОЛИМЕТАЛЛИЧЕСКОГО ШЛАКА Брянкин Д.В., Смороков А.А. | 223 |
| ПОЛУЧЕНИЕ СИНТЕТИЧЕСКИХ ЦЕОЛИТОВ ИЗ РАСТВОРОВ ГЛИНОЗЕМНОГО ПРОИЗВОДСТВА Бибанаева С.А., Скачков В.А., Сабирзянов Н.А., Суриков В.Т., Лебедева Э.М., Резницких О.Г. | 226 |
| ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВИНЦОВЫХ РУД МЕТОДОМ ПНЕВМОСЕПАРАЦИИ Лебедев И.Ф. | 228 |
| ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НАКОПИТЕЛЬНОЙ ТЕХНОЛОГИИ ЦЕНТРОБЕЖНОЙ СЕПАРАЦИИ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ Пеньков П.М. | 233 |

| | |
|---|-----|
| ИЗВЛЕЧЕНИЕ МИКРОДИСПЕРСНОГО ЗОЛОТА ИЗ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ПУТЕМ ИХ ВЫСОКОТЕМПЕРАТУРНОЙ ОБРАБОТКИ Амдур А.М., Федоров С.А., Каримова П.Ф. | 237 |
| РАЗРАБОТКА РЕАГЕНТНОГО РЕЖИМА ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ ЖЕЛЕЗОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ ПЕРЕРАБОТКИ ОКИСЛЕННЫХ РУД Упорова И.В., Мамонов Р.С. | 240 |
| ИССЛЕДОВАНИЕ СУХОЙ КОМБИНИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ Завьялов С.С., Мамонов Р.С. | 244 |
| О НОВОМ МЕТОДЕ ОЦЕНКИ ФЛОТОАКТИВНОСТИ МИНЕРАЛОВ: КИНЕТИКА МИНЕРАЛИЗАЦИИ ПУЗЫРЬКА ВОЗДУХА В ДИНАМИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ КОНДИЦИОНИРОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ СУСПЕНЗИЙ Николаев А.А. | 251 |
| ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА И ХАРАКТЕРА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ РЕДКОЗЕМЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В ИССЛЕДУЕМОЙ РУДЕ Шаутенов М.Р., Бегалинов А.Б., Акказина Н.Т. | 252 |
| АППАРАТ ДЛЯ МОДИФИЦИРОВАНИЯ ФЛОТАЦИОННЫХ РЕАГЕНТОВ НА ОСНОВЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКОЙ КАВИТАЦИИ Шаутенов М.Р., Рақымғалиева А.О., Акказина Н.Т. | 257 |
| КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ХВОСТОВ ОБОГАЩЕНИЯ Морозов Ю.П., Шевченко А.С., Вальцева А.И. | 261 |
| ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЗАКРЕПЛЕНИЯ ЛЮМИНОФОРОВ НА АЛМАЗАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕАГЕНТОВ-ГИДРОФОБИЗАТОРОВ Морозов В.В., Двойченкова Г.П., Чантурия Е.Л., Лезова С.П., Тимофеев А.С. | 266 |

Научное издание

**МАТЕРИАЛЫ
XXVII Международной научно-технической
конференции**

**«Научные основы и практика переработки
руд и техногенного сырья»**

07-08 апреля 2022 г.

Ответственность за предоставленные
материалы несут авторы

Компьютерная верстка Хамидулин И.Х., Бекчурина Е.А.

Издательство ИП Русских А.В.

Подписано в печать 05.04.22 г. Бумага офсетная. Формат 60×84^{1/16}.
Гарнитура Times New Roman. Печать на ризографе.
Усл. п. л. 27,9. Тираж 100. Заказ № 2230266

Отпечатано в типографии ИП Русских А.В.
620085, г. Екатеринбург, ул. Монтерская, 3А, литер 81
Тел. 8 (343) 228-02-32