

МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ «УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА – РЕГИОНАМ»

8-9 апреля 2013 года

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.772

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НИКЕЛЯ ИЗ ОКИСЛЕННЫХ НИКЕЛЕВЫХ РУД ШЕВЧЕНКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Белякова Л. А.

Научный руководитель Колтунов А. В., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Окисленные никелевые руды являются одним из основных видов сырья для получения металлического никеля. Такие руды характеризуются тем, что основная часть никеля в них находится в виде изоморфных включений в силикатной породе, а другая связана с железными оксидами. В связи с этим основными технологиями переработки такого типа руд являются пирометаллургическая и гидрометаллургическая.

Пирометаллургическая технология, как правило, является рентабельной при содержании никеля в руде более 1 %. При содержаниях никеля менее 1 % такие технологии в силу больших энергетических затрат экономически невыгодны. Кроме того, переработка окисленных никелевых руд пирометаллургическим путем связана так же со значительным загрязнением окружающей среды.

Более перспективным направлением являются гидрометаллургические технологии. Эти технологии оказывают меньшее влияние на экологию и позволяют рентабельно получать никель из бедных руд. В настоящий момент известны гидрометаллургические технологии с серноокислотным, солянокислотным выщелачиванием и комбинированная хлораммонийная технология, включающая хлорирующий обжиг с последующим выщелачиванием. Эффективность гидрометаллургических технологий существенным образом зависит от используемых реагентов-растворителей, режимов выщелачивания, а также от вещественного состава окисленной никелевой руды. Поэтому в каждом конкретном случае необходимо выполнять комплекс исследований с целью определения конкретных параметров с учетом особенностей рудного сырья.

Данные исследования были проведены на окисленной никелевой руде Шевченковского месторождения, относящейся к железистому типу руд. Данный тип руд характеризуется повышенным содержанием окисленных железных минералов, таких как лимонит, гидрогётит и др. Исходное содержание никеля в руде составляет 0,95 %. В ходе исследований изучали влияние серноокислотного и солянокислотного выщелачивания, а также выщелачивание в присутствии органического комплексообразователя. Анализ априорной информации показал, что присутствие комплексообразователя в таких системах позволяет интенсифицировать

процесс растворения оксидов железа. В качестве комплексообразователя в экспериментах использовался поликомплексон ЭДТА (Трилон-Б).

Условия проведения опытов: Ж:Т = 2:1, масса навески 50 г, крупность материала менее 0,5 мм, выщелачивание длилось 60 минут при температуре около 1000 °С в агитационном режиме. Результаты опытов представлены на рисунках 1 и 2. Серия опытов с комплексообразователем (рисунок 2) проводилась при концентрации соляной кислоты 5 %.

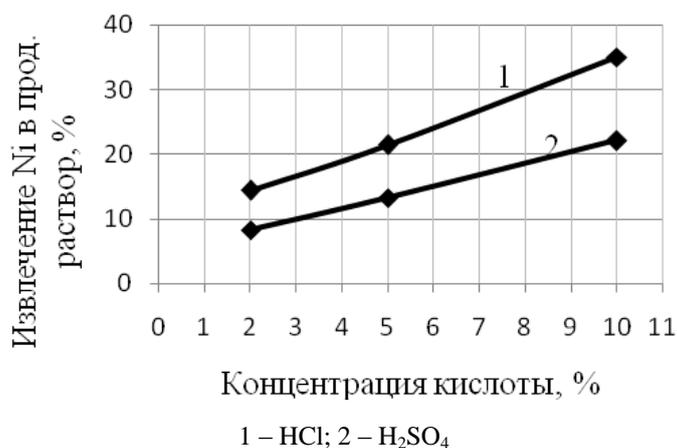


Рисунок 1 – Влияние концентрации кислоты на извлечение никеля в раствор

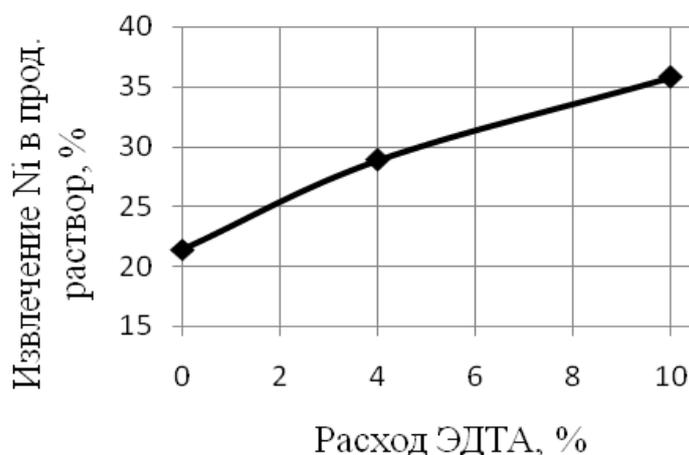


Рисунок 2 – Влияние расхода ЭДТА на извлечение никеля в раствор

Выводы:

1) Выщелачивание соляной кислотой при одинаковых концентрациях идет интенсивней, чем серной.

2) Присутствие поликомплексона ЭДТА способствует активизации процесса растворения. Это приводит к увеличению извлечения никеля в раствор даже при снижении концентрации соляной кислоты в этом растворе.

В данной работе было изучено выщелачивание никелевой руды в присутствии комплексона при $pH < 7$, но в перспективе предусматривается изучение процесса выщелачивания руды еще и в присутствии восстановителя, что должно значительно повысить извлечение никеля в продуктивный раствор.

РАЗРАБОТКА МЕТОДИКИ ИЗМЕРЕНИЯ МАССОВОЙ ДОЛИ ЭЛЕМЕНТОВ В ПОРОШКОВЫХ ПРОБАХ С ПРИМЕНЕНИЕМ РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОГО СЕПАРАТОРА

Брусянина Л. В.

Научный руководитель Овчинникова Т. Ю., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Рентгенофлуоресцентный анализ (РФА) – один из современных методов исследования вещества с целью получения его элементного состава. РФА широко используется в промышленности, научных лабораториях. Благодаря простоте и точности, сферы его применения продолжают расширяться.

Кроме основной функции – собственно сепарации – рентгенофлуоресцентный метод можно использовать для элементного экспресс-анализа – измерения массовой доли элементов, как в кусковом виде, так и в порошковых пробах.

На кафедре ОПИ УГГУ есть рентгенофлуоресцентный сепаратор СРФ1-100Л, на котором ведутся лабораторные и исследовательские работы в рамках курсов «Информационные методы обогащения» и «Исследование руд на обогатимость».

Сепаратор рентгенорадиометрический СРФ1-100Л предназначен для предварительного сухого обогащения и разделения на технологические типы и сорта руд драгоценных, благородных, черных и цветных металлов, а также продуктов металлургических производств.

Функциональное назначение сепаратора заключается в автоматической покусковой сортировке руды в зависимости от содержания промышленно ценных компонентов. В основу определения качества анализируемого куска руды положен рентгенорадиометрический метод, основанный на возбуждении и регистрации характеристического рентгеновского излучения анализируемых элементов.

Целью данной работы являлась разработка и освоение методики определения массовой доли элемента в порошковых пробах с помощью рентгенофлуоресцентного сепаратора СРФ1-100Л. Отдельные положения разработанной методики были обоснованы в ходе специальных экспериментов.

Для проведения элементного экспресс-анализа созданы приспособления для фиксации кусковых и порошковых проб. Разработаны методические условия использования сепаратора в качестве анализатора для этого были выбраны: материал, закрывающий пробу; положение в пространстве кюветы с материалом (оптимальное расстояние по вертикали, оптимальное расстояние оптимальное расстояние по горизонтали).

Разработанная методика была испытана на порошковых пробах 4-х различных типов руд: титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения; медно-цинковой руды Гайского месторождения; медной руды Саякского месторождения; медно-магнетитовой руды Вадимо-Александровского месторождения.

Для всех типов руд были сняты рентгеновские спектры и определены значения аналитических параметров по различным элементам. Аналитический параметр N_1 находится методом спектральных отношений.

Каждая проба руды состояла из нескольких (от 7 до 20) порошковых проб с заранее известной массовой долей элементов, полученной по результатам химического анализа.

Для лучшего качества аналитического сигнала, впоследствии для снятия лучших спектров, определили положение кюветы в пространстве.

Выбор расстояния производился в двух направлениях вертикальном и горизонтальном.

Для выбора оптимального расстояния по вертикали производились замеры аналитического сигнала пустой кюветы, кюветы с минимальным и максимальным содержанием элемента на различном расстоянии по вертикали. После снятия спектров находилась разность между максимумом и минимумом массовой доли элемента, так же исключали полученные аналитические параметры фона (спектры пустой кюветы с пленкой). По данным расчета

строились графики зависимости аналитического параметра от расстояния, на основании которых был сделан вывод, что оптимальное расстояние кюветы от коллиматора сепаратора составляет 1,5 см;

Для выбора оптимального расстояния по горизонтали замеры производились аналогично на различном расстоянии по горизонтали, оптимальное расстояние – 4 см.

После выбора оптимального расстояния с каждой пробы были сняты рентгеновские спектры, определены величины аналитических параметров для различных элементов и построены градуировочные графики для различных элементов разных руд. Они представлены регрессиями первого порядка и имеют высокие значения коэффициента детерминации. Далее были оценены погрешности измерений для всех элементов и продуктов, они составили 2-5% относительных. Пример градуировочного графика для титаномагнетитовой руды Гусевогорского месторождения показан на рисунке 1.

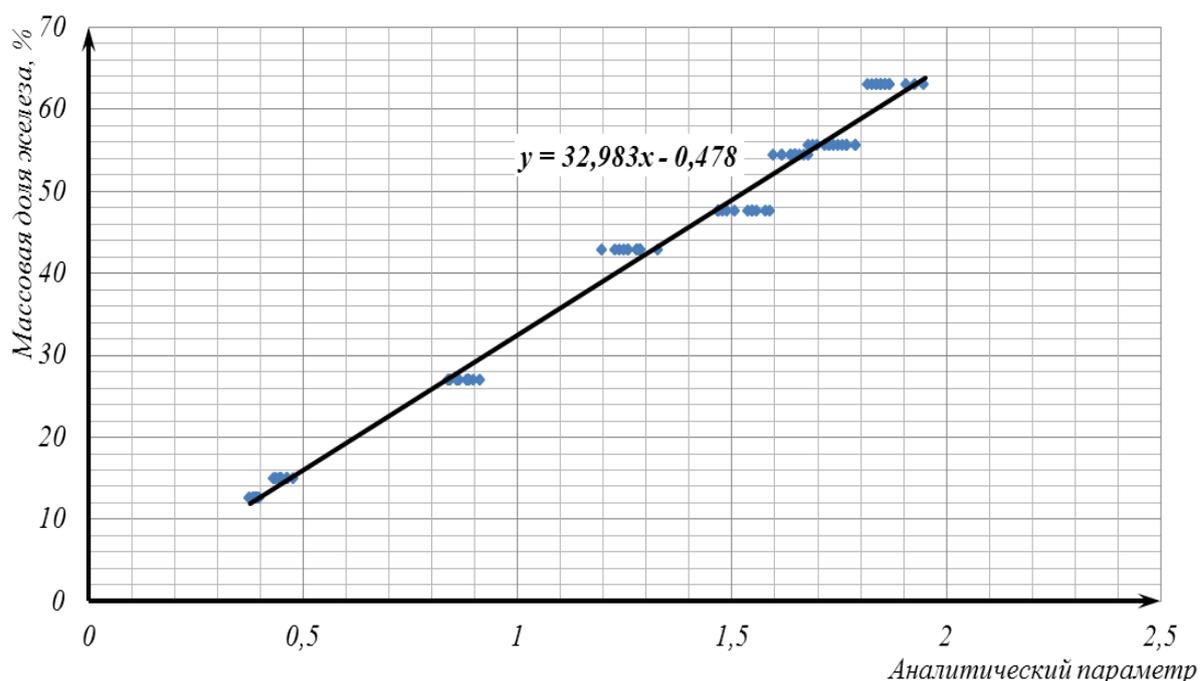


Рисунок 1 – Пример градуировочного графика

Полученные градуировочные графики можно использовать для экспресс-анализа содержания элементов для типичных медно-цинковых, медных порфириновых и медно-магнетитовых руд.

Таким образом, по результатам проведённых исследований можно сделать следующие выводы:

- кроме основной функции, собственно сепарации рентгенофлуоресцентным методом, СРФ можно использовать для элементного экспресс-анализа;
- относительная случайная погрешность составляет 2-5% для различных руд (градуировочные графики получены для руд четырех месторождений).
- предлагаемый вариант расширения возможностей использования сепараторов серии СРФ может быть применим в условиях их реальной эксплуатации: на карьерах, в горных выработках, в цехах предварительного обогащения, в исследовательских лабораториях.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ФЛЮОРИТОВОЙ РУДЫ

Черенкова Е. В.

Научный руководитель Кравец Б. Н., канд. техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Плавиновый шпат или флюорит – относится к важнейшим видам минерального сырья, которое находит применение во многих отраслях промышленности и пользуется постоянным возрастающим спросом.

Подтвержденные запасы флюорита в мире в настоящее время превышают 500 млн. т., при этом основной их объем приходится на ЮАР, Мексику, Китай и Монголию. Основным продуцентом плавинового шпата безоговорочно является Китай, на долю которого приходится 50 % всего мирового выпуска этой продукции. Характерным представляется существенное увеличение производства плавинового шпата в Мексике. Суммарная доля Монголии и ЮАР стабильно сохраняется в течение последних десяти лет на уровне 10-13 %. Крупнейшим импортером флюоритового концентрата металлургического сорта в мире является Россия. Падение собственного производства вынуждает российские предприятия закупать флюорит за рубежом, в основном в Монголии. В поставках монгольского флюоритового концентрата преобладают металлургические сорта – флюорит кусковой, главным образом марки ФК-75, а также ФК-85, ФК-92. Суммарная доля кускового флюорита в поставках из Монголии составляет в среднем 77 %. Оставшаяся часть импорта представляет собой высококачественный флотационный флюорит ФФ-95 (с содержанием фторида кальция 95-97 %).

Повышение спроса на флюорит, связанное с ростом производства, обеднение и выработки старых месторождений флюоритовых руд привели к необходимости создания новых обогатительных фабрик или реконструкции старых. На месторождении «Чулуут Цагаан Дэл», Монголия, обогащение производится ручной сортировкой, но прогресс диктует новые условия и требует механизации процесса. Цель данной работы – создание современного обогатительного комплекса, удовлетворяющего всем требованиям и при этом, включающего в себя современные технологии. Главная задача – это применение сухих методов обогащения на начальных стадиях в цикле рудоподготовки и обогащение методом флотации только мелких классов. Задача заключается в создании мобильного комплекса, включающего в себя рудоподготовку; предварительное обогащение и флотационную фабрику, обогащающую исходную глинистую руду и флюоритовую руду после цикла предварительного обогащения.

Для обогащения глинистых флюоритовых руд можно предложить технологию комплексной переработки, включающей в себя следующие переделы:

– дробильно-сортировочный комплекс, предназначенный для подготовки по крупности руды и предварительного обогащения с использованием сухих, высокотехнологичных методов, таких как рентгенорадиометрическая и рентгенолюминесцентная сепарация в классах крупности -100+50 и -25+13 мм, с получением концентрата марки ФК-75;

– комплекс предварительного обогащения, который включает в себя 2 стадии дробления, обогащение класса -25+13 на рентгенолюминесцентном сепараторе, цикл грохочения и обогащение узких классов: -20+13, -13+9, -9+6, -6+4, -4+3 и -3+2 мм на сепараторе «СЕПАИР». с получением концентрата марки ФГ-75. В основе работы «СЕПАИР» лежит гравитационное разделение частиц, основанное на зависимости скорости их витания и падения в воздушном потоке от плотности и крупности. Разделяемый материал подается на воздухопроницаемую ленту конвейера, которая поэтапно проходит через зоны действия систем специально профилированных сопел. При движении под соплом с определенной скоростью легкие частицы поднимаются в сепаратор, а тяжелые движутся дальше и попадают в зону действия следующей пневмосистемы. Поле газодинамического потока организовано таким образом, что каждая частица при сепарации испытывает равновероятное воздействие, причем

по всему ходу процесса (в начале, середине и конце). Во многом благодаря именно этому «СЕПАИР» обеспечивает 95 % эффективность разделения исходного материала на продукты с шагом по плотности 0,1 т/м³;

– промывка и флотационное обогащение с получением концентрата марки ФФ-85. Флотации подвергается материал крупностью менее 5 мм. Флотационный передел включает в себя основную, три перечистных и контрольную флотации. Флотационная фабрика может работать по сезонному принципу.

Согласно предлагаемой технологии были проведены исследования по изучению возможности обогащения флюоритовой руды на каждой стадии предлагаемой комплексной схемы.

По результатам исследования решено перед циклом обогащения отсеивать класс -5 мм, с дальнейшей его промывкой и отправкой на флотацию; при флотационном обогащении вода будет находиться в замкнутом цикле, что отвечает требованиям рационального использования воды.

Особенностью флюоритовой руды является то, что флюорит раскрыт во всех классах, что доказывает возможность обогащения крупных классов рентгенометрическим и рентгенолюминесцентным, а также гравитационным методами.

Изучение физических свойств минералов выявило значительное различие флюорита, кварца и кальцита по плотности и удельной электропроводности, что говорит о возможности использования этих свойств для обогащения. Проведённые в дальнейшем лабораторные испытания показали, что различие в плотностях минералов позволяет обогащать флюоритовую руду гравитационным методом на сепараторе «СЕПАИР».

Также в ходе испытаний флотационной обогатимости был получен флотационный концентрат, соответствующий марке ФФ-85.

Таким образом, решено для обогащения флюоритовых руд месторождения «Чулуут Цагаан Дэл» принять метод гравитационного обогащения (сепаратор «СЕПАИР»), рентгенометрический и рентгенолюминесцентный методы и флотацию для заключительной стадии обогащения.

При обогащении различными методами исходной руды с массовой долей CaF₂ 37,6 % получены концентраты, отвечающие требованиям ГОСТ 29220-91 «Концентраты плавиковошпатовые металлургические» (см. таблицу 1).

Таблица 1 – Требования, предъявляемые к флюоритовым концентратам, и результаты, полученные по разработанной схеме

| Вид концентрата | Марка | Требования к флюоритовым концентратам | | Результаты, полученные по разработанной схеме | |
|--------------------------|-------|---------------------------------------|------------------------------------|---|------------------------------------|
| | | Крупность, мм | Массовая доля CaF ₂ , % | Крупность, мм | Массовая доля CaF ₂ , % |
| Кусковой (сортированный) | ФК-75 | 5-300 | 75 | -100+50; -13+6 | 82,3 |
| Гравитационный | ФГ-75 | 2-200 | 75 | -6+0,8 | 75 |
| Флотационный | ФФ-85 | 0,14 | 85 | -0,14+0 | 87,6 |

В итоге разработана схема обогащения, включающая в себя сухие методы, такие как рентгенометрическая и рентгенолюминесцентная сепарация и гравитационное обогащение на сепараторе «СЕПАИР», которые обогащают 33 % всей руды, и мокрые – флотацию – на которую направляется 45 %.

СХЕМА ПЕРЕРАБОТКИ КВАРЦ-КИАНИТОВОЙ РУДЫ КАРАБАШСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Щукина О. В., Ершов Н. Н.

Научный руководитель Кравец Б. Н., канд. техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В связи с резким сокращением базы сырья для алюминиевой промышленности страны необходимо осваивать новые месторождения, в частности месторождения кианитовых руд. Это обеспечит сырьём такие отрасли промышленности, как алюминиевая и огнеупорная.

Исследования проводились на кианитовой руде Карабашского месторождения.

Основной минеральный состав руды – кварц+кианит+мусковит+магнетит и пирит. Минералогический состав представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Минералогический состав кианитовой руды Карабашского месторождения

| Минерал | Содержание, % |
|----------|---------------|
| Кианит | 15-40 |
| Кварц | до 60 |
| Пирит | 2 |
| Мусковит | 1,5 |
| Магнетит | 1,0 |

Исследование проводилось по схеме, представленной на рисунке 1.

Исходная руда была доведена до крупности -3+0 мм. Дробление до крупности -0,5+0 мм производилось на валковой дробилке со сведённым валками. Далее руда рассеивалась на классы -0,5+0,3, -0,3+0,1, -0,1+0,05, -0,05+0 мм. Минералогический анализ классов показал, что в классе -0,5+0,3 мм происходит обогащение слюды (содержание слюды 27 %).

Была произведена флотации классов крупности -0,3+0,1 и -0,1+0,05 мм. Перед флотацией класса -0,3+0,1 мм, для выделения слюды, была произведена сухая магнитная сепарация. Выход магнитного продукта составил 2 %.

При флотации использовались жирнокислотные собиратели: олеиновая кислота и эмульсия (олеиновая кислота, таловое масло, соляровое масло). В качестве депрессора кварца использовалось жидкое стекло. В качестве вспенивателя использовалось сосновое масло. Результаты флотации представлены в таблицах 2-3. Качество продуктов определялось минералогическим анализом.

Таблица 2 – Результаты флотации кианитовой руды Карабашского месторождения крупностью -0,3+0,1 мм при использовании различных собирателей

| Собиратель | Наименование продуктов | Выход, % | Содержание кианита, % | Извлечение кианита, % |
|-------------------|------------------------|----------|-----------------------|-----------------------|
| Олеиновая кислота | Пенный продукт | 32,00 | 45,60 | 85,84 |
| | Камерный продукт | 68,00 | 3,54 | 14,16 |
| | Исходная руда | 100,00 | 17,00 | 100,00 |
| Эмульсия | Пенный продукт | 38,69 | 42,06 | 95,73 |
| | Камерный продукт | 61,31 | 1,19 | 4,27 |
| | Исходная руда | 100,00 | 17,00 | 100,00 |

Таблица 3 – Результаты флотации кианитовой руды Карабашского месторождения крупностью -0,1+0,05 мм при использовании различных собирателей

| Собиратель | Наименование продуктов | Выход, % | Содержание кианита, % | Извлечение кианита, % |
|-------------------|------------------------|----------|-----------------------|-----------------------|
| Олеиновая кислота | Пенный продукт | 28,73 | 54,20 | 91,59 |
| | Камерный продукт | 71,27 | 2,01 | 8,41 |
| | Исходная руда | 100,00 | 17,00 | 100,00 |

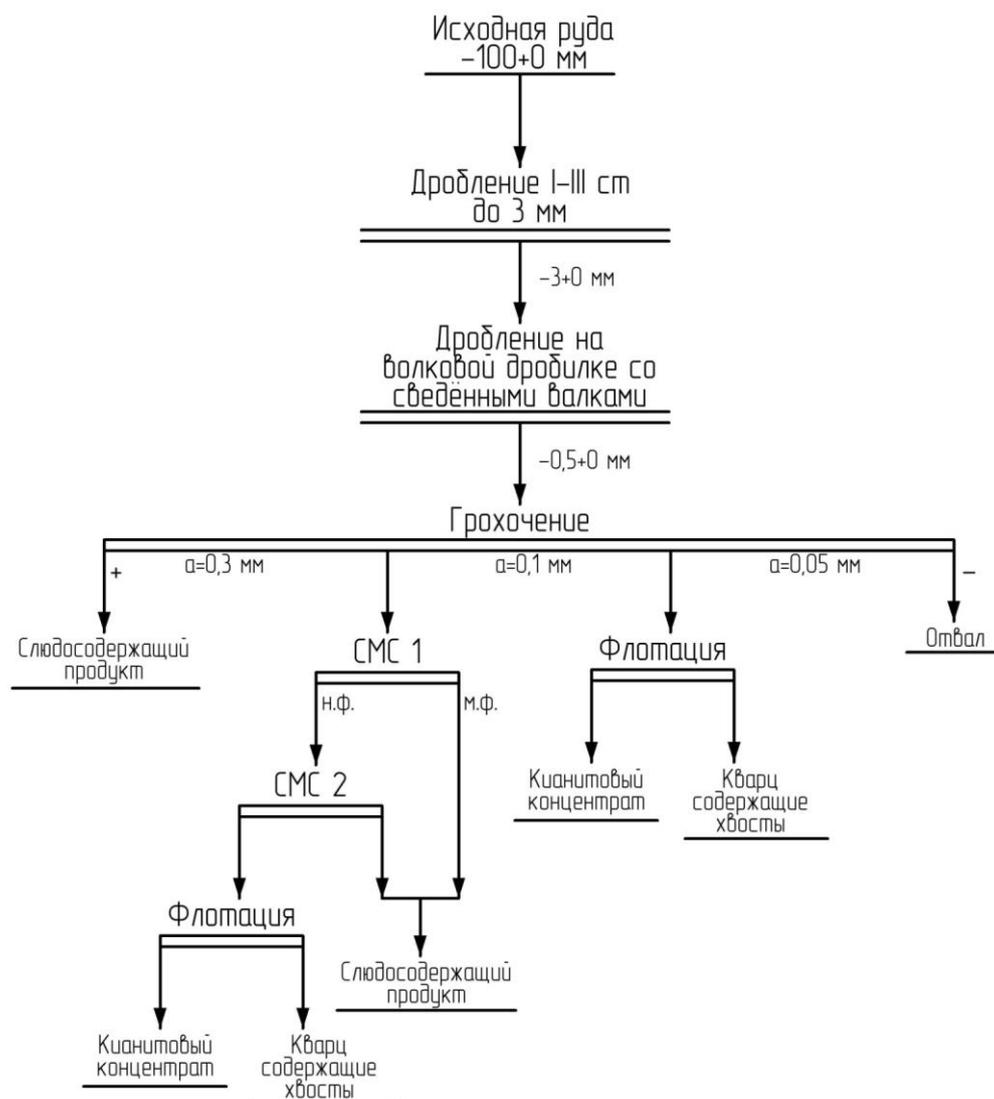


Рисунок 1 – Схема проведения исследования

Из результатов опытов по флотации видно, что при использовании эмульсии извлечение кианита в пенный продукт больше на 10 %.

В результате обогащения по схеме, представленной на рисунке 1, были получены следующие продукты: слюдосодержащий промпродукт, кианитовый промпродукт и кварцсодержащие хвосты. Выделение слюды перед флотацией позволяет исключить цикл слюдяной флотации, а также снизить расход реагентов.

ОПТИЧЕСКАЯ УСТАНОВКА ДЛЯ НАБЛЮДЕНИЯ СЛЕДОВ СКОЛЬЖЕНИЯ ЖИДКОСТИ

Апакашев Р. А., Постникова А. С., Гайсин Д. Д.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Известно, что диэлектрическая проницаемость конденсированной среды является макроскопической характеристикой ее молекулярной структуры. Вследствие этого, если среда обладает элементами упорядоченной структуры, изменение последней при воздействии механической нагрузки должно проявляться через изменение (по крайней мере локальное) диэлектрической проницаемости. Поскольку показатель преломления света в прозрачной среде связан с диэлектрической проницаемостью, то упругие деформации должны оказывать влияние на оптические свойства структурированных прозрачных сред: в результате деформирования в оптически изотропном теле появятся области оптической неоднородности. На использовании этого эффекта основан метод фотоупругости, который нашел широкое применение при исследовании характера распределения упругих напряжений в деформируемом прозрачном твердом теле.

Возникает вопрос, обладают ли эффектом фотоупругости гомогенные жидкости. При течении прозрачной жидкости, например, глицерина или высокотемпературного стеклообразующего расплава, происходящий процесс переноса вызывает появление в объеме жидкой системы локальных областей оптической неоднородности в виде полос скольжения или линий сдвига. Исследование происходящего нарушения макроскопических свойств однородной жидкости при перемещении ее отдельных частей представляет интерес для теории и практики жидкого состояния вещества.

В настоящей работе реализована лабораторная установка, предназначенная для визуализации следов скольжения жидкости – локального изменения ее оптических свойств в результате деформации сдвига (течения). Установка может использоваться для изучения оптической текстуры тангенциально деформированных жидкостей, а также в качестве контрольного устройства для фиксирования оптической однородности жидких систем в проходящем свете.

Действие установки основано на принципе формирования теневого изображения образца. Оптическая база установки состоит из светящейся точки (малой диафрагмы) и проекционного экрана. Источником света служит лампа накаливания, излучение которой двухлинзовым кварцевым конденсором фокусируется на отверстие диафрагмы. В расходящийся световой пучок диафрагмы вводится кювета с исследуемой жидкостью. Кювета изготавливается из термически стойкого безсвильного стекла и имеет плоскопараллельные боковые поверхности. Удаленность кюветы и экрана от светящейся точки определяется опытным путем по максимальной четкости теневого изображения. Для работы при повышенной температуре кювета с жидкостью устанавливается в трубчатой печи сопротивления с горизонтальным расположением нагревателя.

Установка имеет простую оптическую схему, в отличие от аналогичных устройств позволяет получить информативное теневое изображение жидких веществ и непрерывно наблюдать его, в том числе – непосредственно в момент деформирующего воздействия на жидкость. Указанные преимущества достигаются тем, что жидкость помещается в оптический контейнер, не искажающий ее теневое изображение, а трубчатая печь сопротивления имеет верхнее перекрываемое отверстие, обеспечивающее инструментальный доступ к жидкости.

Основные технические характеристики установки: мощность лампы накаливания 500 Вт; диаметр диафрагмы (светящейся точки) 1-2 мм; мощность печи сопротивления 1000 Вт; температурный интервал наблюдений 295-1000 °К; толщина поглощающего слоя жидкости 15-30 мм; минимальный линейный размер выявляемых областей оптической неоднородности 100 нм.

МОДЕЛИРОВАНИЕ КОНВЕКЦИИ СТЕКЛОМАССЫ В ОБЪЕМЕ ПЕЧИ

Апакашев Р. А., Усова Н. С., Иванчук А. А.
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Стеклообразующие расплавы являются перспективными в прикладном отношении системами, находящими применение при производстве стекломатериалов различного назначения и монокристаллов полупроводниковых соединений.

В технологии отмеченных расплавов важно достижение оптической и химической однородности. Причем скорость гомогенизации (усреднения) определяется конвекцией стекломассы в бассейне варочной печи. Знание параметров массообмена облегчает задачу управления процессом варки и выработки кондиционного стекла.

В настоящей работе проведен анализ методик изучения гомогенизации жидкофазных систем. Отмечено, что исследования процесса массообмена и, в частности, изучение потоков стекломассы в печи, часто проводятся с помощью метода радиоактивных индикаторов [1]. При этом, несмотря на большое количество проведенных работ, нет единой точки зрения на выбор индикатора и способ его ввода в стекломассу. Так, погрешности метода могут быть обусловлены несоответствием между периодом полураспада индикатора и временем его пребывания в печи.

С другой стороны, если индикатор вводится в печь с легколетучими соединениями, например, карбонатами, то данные о времени массообмена могут быть завышенными в связи с переносом индикатора в газовой среде. Важно, что при изучении работы больших промышленных печей с использованием радиоактивных индикаторов не решен вопрос об экологической безопасности соответствующих исследований.

Известны способы контроля процесса гомогенизации расплава стекла, измеряемой по одному из физических параметров при постоянной температуре в расплаве. Эти способы основаны на измерении таких свойств как плотность и электропроводность. Измерения осуществляют в двух точках расплава с одинаковой температурой, вычисляют разность значений свойства и по ней судят о степени гомогенизации расплава стекла.

Основным недостатком данных способов является то, что они не обеспечивают прямого контроля оптических свойств расплава стекла. Кроме этого, они сами могут вызывать появление областей оптической неоднородности в виде следов скольжения, появляющихся в объеме расплава при перемещении измерительного инструмента. В случае появления неоднородность значений оптических свойств генетически наследуется при затвердевании, снижая оптическое качество стекла.

В настоящей работе показано, что для анализа процесса усреднения стекломассы в объеме печи перспективна бесконтактная методика визуализации локальных областей оптической неоднородности светопропускающих расплавов. На базе разработанной экспериментальной установки [2] проведены исследования трасс потоков переноса массы в модельных стеклообразующих жидких системах при комнатной температуре. Зафиксированы направления и скорости потоков, возникающих при градиенте температуры. Установлен временной интервал, необходимый для достижения оптической однородности в объеме расплава, испытавшего течение при конвекции. Предложено аналитическое описание динамики обмена стекломассы, позволяющее судить о его активности на отдельных стадиях процесса, что создает основу для оценки усредняющей способности печей.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Лукьянов В. Б. Радиоактивные индикаторы в химии. – М.: Высшая школа, 1985. 234 с.
2. Апакашев Р. А. Исследование вязкого течения расплавов методом формирования теневого изображения образца // Расплавы. 2001. № 6. С. 38- 41.

ФАЗООБРАЗОВАНИЕ ПРИ АЛЮМИНОТЕРМИЧЕСКОМ ВОССТАНОВЛЕНИИ ТИТАНО-ЦИРКОНИЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

Красиков С. А.¹, Уполовникова А. Г.¹, Жидовинова С. В.¹, Шайдулина А. Р.²

¹Институт металлургии УрО РАН

²ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Известные разработки в технологии нетрадиционного редкометалльного сырья, сосредоточенного в эвдиалитовых рудах, с использованием только гидрохимических подходов пока не нашли практического воплощения, вследствие значительных трудностей селективного извлечения отдельных металлов. Несмотря на относительную легкость гидрохимического вскрытия концентратов, например, такие элементы как тантал, ниобий, цирконий, титан, а также РЗЭ и сопутствующие радионуклиды все-таки в значительной мере «размазываются» по продуктам переработки. Попытки пирометаллургического извлечения редкоземельных металлов из эвдиалитового концентрата пока тоже не получили развития, что связано с трудностями подбора оптимального режима плавки и образованием при этом большого количества шлака. Очевидно, эффективность переработки эвдиалитовых концентратов, может быть достигнута при использовании сочетания как гидро-, так и пиротехнологических приемов.

Ранее выполненные эксперименты [1] по пирометаллургической переработке эвдиалитового концентрата, содержащего значительное количество оксидов натрия и калия, показали, что образующиеся шлаки являются весьма агрессивными по отношению к огнеупорам, вследствие высокого содержания в них натрия. Кроме этого, оксиды натрия и калия характеризуются повышенной летучестью при температурах более 1000 °С. Снижение содержания щелочных компонентов может быть обеспечено предварительной гидрохимической обработкой концентрата, например, азотной кислотой.

Целью настоящей работы изучение особенностей фазообразования в процессе возможностей разделения титана, циркония, ниобия, стронция и редкоземельных элементов при алюминотермического восстановления эвдиалитового концентрата Ловозерского месторождения, состава, мас. %: 3,65 Na₂O; 0,73 K₂O; 9,69 Fe₂O₃; 3,67 MnO; 0,15 MgO; 3,62 CaO; 0,68 SrO; 2,06 Al₂O₃; 0,76 Nb₂O₅; 0,11 Ta₂O₅; 17,34 ZrO₂; 5,24 TiO₂; 49,81 SiO₂; 0,14 S; 0,31 Cl; 0,2 Y₂O₃; 0,35 La₂O₃; 0,82 CeO₂; 0,15 Pr₆O₁₁; 0,29 Nd₂O₃; 0,18 Sm₂O₃; 0,28 HfO₂.

Термодинамическую оценку алюминотермического восстановления концентрата проводили с использованием программного пакета HSC-6.1 [2], работа которого основана на принципе минимизации свободной энергии Гиббса исследуемой замкнутой системы [3, 4]. Моделирование распределения элементов по образующимся продуктам в алюминотермическом процессе проводили для 100 кг концентрата, к которому добавляли 20 кг CaO и алюминий. Интервал температур составлял 100-2000 °С, внешнее давление равнялось 1 атм.

Результаты термодинамических расчетов показали (рисунок 1), что с увеличением температуры до 500 °С при расходе алюминия 20 % от массы концентрата возможно практически полное восстановление оксидов железа, ниобия и титана с образованием силицидов и выделение свободных марганца и кремния. Далее с ростом температуры до 1500 °С наблюдается снижение вероятности образования силицидов титана и смещение равновесия в сторону образования низших оксидов титана (TiO) и марганца (MnO). При этом также возможно образование силицидов циркония. При последующем увеличении температуры отмеченные тенденции, в целом, сохраняются.

Оценка последовательности восстановления элементов в зависимости от расхода алюминия ($t = 1600$ °С) выявила, что при расходе Al до 8 % восстанавливаются только оксиды железа с образованием железа в свободной форме и силицидов Fe₃Si, Fe₅Si₃, FeSi. При больших расходах алюминия наблюдается восстановление железа в виде, преимущественно, FeSi, а также выделение свободных форм марганца и кремния и силицидов ниобия, титана, циркония.

Результаты термодинамической оценки согласовались с данными рентгенофазового анализа (РФА) проб продуктов, полученных после алюминотермического восстановления концентрата в неизотермических условиях. Шихты концентрат + 20 % алюминия, массой 0,3 г, нагревали со скоростью 7,5 град/мин. до температур 600, 1000, 1400 °С на дериватографе Q-1500. Образовавшиеся продукты анализировали на рентгеновском дифрактометре «ДРОН-3.0» с автоматическим программным управлением. Съемку образцов осуществляли в отфильтрованном монохроматизированном CuK_α – излучении. Расшифровка дифрактограмм проводилась с использованием баз данных JCPDS и ASTM.

По результатам РФА выявилось, что для исходного концентрата обнаруженные на дифрактограмме линии спектра отвечали, преимущественно, минералу со структурой эвдиалита $\text{Na}_{15}\text{Ca}_7\text{Fe}_3\text{Zr}_3\text{Si}(\text{Si}_3\text{O}_9)_2(\text{Si}_9\text{O}_{27})_2(\text{OH})_2\text{Cl}_2$ (более 90 %). После нагрева шихт на кривых дифференциально-термического анализа и дифрактограммах были обнаружены рефлексы, соответствующие плавлению и окисления алюминия, разложению эвдиалита на отдельные соединения, образованию сложных силикатов циркония, титана и редкоземельных элементов, а также взаимодействию алюминия с оксидами с образованием силицидов металлов.

Таким образом, термодинамические расчеты и результаты дифференциально-термического и рентгенофазового анализа позволили получить новые данные, позволяющие оценить перспективность применения стадии алюминотермического восстановления в технологии комплексной переработки эвдиалитового сырья.

Выполненные расчеты проводились на оборудовании ЦКП «УРАЛ-М» ИМЕТ УрО РАН.

Работа выполнена при финансовой поддержке УрО РАН по Межрегиональному проекту № 12-С-3-1006 программы фундаментальных научных исследований с Кольским научным центром РАН.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Красиков С. А., Матушкина Н. В., Кузас Е. А., Агафонов С. Н., Захаров В. И., Николаев А. И., Алишкин А. Р. О возможности пирометаллургической переработки эвдиалитовых концентратов // Исследования и разработки в области химии и технологии функциональных материалов: Материалы Всероссийской научной конференции с международным участием. Апатиты, 27-30 ноября 2010. Апатиты: Изд-во Кольского научного центра РАН. 2010. С. 46-47.
2. Roine A. Outokumpu HSC Chemistry for Windows. Chemical Reaction and Equilibrium Software with Extensive Thermochemical Database. Pori: Outokumpu Research OY, 2006. 448 с.
3. Ватолин Н. А., Моисеев Г. К., Трусов Б. Г. Термодинамическое моделирование в высокотемпературных неорганических системах. – М.: Металлургия, 1994. 352 с.
4. Моисеев Г. К., Вяткин Г. П. Термодинамическое моделирование в неорганических системах: учебное пособие. – Челябинск: ЮУрГУ, 1999. 256 с.

ПРОБЛЕМА ОБОГАЩЕНИЯ ШЛИХА ПРИ ПРОМЫВКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ПЕСКОВ ГИДРОМЕХАНИЧЕСКИМ СПОСОБОМ ПО ЗАМКНУТОМУ ЦИКЛУ

Волков А. П.¹, Потапов А. М.^{1,2}

¹ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

²ФГБУН «Институт высокотемпературной электрохимии УрО РАН»

Промышленное освоение Арбыньинской россыпи (Маньинский район, Ханты-Мансийский автономный округ) производилось открытым способом, непосредственно, промыванием золотосодержащих песков. Для промывки песков использовалась промывка ППГ-15 – прибор промывочный геологический, производительностью 15 м³/ч, состоящая из грохота, бункера и обогатителя. Длина дорожек обогатителя 7.5 м. Подача породы экскаватором. Среднее содержание золота в песках до 0.3 г/т. Гранулометрический состав шлихового золота россыпи р. Арбынья представлен в таблице 1.

Таблица 1 – Гранулометрический состав шлихового золота россыпи реки Арбынья [1]

| Классы крупности золота, мм | +3.0 | 3.0+1.0 | 1.0+0.5 | 0.50+0.25 | 0.25+0.10 | 0.1 |
|-----------------------------|------|---------|---------|-----------|-----------|-----|
| Доля фракции, вес. % | 3.1 | 5.0 | 20.5 | 42.7 | 28.6 | 0.1 |

В ходе проведения классификации песков по промываемости было предложено условное деление, в зависимости от содержания глин на единицу объёма. Пески легкой промываемости состоят, как правило, из мытого галечника, валунов и песка с малой примесью глины (менее 20 %). Пески средней промываемости отличаются от песков легкой промываемости бóльшим содержанием глины, 20-30 %.

Пески тяжелой промываемости содержат в себе более 30% глин. Качество и скорость промывки, как правило, зависит от количества глины в песках, см. таблицу 2.

Таблица 2 – Сравнительная производительность песков различной промываемости при давлении подаваемой воды 4-5 атм. Один ковш экскаватора вмещает в себя ~1 м².

| Номер замера | Время на промывку 1 м ³ , с | Среднее арифметическое, с | Средняя производительность промывки, м ³ /ч |
|---|--|---------------------------|--|
| Пески тяжелой промываемости, среднее содержание глин 30 % и более | | | |
| 1 | 299 | 289.8 | 12.4 |
| 2 | 283 | | |
| 3 | 287 | | |
| 4 | 294 | | |
| 5 | 286 | | |
| Пески средней промываемости, среднее содержание глин 20-30 % | | | |
| 1 | 217 | 222,6 | 16,2 |
| 2 | 218 | | |
| 3 | 224 | | |
| 4 | 218 | | |
| 5 | 236 | | |
| Пески легкой промываемости, среднее содержание глин 20 % и менее | | | |
| 1 | 162 | 171,8 | 21,0 |
| 2 | 174 | | |
| 3 | 176 | | |
| 4 | 168 | | |
| 5 | 179 | | |

В легкопромываемых песках при отсутствии или малом содержании глин золото нормально высвобождается из песков, попадает на шлюз, где устойчиво задерживается. В тяжелопромываемых песках кусочки глин, размываясь на грохоте, скатываются на шлюз и без задержки на нем попадают в отвал, всё ещё имея внутри себя включения золота. Разница во времени промывки тех или иных песков связана в первую очередь с присутствием в них глины.

Также замечено, что на скорость промывки песков влияет и чистота воды, подаваемой через насосную станцию. Чистая вода легче связывает с собой частицы глинистого вещества, тогда как вода, уже несущая много взвеси, труднее размывает глину. Такая загрязненная вода имеет повышенную плотность и вязкость и имеет тенденцию захватывать и уносить более крупные взвешенные частицы (до 1 мм), в том числе частицы золота. Также глинистые частицы цементируют концентрат на шлюзе - это отражается на скорости съёмки концентрата со шлюза и на качестве промывки песков. Для изучения сноса золота была изготовлена ёмкость в виде полубочки, которую подставляли под струю, выходящую со шлюза. После её заполнения проводили ручное доведение концентрата до шлихового золота. Далее взвешиванием устанавливали процент сносимого золота. Результаты представлены в таблице 3.

Таблица 3 – Потеря золота при ручном сокращении концентрата на шлюзе. Один цикл работы промывки ППГ-15 для промывки песков составлял ~ 14 ч

| Номер эксперимента | Промывистость песков | Съемка золота со шлюза, г/цикл | Потеря золота со шлюза, г/съемку | Источник воды для промывки при ручном сокращении концентрата | Потери золота, % | Размер потерянных золотин, мм |
|--------------------|----------------------|--------------------------------|----------------------------------|--|------------------|-------------------------------|
| 1 | Тяжелая | 18.1 | 0,1 | Отстойник (грязная вода) | 0.6 | 0.2 - 0.8 |
| 2 | Средняя | 71.1 | 1,0 | Отстойник (грязная вода) | 1.4 | 0.3 - 2.5 |
| 3 | Средняя | 69.4 | 0,4 | Ручей | 0.6 | <0.1 - 0.9 |
| 4 | Средняя | 36.6 | 0,7 | Ручей | 1.9 | <0.1 - 1,2 |
| 5 | Средняя | 34.1 | 0,6 | Ручей | 1.7 | <0.1 - 1.3 |

Непропорциональное увеличение потерь с увеличением снятого золота со шлюза связано прежде с гранулометрическим составом россыпи, где более всего распространено золото размером 1,0-0,1 мм (до 91,8 %). Частички «потерянного» золота имели размер до 2.5 мм. С каждым новым промытым кубометром песков происходит увеличение содержания глины в отстойнике, соответственно увеличивается плотность технической воды, находящаяся в отстойнике, а значит и возрастает вероятность того, что сорбционные свойства самой пульпы также будут сильнее проявляться [2]. При промывке песков с превышением допустимой плотности пульпы происходит снос мелкого золота. Такое золото не задерживается на шлюзе и проскакивает в толще глинистой воды. В таблице 3 можно проследить тенденцию о снижении производительности промывки песков в связи с заглиниванием отстойника. Сносимое золото, большей частью, либо пылинки, либо имеет форму тонких расплюснутых пластинок, то есть имеет высокую удельную поверхность, что затрудняет его освобождение от глины.

Единственным решением для длительного сохранения отстойников в рабочем состоянии является отказ от промывки тяжелопромываемых песков и подготовка отстойника большой глубины со значительным запасом. Также желательно попеременно проводить промывку «средних» и «лёгких» песков, чтобы глинистая фракция в отстойнике могла свободно осесть на дно. Тяжелопромывные пески оставлять на конец или не использовать их вовсе.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Устьянцева Н. М. План развития горных работ при разработке месторождения россыпного золота на участке Маньинский (р. Арбынья) открытым способом в 2012 г., с. Саранпауль, 2012.
2. Замятин О. В., Лопатин А. Г. Обогащение золотосодержащих песков и конгломератов. – М.: Недра, 1975. 264 с.

ОПРОБОВАНИЕ ПОТОКА ПУЛЬПЫ С НАИМЕНЬШЕЙ ПОГРЕШНОСТЬЮ

Фалькович Е. С., Комлев. А. С.

Научный руководитель Морозов Ю. П., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Для предприятий, перерабатывающих минеральное сырье, установлены правила рациональной переработки минерального сырья (твердые полезные ископаемые) ПБ 03-234-98, по которым все предприятия, обязаны составлять два вида балансов – технологический и товарный.

Технологический баланс – это расчетный способ определения трудноизмеряемых показателей потоков материала на фабриках по известным относительно легкоизмеряемым величинам. Трудноизмеряемые показатели – это выход концентрата γ_{β} и хвостов γ_{Θ} , а также расчетный показатель – извлечение ε . Относительные легкоизмеряемые величины – это массовые доли в руде α , концентрате β и хвостах Θ .

Товарный баланс – это отчет о поступлении на обогатительную фабрику руды и другом, подлежащем обогащению материале, выпуске концентратов, хвостов и других учитываемых продуктов фабрики, а также накоплении или расходе продуктов в емкостях фабрики (бункерах, складах, сгустителях и т. п.).

При опробовании потоков пульпы существует допустимый объем накопленной пробы за конечный период. Исходя из данной величины определяется частота отсечек точечных проб пробоотбирателем. В настоящее время ковшовые или секторные пробоотбиратели (способ поперечных пересечений) работают с периодичностью один раз в 20-30 минут. Случайная погрешность пробы, сформированной из нескольких точечных проб, может составлять более 20 %. Если отбирать больше точечных проб, то их необходимо будет сокращать до величины допустимого объема накопленной пробы, что приведет к дополнительной случайной погрешности.

Для отбора пробы с наименьшей случайной погрешностью коллективом ООО «Таилс КО» и кафедры обогащения полезных ископаемых ФГБОУ ВПО УГГУ разработана станция опробования пульпы «СОП-1П». Она состоит из пробоотборника щелевого и модуля пробосократительного. Станция реализует в своей работе продольно-поперечный способ отбора проб, включающий отбор первичной пробы способом непрерывного продольного пересечения, дальнейшее ее сокращение способом поперечного пересечения с высокой частотой пересечений и далее способом непрерывного продольно-поперечного пересечения [1, 2].

Для сравнения показателей работы станции опробования пульпы, ковшового пробоотбирателя с периодичностью работы один раз в 30 минут, а также ковшового пробоотбирателя с дальнейшим сокращением первичной пробы проведем математическое моделирование процесса опробования на основании известных зависимостей. Также получены экспериментальные результаты работы станции опробования и ковшового пробоотбирателя на медно-цинковой руде. Примем имеющиеся данные, как исходные для моделирования.

Относительная вероятная систематическая погрешность и вероятность ее появления для ковшового пробоотбирателя с частотой пересечения потока один раз в 30 минут и один раз в 5 минут с дальнейшим сокращением рассчитывается аналогично.

Расчеты относительной случайной и относительной вероятной систематической погрешности, а также вероятности появления вероятной систематической погрешности по массовой доли меди и цинка произведены по следующим формулам.

Случайная погрешность сокращения пробы:

$$S_C^2 = 2f \cdot \rho \cdot S_K^2 \cdot (\bar{d})^3 \cdot \left(\frac{1}{q_{\text{кон}}} - \frac{1}{q_{\text{нач}}} \right).$$

Случайная погрешность отбора пробы:

$$S_{\text{от}}^2 = \frac{S_{\Gamma}^2}{N_{\Gamma}}$$

Относительная вероятная систематическая погрешность:

$$P_{\text{всп}} = \left(\frac{\alpha_{\text{max}}}{\alpha} - 1 \right) \cdot \frac{\Delta t}{T} \cdot 100 .$$

Вероятность появления вероятной систематической погрешности:

$$\text{Вер} = \frac{T - \Delta t}{T \cdot \sqrt{N_{\Gamma}}} \cdot 100 .$$

Рассчитанные значения сведены в таблицу 2.

Таблица 2 – Параметры работы пробоотбирателей

| Параметры | Ковшовый пробоотбиратель | | Станция опробования пульпы «СОП-1П» |
|--|------------------------------------|--|--|
| | пересечение один раз в 30 минут | пересечение один раз в 5 минут с сокращением | |
| Медь | | | |
| Относительная случайная погрешность, % | 14,29 | 5,86 | 0,73 |
| Относительная вероятная систематическая погрешность, % | 18,35 | 18,35 | 17,35 |
| Вероятность появления вероятной систематической погрешности, % | 21,10 | 4,31 | 0,79 |
| Цинк | | | |
| Относительная случайная погрешность, % | 14,88 | 6,18 | 1,40 |
| Относительная вероятная систематическая погрешность, % | 21,94 | 21,94 | 27,6 |
| Вероятность появления вероятной систематической погрешности, % | 21,10 | 4,31 | 0,72 |

Применение станции опробования пульпы «СОП-1П» для опробования медно-цинковой руды позволило добиться существенного снижения случайной погрешности (0,73 % по меди и 1,40 % по цинку) за счет непрерывного продольного пересечения потока пульпы в пробоотборнике щелевом и отбора большого числа точечных проб в модуле пробосократительном. Непрерывное пересечение с предварительным усреднением потока пульпы позволяет учитывать все всплески массовой доли ценного компонента на контрольном периоде. Благодаря этому вероятность появления вероятной систематической погрешности практически устраняется.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК:

1. Козин В. З. Опробование минерального сырья: научная монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. 316 с.
2. Станция опробования пульпы типа «СОП-1П». Руководство по эксплуатации. – Екатеринбург: Таилс КО, 2012. 18 с.

ПРАКТИКА ПРИМЕНЕНИЯ РЕАГЕНТОВ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ТИТАНОМАГNETИТОВЫХ РУД КОПАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Чернов Д. В.

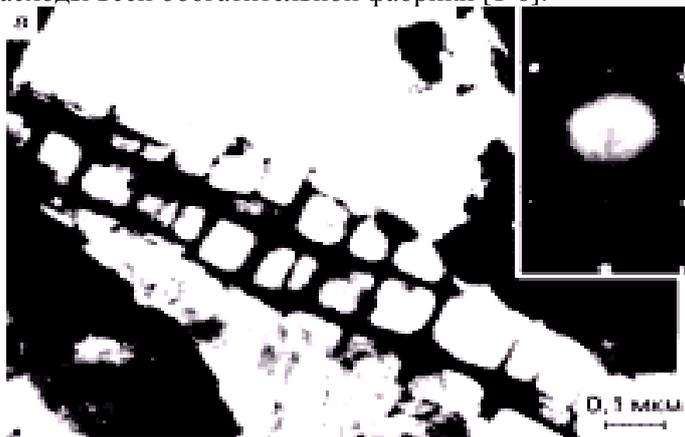
Научный руководитель Шавакулева О. П., канд. техн. наук, доцент
ФГБОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова»

Южный Урал – уникальный регион, в котором сосредоточены сотни месторождений черных, цветных, благородных, редких металлов, а также неметаллических полезных ископаемых. Несмотря на масштабность минерально-сырьевой базы Южного Урала, обеспечение сырьем предприятий черной металлургии является серьезной проблемой.

В последние годы в связи с отработкой на Урале месторождений магнетитовых руд возникает проблема обеспечения металлургических предприятий собственным сырьем. В то же время запасы титаномагнетитовых руд на Урале практически неограниченны. Одним из перспективных месторождений титаномагнетитовых руд является Копанское месторождение, прогнозные запасы которого составляют около 6 млрд тонн.

Титаномагнетитовые руды – ценное комплексное сырье, имеющее в своем составе железо, титан и ванадий в количествах, достаточных для их промышленного извлечения. Однако ограничивающим фактором для широкого их использования в традиционной металлургии является наличие в получаемых концентратах диоксида титана, который затрудняет процесс плавки в традиционных доменных печах.

Изучение характера взаимопрорастания минералов, размера их вкрапленности (рисунок 1), влияния крупности на магнитные свойства и показатели магнитной сепарации показало, что для получения высококачественного железованадиевого концентрата необходимое тонкое измельчение руд до крупности менее 0,04 мм, обеспечивающее практически полное раскрытие сростков магнетита с ильменитом и вмещающей породы. Процессы рудоподготовки являются наиболее энергоемкими процессами при обогащении полезных ископаемых. Повышение их эффективности позволит снизить затраты на электроэнергию в главном корпусе обогатительной фабрики, и тем самым уменьшить эксплуатационные расходы всей обогатительной фабрики [1-6].



Магнетит – черный; ильменит – белый, увеличение 100 и 250

Рисунок 1 – Строение титаномагнетитовой руды

В работе предлагаются варианты интенсификации процесса измельчения титаномагнетитовых руд. Изучено влияние различных реагентов на эффективность измельчения титаномагнетитовой руды Копанского месторождения. К исследованию принимались следующие реагенты: триэтанолламин $C_6H_{15}NO_3$, кальцинированная сода $Na_2CO_3 \cdot 10H_2O$, жидкое стекло $Na_2O \cdot (SiO_2)_n$, олеат натрия $C_{18}H_{33}O_2Na$.

Проводили опыты по изучению влияния реагентов на измельчаемость титаномагнетитовой руды. Опыты проводились в открытом цикле в лабораторной шаровой мельнице объемом 1 дм³. Крупность измельчаемого материала составляла 5-0 мм, масса шаров составляла 2 кг, при этом количество шаров диаметром 40 мм принято 50 %, диаметром 28 мм – 40 % и диаметром 18 мм – 10 %, масса навески составляла 0,3 кг. Проводилось мокрое измельчение в течение 40 минут, при содержании твердого 75 %.

Результаты измельчения титаномагнетитовой руды при добавлении различных реагентов показали, что при расходе триэтаноламина 720 г/т прирост готового класса -0,074 мм составляет 9,5 %, при расходе жидкого стекла 1500 г/т прирост готового класса -0,074 мм составляет 11,2 %, при расходе кальцинированной соды 2000 г/т прирост готового класса -0,074 мм составляет 4,7 %, при расходе олеата натрия 1500 г/т прирост готового класса -0,074 мм составляет 4,0 %.

Исходя из вышеуказанных результатов можно сделать вывод, что при одинаковом расходе наиболее эффективным реагентом для интенсификации процесса измельчения титаномагнетитовой руды Копанского месторождения является реагент триэтаноламин.

Для подтверждения практически полученных данных провели опыты по изучению влияния реагентов на величину удельной поверхности титаномагнетитовой руды различной крупности (0,4; 0,1; 0,074; 0,044 мм). Под удельной поверхностью понимают суммарную площадь поверхности зерен, имеющих массу, равную единице. Чем больше будет величина удельной поверхности тем будет больше площадь соприкосновения зерен с измельчающей средой, а тем самым и больше эффективность измельчения. В настоящей работе для измерения величины удельной поверхности зерен использовали прибор В. Товарова, основанный на измерении воздухопроницаемости слоя порошка определенной высоты. Чем меньше размер частиц, тем больше сопротивление воздушному потоку представляет его слой, тем меньше скорость фильтрования воздуха.

Проанализировав полученные результаты, определили наилучшие значения удельной поверхности для класса -0,074 мм:

1. Триэтаноламин: при расходе 720 г/т $S_{\phi} = 15,64 \text{ м}^3/\text{кг}$
2. Жидкое стекло: при расходе 1500 г/т $S_{\phi} = 11,68 \text{ м}^3/\text{кг}$
3. Кальцинированная сода: при расходе 2000 г/т $S_{\phi} = 11,73 \text{ м}^3/\text{кг}$
4. Олеат натрия: при расходе 1500 г/т $S_{\phi} = 12,59 \text{ м}^3/\text{кг}$.

Исходя из этого можно сделать вывод, что теоретические данные подтверждают практически полученные и, тем самым, наиболее эффективным реагентом при измельчении титаномагнетитовой руды Копанского месторождения является триэтаноламин.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Шавакулева О. П. Разработка комбинированной технологии обогащения труднообогатимой титаномагнетитовой руды Копанского месторождения: дис. ... канд. техн. наук. Магнитогорск, 2007.
2. Остапенко П. Е. Обогащение железных руд. – М.: Недра, 1977.
3. Польшин С. И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов: учебник для вузов. — 2-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1987.
4. Шавакулева О. П., Чернов Д. В. Изучение физико-механических свойств титаномагнетитовых руд // Актуальные проблемы современной науки, техники и образования: Материалы 70-й Межрегиональной научно-технической конференции. Магнитогорск: Изд-во Магнитогорск. гос. техн. ун-та им. Г. И. Носова, 2012. Т. 1. С. 48-51.
5. Шавакулева О. П., Степанова К. А., Муртазин Д. А. Поиск оптимальных условий обогащения на полиградиентном сепараторе ильменитового промпродукта титаномагнетитовых руд Копанского месторождения // Материалы 65-й науч.-техн. конф. по итогам науч.-исслед. работ за 2006-2007 годы. Магнитогорск: МГТУ, 2007. Т. 1. С. 181-182.
6. Шавакулева О. П., Гафаров Е. Х., Мусина А. Р. Изучение дробимости измельчаемости титаномагнетитовых руд // Материалы 64-й науч.-техн. конф. по итогам науч.-исслед. работ за 2004-2005 годы. Магнитогорск: МГТУ, 2005. Т. 1. С. 220-223.

РЕДКИЕ МЕТАЛЛЫ: СЫРЬЕВЫЕ ЗАПАСЫ И РАЗВИТИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО ПРОГРЕССА

Байрамгалина Л. Н.¹, Красиков С. А.²

¹ ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

² Институт металлургии УрО РАН

Бурное развитие в последние десятилетия научно-технического прогресса во многом связано с широким применением редких металлов. Использование их вызвало к жизни целые новые области современной промышленности, науки и техники. Все ресурсо- и энергосберегающие технологии получения сверхмагнитных, сверхлегких, сверхтвердых, сверхжаростойких и высокопрочных конструкционных материалов в наши дни создаются на основе или с использованием редких элементов. Соответственно, промышленно-экономический уровень развития современных государств определяется масштабами потребления не только чугуна и стали, но и редких металлов. Редкие элементы – это своего рода витамины промышленности. Без них, как и в живом организме без микрограммовых количеств витаминов, человеческая цивилизация не может полноценно развиваться.

Спрос на редкие и редкоземельные металлы непрерывно растет и возможно, именно они станут главным богатством ближайших десятилетий. В последние почти полтора десятилетия главным экспортером этого важного сырья была КНР, обеспечивая свыше 90% общих поставок на мировой рынок. Однако ограниченность китайских промышленных запасов редких металлов является серьезной мировой проблемой. Так в 2010 году приостановка поставок Китаем редкоземельных элементов в Японию, США и страны ЕС привела к снижению стоимости акций крупнейших производителей электроники (компании Intel и Sony) на 14- 20 %.

Решением проблемы дефицита редких и редкоземельных металлов может стать развитие собственной минерально-сырьевой базы данных элементов или, при ее отсутствии, либо нерентабельных запасах, поиск новых поставщиков. Характерным примером здесь является техническая политика руководства Казахстана, где в советское время на производство редких и редкоземельных металлов были ориентированы Ульбинский металлургический завод в Усть-Каменогорске, а также специализированные цеха Усть-Каменогорского свинцово-цинкового и Чимкентского свинцового (теперь АО «Южполиметалл») заводов. Для получения редких и редкоземельных металлов, преимущественно, использовалось сырье из России, и поэтому сегодня их производство в Казахстане значительно сокращено. В результате, в редкоземельной промышленности Казахстана образовался разрыв технологических цепочек между поставщиками сырья и производителями. Для исправления создавшейся ситуации в 2011 г. Бюро геологических и горных исследований Франции (BRGM) и государственная атомная компания Казахстана «Казатомпром» подписали соглашение о стратегическом партнерстве в разведке и добыче редкоземельных металлов на территории последнего. Вопрос о возобновлении добычи редкоземельных металлов на законсервированных месторождениях обсуждают также в США. Например, рассматривается открытие рудника на Mountain Pass в Калифорнии, которое с середины 1960-х до середины 1980-х гг. являлось основным источником редкоземельного сырья в мире и в 2002 г. было остановлено из-за несоответствия экологическим нормам и усилившейся конкуренции с Китаем.

Из ситуации по редким металлам в других странах можно отметить значительные ресурсы вольфрамовых руд в Монголии. Здесь имеются благоприятные геологические предпосылки их увеличения путем освоения как известных, так и новых месторождений. Вместе с тем, большая часть запасов характеризуется бедными труднообогатимыми рудами. Поэтому в настоящее время для отработки рентабельны лишь отдельные жильные, богатые по содержанию вольфрама, месторождения – Кобдогол, Кызыл-Тау, Цаган-Даба. Отработка крупных месторождений с комплексными бедными и труднообогатимыми рудами

(Ундур-Цаган и Югодзырь и др.) будет во многом определяться рынком и спросом на этот металл.

Для России редкоземельные металлы также являются остродефицитным сырьем. В 2009 г. Россия импортировала 49 тыс. тонн редких земель. Это – прежде всего церий (38,5 тыс. тонн) и неодим (5,9 тыс. тонн). После распада СССР многие предприятия, добывающие редкие металлы, остались в бывших союзных республиках. Оказалась «разорванной» технологическая цепочка «руда — конечный продукт». При этом по величине учтенных запасов отечественная сырьевая база большинства редких металлов занимает одно из ведущих положений в мире. Более двух третей российских балансовых запасов редкоземельных металлов сосредоточены в Мурманской области; здесь же находятся и все разрабатываемые месторождения: уникальная Хибинская группа апатит-нефелиновых месторождений, на долю которой приходится 42,2 % балансовых запасов страны и крупное Ловозерское Ti–TR–Nb–Ta месторождение, заключающее 25,4 % запасов. Причем, из руд Ловозерского месторождения редкоземельные металлы извлекаются попутно с титаном, танталом и ниобием. Россия обладает существенным потенциалом в наращивании сырьевой базы редкоземельных металлов с учетом сибирских месторождений. Большая часть прогнозных ресурсов (84,3 %) сосредоточена в Иркинеевской металлогенической зоне в Красноярском крае. Здесь разведано Чуктуктонское месторождение, близкое к Томторскому как по геолого-промышленному типу, так и по содержаниям ценных компонентов в рудах (7,32 % Σ TR₂O₃). Сумма редких земель на этом месторождении составляет порядка 8 млн тонн. По перспективам освоения Чуктуктонское месторождение может стать в один ряд с такими крупными объектами, как Вауан Обо в Китае. В этой же зоне выявлено еще одно рудопоявление редких земель, ниобия, циркония и лития — Кийское, в рудах которого содержание их оксидов в отдельных пробах достигает 20 %, составляя в среднем 5,9 %.

Добыча и извлечение редкоземельных компонентов на разведанных сибирских месторождениях практически не ведутся. Отчасти это объясняется тем, что значительная часть этих объектов расположена в районах со сложными климатическими условиями и с практически полным отсутствием инфраструктуры. В связи с этим их отработка в современных условиях имеет низкую расчетную экономическую эффективность. Примером может служить уникальное по запасам ниобия и редких земель Томторское месторождение, расположенное в неосвоенном районе Якутии. Среднее содержание оксидов редкоземельных металлов здесь достигает 8-12 %, а количество триоксида иттрия и ниобия — больше, чем в рудах большинства известных в мире объектов. Несмотря на значительные разведанные запасы месторождения (150 млн тонн) в настоящее время оно считается непригодным для рентабельного освоения, вследствие сложных экономико-географических условий.

Большинство месторождений редкоземельных металлов в России характеризуются низким качеством: среднее содержание полезных компонентов рудах в 2-5 раз меньше, чем за рубежом. Однако при принятии решения об освоении месторождений должна обязательно учитываться возможность извлечения металлов-спутников. Например, геолого-экономическая оценка Гольцового пегматитового месторождения в Восточной Сибири показала, что этот крупный по запасам лития и тантала объект может быть рентабельным только в случае извлечения и других ценных компонентов — бериллия, рубидия, цезия, олова.

Один из вариантов решения проблемы дефицита редких металлов — импорт продукции. Однако в данном случае освоение передовых технологий напрямую будет зависеть от уровня цен на эти элементы на мировом рынке, что неприемлемо, так как развитие собственной сырьевой базы редких металлов — одна из стратегических задач государства, предусматривающая оборонную безопасность.

Таким образом, первостепенными задачами для развития редкометалльного производства в России являются геолого-экономическая переоценка действующих, а также перспективных месторождений с учетом современных рыночных условий на мировом рынке данных металлов. При этом следует разработать экономически эффективные схемы производства — от сырья до конечного продукта с высокой добавленной стоимостью — с созданием единого комплекса предприятий. Обладая значительным ресурсным потенциалом, Россия может занять новые ниши на мировом рынке, укрепив позиции стратегического поставщика данного вида продукции, а также удовлетворить потребности внутреннего рынка.

ИЗУЧЕНИЕ ВЗАИМОСВЯЗИ МЕТОДА МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ И УСЛОВИЙ ВОССТАНОВИТЕЛЬНОГО ОБЖИГА НА СТЕПЕНЬ МЕТАЛЛИЗАЦИИ ТИТАНОМАГNETИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

Саввинова А. А.¹, Разницина А. Л.¹, Красиков С. А.², Жидовинова С. В.²

¹ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

²Институт металлургии УрО РАН

Исследования по разработке технологии титаномагнетитового сырья, предусматривающей двухстадийную схему с этапами карботермического восстановления элементов в твердой фазе и последующей плавки с образованием жидкого сплава железа и титанового шлака, ведутся достаточно давно. Однако до настоящего времени в связи незавершенностью решения ряда вопросов эта технология не имеет практического воплощения. Целью настоящей работы являлось изучение взаимосвязи применения метода магнитного обогащения и условий восстановительного карботермического обжига на степень металлизации титаномагнетитового концентрата.

Для исследования был выбран титаномагнетитовый концентрат Качканарского месторождения с исходным химическим составом, %: 2,5 Al₂O₃, 1,1 CaO, 2,4 MgO, 3,4 SiO₂, 2,8 TiO₂, 27,6 FeO, 58,3 Fe₂O₃, 0,6 V₂O₅. Общая массовая доля железа составляла 62 %.

Опыты по обогащению проводили в лабораторных условиях по схеме со стадийным измельчением и магнитной сепарацией на прямоточном сепараторе СМБ-ПБМ. В результате получили магнитную фракцию обогащенного титаномагнетитового концентрата с увеличением массовой доли железа с 62 до 65 %, немагнитную фракцию, а также шламовый отход. Химический состав продуктов обогащения представлен в таблице 1. Распределение железа по продуктам составило: более 97,5 % – в магнитную фракцию, 2 % – в немагнитную фракцию и 0,2 % – в шлам. Аналогичные результаты по распределению элементов по продуктам обогащения были также достигнуты для титана и ванадия.

Таблица 1 – Результаты химического анализа продуктов обогащения (мас. %)

| Продукты обогащения | Fe | Si | Ti | Mn | V | Ca | Mg | Al |
|---------------------|------|-------|------|------|------|-------|-------|------|
| Магнитная фракция | 65,5 | 0,83 | 1,68 | 0,16 | 0,34 | 0,27 | 1,02 | 1,01 |
| Немагнитная фракция | 45,2 | 6,33 | 1,56 | 0,18 | 0,24 | 3,26 | 3,98 | 2,31 |
| Шлам | 9,9 | 18,97 | 1,63 | 0,23 | 0,40 | 11,04 | 10,23 | 6,18 |

Восстановительный обжиг проводили на трех видах материалов, отличающихся массовой долей железа, %: 45,2; 62,3; 65,5 (соответственно немагнитная фракция после обогащения, исходный необогащенный концентрат и магнитная фракция после обогащения). Температуры обжига, выполненного в камерной электропечи ПВК-1,4, составляли 1000-1150 °С, а продолжительность выдержки равнялась одному часу. При подготовке к термической обработке смеси железосодержащих материалов с крошкой графитовых электродов в соотношении концентрат : углерод = 1 : 0.1 и связующего вещества – бентонита (1% от массы концентрата) спрессовывали в виде таблеток. Продукты обжига анализировали химическими методами на формы железа и подвергали рентгенофазовому анализу (РФА) на рентгеновском дифрактометре «ДРОН-3.0» с автоматическим программным управлением. Съемку образцов осуществляли в отфильтрованном монохроматизированном CuK_α – излучении. Расшифровка дифрактограмм производилась с использованием литературных данных, а также карточек JCPDS (International Centre For Diffraction Data) и ASTM (American Society for Testing and Materials).

Как видно из таблицы 2, с увеличением температуры до 1150 °С содержание металлического железа в обожженных материалах и, соответственно, степень металлизации f , равная отношению количества металлического железа к его общей массе, увеличивались. Значения f для материалов с исходным содержанием 62-65 % железа были близкими, но превышали таковые для фракции с содержанием железа 45 %. Однако повышение содержания железа в обогащенном концентрате безусловно должно сказаться на получении более качественного продукта при последующем переплаве обожженного материала в электро- или шахтной печи и экономичности переплавного процесса.

Таблица 2 – Результаты восстановительного обжига

| Материал | Fe _{общ} | Fe _{мет} | FeO | Fe ²⁺ | Fe ³⁺ | Температура обжига, °С | f , % |
|---------------------|-------------------|-------------------|-------|------------------|------------------|------------------------|---------|
| | Мас. % | | | | | | |
| Магнитная фракция | 74,2 | 54,8 | 21,49 | 16,71 | 2,69 | 1000 | 78,9 |
| Магнитная фракция | 79,8 | 71,9 | 6,69 | 5,20 | 2,70 | 1150 | 90,1 |
| Немагнитная фракция | 51,1 | 42,7 | 9,96 | 7,75 | 0,65 | 1150 | 83,6 |
| Исходный концентрат | 72,1 | 57,5 | 14,02 | 10,90 | 3,70 | 1000 | 79,8 |
| Исходный концентрат | 75,4 | 67,9 | 6,84 | 5,32 | 2,18 | 1150 | 90,0 |

Результаты химического анализа, а также ранее выполненных термодинамических расчетов восстановительного процесса, согласовались с данными РФА, которые показали, что после восстановительного обжига в качестве основных фаз обнаружены αFe и SiO_2 и наблюдается существенное уменьшение количества Fe_3O_4 . При увеличении температуры от 1000 до 1150 °С выявляется усиление рефлексов αFe и SiO_2 . Титан и ванадий остаются в оксидной форме, и им отвечают слабые рефлексы соединений TiO_2 и FeVO_4 .

Таким образом, выполненные исследования позволили выявить положительный эффект повышения содержания железа в титаномагнетитовом концентрате с применением магнитного обогащения на его последующую восстановительную обработку с использованием твердофазного обжига. Оптимальный температурный режим обжига достигается при 1150 °С.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНАЯ ОЦЕНКА КАЧЕСТВА РАБОТЫ ДИСКОВОГО СОКРАТИТЕЛЯ

Дашдаваа Н.

Научный руководитель Козин В. З., д-р техн. наук, профессор
ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Даже идеально подготовленные для анализа навески отличаются друг от друга, поэтому для проведения экспериментов, подтверждающих этот факт, подготовлена искусственная смесь рудных частиц и маркеров. Исходная искусственная смесь имеет определённое заданное содержание маркеров, то есть после сокращения смеси можно определить содержание маркеров в отобранной пробе и соотнести с исходным значением ценного компонента (маркеров). Преимуществом искусственной смеси является возможность определения содержания маркеров без погрешности анализа. Это позволяет выделить и оценить количественно только те погрешности, которые будут связаны с операцией сокращения.

Методика изготовления модельных продуктов состоит в получении искусственной смеси кварца и маркеров, имитирующих ценный компонент. Проба кварца подвергается дроблению и грохочению. При грохочении выделяется три класса крупности $-1,0+0,5$; $-0,5+0,315$; $-0,316+0,071$ мм. В качестве маркеров используется цветной бисер и крашенные зёрна кварца. Маркеры подвергаются дроблению с последующим грохочением с выделением аналогичных классов крупности. От каждого класса крупности отбираются пробы маркеров, по 100 шт. зёрен в каждой. Для экспериментов были подготовлены три продукта, отличающиеся друг от друга по массе, крупности и содержанию маркеров.

Испытания качества работы проводились на дисковом сократителе С-80, предназначенном для формирования сокращённых проб сыпучих материалов крупностью $-1,0+0,0071$ мм и влажностью менее 5 % в операциях лабораторной и аналитической подготовки.

Начальную пробу массой 0,5 кг сократили в 100 раз. В каждой навеске определили число маркеров – m_i .

На рисунке 1 представлены распределения, полученные по экспериментальным данным. Проверка соответствия теоретического и экспериментально полученного распределений по критерию Пирсона показала их идентичность.

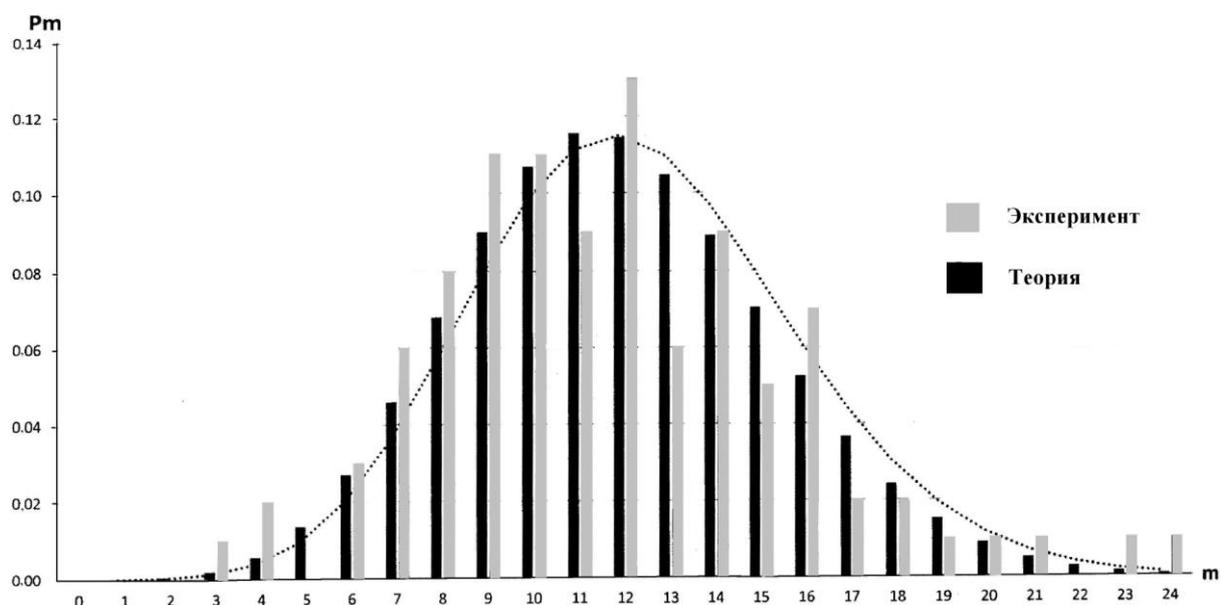


Рисунок 1 – Экспериментальное и теоретическое распределение числа маркеров в навеске

Приведём результаты, полученные на классе крупности $-0,315+0,071$ мм. Среднее число маркеров в навеске было определено экспериментально и теоретически.

По экспериментальным данным среднее число маркеров в навеске составило:

$$m_{\text{ср}} = \frac{\sum(m_i \cdot N_m)}{N_T} = 11,67,$$

где m_i – число маркеров в i -ой навеске;
 N_m – число навесок, содержащих m маркеров;
 N_T – общее число навесок.

По теоретическим данным среднее число маркеров в навеске составило:

$$m_{\text{ср}} = K \cdot \frac{q_{\text{ср}}}{Q} = 11,89,$$

где K – общее число маркеров;
 Q – начальная масса пробы;
 $q_{\text{ср}}$ – средняя масса навески.

Качество работы сократителя хорошее. Средняя массовая доля и распределения маркеров совпадают с теоретическими оценками.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Контроль технологических процессов обогащения: учеб. для вузов. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ. 2005. 303 с.

2. Рекомендации по использованию дискового сократителя СОД-2-400У для формирования сокращённых проб металлоотходов ОАО «Уфалейникель». – Екатеринбург: Таилс КО, 2008. 19 с.

3. Сократители проб электромеханические дисковые многопродуктовые типа СМД-2. Технические условия ТУ 3132-002-12282200-2008. – Екатеринбург: Таилс КО, 2008.