

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

24-25 апреля 2017 года

ОБОГАЩЕНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.7

**ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ УВЕЛИЧЕНИЯ
ТОНИНЫ ПОМОЛА ДРОБЛЕННОЙ РУДЫ
НА УЧАЛИНСКОМ ГОРНО-ОБОГАТИТЕЛЬНОМ КОМБИНАТЕ**

Адиев К. Ф.

Научный руководитель Овчинникова Т. Ю., канд. техн. наук, доцент
Уральский государственный горный университет

За последние годы рудная база АО «Учалинский ГОК» претерпела значительные изменения. Руды, поступающие в переработку на ОФ, характеризуются сложным вещественным составом. К основным характеристикам вещественного состава полезных ископаемых, определяющим технико-экономические показатели обогащения, относят: содержание и флотуемость ценных компонентов; сложный минеральный состав не только вмещающих, но и рудных пород; характер вкрапленности и сростания минералов.

В большинстве случаев не удается достигнуть полного раскрытия всех сростков, представленных эмульсионными включениями, прожилками одного минерала в другом и другими более сложными формами сростания минералов. Для полного раскрытия всех сростков потребовалось бы слишком тонкое измельчение всей руды.

Существующая на Учалинском ГОКе трёхстадиальная схема измельчения не обеспечивает требуемого для флотации раскрытия минералов в силу ряда причин. Так, например, увеличение производительности по исходной руде при существующем оборудовании измельчительного цикла обогатительной фабрики привело к снижению тонины помола перерабатываемых руд. Снижение тонины помола приводит к недораскрытию минералов и соответственно к снижению технологических показателей обогащения [1].

Целью данной работы являлось изучение раскрытия минералов в различных классах крупности и возможности увеличения раскрытия за счёт уменьшения тонины помола.

Для исследований была предоставлена проба медно-цинковой руды крупностью -25 мм, отобранная с конвейерной ленты на Учалинском ГОКе.

Первым этапом являлось изучение раскрытия минералов в классах крупности -25+13; -13+6; -6+3; -3+1,4; -1,4+0,63; -0,63+0,4; -0,4+0,14; -0,14+0,071; -0,071+0 мм. Оценка раскрытия выполнялась по известной методике [2]. Определение вида куска выполнялось визуально: до размера кусков класса -0,63+0,4 мм непосредственно, для кусков размером класса менее -0,63+0,4 мм под микроскопом.

Изучение степени раскрытия показало, что достаточное раскрытие зерен минералов и породы наблюдается при крупности менее 0,1 мм. При этой крупности раскрытие зерен минералов 33 %, породы 58 %. Из этого следует, что в отличие от зёрен породы, зёрна минерала раскрываются труднее, что объясняется их большей прочностью. Полученный результат свидетельствует о необходимости тонкого измельчения руды для раскрытия зерен.

На следующем этапе было изучено влияние продолжительности измельчения. Измельчение руды крупностью -3+0 мм осуществляли в стержневой мельнице. Были проведены опыты с продолжительностью измельчения 10, 20, 30 и 40 минут. Далее определен выход класса -0,071 мм в каждом продукте. Для оценки степени раскрытия минералов была проведена флотация. В качестве реагентов-собирателей использовали бутиловый ксантогенат калия, в качестве вспенивателя – сосновое масло. Результаты опытов приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Результаты флотации при различной продолжительности измельчения материала

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %	Выход класса -0,071 мм, %
Продолжительность измельчения 10 минут				
Концентрат	32	1,24	38,06	33,2
Хвосты	68	0,95	61,94	
Исходный	100	1,64	100,00	
Продолжительность измельчения 20 минут				
Концентрат	35,2	1,56	75,19	40,3
Хвосты	64,8	0,28	24,81	
Исходный	100	1,64	100,00	
Продолжительность измельчения 30 минут				
Концентрат	36,8	2,79	74,74	75
Хвосты	63,2	0,55	25,26	
Исходный	100	1,64	100,00	
Продолжительность измельчения 40 минут				
Концентрат	37,6	3,76	88,39	89
Хвосты	62,4	0,3	11,61	
Исходный	100	1,64	100,00	

Анализ результатов флотации, показал, что с увеличением продолжительности измельчения отмечается повышение качества концентрата, снижение массовой доли меди в хвостах, повышение содержания класса – 0,071 мм. Наилучшие результаты достигаются при продолжительности измельчения руды равной 40 минутам. Это свидетельствует о том, что при данной продолжительности измельчения достигается достаточно полное раскрытие медных минералов. Следовательно, можно рекомендовать включение в схему измельчения Учалинского ГОКа четвёртой стадии измельчения на песках третьей стадии классификации.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Технологическая инструкция на производство медного, цинкового и пиритного концентратов на обогатительной фабрике ОАО «Учалинский ГОК» ТИ – УГОК-01-00-01-15.
2. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: учебн. пособие. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2009. – 380 с.

ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАТИМОСТИ РУДЫ УЗЕЛЬГИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКИМ МЕТОДОМ

Шарафутдинова А. Н.

Научный руководитель Цыпин Е. Ф., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

В настоящее время комплексности использования сырья при добыче и переработке полезных ископаемых уделяется большое внимание. При переработке добытой горной массы предварительное обогащение в крупнокусковом виде может решать ряд задач, основными из которых являются выделение крупнокусковых хвостов и предварительная концентрация ценных минералов, с целью повышения качества руды, направляемой в стадии глубокого обогащения [1, 2].

Наиболее распространёнными методами предварительного обогащения являются гравитационные, магнитные и информационные методы обогащения [2, 3]. Из них для руд цветных металлов по данным практики могут быть применены гравитационный метод обогащения (тяжелосредняя сепарация) [4] и/или такая разновидность информационных методов как рентгенорадиометрическая сепарация [2, 5-10].

Изучение обогатимости является важнейшей etapом, предшествующим выбору технологии обогащения конкретного вида минерального сырья. В данной работе изучалась обогатимость медно-цинковой руды Узельгинского месторождения, перерабатываемой на Учалинском горно-обогатительном комбинате. Для исследований была отобрана кусковая проба руды крупностью менее 100 мм.

Руда Узельгинского месторождения отрабатывается подземным способом с 2005 г. Основными рудными минералами являются: пирит (75,0-78,0 %); сфалерит (4-6 %), халькопирит (2,5-2,7 %) и блёклые руды (0,2-0,3 %), ковеллин, борнит, галенит, гематит и арсенопирит представлены единичными зёрнами. Основные нерудные минералы – кварц (6-8 %), кальцит (1,5-2,0 %), алюмосиликаты (4,0-4,5 %) и барит (3,0-3,5 %).

Наличие значительного количества пирита в руде затрудняет процесс флотации и весьма усложняет схему флотационного обогащения.

Исследования гравитационных свойств показало, что гравитационный метод разделения не целесообразен для предварительного обогащения данного вида руды.

На следующем этапе была изучена рентгенорадиометрическая обогатимость руды. Исследования проводились на лабораторном рентгенофлуоресцентном сепараторе СРФ-100Л. В сепараторе реализуется рентгенофлуоресцентный метод, основанный на измерении интенсивности характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) в спектральных областях интересующих ценных компонентов в куске и учете их общим алгоритмом разделения. В качестве параметра разделения используют спектральное отношение, являющееся функцией содержания. Алгоритм в данном случае – это процедуры отнесения куска к хвостам или концентрату по величине измеренного параметра разделения. При разделении для медно-цинковой руды параметр разделения должен учитывать содержание и меди, и цинка.

Алгоритм, применяемый для разделения медно-цинковой руды методом рентгенофлуоресцентной сепарации, должен быть комплексным и учитывать содержание не только меди, но и цинка. Так как цена извлекаемых в обогащении металлов различна, учет содержания цинка необходимо производить с меньшим весовым коэффициентом [9, 10]. Спектральное отношение определялось по формуле

$$H=(N_{Cu}+0,5N_{Zn}) / N_s,$$

где N_{Cu} , N_{Zn} , N_s – число импульсов ХРИ в спектральной области меди, цинка и рассеянного излучения. 0,5 – весовой коэффициент цинка.

Для каждого куска пробы было определено спектральное отношение. Далее были назначены границы фракций и проведено фракционирование на СРФ-100Л. Полученные фракции после проборазделки проанализированы на содержание в них меди и цинка. На

завершающем этапе работы построены кривые рентгенорадиометрической обогатимости, приведённые на рисунке 1.

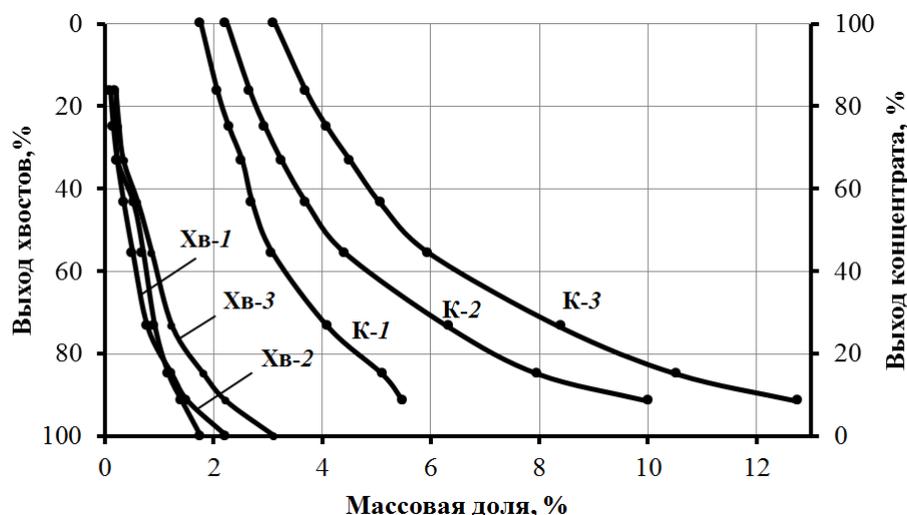


Рисунок 1 – Кривые рентгенорадиометрической обогатимости медно-цинковой руды Узельгинского месторождения: Хв – по хвостам; К – по концентрату; 1 – по массовой доле цинка, 2 – по массовой доле меди, 3 – по суммарной массовой доле меди и цинка

По результатам работы можно сделать следующие выводы:

1. Для данной руды применение предварительной концентрации методом рентгенорадиометрической сепарации целесообразно с целью выделения коллективных отвалных хвостов.

2. При выполнении ограничения по меди в хвостах предварительной концентрации 0,25 % выход коллективных хвостов будет на уровне 33-37 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Цыпин Е. Ф. Предварительное обогащение // Известия вузов. Горный журнал. 2001. № 4-5. – С. 82-104.
2. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: науч. монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 303 с.
3. Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. РУДОПОДГОТОВКА: дробление, грохочение, обогащение: науч. монография. – Екатеринбург: «УЦАО», 2014 – 914 с.
4. Бадеев Ю. С, Иванов Г. И., Богданович А. В. Освоение и совершенствование обогащения руд в тяжелых суспензиях/ЦНИИцветмет экономики и информации. Сер.: «Обогащение руд цветных металлов». М., 1980. Вып.4. – 45 с.
5. Газалеева Г. И., Цыпин Е. Ф., Червяков С. А. Рудоподготовка. Дробление, грохочение, обогащение. – Екатеринбург: ООО «УЦАО», 2014. – 914 с.
6. Теория и практика рентгенорадиометрического обогащения: науч. монография / В. С. Шемякин, Е. Ф. Цыпин, Ю. О. Федоров и др. Екатеринбург: Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2013. – 255 с.
7. Кобзев А. С. Направления развития и проблемы радиометрических методов обогащения минерального сырья // Обогащение руд. 2013. №1. – С. 13-17.
8. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю. О. Фёдоров, И. У. Кацер, О. В. Коренев и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
9. Построение технологических схем предварительного обогащения многокомпонентных руд/ Е. Ф. Цыпин, Т. Ю. Овчинникова, Т. А. Ефремова и др. // Обогащение руд. 2016. № 5. – С. 8-13.
10. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: уч. пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 206 с.

**ИЗУЧЕНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ
РЕНТГЕНОФЛУОРЕСЦЕНТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ ОБОГАЩЕНИЯ
МАГНЕЗИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА ТЯЖЕЛОСРЕДНОЙ СЕПАРАЦИИ
С ЦЕЛЬЮ ПОЛУЧЕНИЯ ОСОБО ЧИСТОГО МАГНЕЗИТА**

Сунцов И. А.

Научный руководитель Цыпин Е. Ф., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

В последние годы в металлургической промышленности резко увеличивается спрос на эффективные высокотемпературные периклазосодержащие огнеупоры. На отдельных предприятиях мартеновских печах внедряется скрытая донная и боковая глубинная продувка кислородом, что требует применения огнеупоров повышенного качества, получить которое на базе магнезитовых порошков из низкосортного магнезита не представляется возможным.

Одним из основных производителей магнезита на Урале является ОАО «Комбинат "Магнезит"», расположенный в г. Сатка, Челябинской области. Комбинат перерабатывает магнезиты Саткинского месторождения. Магнезит обычно составляет 94-98 % магнезитовой рудной массы. Остальная часть – так называемое «углисто-глинистое вещество», доломит, кальцит, тальк, кварц, пирит. Магнезит обычно представлен неправильными зёрнами шестовато-сплюснутой, оваловидной и веретенообразной формы. Границы зёрен, размер которых варьируется от долей мм до 1-2 см, обычно извилистые.

Химический состав магнезита, %: MgO – 47,52; SiO₂ – 0,20; CaO – 0,88; Al₂O₃ – 0,71; Fe₂O₃ – 0,46; FeO – 0,50; MnO – 0,09; п.п.п. – 50,58. Обогащение магнезитов Саткинского месторождения осуществляется гравитационным методом – тяжелосредной сепарацией (ТСС) [1].

Целью работы является изучение возможности применения рентгенофлуоресцентной сепарации для обогащения магнезитового концентрата тяжелосредной сепарации (ТСС), с целью получения особо чистого магнезита. Для исследований была предоставлена кусковая проба крупностью -80+20 мм концентрата ТСС.

Одним из вариантов обогащения является рентгенофлуоресцентный метод. Метод применим для различных видов минерального и техногенного сырья [2, 3], может определять содержание многих химических элементов, начиная с кальция. Его преимуществом является возможность разделения куска по комплексному параметру разделения, учитывающему содержание всех интересующих компонентов [4].

Прямое определение наличия в куске магния на рентгенофлуоресцентном сепараторе невозможно, так как магний относится к лёгким элементам и находится вне области определения, однако можно оценить содержание вредных примесей, таких как CaO и FeO, что предположительно позволит получить особо чистый магнезитовый концентрат.

Признаком разделения при рентгенофлуоресцентном обогащении является спектральное отношение числа импульсов характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) в спектральной области интересующего элемента к числу импульсов в области рассеянного излучения. Для исследуемой руды это:

$$H = N_{Ca} / N_s,$$

где N_{Ca} , N_s – число импульсов ХРИ в спектральной области кальция и рассеянного излучения.

Рентгенофлуоресцентный сепаратор позволяет производить определение параметра разделения в статическом и динамическом режимах. В статическом режим кусок закреплён неподвижно напротив источника излучения и коллиматора, а при динамическом – свободно падает мимо них. Время измерения в статическом режиме фиксировано и составляет пять секунд, а в динамическом время измеряется долями секунд, в зависимости от размеров куска.

Кроме того, при динамическом режиме измерение производится только с одной стороны куска, тогда как в статическом путём поворота куска можно измерить все стороны.

Первоначальное определение границ фракций выполнялось в статическом режиме. Затем, для выбранных границ было выполнено фракционирование пробы в динамическом режиме, являющимся имитацией реального разделения.

Полученные фракции были подготовлены к химанализу, в каждой из них определено содержание СаО. По результатам фракционного анализа построены кривые разделения, приведённые на рисунке 1.

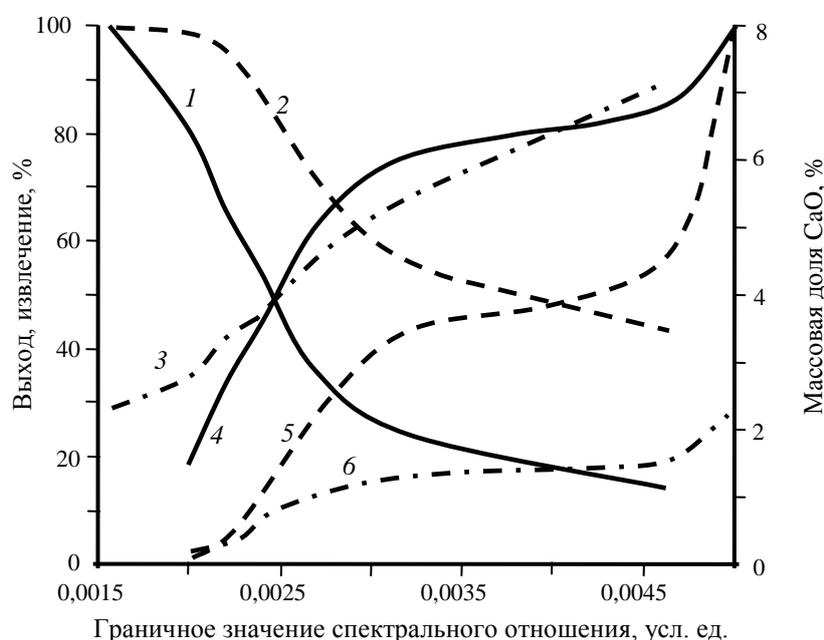


Рисунок 1 – Зависимость технологических показателей разделения от граничного значения спектрального отношения:

- 1 – суммарный выход хвостов; 2 – суммарное извлечение СаО в хвосты;
 3 – накопленная массовая доля СаО в хвостах; 4 – суммарный выход концентрата;
 5 – суммарное извлечение СаО в концентрат; 6 – накопленная массовая доля СаО в концентрате

Кривые разделения позволяют выполнять прогноз технологических показателей. Так, например, при содержании кальция в концентрате 0,5 % потенциальный выход концентрата составит 41,7 %, а хвостов – 58,2 %. При этом порядка 92 % вредных примесей, содержащий кальций, перейдут в хвосты.

Таким образом, можно сделать вывод о целесообразности применения рентгенофлуоресцентной сепарации для получения особо чистого магнезитового концентрата.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Морозов Ю. П., Козин В. З., Григорьев А. Н. Технологический регламент дробильно-обогащительной фабрики ОАО "Комбинат "Магнезит". Екатеринбург, 2006. – 45 с.
2. Теория и практика рентгенорадиометрического обогащения: науч. монография / В. С. Шемякин, Е. Ф. Цыпин, Ю. О. Федоров и др. Екатеринбург: Изд-во «Форт-Диалог Исеть», 2013. – 255 с.
3. Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации руд / Ю. О. Фёдоров, И. У. Кацер, О. В. Корнев и др. // Известия вузов. Горный журнал. 2005. № 5. С. 21-37.
4. Цыпин Е. Ф. Информация и обогащительные процессы // Известия вузов. Горный журнал. 2012. № 1. – С. 86-92.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРЕДВАРИТЕЛЬНОГО ОБОГАЩЕНИЯ КВАРЦА КЫШТЫМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Моргунова Н. А.

Научный руководитель Цыпин Е. Ф., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Высококачественные кварцевые концентраты Кыштымского месторождения находят применение в солнечной энергетике, микроэлектронике, радиотехнике, оптических приборах и электронике [1].

В настоящее время на Кыштымском ГОКе предварительной операцией обогащения кварца является ручная выборка. Начиная с 60-х годов XX века проводятся исследования по возможности применения информационной сепарации кварца (фотометрические методы). В последние годы также рассматривается целесообразность использования рентгенорадиометрической сепарации [2]. Но рентгеновская сепарация, реализуемая в современных сепараторах, не позволяет осуществить многосторонний осмотр, что при характерной для данного сырья минерализации резко снижает эффективность выделения ряда вредных примесей. Поэтому для осуществления более качественной рудоподготовки целесообразно использовать фотометрическую сепарацию с новыми принципами обработки оптической информации от кусков [3].

Традиционный способ повышения качества сырья, направляемого в переработку, – включение в технологические схемы процесса предварительного обогащения. Предварительная концентрация обычно включается в рудоподготовительные циклы и решается с помощью гравитационного, магнитного обогащения и сортировки полезных ископаемых, обеспечивающих выведение породных минералов значительной крупности [4].

Магнитные и гравитационные методы обогащения не используют для предварительного обогащения кварцевого сырья из-за малых различий этих свойств кварца и вмещающих пород. Процессы сортировки относят к информационным методам, в которых действующая на кусок сила не зависит от его свойств. Результат разделения в процессах сортировки определяется только измеренным свойством [2].

В настоящее время фотометрические сепараторы нового поколения в отличие от сепараторов прошлых лет, монохромных и бихроматических, являются полихромными. Современные фотометрические сепараторы предназначены для разделения руд по цветовым характеристикам, форме и симметричности частиц. Измерение оптических и геометрических частиц в данных сепараторах осуществляется цифровой строчной широкополосной камерой (ПЗС-матрицей). Для контролируемого объема (кусок или фрагмент куска) производится определение трехцветных координат в системе RGB [2, 5]. RGB представляет собой аддитивную цветовую модель, как правило, описывающую способ синтеза цвета для цветопроизведения. Выбор основных цветов обусловлен особенностями физиологии восприятия цвета сетчаткой человеческого глаза. Цветовая модель RGB нашла широкое применение в технике.

Анализ массивов данных для определенных видов сырья позволяет создать алгоритм распознавания зон с различными цветовыми характеристиками для разных видов сырья.

Целью данной работы являлось изучение возможности использования различий в оптических свойствах минералов для предварительного обогащения кварца с использованием современных способов получения информации о кусках.

Исследование возможности использования различий в оптических свойствах минералов для предварительного обогащения кварца с использованием современных способов получения информации о кусках проводилось на пробе кварца Кыштымского месторождения крупностью -100+5 мм.

Снятие оптических характеристик кусков проводилось путём фотографирования каждого куска с двух сторон в оптической камере с белой поверхностью при использовании

ламп «холодного света» ($T_c=4200\text{ K}$) фотоаппаратом Canon EOS 600D. Фотографии кусков выполнены на белом, контрастном по отношению к кускам, фоне с разрешением 3456×2300 (8716 пикселей), что позволяет определить площадь проекции куска, а также выявить и оценить количество различных примесей по величине ахроматической координаты. При дальнейшей цифровой обработке пиксели, относящиеся к фону, не учитывали, используя амплитудную фильтрацию.

Полученные изображения кусков обрабатывали с помощью программы ImageMagick, позволяющей определять координаты каждого пикселя в цветовой модели RGB [5].

Так как все примеси имеющиеся в рассматриваемом сырье ахроматичны, все три координаты RGB усредняли, тем самым приводя к ахроматической модели, что позволило получить распределение пикселей по оттенкам серого от черного до белого.

При выборе признака для отделения частиц чистого кварца от частиц с примесями горных пород было проанализировано несколько алгоритмов и выбран лучший, сводящийся к сравнению доли темноцветных пикселей от куска к заданию.

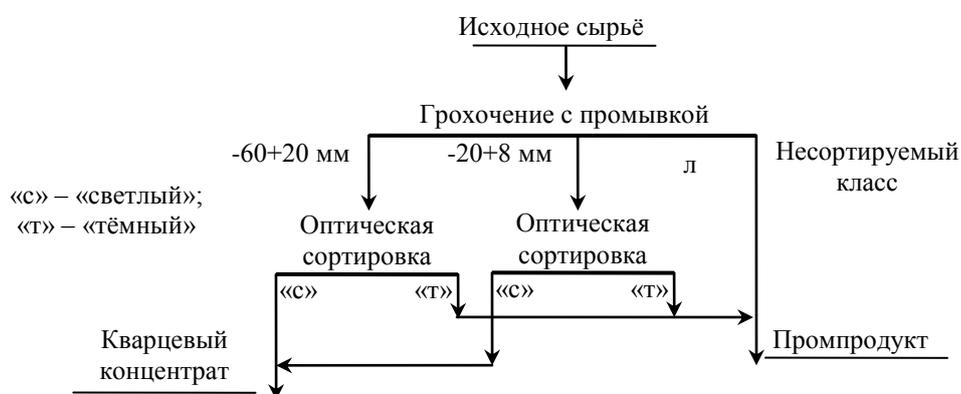


Рисунок 1 – Принципиальная схема предварительного обогащения кварца Кыштымского месторождения

Результаты разделения пробы кварца позволили предложить принципиальную схему предварительного обогащения кварца Кыштымского месторождения с использованием фотометрической сепарации (рисунок 1). Схема включает в себя стадии рудоподготовки: дробление, грохочение с промывкой; и стадии оптической сортировки для классов крупности -60+20 и -20+8 мм. Для реализации данной схемы предварительного обогащения может быть использован сепаратор Optosort 1200 P60, который позволяет обогащать руду класса крупности -60+20 и -20+8 мм при различных режимах настройки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Минералургия жильного кварца / Кыштымский горно-обогатительный комбинат, под ред. В. Г. Кузьмина, Б. Н. Кравца – М.: Недра, 1990. – 294 с.
2. Цыпин Е. Ф. Информационные методы обогащения полезных ископаемых: уч. пособие. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 206 с.
3. Цыпин Е. Ф., Овчинникова Т. Ю. Разновидности фотометрических методов обогащения // Материалы научно-технической конференции «Инновационные технологии обогащения минерального и техногенного сырья» проводимой в рамках VI Уральского горнопромышленного форума. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015.С. 104-110.
4. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: науч. монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 303 с.
5. Кудрина М. А., Климентьев К. Е. Компьютерная графика. – Самара: Изд-во Самар. аэрокосм. ун-та, 2013. – 138 с.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗИСТЫХ КВАРЦИТОВ СУТАРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ С ПОЛУЧЕНИЕМ МАГНЕТИТОВОГО И ГЕМАТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТОВ

Семенов И. В.

Научный руководитель Пелевин А. Е., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

К настоящему времени большая часть месторождений богатых и легкообогатимых железистых кварцитов уже отработана, что вызывает необходимость вовлечения в переработку хвостов обогащения. Это обстоятельство требует создания новых технологий, обеспечивающих высокую технико-экономическую эффективность получения железорудных концентратов.

Важной тенденцией является разработка и проектирование технологических схем, предусматривающих безотходное производство, то есть выделение по возможности всех минеральных компонентов в товарные продукты.

Целью данной работы является разработка технологической схемы для получения гематитового концентрата из железистых кварцитов Сутарского месторождения.

Сутарское месторождение железистых кварцитов расположено на территории Облученского административного района Еврейской АО. По принятой классификации железистых кварцитов руда Сутарского месторождения относится к руде с дисперсной (менее 0,03 мм) и весьма тонкой (0,03-0,07 мм) вкрапленностью рудных минералов (магнетита и гематита). Основными рудными минералами являются магнетит (28,24 %) с размером рудных зёрен 0,008-0,1 мм и гематит (10,85 %) с размером рудных зёрен 0,005-0,1 мм. К основным нерудным минералам относятся кварц (41,72 %), амфибол в виде грюнерита (7,51 %), биотит (4,02 %) и плагиоклаз (4,64 %). На долю остальных нерудных (апатит, кальцит, гранат и пирротин) приходится менее 3 %.

Для получения магнетитового концентрата применяют сухую и мокрую магнитную сепарацию в слабых полях (СМС и ММС). Гематитовый концентрат можно получать магнитными (ВГМС), гравитационными и флотационными методами обогащения.

К минералам, которые могут существенно снизить технологические показатели обогащения следует отнести грюнерит. Этот минерал относится к группе моноклинный амфиболов (железный конечный член группы).

Высокая массовая доля железа в грюнерите, равная 22,67 % (при пересчете FeO на Fe) обуславливает повышенную удельную магнитную восприимчивость этого амфибола. Удельные магнитные восприимчивости гематита и грюнерита равны, у гематита $\chi=(14-143) \cdot 10^{-9} \text{ м}^3/\text{кг}$, у грюнерита $\chi=35,6 \cdot 10^{-9} \text{ м}^3/\text{кг}$. Плотность грюнерита при большой массовой доле железа достигает 3600 кг/м³. При высокоградиентной сепарации (ВГМС) гематит и грюнерит будут переходить в магнитный продукт, и разделить их магнитным методом невозможно.

Исходя из вышеизложенного можно сделать следующие выводы:

1. Учитывая дисперсную (менее 0,03 мм) и весьма тонкую (0,03-0,07 мм) вкрапленность рудных минералов, руду Сутарского месторождения следует отнести к труднообогатимым рудам, требующим измельчения до конечной крупности $\beta^{-45}=95-99 \%$.

2. Присутствие в рудах грюнерита с удельной магнитной восприимчивостью, как у гематита, а также дисперсная и весьма тонкая вкрапленность гематита (наличие сростков с кварцем) не позволяет рассматривать высокоградиентную магнитную сепарацию, как метод обогащения, позволяющий получить высококачественный гематитовый концентрат с массовой долей железа более 60 %.

3. Для получения гематитового концентрата с 60 % железа необходимо использовать гравитационное обогащение (шламовые концентрационные столы).

Для обоснования схемы обогащения руды Сутарского месторождения были выполнены исследовательские работы по изучению магнитной сепарации с целью получения

магнетитового концентрата и гравитационного обогащения на концентрационном столе немагнитных продуктов магнитной сепарации с целью получения гематитового концентрата.

По результатам исследований была разработана принципиальная схема переработки руды Сутарского месторождения (рисунок 1) и рассчитан общий технологический баланс (таблица 1). Получение магнетитового концентрата осуществляется в три операции мокрой магнитной сепарации (ММС-I, ММС-II, ММС-III) с измельчением магнитных продуктов первой и второй стадии. Гематитовый концентрат получают из немагнитных продуктов цикла получения магнетитового концентрата по комбинированной магнитно-гравитационной схеме. Магнитный продукт извлекается в операции высокоградиентной магнитной сепарации (ВГМС), а затем разделяется в две операции на концентрационных столах. Тяжёлый продукт столов является гематитовым концентратом.

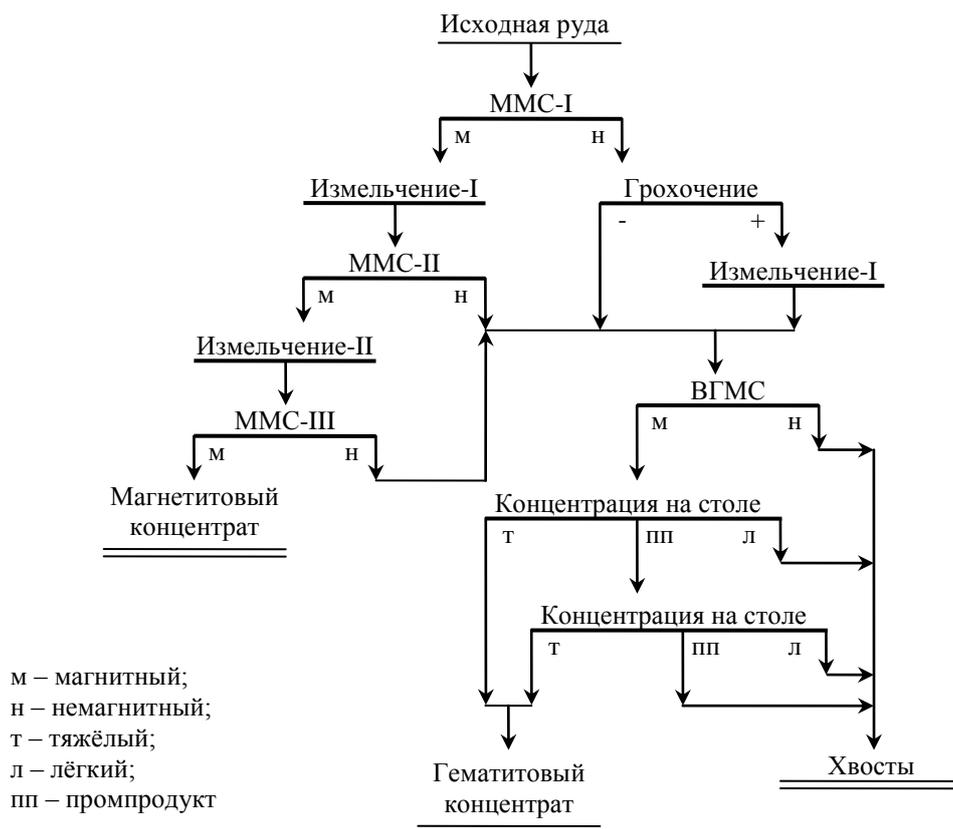


Рисунок 1 – Принципиальная схема переработки руды Сутарского месторождения

Таблица 1 – Общий технологический баланс

Продукт	Выход, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %
Магнетитовый концентрат	36,03	65,1	71,74
Гематитовый концентрат	3,01	60,00	5,52
<i>Суммарный железосодержащий концентрат</i>	<i>39,04</i>	<i>64,71</i>	<i>77,26</i>
Хвосты	60,96	12,20	22,74
Исходная руда	100,00	32,70	100,00

Разработанная схема позволяет получить 3 % гематитового концентрата из хвостов действующего производства, что увеличивает общий выход железного концентрата на 3 %, извлечение железа при этом увеличивается на 5,5 %, а общая массовая доля железа в концентрате снижена незначительно на 0,4 %, что не влияет на его товарную стоимость.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ МАРГАНЕЦСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ ПАРНОКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Иванов Г. А.

Научный руководитель Колтунов А. В., канд. техн. наук, доцент
Уральский государственный горный университет

Россия располагает значительными прогнозными ресурсами марганцевых руд, входя в десятку основных сырьевых стран. Они достигают 1060 млн т и сконцентрированы в основном в Сибирском регионе. В то же время разведанные запасы марганцевых руд Российской Федерации невелики, они насчитывают 137,3 млн т, или 2,6 % мировых подтвержденных запасов. Основная их часть сосредоточена в Сибири и на Урале, это такие месторождения как Усинское и Дурновское (Кемеровская обл.), Порожинское (Красноярский край), Парнокское (Респ. Коми). В настоящее время Россия обеспечивает потребности в марганце лишь на 50 %. Значительная часть марганца импортируется, из Украины, Казахстана и Грузии.

Парнокское месторождение расположено на западном склоне Приполярного Урала в 70 км к востоку от города Инта, в среднем течении р. Парнок-Ю (восточный приток р. Лемва). На месторождении выделяются три типа руд: марганцевые карбонатные, марганцевые окисленные, магнетитовые. Марганцевые карбонатные руды бурого и кремового цвета являются первичными; они состоят в основном из родохрозита, манганокальцита, родонита. Среднее содержание марганца в них составляет 24 % [1].

При разработке технологии переработки необходимо учитывать практику переработки аналогичных руд. Марганцевые руды традиционно перерабатываются по достаточно сложным, зачастую комбинированным, схемам, включающим операции предварительного обогащения магнитными и/или гравитационными методами и глубокого флотационного или магнитно-флотационного обогащения [2]. В последнее время с развитием химических методов обогащения стало возможным извлечение марганца из бедных руд. Химические методы извлечения марганца из бедных руд, некондиционных концентратов, шламов обогащения, металлургических шламов, побочных продуктов смежных производств очень разнообразны и не имеют строгой классификации. Однако наиболее общим признаком следует признать состав химического реагента, используемого для выщелачивания марганецсодержащего сырья. В основу классификации может быть положен вид марганецсодержащего минерала, поскольку каждый из минеральной группы марганца по-своему взаимодействует с тем или иным химическим реагентом.

Независимо от указанных признаков при рассмотрении химических методов обогащения (извлечения марганца) следует иметь в виду, что практически каждой технологической схеме химического обогащения присущи следующие стадии:

- измельчение исходного сырья до классов, обеспечивающих необходимые скорости процесса;
- выщелачивание сырья с переводом марганца в раствор;
- очистка раствора от вредных примесей (прежде всего фосфора) обработкой раствора химическим реактивом с последующей фильтрацией;
- осаждение марганца из очищенного раствора в виде соединений путем воздействия на раствор химическим реагентом или изменением концентрации раствора и выделения соединений марганца выпариванием раствора.

К настоящему времени изучены и успешно применяются для химического извлечения марганца из марганецсодержащего сырья следующие процессы: выщелачивание травильными растворами; серно- и сернокислотные азотные, диатонатный и хлоркальциевый.

В данной работе были проведены исследования на пробе руды Парнокского месторождения. Изучалась возможность разделения методом магнитной сепарации и

сернокислотное выщелачивание при различной температуре и концентрациях серной кислоты и реагента-восстановителя.

На первом этапе была изучена обогатимости магнитными методами. По результатам проведения исследований магнитной сепарации была определена граница разделения руды на магнитную и немагнитную фракции, соответствующая напряженности магнитного поля равной 160 кА/м. Полученный магнитный продукт состоит преимущественно из железосодержащих минералов: маггемита, мушкетовита, магнетита, якобсита, содержание марганца в нём 30 %. Немагнитный продукт с повышенным содержанием марганца был направлен на сернокислотное выщелачивание.

На следующем этапе было изучено влияние концентрации серной кислоты, концентрации реагента-восстановителя и температуры на результаты сернокислотного выщелачивания. Во всех опытах продолжительность выщелачивания составляла один час, а соотношение жидкого к твердому 2:1. Эффективность процесса выщелачивания оценивали по величине убыли твердой фазы.

Анализ результатов выщелачивания показал, что при увеличении концентрации серной кислоты с 5 до 10 % уменьшается масса нерастворимого осадка и возрастает выход марганцевого концентрата с 6 до 10,3 %; при увеличении концентрации реагента-восстановителя с 0 до 2 % возрастает выход марганцевого концентрата с 10,3 до 30,0 %; при увеличении температуры с 20 до 80 °С, также увеличивается выход марганцевого концентрата с 17,5 до 32 %. Ключевыми факторами, оказывающими существенное влияние на результаты выщелачивания, являются концентрация реагента-восстановителя и температура пульпы. За направления для дальнейших исследований можно взять поиск наиболее эффективного реагента-восстановителя и оптимального режима выщелачивания.

На заключительном этапе была разработана схема обогащения, включающая в себя операции рудоподготовки, магнитную сепарацию и выщелачивание. Баланс по продуктам разделения приведён в таблице 1.

Таблица 1 – Баланс продуктов разделения

Наименование продукта	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
Магнитный продукт	25,50	30,0	18,10
Марганцевый концентрат	22,35	70,0	37,02
Промпродукт (нерастворимый остаток)	52,15	36,35	44,88
Исходный	100,0	42,26	100,0

В результате испытания предлагаемой схемы обогащения получили магнитный продукт с содержанием марганца 30,0 %; марганцевый концентрат с содержанием марганца 70,0 % и промпродукт (нерастворимый остаток) содержанием марганца 36,35%.

Дальнейшее совершенствование схемы обогащения необходимо сосредоточить на увеличении выхода высококачественного марганцевого концентрата.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Брусницын А. И. Парнокское марганцевое месторождение, Полярный Урал: минералогия, геохимия и генезис руд. – СПб.: С.-Петербург. гос. ун-т, 2015. – 116 с.
2. Цыпин Е. Ф. Обогащение в стадиях рудоподготовки: науч. монография. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2015 – 303 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-ЦИНКОВЫХ РУД УЗЕЛЬГИНСКОГО И ТАЛГАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Айтуганов К. А.

Научный руководитель Колтунов А. В., канд. техн. наук, доцент
Уральский государственный горный университет

Медно-цинковые руды являются сложным комплексом сульфидов меди, цинка и железа а также минералов вмещающих пород. Обычно сульфиды меди представлены халькопиритом, халькозином, ковеллином и борнитом. Сульфиды железа – пиритом, марказитом и пирротинном. Сульфиды цинка – различными разновидностями сфалерита, например, клейофаном.

Трудности обогащения медно-цинковых руд обусловлены:

1) сложным и очень тесным взаимопроращением части сульфидов, что свидетельствует о необходимости тонкого измельчения (до 0,04 мм).

2) близостью флотационных свойств сульфидов меди и активированных ионами меди сульфидов цинка. Для обоих случаев характерно образование на поверхности медьсодержащих соединений собирателя. Разрушение и предотвращение образования таких соединений на сульфидах цинка (в условия селективной флотации) требует тонкой регулировки соотношения концентраций реагентов в пульпе.

3) различной флотиремостью сульфидов меди и цинка (причина – различия в природе их поверхности, способности к окислению и т. д.)

Характерной особенностью руд Узельгинского и Талганского месторождений является наличие в составе медных минералов, имеющих общее название – блеклые руды. К таким минералам относятся теннантит ($\text{Cu}_{12}\text{As}_4\text{S}_{13}$), тетраэдрит ($\text{Cu,Fe}_{12}\text{Sb}_4\text{S}_{13}$), энаргит (Cu_3AsS_4).

Блеклая руда является одним из главных медьсодержащих минералов в руде Верхнего яруса Узельгинского месторождения.

В рудных телах Верхнего яруса развиты руды пиритового, халькопирит-пиритового, сфалерит-пиритового, сфалерит-теннантит-пиритового, теннантит-пиритового состава. Встречается в виде сплошных зернистых агрегатов, кубической формы. Как правило, образует совместные сростания с халькопиритом, сфалеритом, галенитом в частности с пиритом.

Кроме этого к неблагоприятным признакам следует отнести:

- неравномерное распределение полезных минералов в руде;
- широкий диапазон размеров выделений сульфидных минералов, требующих дополнительных операций доизмельчения;
- частые, сложные, тонкие взаимные сростания сульфидов, развитие колломорфных разновидностей, склонных к переизмельчению;
- очень редко, эмульсионные разновидности сульфидов (включения халькопирита в сфалерите), как неизбежные потери;
- многообразие морфологических форм пирита, наличие тонких включений пирита в халькопирите и сфалерите, наличие колломорфных разновидностей полезных сульфидов.

Флотационные свойства блеклых руд недостаточно изучены. По лабораторным и фабричным данным флотационные свойства энаргита подобны халькозину. Теннантит и тетраэдрит плохо флотируются, когда в качестве собирателя используются ксантогенаты. Тетраэдрит хорошо флотируется с помощью аэрофина, меркаптана в диапазоне рН от 8 до 10. Золотосодержащий энаргит успешно флотируется смесью ксантогената и дитиофосфата при рН от 8 до 10. Энаргит также успешно флотируется тионокарбатами и меркаптанами при низких значениях рН (5-7).

При технологическом рассмотрении руд верхнего уровня необходимо учитывать широкое распространение в них теннантита и применять для их обогащения специальные режимы, обеспечивающие флотацию теннантита.

Кроме вышеуказанных особенностей флотации руды Узельгинского месторождения следует учитывать наличие пирротина и влияние его на флотацию сфалерита. В частности, в литературе [1, 2] указывается, что присутствие пирротин ухудшает флотируемость сфалерита.

В работе были поставлены задачи изучения возможности отделения пирротина магнитными методами и изучение флотируемости.

Исследования по магнитной сепарации были проведены на руде флотационной крупности (-0,1+0 мм). Для реализации данного процесса использовали магнитную систему с постоянными магнитами Nd-Fe-B (напряженность поля в зоне сепарации 250 кА/м) и аналог полиградиентной системы (напряженность поля в зоне сепарации 320 кА/м).

Результаты исследований представлены в таблице 1.

Таблица 1– Результаты магнитной сепарации

Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
<i>Nd-Fe-B магнитная система, H=250 кА/м</i>			
Магнитный продукт	4,6	0,72	2,63
Немагнитный продукт	95,4	1,28	97,37
Исходный	100,0	1,25	100,00
<i>Полиградиентная магнитная система, H=320 кА/м</i>			
Магнитный продукт	4,9	0,35	1,37
Немагнитный продукт	95,1	1,30	98,63
Исходный	100,0	1,25	100,00

Анализ результатов магнитной сепарации показал, что в обоих случаях выход магнитной фракции составляет около 4,5-5 %. При этом потери меди с магнитным продуктом меньше при использовании полиградиентной сепарации.

Исследования по флотации включали в себя изучения влияния продолжительности измельчения и расхода аэрофлота на результаты флотации. Было выявлено, что максимальное извлечение меди в концентрат достигается при измельчении 55 минут. Этот факт объясняется тонкой вкрапленностью медных минералов, для полного раскрытия которых требуется значительная степень измельчения.

На втором этапе изучения флотируемости были изучены два вида реагентного режима:

Режим 1: собиратель – бутиловый ксантогенат калия (154 г/т); регулятор среды – известь (до pH=10); вспениватель – сосновое масло (30 г/т). Ксантогенат подавали дробно: 100 г/т в начале процесса, затем 54 г/т по прошествии 5 минут флотации.

Режим 2: собиратель – смесь бутилового ксантогената калия (54 г/т) и аэрофлота производства СУТЕС (50 г/т); регулятор среды – известь (до pH=10); вспениватель – сосновое масло (30 г/т). Смесь собирателей подавали в начало процесса.

Анализ результатов флотации, полученных в условиях реагентного режима 2, показал, что частичная замена ксантогената на аэрофлот способствует повышению извлечения меди в концентрат. Это обусловлено, по всей видимости, улучшением флотируемости минералов блеклых руд. В то же время, значительное повышение расхода аэрофлота (до 100 г/т) приводит к резкому ухудшению качества концентрата. Это вызвано снижением селективности процесса.

По результатам проведенных исследований была рассчитана схема переработки, включающая в себя магнитную (полиградиентную) сепарацию и флотацию. Содержание меди в коллективном медно-цинковом концентрате составило 7,5 % при его выходе 13,5 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Абрамов, А. А., Леонов С. Б. Обогащение руд цветных металлов: учеб. для вузов. – М.: Недра, 1991. – 407 с.
2. Технология обогащения медных и медно-цинковых руд Урала / под общ. ред. Акад. РАН В. А. Чантурия и докт. техн. Наук И. В. Шадруновой. Ин-т проблем комплекс. освоения недр РАН. М. Наука, 2016. – 387 с.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ТИТАНОМАГNETИТОВОГО И ИЛЬМЕНИТОВОГО КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИОННОГО ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ ВОЛКОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Седельников А. А., Климин И. А.

Научный руководитель Пелевин А. Е., д-р техн. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

В развитии экономики нашей страны основным направлением является полное обеспечение потребности промышленности цветных, редких и благо-родных металлах. Для решения этой задачи необходимо своевременное увеличение объемов добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых, при осуществлении комплексного использования природных ресурсов.

При производстве железных концентратов преобладают магнитные технологические схемы, так как основной минерал магнетит. Он характеризуется резко выраженными магнитными свойствами.

Одно из важных современных тенденций при проектировании технологических схем – комбинирование методов обогащения для наиболее извлечения ценных компонентов концентрата.

Другое важное направление – разработка и проектирование технологических схем, предусматривающих комплексное использование сырья, то есть выделение по возможности всех минеральных компонентов в товарные продукты – концентраты.

Волковский рудник, находящийся в Кушвинском районе Свердловской области, является крупным объектом ОАО «Святогор». На руднике ведется добыча открытым способом медно-железо-ванадиевых руд Лаврово-Николаевского участка Волковского месторождения. Вскрышные породы используются для производства фракционного щебня и строительных песков. Апатит-титаномагнетит-медносulfидное оруденение приурочено к габбро. Собственно Волковское месторождение с промышленными запасами руд условно подразделяется на 4 участка: Северо-Западный, Волковский, Промежуточный и Лаврово-Николаевский. Границы рудных тел условные и устанавливаются по данным химических анализов. Главнейшими рудными минералами являются: титаномагнетит, борнит, халькопирит, апатит, ильменит; второстепенными – халькозин, малахит, азурит, ковеллин, куприт и другие. Основную промышленную ценность в рудах имеют медь, железо, ванадий, фосфор. Кроме этих элементов извлекаются золото, серебро, палладий, селен. Всего на месторождении выделяются три рудных зоны и три сорта медных руд: окисленные, смешанные и первичные.

Руда отличается низким содержанием ценных компонентов. Дополнительными усложняющими факторами являются тонкое взаимопрораствание минералов друг с другом, широкий спектр медных минералов – халькопирит, борнит, ковеллин, сульфатные, карбонатные и окисленные соединения меди и наличие различных структурных модификаций оксидов железа, обладающих различными свойствами.

Руду перерабатывают флотационным методом. Схема обогащения состоит из двух циклов: цикла получения медного концентрата и цикла выделения железного концентрата.

На обогатительной фабрике Волковского месторождения получают медный и железный концентраты, при этом железный концентрат бедный с массовой долей железа 56,1 %. Ильменитовый концентрат на фабрике не получают. Поэтому в работе были поставлены следующие задачи:

1. Разработать технологию получения титаномагнетитового концентрата с повышенной массовой долей железа.
2. Разработать технологию получения ильменитового концентрата из немагнитного продукта схемы получения железного концентрата.

В качестве исходного продукта для исследований был использован камерный продукт медной флотации с ОАО «Святогор». Минеральный состав хвостов флотации отличается от

минерального состава исходной руды отсутствием халькозина, халькопирита и ковеллина, которые извлекаются в пенный продукт медной флотации. Главными минералами исследуемой пробы являются: титаномагнетит и ильменит. Структура титаномагнетита и ильменита мелкозернистая, текстура равномерно и неравномерно-вкрапленная, полосчатая. После изучения раскрытия в пробе было выявлено, что максимальное количество свободных зерен титаномагнетита и ильменита присутствует в классе $-0,044+0$ мм. В хвостах флотации содержится 62,1 % класса -71 мкм, поэтому для повышения качества титаномагнетитового и для получения ильменитового концентрата, необходимо использовать измельчение, с целью более полного раскрытия зерен титаномагнетита и ильменита.

Для получения титаномагнетитового концентрата была разработана схема, включающая магнитную сепарацию в слабом поле в три стадии с грохочением магнитного продукта ММС-I на классы $+0,16$ и $-0,16$ мм, с отдельным измельчением и обогащением надрешетного и подрешетного продуктов и с последующим выводом хвостов после каждой стадии. Немагнитные продукты каждой стадии магнитной сепарации направлялись на получение ильменитового концентрата. Массовая доля железа в полученном суммарном концентрате составила 61,73 %, что на 5,63 % больше, по сравнению с существующей схемой. При внедрении разработанной схемы необходимо введение одной дополнительной операции грохочения магнитного продукта операции ММС-I на сите $0,16$ мм, двух операций измельчения надрешетного и подрешетного продуктов и двух дополнительных операций ММС измельченных продуктов.

Для получения ильменитового концентрата из немагнитного продукта титаномагнетитового цикла была разработана комбинированная магнитно-гравитационная схема.

Немагнитный продукт ММС-I, далее «Н1», перед магнитной сепарацией был подвергнут обесшламливанию, слив операции обесшламливания является хвостами, пески направляются на магнитную сепарацию в сильном поле ($B=0,35$ Тл).

Магнитный продукт поступает на шламовый концентрационный стол (амплитуда колебания деки 4 мм, частота колебания деки равна 8 Гц). Промпродукт стола подвергается пересортировке на концентрационном столе. Тяжелые продукты столов являются ильменитовым концентратом. Легкие продукты столов, промпродукт пересортичной операции и немагнитный продукт магнитной сепарации являются хвостами обогащения.

Немагнитные продукты ММС-II и ММС-III, далее «Н1» и «Н2» соответственно, поступают на магнитную сепарацию в сильном поле ($B=0,35$ Тл). Магнитные продукты двух операций совместно обогащаются на концентрационном столе, при амплитуде деки 3 мм. Промпродукт стола подвергается пересортировке на концентрационном столе. Тяжелые продукты столов направляются на магнитную сепарацию в слабом поле ($B=0,06$ Тл) для удаления магнетита. Магнитный продукт этой операции направляется в хвосты. Слабomagнитный продукт поступает на магнитную сепарацию в сильном поле ($B=0,35$ Тл). Магнитный продукт этой операции является ильменитовым концентратом. Остальные немагнитные продукты предыдущих операций, а также легкие продукты столов и промпродукт пересортички стола являются хвостами. Выход суммарного ильменитового концентрата составил 0,32 % при содержании в нём TiO_2 41,25 %.

Таким образом, результаты работы показали принципиальную возможность использования отдельного обогащения крупных и мелких частиц для повышения качества титаномагнетитового концентрата. Также предложена схема получения ильменитового концентрата из хвостов флотации.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ОБОГАЩЕНИЯ ПЕННЫХ ПРОДУКТОВ БАЛХАШСКОЙ ОФ В СУЖАЮЩИХСЯ ЖЕЛОБАХ

Зайкин Н. В.

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

В Российской Федерации и Казахстане добывается более 1 млрд. т твердых полезных ископаемых, из которых около 40 % подвергается дальнейшему обогащению с использованием флотации в качестве технологического процесса, что, в свою очередь, связано со значительными материальными затратами на получение готового концентрата. Исследование возможности совершенствования технологии с целью повышения извлечения меди является целесообразным.

Обогащение пенных продуктов в сужающихся желобах предусматривает формирование разнокачественных слоев пены и разделение пены по высоте на продукты обогащения [1, 2]. Формирование разнокачественных слоев пены обусловлено процессами вторичной концентрации минералов, которые достаточно детально изучены в работах [3, 4].

Сужение пенного слоя позволяет за счет увеличения высоты эффективно разделять пенный слой на продукты обогащения. Для реализации обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах разработан и испытан ряд устройств [5-7].

С целью изучения закономерностей обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах и разработке рекомендации по использованию сужающихся желобов для обогащения пенных продуктов на Балхашской обогатительной фабрике были проведены исследования на руде Шатыркульского месторождения.

Медная руда Шатыркульского месторождения перерабатывается на Балхашской обогатительной фабрике по флотационной технологии. Флотация включает основную, три перечистных и одну контрольную операции. Технология обеспечивает получение медного концентрата марки КМ5 с массовой долей меди 20 %. Извлечение меди в медный концентрат составляет 82-91 %.

Был проведен ряд опытов по флотации пенных продуктов с переменным выходом верхнего продукта в сужающемся желобе. На рисунке 1 показан общий вид флотомшины с сужающимся желобом. Результаты обогащения пенного продукта в сужающемся желобе при различных значениях выхода верхнего продукта представлены на рисунке 2 и в таблице 1.

В целом, экспериментальное исследование сужающегося желоба показали возможность получения кондиционного медного концентрата. Использование сужающегося желоба для обогащения пенного продукта флотации позволяет получить кондиционный концентрат с массовой долей меди 20 % при извлечении меди в него 28 %.

Таблица 1 – Результаты обогащения

№ опыта	Выход, %	Массовая доля меди, %	Извлечение меди, %
Опыт 1	68,83	8,20	81,17
Опыт 2	45,67	12,1	73,93
Опыт 3	30,5	14,9	65,38
Опыт 4	20,1	17,8	50,21
Опыт 5	9,7	20,5	28,61



Рисунок 1 – Общий вид флотомашины с сужающимся желобом

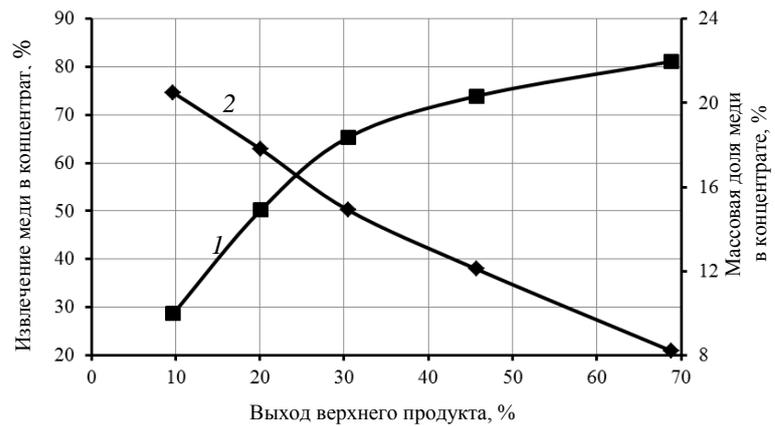


Рисунок 2 – Зависимость извлечения (1) и массовой доли меди (2) в концентрате от выхода верхнего продукта

На основе результатов покамерного опробования на Балхашской обогатительной фабрике и результатов экспериментов на руде Шатыркульского месторождения разработана технологическая схема флотации с обогащением пенных продуктов флотации в сужающихся желобах на первых четырех камерах основной флотации. Предварительные расчёты показали, что внедрение операций обогащения пенных продуктов в сужающихся желобах обеспечивает повышение извлечения меди в кондиционный медный концентрат на 2 %. Оптимизация работы сужающихся желобов на основе автоматизированной системы управления выходом верхнего продукта должна обеспечить более высокое извлечение меди в кондиционный концентрат, не зависимо от колебаний качества исходного питания.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Использование процесса вторичной концентрации в сужающихся пенных потоках при флотации сульфидных руд. Отчет по НИР. Науч. руководитель Ю. П. Морозов. № 45-208-86. Свердловск. СГИ, 1986. – 152 с.
2. Морозов Ю. П., Козин В. З. Схемные решения флотации со структурным разделением пенных продуктов // III конгресс обогатителей стран СНГ. Тезисы докладов. М.: Альтекс, 2001. – С. 216.
3. Интенсификация процесса вторичной концентрации Отчет по НИР (заключительный). Науч. руководитель Морозов Ю. П. Свердловск. СГИ, 1997. – 92 с.
4. Использование процесса вторичной концентрации в сужающихся пенных потоках при флотации сульфидных руд. Отчет по НИР. Науч. руководитель Ю. П. Морозов. № 45-208-86. Свердловск. СГИ, 1986. – 152 с.
5. Колтунов А. В., Морозов Ю. П. Струйный желоб // Информационный листок № 276-84. Свердловск: Изд-во: Ред.-изд. отдела Свердловского ЦНТИ. 1984. – 4 с.
6. А.С. № 1076143 (СССР). Струйный желоб для гравитационного обогащения / А. В. Колтунов, Ю. П. Морозов, В. И. Котов и др. Заяв. 22.02.82.3402897/29-03. Опубл. 28.02.84. Бюлл. № 8.
7. Колтунов А. В., Морозов Ю. П., Козин В. З. Сужающийся желоб для обогащения пенных продуктов // Информационный листок № 292-84. Свердловск: Изд. Ред.-изд. отдела Свердловского ЦНТИ. 1984. – 4 с.

ВИЗУАЛИЗАЦИЯ ФЛУКТУАЦИЙ ПОКАЗАТЕЛЯ ПРЕЛОМЛЕНИЯ ЖИДКОЙ СРЕДЫ, ИНДУЦИРОВАННЫХ ТЕЧЕНИЕМ

Апакашев Р. А., Лебзин М. С., Кудрякова А. В., Янчурина М. М.
Научный руководитель Апакашев Р. А., д-р хим. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Вязкое течение жидкой среды – процесс, развивающийся при действии внешнего поля напряжения сдвига. Считается, что обычная (ньютоновская) жидкость не может препятствовать произвольно малым приложенным силам деформировать ее таким образом, чтобы пространственная форма жидкости (объем) оставалась неизменной, иначе говоря, возможное сопротивление жидкости не может помешать появлению деформации, так как сила сопротивления обращается в нуль вместе со скоростью деформации.

Характерным свойством жидкостей является та лёгкость, с которой их можно деформировать. Любое твердое тело имеет определенную форму, и она может изменяться только при изменении внешних условий. В противоположность этому обычно считается, что любая часть жидкости не имеет какой либо предпочтительной формы, и различные элементы однородной жидкости без труда можно перемещать, не нарушая ее макроскопических свойств; вязкое течение не меняет свойств жидкости, так как оно однородное, как и в газе, с практически одинаковым движением частиц во всех удаленных от стенок сосуда микрообъемах [1,2]. Однако результаты экспериментальных исследований реальных жидких систем свидетельствуют о замедленной структурной релаксации и о возможности изменений структуры, индуцированных течением [3,4]. В подобной ситуации актуально всестороннее изучение жидкого состояния вещества, включающее наряду с разработкой теоретических представлений и экспериментальное исследование различных структурно-чувствительных свойств жидкости как в равновесном состоянии, так и в процессе течения.

Известно, что диэлектрическая проницаемость ϵ конденсированной среды является макроскопической характеристикой ее молекулярной структуры. Вследствие этого, если среда обладает упорядоченной структурой, изменение последней при воздействии механической нагрузки должно проявляться через изменение (по крайней мере локальное) диэлектрической проницаемости. Поскольку показатель преломления света n в прозрачной среде связан с диэлектрической проницаемостью выражением $n = \epsilon^{1/2}$, то упругие деформации через изменение тензора ϵ_{ik} должны оказывать влияние на оптические свойства структурированных прозрачных сред: в результате деформирования оптически изотропное тело становится анизотропным.

Оптическая анизотропия возникает в движущихся неньютоновских жидких средах - суспензиях и коллоидных растворах с несферическими по форме частицами, если поток среды обладает градиентом скорости [3]. В этом случае в области течения с градиентом скорости вследствие сдвигового деформирования среды изменяется ориентация несферических дисперсных элементов, что приводит к нарушению структуры среды. Следовательно, изменяются диэлектрическая проницаемость ϵ и показатель преломления n . Такое явление называется динамооптическим эффектом, или эффектом Максвелла.

Возникает вопрос, обладают ли динамооптическим эффектом гомогенные жидкости. Ответ на этот вопрос позволяет получить важную информацию о структурных особенностях жидких сред и соответственно, о механизме процессов переноса в них. Действительно, если исследуемая жидкость имеет элементы упорядоченности структуры, то ее диэлектрическая проницаемость: $\epsilon = 1 + 4\pi Np$ (N – число молекул или их групп в единице объема; p - коэффициент поляризуемости, характеризующий строение молекул или их групп, если молекулы образуют кластеры) [4] изменится при макроскопическом сдвиговом деформировании, а следовательно, изменится в зоне деформирования и значение показателя преломления n .

Если прозрачная жидкость, например, высокотемпературный силикатный расплав или глицерин комнатной температуры, течет, происходящий процесс переноса вызывает появление в объеме жидкой системы локальных областей оптической неоднородности в виде полос

скольжения или линий сдвига, напоминающих текстуру деформированного кристалла. При этом выявление следов скольжения прямым фотографированием или с помощью микроскопа оказывается малоэффективным.

В процессе экспериментальных исследований оптических свойств жидкостей, испытывающих течение, нами реализована оригинальная установка, позволяющая визуализировать локальные области оптической неоднородности светопропускающих жидких систем в широком интервале температур. Действие установки основано на принципе формирования теневого изображения образца. Оптическая база установки состоит из светящейся точки (малой диафрагмы) диаметром 1-2 мм и проекционного экрана. Источником света служит лампа накаливания мощностью 0,5 кВт, 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 или оптического кварца и имеет плоскопараллельные боковые поверхности. Оптимальная толщина поглощающего слоя жидкости в кювете составляет 15-30 мм. Удаленность кюветы и экрана от светящейся точки в каждом конкретном случае определяется опытным путем по максимальной четкости теневого изображения. Минимальный линейный размер выявляемых областей оптической неоднородности составляет величину порядка 100 нм. Для поддержания необходимого температурного режима кювета устанавливается в трубчатой печи сопротивления мощностью 1 кВт с горизонтальным расположением нагревателя. Печь имеет верхнее перекрываемое отверстие, обеспечивающее инструментальный доступ к жидкости. Температурный предел наблюдений зависит от длительности эксперимента, параметров термической и химической стойкости материала кюветы и достигает 1320 К.

Установка имеет простую оптическую схему, в отличие от известных устройств аналогичного назначения позволяет получить информативное теневое изображение низко- и высокотемпературных расплавленных систем и непрерывно наблюдать его, в том числе непосредственно в момент внешнего воздействия на жидкость.

Отметим, что выявляемые с помощью установки полосы скольжения для высоко- и низкотемпературных расплавов визуально практически подобны. Поэтому для снижения трудоемкости при отработке методики исследований и при самих исследованиях в качестве модельных жидкостей можно изучать вещества, являющиеся жидкими при комнатной температуре, например, глицерин. Важно, что данная жидкость имеет низкое светопоглощение в видимой части спектра и, кроме этого, является стеклующейся. Малое светопоглощение позволяет получить контрастное теневое изображение, а отсутствие кристаллизации допускает исследования в широкой области значений вязкости.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Крокстон К. А. Физика жидкого состояния: статистическое введение. М.: Мир. 1978. – 320 с.
2. Мартынов Г. А. Классическая статистическая механика. Теория жидкостей. М.: Интеллект. 2011. – 300 с.
3. Соколов Л. И. Течение неньютоновских жидкостей. Вологда: ВолГТУ. 2007. – 136 с.
4. Стебновский С. В. Динамооптический эффект в гомогенных ньютоновских жидкостях // Журнал технической физики. 2002. № 11. – С. 24-26.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ФЛОТОКЛАССИФИКАЦИИ С ОБОГАЩЕНИЕМ ПЕННОГО ПРОДУКТА В СУЖАЮЩЕМСЯ ЖЕЛОБЕ

Угапьева С. С.

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

Комбинирование в одном аппарате процесса флотации с другими обогатительными процессами признано перспективным направлением совершенствования технологии обогащения полезных ископаемых. Наиболее известным является комбинирование флотации с гравитационными методами обогащения [1, 2]. Процессы флотогравитации основаны на одновременном использовании различий в плотности, крупности частиц и их способности закрепляться на границе раздела жидкой и газовой фаз.

Флотоклассификация отличается большим многообразием вариантов, которое определяется разновидностями составляющих ее методов флотации и гидравлической классификации, режимами и пространственно-временными факторами их осуществления. Условно пространство, в котором осуществляется процесс флотоклассификации, можно разделить на зоны. Главными зонами являются зоны флотационного и гравитационного разделения материала, которые находятся в определенном взаимодействии и взаимосвязи. Разновидности флотоклассификации проявляются также в зависимости от того, в какую зону подается исходное питание.

Принципиально новым направлением флотоклассификации является использование классификации для разделения пенных продуктов флотации [3]. Процесс предусматривает совмещение классификации с выделением пенных продуктов. Варианты этого направления флотоклассификации позволяют получать один кондиционный или несколько разнокачественных пенных продуктов на основе использования процесса вторичной концентрации минералов в пене. Получение разнокачественных продуктов осуществляется при разделении пены в сужающихся потоках. Вторичная концентрация минералов во флотационной пене обусловлена удалением минеральных частиц истекающей из пены водой. В результате вторичной концентрации массовая доля гидрофобного флотируемого материала по высоте возрастает.

Эффективность разделения пенного продукта в сужающихся желобах доказана результатами промышленных испытаний на Красноуральской, Сибайской и Бурибаевской обогатительных фабриках, где установка сужающихся желобов на камерах флотомашин позволила повысить качество конечного медного концентрата и извлечение в него меди.

В настоящей работе рассмотрены следующие вопросы:

1. Изучение гидродинамики потоков пены в сужающихся желобах.
2. Экспериментальные исследования процесса флотоклассификации.

Гидродинамика потока определяется массопереносом жидкой и твердой фаз. Распределение скоростей в потоке пены определяется плотностью и вязкостью пен, которые функционально связаны с высотой потока. Теоретически и экспериментально показано, что в потоке пены, в отличие от потока жидкости, скорости движения слоев повышаются с увеличением глубины потока. В сужающемся потоке пены скорость отдельных слоев возрастает к разгрузочной щели желоба. Наличие значительного градиента скоростей по высоте потока пены, обусловленное сужением, приводит к появлению касательного напряжения между слоями пены, крутящих моментов на пузырьках и вызывает их деформацию.

Влияние сужения пенного потока на гидродинамику отдельных объемов потока в зависимости от их пространственного расположения исследовано экспериментально.

Исследования выполнены на двухфазной пене с использованием физической модели элементарного объема пены. В качестве модели элементарного объема пены использовались

шарики пенопласта, близкие по массе пузырьку воздуха, нагруженному в случае двухфазной пены.

Анализ полученных результатов показал, что конструктивные размеры желобов существенно влияют на вероятность попадания объемов двухфазной пены на различные уровни пенного слоя. Для желобов с длиной 200 мм нижние объемы пены, поступающие в желоб на периферии, практически не попадают в слои, расположенные выше 40 % высоты пенного слоя. Объемы пены, поступающие в центр желоба, имеют вероятность попадания в верхние слои (больше на 40 % высоты) 12 %.

Для желоба с длиной 100 мм нижние объемы пены, поступающие в центр желоба, имеют распределение вероятностей попадания в слои пены на выходе из желоба в пределах высоты пенного слоя от 0 до 60 % с максимумом при высоте пенного слоя 25 % от общей высоты.

В целом, установлен сложный характер движения пенных слоев в сужающемся желобе, на который оказывают существенное влияние конструктивные параметры желоба, в частности угол сужения.

Экспериментальные исследования флотоклассификации выполнены на лабораторном флотоклассификаторе FCL-15. Во флотоклассификаторе реализуются процессы флотации, пенной сепарации, обогащения в сужающихся желобах и гидравлической классификации. Конструкцией аппарата предусмотрена возможность подачи исходного питания на разные уровни пульпы и пены.

Опыты проводили на пробе хвостов Жезказганской ОФ с массовой долей меди 0,11 %. Переменными параметрами при проведении лабораторных испытаний флотоклассификатора являлись давление воздуха, подаваемого от компрессора в систему аэрации и уровень подачи исходного питания в камеру флотоклассификатора. Реализованы режимы подачи исходного питания в камеру флотоклассификатора над диспергаторами, в подпенный слой и режим пенной сепарации.

Экспериментально установлено, что увеличение давления на входе в аэрационную систему флотоклассификатора приводит к повышению выхода пенного продукта и извлечения меди в пенный продукт, а также в верхний продукт сужающегося желоба. При этом снижается массовая доля меди в пенном продукте.

В результате реализации режимов подачи исходного питания на разные уровни установлено, что наибольшее извлечение меди в пенный продукт и в верхний продукт сужающегося желоба при каждом значении давления воздуха достигается в режиме пенной сепарации. При давлении воздуха 0,2 МПа получен пенный продукт с массовой долей меди 0,35 % при извлечении 73,66 %. Обогащение пенного продукта в сужающемся желобе позволило повысить массовую долю меди в верхнем продукте желоба до 0,65 % при извлечении 39,07 %. При давлении воздуха 0,1 МПа получен пенный продукт с массовой долей меди 0,57 % при извлечении 61,45 %, массовая доля меди в верхнем продукте сужающегося желоба составила 1,12 % при извлечении 36,45 %. Полученный верхний продукт сужающегося желоба является медьсодержащим промпродуктом, пригодным для гидрометаллургической переработки.

Таким образом, доказана принципиальная возможность и эффективность разделения пенных продуктов в сужающихся потоках. Использование процесса флотоклассификации с обогащением пенного продукта в сужающемся желобе позволяет существенно снизить энергетические и эксплуатационные затраты при повышении показателей обогащения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Плаксин И. Н., Шахматов С. С. О применении флотоотсадки для обогащения руд // Цветные металлы. 1965. № 4. – С. 18-21.
2. Мещеряков Н.Ф. Флотоклассификация как способ обогащения руд // Горный журнал. 1962. № 9. С. 62-64.
3. Морозов Ю. П., Абдыкирова Г. Ж., Фалей Е. А., Дюсенова С. Б. Исследование закономерностей и промышленные испытания флотоклассификации руд и хвостов обогащения // Цветные металлы. 2016. № 6 (882). – С. 29-37.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ КРУПНОСТИ КУСКОВЫХ АПАТИТ-МАГНЕТИТОВЫХ РУД КОВДОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА ПОКАЗАТЕЛИ МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

Корнеева У. В.

Научный руководитель Марчевская В. В., к.т.н., доцент
Федеральное государственное бюджетное учреждение науки Горный институт
Кольского научного центра РАН

Ковдорское месторождение апатит-магнетитовых руд представляет собой комплекс пространственно и геологически взаимосвязанных, но генетически различающихся бадделеит-apatит-магнетитовых, маложелезистых, редкометалльных тантал-ниобиевых и апатит-штаффелитовых руд. Главными рудообразующими минералами являются магнетит, апатит, форстерит, кальцит. Акцессорным полезным минералом руд является бадделеит. Содержание магнетита, апатита и бадделеита в разных типах руд варьирует в пределах 20-45, 15-20, 0,1-0,3 % соответственно [1-3].

Неоднородность руд по структурно-текстурному строению и количественно-минеральному составу, а также неоднородность морфологии, конституции и свойств всех основных минералов оруденения обуславливают неравномерность рудной массы, поступающей на переработку, что негативно сказывается на процессе обогащения [4].

По результатам исследований по оценке эффективности использования покусковой предконцентрации апатит-магнетитовых руд Ковдорского месторождения, проведенных в Горном институте, выявлена возможность разделения зерна крупностью 50 мм по величине магнитной восприимчивости на фракции: магнитную (более $90 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ), породную (до $2 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ), промпродуктовую (от $2 \cdot 10^{-3}$ до $90 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ).

Поскольку производительность сепаратора напрямую зависит от крупности сепарируемого материала, а уменьшение выхода пустых пород приводит к снижению эффективности сепарации, необходимо определить оптимальную крупность магнитного обогащения кусковых руд. С этой целью выполнено вычислительное моделирование процесса разделения апатит-магнетитовых руд при размерах кусков зерна от 100 до 1000 мм с шагом 50 мм при трех значениях порога магнитной восприимчивости с использованием данных проведенных измерений зерна крупностью 50 мм, которые приняты в качестве базовых. Для описания полученных результатов введена величина K_v – относительный выход пустых пород, равный отношению выхода пустых пород при соответствующем размере куска к выходу пустых пород при базовой крупности материала.

Установлено, что при пороговом значении магнитной восприимчивости, равном $1 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ, при увеличении размера кусков до 100 мм происходит снижение относительного выхода безрудных пород на 20 %, до 150 мм – на 35 %, до 250 мм – на 55 %, до 500 мм – на 68 %, до 1000 мм – на 95 %. При пороге магнитной восприимчивости, равном $2 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ, наблюдается более плавное изменение выхода пустых пород: при тех же размерах кусков выход уменьшается на 17, 23, 40, 53 и 82 % соответственно, при пороге магнитной восприимчивости $3,5 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ – на 15, 21, 31, 50 и 81 % соответственно.

По результатам оценки влияния крупности материала на выход продуктов магнитного обогащения и содержание в них ценных компонентов при пороге $\kappa = 2 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ (таблица 1) выявлено, что в магнитной фракции наблюдается тесная прямая корреляционная связь между выходом и крупностью материала во всем диапазоне размера кусков. Выход фракции при увеличении размера кускового материала увеличивается в 1,34 раза, а содержание магнетита и железа общего снижается на 22 и 18 процентов соответственно.

В безрудной фракции прослеживается тесная обратная корреляционная связь между выходом и крупностью материала. Относительный выход при увеличении крупности материала уменьшается более чем в 5 раз. Содержание магнетита в породе изменяется на 29 %

относительно базового, однако, не превышает 0,15 %, а содержание железа общего при этом увеличивается не более чем на 10 %, и составляет около 5 %.

Выход промпродуктовой фракции практически не зависит от крупности материала. При увеличении крупности кусков до 1000 мм содержание магнетита и железа общего во фракции возрастает на 25 и 10 % соответственно.

Таблица 1 – Зависимость выхода фракций магнитного обогащения и содержаний в них полезных компонентов от крупности материала при пороге $\kappa=2 \cdot 10^{-3}$ ед. СИ

Размер куска, мм	Магнитная фракция			Безрудная порода			Промпродуктовая фракция		
	K_{vm}	массовая доля, %		K_v	массовая доля, %		K_{vp}	массовая доля, %	
		магнетита	Fe _{общ}		магнетита	Fe _{общ}		магнетита	Fe _{общ}
100	1,05	23,98	18,10	0,83	0,10	4,62	1,02	2,84	7,25
150	1,11	23,00	17,52	0,77	0,11	4,63	1,00	2,87	7,26
200	1,14	22,51	17,22	0,70	0,11	4,64	1,00	2,88	7,23
250	1,16	22,21	17,04	0,60	0,11	4,64	1,02	2,83	7,27
300	1,16	22,00	16,92	0,52	0,12	4,64	1,05	2,95	7,33
400	1,23	21,14	16,40	0,49	0,12	4,64	1,01	3,07	7,42
500	1,27	20,57	16,06	0,47	0,12	4,64	0,98	3,11	7,40
600	1,28	20,47	16,00	0,36	0,12	4,64	1,02	3,09	7,32
700	1,34	19,80	15,60	0,26	0,12	4,64	1,01	3,10	7,41
800	1,36	19,49	15,42	0,23	0,11	4,64	1,00	3,21	7,60
900	1,30	19,86	15,64	0,25	0,14	4,66	1,05	3,63	7,73
1000	1,34	19,39	15,36	0,18	0,13	4,66	1,04	3,66	7,73

Из анализа полученных данных следует, что при изменении размера кусков от 200 до 250 мм содержания полезных компонентов во фракциях изменяются незначительно, однако выход безрудных пород при 200 мм на 33 % больше, чем при 250 мм, что способствует большему сокращению энергозатрат в процессах дальнейшей переработки руд. Для уточнения максимальной крупности кусков и оценки эффективности крупнокусковой магнитной сепарации апатит-магнетитовых руд необходимо провести детальные исследования на материале рудной массы после крупного дробления.

Таким образом, по результатам вычислительного моделирования процесса магнитной сепарации апатит-магнетитовых руд Ковдорского месторождения установлена зависимость выходов продуктов обогащения и содержаний в них основных полезных компонентов от крупности сепарируемого материала.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Геолого-технологические особенности комплексных руд Ковдорского месторождения / Б. И. Пирогов, И.В. Холошин, В.Н. Тарасенко и др. // Горный журнал. 1984. № 7. – С. 10-13.
2. Римская-Корсакова О.М., Краснова Н.И. Геология месторождений Ковдорского массива / под. ред. Г. Ф. Анастасенко. СПб.: Изд-во СПб ун-та, 2002. – 146 с.
3. Тюремнов В. А. Петрофизические характеристики пород щелочно-ультраосновных интрузий (на примере Ковдорского массива, Кольский полуостров) // Российский геофизический журнал. 1997. № 7-8. – С. 38-41.
4. Сырьевая база и внедрение оперативных методов опробования в условиях комплексного использования ковдорских руд / В. А. Шапошников, Б. И. Сулимов, Т. Ю. Рико и др. // Горный журнал. 1982. № 7. – С. 9-12.

ВЛИЯНИЕ НАНОСТРУКТУРИРОВАНИЯ НА СВОЙСТВА МЕТАЛЛИЧЕСКИХ МАТЕРИАЛОВ

Апакашев Р. А., Лебзин М. С., Кудрякова А. В.
Научный руководитель Апакашев Р. А., д-р хим. наук, профессор
Уральский государственный горный университет

Современные технологии позволяют существенно изменять поликристаллическую структуру материалов. В частности, находят широкое применение металлы и сплавы с нанокристаллической структурой. Для металлических материалов с подобной структурой характерна большая протяженность межзёренных границ раздела. Эта особенность строения приводит к тому, что многие свойства данных материалов могут существенно отличаться от свойств обычных поликристаллических веществ.

В настоящей работе представлены результаты экспериментальных исследований, связанных с изучением влияния наноструктурирования на удельную прочность, износостойкость и коррозионную стойкость объемных металлических материалов, имеющих конструкционное применение.

МЕТОДИКА ЭКСПЕРИМЕНТОВ

В качестве объектов сравнительных испытаний исследовали обычные и наноструктурированные образцы первичного алюминия марки А0, кислородсодержащей меди марки М1, титана, очищенного иодидным способом, промышленных сплавов АМг6, БрА9ЖЗЛ, а также экспериментального сплава, содержащего 60,67 % (масс.) титана и 39,33 % алюминия.

Формирование наноструктуры металлических материалов осуществлялось методом интенсивной пластической деформации. Наличие наноструктурирования устанавливали с помощью сканирующей атомно-силовой и растровой электронной микроскопии. Значения удельной прочности и коррозионной стойкости (скорости коррозии) рассчитывали как среднее арифметическое результатов соответствующих испытаний трех образцов металла или сплава. При этом каждый образец получали из разных исходных заготовок.

Удельную прочность металлов и сплавов определяли методом сжатия образцов цилиндрической формы [1]. Для нагружения образцов использовали машину сжатия марки МС-1000 с приспособлением для испытания образцов. Погрешность измерения нагрузки на образец составила ± 1 %. Геометрические размеры образцов определяли микрометром с точностью $\pm 0,01$ мм. Плотность образцов металлов и сплавов, необходимую для расчета удельной прочности, определяли методом гидростатического взвешивания. Для определения массы образцов использовали электронные лабораторные весы с точностью $\pm 1 \cdot 10^{-4}$ г, оснащенные приспособлением для гидростатического взвешивания.

Коррозионную стойкость металлов и сплавов определяли по убыли массы образцов цилиндрической формы, помещенных при комнатной температуре на 144 часа в модельный раствор [2], содержащий 30 г/л NaCl и подкисленный уксусной кислотой до значения pH = 4,0. Максимальная расчетная величина погрешности определения скорости коррозии в проведенных экспериментах не превышает 5 %.

Определение износостойкости образцов (убыль массы при трении в расчете на единицу площади контактной поверхности) проводили на четырёхшариковой машине трения ЧМТ-1, оборудованной специальным узлом трения, обеспечивающим воспроизведение нормированного воздействия в форме осевой нагрузки на испытуемый образец кольцевой формы, составляющий пару трения с другим образцом, изготовленным из твердого сплава ВК-15. Испытание образцов бронзы и сплава титана с алюминием проводили в течение 5 ч, остальных образцов – в течение 3 ч. Расчетная погрешность определения износостойкости данным методом составляет величину не более 3 %.

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТОВ

Результаты проведенных сравнительных экспериментальных исследований свойств металлических материалов представлены в таблице 1.

Таблица 1 – Влияние наноструктурирования на свойства металлических материалов

Металл / сплав	Наличие наноструктурирования	Удельная прочность $\bar{\sigma} \cdot 10^3$, МПа	Износостойкость ϵ , г/м ²	Скорость коррозии V , г/(м ² ·ч)
Cu	–	25,5	242,0	0,2023
Cu	+	30,4	213,1	0,1819
БрА9ЖЗЛ	–	55,0	323,4	0,0758
БрА9ЖЗЛ	+	72,3	277,8	0,0677
АМг6	–	107,0	1405,5	0,8213
АМг6	+	134,0	1065,9	0,7303
Сплав Ti-Al	–	203,0	128,7	0,0183
Сплав Ti-Al	+	264,0	87,5	0,0163
Al	–	29,3	840,2	0,1355
Al	+	35,2	602,9	0,1230

Результаты экспериментов подтверждают существенное влияние наноструктурирования на свойства металлических материалов и позволяют оценить степень этого влияния. Так, в рамках проведенных исследований для образцов наноструктурированных металлов и сплавов установлены повышенные на 19-31 % значения удельной прочности, повышенные на 11-32 % значения износостойкости при меньшей примерно на 11 % скорости коррозии.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. ГОСТ 25.503-97. Расчеты и испытания на прочность. Методы механических испытаний металлов. Метод испытания на сжатие. Минск: Межгосударственный совет по стандартизации, метрологии и сертификации. 1999. – 27 с.
2. Сравнение коррозионной стойкости покрытий из кобальтовых и никелевых сплавов, наплавленных лазерным излучением / А. Г. Григорьянц, А. И. Мисюров, И. Н. Шиганов и др. // Вестник МГТУ им. Н. Э. Баумана. Сер. «Машиностроение». 2012. – С. 171-176.