

МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

3-13 апреля 2006 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ БРИКЕТИРОВАНИЯ ЖЕЛЕЗНОЙ РУДЫ С ВАРЬИРОВАНИЕМ РАСХОДА СВЯЗУЮЩЕЙ ДОБАВКИ И ВРЕМЕНИ СУШКИ БРИКЕТОВ

ЛЕНЁВ Л. А.

ГОУ ВПО “Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)”

Совершенствование процессов окускования полезных ископаемых методом брикетирования является одной из актуальных задач, направлено на снижение экономических затрат при производстве брикетов и тем самым – на снижение их себестоимости и конкурентоспособности продукции на рынке. Одним из направлений повышения эффективности процесса брикетирования является оптимизация расхода связующей добавки и времени сушки брикетов.

Исследованиям подверглась богатая железная руда крупностью -5+0 мм. Ранее было установлено, что тонкий класс руды -0,074 мм при увеличении его массовой доли в брикете приводит к значительному снижению его прочности (с 0,8 до 0,3 МПа). Поскольку содержание данного класса в исследуемой руде находится в диапазоне от 30 до 80 %, то нами были принято решение изучить влияние массовой доли класса -0,074 мм на прочность брикетов со связующей добавкой. В качестве связующей добавки использовалось жидкое стекло. В этой работе были проведены исследования по нахождению зависимостей прочности брикетов от расхода связующей добавки, давления прессования, содержания класса -0,074 мм, а также времени сушки от расхода связующей добавки.

По результатам опытов была построена номограмма (рис. 1), по которой, зная давление прессования и массовую долю класса -0,074 мм в руде, можно определить минимальный расход жидкого стекла, при добавке которого будут образовываться брикеты, отвечающие требованиям качества (прочность на одноосное сжатие ≥ 6 МПа).

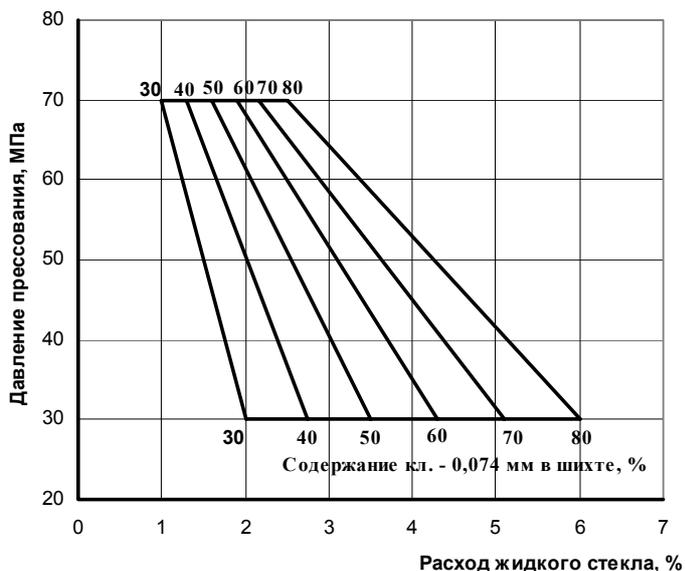


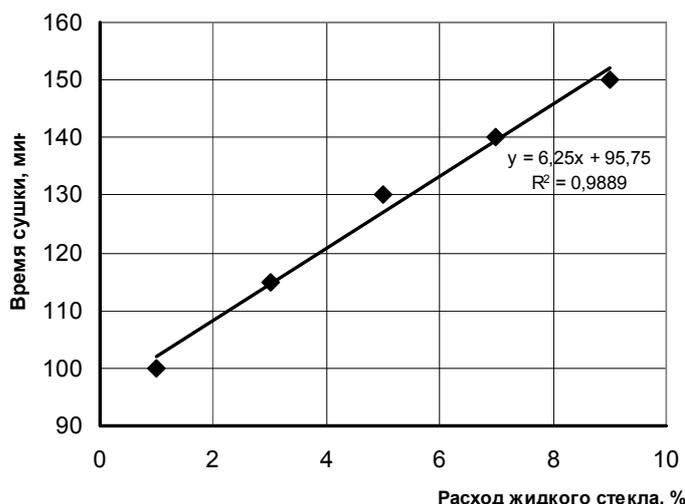
Рис. 1. Номограмма для определения расхода жидкого стекла

Например, содержание класса -0,074 мм в руде 40 %, давление прессования – 50 МПа, тогда расход жидкого стекла составит 2 %.

Кроме решения задачи по оптимизации расхода жидкого стекла была успешно решена другая, но не менее важная задача – оптимизация времени сушки сырых брикетов. Нами было установлено, что с увеличением массовой доли жидкого стекла в брикете увеличивается время сушки. В опытах изменялся расход жидкого стекла в диапазоне от 1 до 9 %. В каждом случае добавлялось необходимое количество воды для получения брикетов с влажностью 4,5 %. Сушка производилась в сушильном шкафу при постоянной

температуре 120 °С. Изменение массы брикетов производилось каждые 5 мин. Сушка брикетов считалась законченной, когда потери массы за последующие 5 мин. сушки не происходило. По результатам опытов, для определения времени сушки брикетов от расхода жидкого стекла была построена следующая зависимость (рис. 2).

Рис. 2. График зависимости времени сушки от расхода жидкого стекла



Из рис. 2 видно, что при увеличении расхода жидкого стекла с 1 до 9 % время сушки брикетов увеличивается со 100 до 150 мин.

По полученным зависимостям, зная содержание в руде класса -0,074 мм и давление прессования, можно оптимизировать расход связующей добавки и время сушки брикетов. Данный способ оптимизации можно успешно применять в случае, когда руда подается на брикетную фабрику без операции усреднения по классу -0,074 мм.

ОПЫТ ПРИМЕНЕНИЯ КОМПЬЮТЕРНЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ

ВАСИЛЬЕВ А. М., СИЛАКОВА О. Ю., АНДРЕЕВ Е. Е.

ГОУ ВПО “Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)”

В настоящее время в области обогащения широко используются при решении различных задач компьютерные моделирующие пакеты проблемно-ориентированного и общего назначения. Есть программы, моделирующие различные технологические процессы – рудоподготовку, флотацию, магнитную сепарацию и т. д. [1, 2], один из подобных пакетов – *JKSimMet* (Австралия). Этот пакет предназначен для моделирования процессов рудоподготовки (дробления, измельчения, грохочения, классификации, исследовательских задач (в частности, решения задачи целесообразности установки регулируемого привода)). Действительно, зная диапазон изменения качественных показателей сырья (например, измельчаемости руды по индексу Бонда), можно промоделировать поведение процесса и спрогнозировать возможный диапазон ответных изменений частоты вращения барабана мельницы с последующим выбором подходящего устройства управления скоростью и соответствующей оценкой предстоящих затрат и сроков возврата предполагаемых инвестиций.

На примере цикла измельчения одной из калийных обогатительных фабрик объединения "Сильвинит" было проведено исследование по моделированию с помощью пакета *JKSimMet* влияния измельчаемости исходного сырья и частоты вращения барабана на показатели процесса измельчения.

Отдельного внимания заслуживает симуляция стабилизации по производительности процесса измельчения. Например, если твердость руды увеличивается, например, с 10 до 12 (рис. 1 а), то циркулирующая нагрузка в цикле измельчения увеличивается примерно на 6 %, для компенсации этого изменения следует увеличить частоту вращения барабана с 51 до 60 % (рис. 1 б).

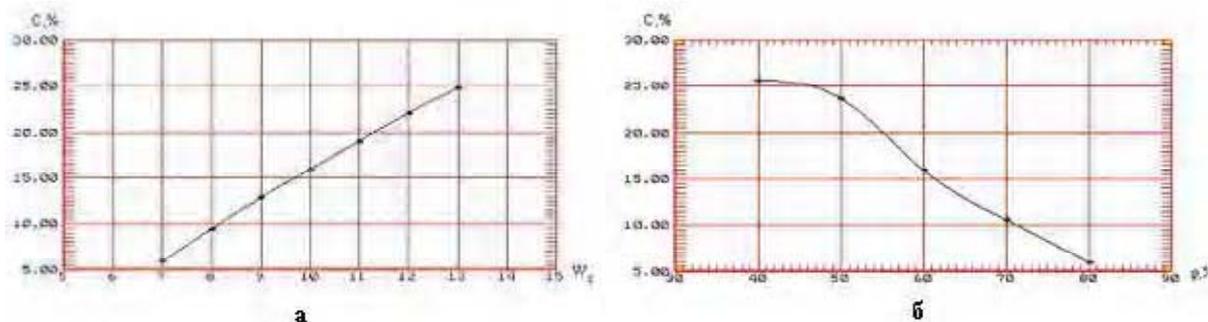


Рис. 1. Зависимость циркулирующей нагрузки: а) от твердости руды; б) от частоты вращения барабана мельницы

Результаты наших исследований показали, что частота вращения барабана мельницы является одним из возможных механизмов, с помощью которого желательнее компенсировать изменения в твердости руды.

Проведенная работа по моделированию частоты вращения барабана мельницы еще раз подтверждает возможности пакета *JKSimMet* в части моделирования процесса измельчения. Полученные результаты моделирования могут быть в дальнейшем использованы для решения конкретных задач, в частности оптимального выбора контролируемых параметров и управляющих воздействий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Создание комплексной модели разделения материала в гидроциклонах, работающих в замкнутом цикле с мельницей. Деп. АИНИТИ № 2040-1300 24.07.2000. О. Н. Тихонов.
2. Комплексное моделирование циклов измельчения на обогатительных фабриках ГМК Печенганикель. Тезисы докл. 4 межд. симпозиума “Проблемы комплексного использования руд”, 27 октября – 2 ноября 1996 г.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ РУДОПОДГОТОВКИ ТИТАНОМАГНЕТИТОВЫХ РУД

ШАВАКУЛЕВА О. П., ГАФАРОВ Е. Х.

ГОУ ВПО “Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова”

Основные тенденции развития современного обогатительного производства по переработке тонко вкрапленных титаномагнетитовых руд заключается в разработке энерго- и ресурсосберегающих технологий и оборудования, а также оптимальных путей получения высококачественных концентратов.

Измельчение является самым энергопотребляющим переделом вследствие того, что на отечественных обогатительных фабриках крупность дробленой руды, поступающей на измельчение, достигает 25-30 мм. Такая ситуация объясняется существовавшими нормами проектирования и отсутствием выпуска отечественного высокоэффективного дробильного оборудования. В настоящее время модернизируются и создаются отечественной промышленностью высокоэффективные дробилки, позволяющие получать крупность дробленой руды в открытом цикле 16-18 мм, в замкнутом цикле – 10(12)-0 мм, а при использовании зарубежных дробилок – 4(6)-0 мм.

Для установления наиболее экономического и эффективного варианта рудоподготовки необходимо установить оптимальную крупность дробленого продукта, обеспечивающую минимальные общие затраты на дробление и измельчение.

С этой целью мы провели исследования по определению дробимости по методу Бонда магнетитовой руды месторождения “Малый Куйбас” и титаномагнетитовых руд Кусинского и Медведевского месторождений. Полученные результаты приведены в табл. 1.

Таблица 1

Величина индекса чистой работы дробления продуктов

Наименование продуктов	Потребляемая мощность под нагрузкой, кВт	Индекс чистой работы дробления, $\frac{\text{кВт} \cdot \text{ч}}{\text{т}} \cdot \text{МКМ}^{0,5}$
Магнетитовая руда месторождения “Малый Куйбас”	1,39	14,64
Титаномагнетитовая руда Кусинского месторождения	1,21	8,64
Титаномагнетитовая руда Медведевского месторождения	1,1	5,9

Приведенные в табл. 1 данные показывают, что индекс чистой работы дробления для титаномагнетитовых руд значительно ниже индекса чистой работы дробления магнетитовой руды. Приняв W_i для руды месторождения “Малый Куйбас” за эталонную W_{i3} , а W_i для Кусинской и Медведевской руды за исследуемую, можно скорректировать производительность работающей дробилки для дробления Кусинской и Медведевской руды по формуле:

$$\frac{Q_{и}}{Q_{3}} = \frac{1 - (0,04 \cdot W_{и})^3}{1 - (0,04 \cdot W_{i3})^3}.$$

Производительность дробилки при дроблении Кусинской руды будет выше на 20 %, а при дроблении Медведевской – на 84 %.

Существенным резервом в снижении затрат при рудоподготовке и последующем обогащении является применение предварительного обогащения дробленого продукта с использованием сухой магнитной сепарации. Сухая магнитная сепарация дробленого продукта позволяет стабилизировать массовую долю компонентов, последующие процессы измельчения и мокрой магнитной сепарации. Особенно значителен эффект от применения сухой магнитной сепарации дробленого продукта при переработке бедных руд, какими являются титаномагнетитовые руды Кусинского месторождения 1 залежи. Однако при уменьшении крупности эффективность барабанных сепараторов резко уменьшается, поэтому разработан способ сепарации во взвешенном состоянии и установка для его реализации, обеспечивающие разделение материала в электромагнитном поле с переменной и уменьшающейся по ходу перемещения материала напряженностью.

Для оценки перспективности применения сухой магнитной сепарации во взвешенном слое дробленого продукта различной крупности выполнен магнитный анализ, результаты которого приведены в табл. 2.

Таблица 2

Результаты магнитной сепарации во взвешенном слое титаномагнетитовой руды различной крупности

Крупность руды, мм	Фракция	Выход фракции, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
			<i>Fe</i>	<i>TiO₂</i>	<i>Fe</i>	<i>TiO₂</i>
25-0	Магнитная	41,70	26,90	7,60	51,69	50,30
	Немагнитная	58,30	17,98	5,37	48,31	49,70
	Исходная	100,00	21,70	6,30	100,00	100,00
14-0	Магнитная	47,80	28,10	8,10	61,05	64,00
	Немагнитная	52,20	16,40	4,17	38,95	36,00
	Исходная	100,00	22,00	6,05	100,00	100,00
10-0	Магнитная	51,70	29,70	8,05	69,48	66,59
	Немагнитная	48,30	13,96	4,32	30,52	33,41
	Исходная	100,00	22,10	6,25	100,00	100,00
6-0	Магнитная	54,70	31,40	8,37	80,82	72,21
	Немагнитная	45,30	9,44	3,89	19,18	27,79
	Исходная	100,00	22,30	6,34	100,00	100,00

Приведенные данные показывают, что с уменьшением крупности руды эффективность разделения ее резко повышается, что происходит вследствие повышения степени раскрытия сростков. Использование сухой магнитной сепарации во взвешенном слое при крупности дробленой руды 6-0 мм позволит вдвое сократить расходы на измельчение. Таким образом, для руды Кусинского месторождения наиболее целесообразна схема рудоподготовки, предусматривающая дробление руды до 6-0 мм, сухую магнитную сепарацию во взвешенном слое и последующее измельчение магнитной фракции.

ВНЕДРЕНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ИЛЬМЕНИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ НА СИНТЕТИЧЕСКИЙ РУТИЛ КАК ВОЗМОЖНОСТЬ РЕШЕНИЯ ОДНОЙ ИЗ ПРОБЛЕМ РАЗВИТИЯ ПРОМЫШЛЕННОГО ОБОГАЩЕНИЯ ТИТАНОЦИРКОНИЕВЫХ РОССЫПЕЙ

ГРИШКИН Н. Н.

ГОУ ВПО “Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)”

ЧЕПЧУГОВ Е. А.

ООО “Мария-Трейд”

В настоящее время идет очень много рассуждений о возможности использования российской минерально-сырьевой базы ильменит-рутил-цирконовых россыпей, производятся расчеты бизнес-планов, что указывает на наличие интереса к этому виду сырья. Отсутствие титансодержащего сырья становится все более актуальным вопросом, так как собственных разрабатываемых в промышленных объемах месторождений в России нет.

Месторождения, освоение которых началось, не смогут в ближайшее время обеспечить производственные потребности таких гигантов, как “ВСМПО-АВИСМА”, которое является крупнейшим потребителем

титаносодержащего сырья. Жизненная практика показала зависимость этого предприятия от украинских поставок, когда Волыногорский ГОК в одностороннем порядке и без объяснения причин решил прекратить поставки ильменита.

Дефицит в отечественном сырье наблюдается и на рынке циркона, который широко используется в производстве оборудования для атомной энергетики, огнеупоров, высококачественной керамики.

К числу предприятий, которые достигли определенных результатов, можно отнести Туганский (г. Томск) и Тарский (г. Тара, Омская область) ГОКи. Производственные мощности предприятий невелики. Общими усилиями эти предприятия смогут покрыть лишь часть потребности отечественных заводов по производству сварочных электродов, для которых ильменит и рутил являются важными сырьевыми компонентами, но опыт, накопленный в ходе реализации этих проектов, может существенно упростить дальнейшее освоение подобных месторождений.

Практика освоения ильменит-рутил-цирконовых россыпей и их обогащения показала кризис отечественного обогащения в области практического использования электросепарации, хотя возможность применения этого процесса для разделения ильменит-рутиловых и цирконовых концентратов была изучена достаточно давно [1]. Опыт конструирования аппаратов для разделения минералов методом электросепарации не систематизирован, а единичные образцы изготовленного экспериментального оборудования не прошли нормальных опытно-промышленных испытаний и имеют серьезные конструктивные недоработки, хотя инженерные и конструкторские решения позволяют увеличить производительность минимум в два раза по сравнению с классическими конструкциями. Учитывая это, при проектировании некоторых обогатительных фабрик используются только зарубежные образцы электростатических сепараторов.

Опыт работы на месторождениях, проведение разведки и изучение гидрогеологических условий показывает, что в отличие от австралийских месторождений, где работают в основном с прибрежными россыпями, мы зачастую имеем дело с погребенными россыпями. Это отличие вносит корректировки в процесс добычи исходного материала. Особенно это можно проанализировать на примере Тарского месторождения с высоким уровнем грунтовых вод, где добыча ведется с глубины 60-80 м при мощности пласта полезных компонентов 0,5-1,5 м методом скважинной гидродобычи [2]. На данный момент это единственное в России предприятие, которое использует данный метод в промышленных масштабах. К сожалению, следует отметить, что метод скважинной гидродобычи недостаточно изучен, а проведение исследований для развития этого, безусловно, перспективного метода требует серьезных вложений, на которые предприятие в одиночку не способно.

Также следует обратить внимание на получение продуктов более высокого передела. Опыт работы австралийских предприятий показывает, что наряду с добычей ильменита активно ведется производство *ILUKA Resources Ltd* составило только в первом полугодии 2005 г. около 140 тыс. тонн [4]. Произведены опытно-промышленные алюмотермические плавки [5] ильменитового концентрата Тарского месторождения с получением ферротитана марки ФТ 35 С8 [6].

В заключение хотелось бы отметить, что несмотря на все сложности освоение ильменит-рутил-цирконовых россыпей не останавливается. Интерес к этому виду минерального сырья растет с каждым годом. Возможным выходом из сложившейся ситуации может стать интегрирование добывающих предприятий в холдинги производителей более высокого передела либо инвестиции иностранных компаний.

Развитие высоких технологий в области энергетики, космонавтики и авиации заставит нас пересмотреть свое отношение к теме добычи титаноциркониевых концентратов с позиций сырьевой независимости отечественных производителей от зарубежных поставщиков. Следовательно, развитие отечественной минерально-сырьевой базы титаноциркониевых минералов крайне необходимо.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Олофинский Н. Ф. Электрические методы обогащения. – М.: “Недра”, 1977. – С. 279.
2. Аренс В. Ж., Исмагилов Б. В., Шпак Д. Н. Скважинная гидродобыча твердых полезных ископаемых. – М.: “Недра”, 1950.
3. Банденок Л. И. Комплексное использование песков тяжелых минералов в Австралии. – М.: “Цветметинформация”, 1973.
4. ИАЦ “Минерал” по материалам *Mining. News. net*.
5. Елютин В. П., Павлов Ю. А., Левин Б. Е. Производство ферросплавов (Электрометаллургия, ч. II). – М.: “Металлургиздат”, 1951. – С. 375-384.
6. ГОСТ 4761-91. “Ферротитан”.

ПОСТРОЕНИЕ ДИАГРАММЫ “ВЛАЖНОСТЬ ШИХТЫ – ДАВЛЕНИЕ ПРЕССОВАНИЯ” ДЛЯ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ БРИКЕТИРОВАНИЯ В ШИРОКИХ ДИАПАЗОНАХ

ПЕТРОВСКАЯ Н. И., ШЕШЕГОВА А. Ю.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Развитие многих отраслей промышленности связано с вовлечением в переработку более бедных источников сырьевых ресурсов. Для повышения качества этих видов сырья применяют многостадийные схемы обогащения, связанные с более тонким измельчением. В результате обогащения труднообогатимого сырья получают тонкодисперсные концентраты, непригодные для непосредственного использования в металлургическом переделе без предварительной подготовки. Для более эффективного использования тонкодисперсного сырья применяют процессы окускования.

Наиболее распространенным из процессов окускования является брикетирование. Брикетирование – это процесс обработки мелкозернистого полезного ископаемого и отходов производства в брикет за счет механического воздействия с целью получения механически и термически прочного сортового продукта, имеющего определенную геометрическую форму и массу. Широко применим процесс брикетирования со связующими веществами. В качестве связующих используют известь, жидкое стекло, цементы, нефтяные битумы и др. Брикетирование выгодно отличается от процессов агломерации и грануляции более низкими капитальными и эксплуатационными затратами. Это связано с тем, что прочность брикетов почти не зависит от состава шихты и ее влажности. Технология брикетирования позволяет окусковывать как отдельные материалы, так и их смеси, в том числе с ценными для металлургического сырья добавками.

В данной работе были проведены исследования по брикетированию медно-цинкового концентрата. В качестве связующего использовали известь. Брикетирование производилось при влажности от 2 до 40 % на ручном гидравлическом прессе с максимальным удельным давлением прессования 100 МПа. Эксперименты были проведены с добавлением в руду 7 % извести. Необходимую влажность концентрата перед брикетированием обеспечивали предварительным увлажнением материала. Давление прессования в опытах составляло 70, 50, 20, 5 МПа. Масса навески для изготовления медно-цинковых брикетов составила $11 \pm 0,1$ г. Брикетирование осуществлялось по стандартной методике. Время выдержки брикетов под давлением было принято постоянным во всех опытах, равное 10 с. Во всех экспериментах были проведены параллельные опыты. Сушка осуществлялась при укладывании брикетов монослоем и выдержке при температуре воздуха 18 ± 2 °С и его относительной влажности 70 ± 5 % в течение 7 суток. Качество изготовленных брикетов оценивалось по стандартной методике на точечное одноосное сжатие.

В данной работе было изучено влияние влажности, давления прессования на прочность брикетов ($P_{сж}$). Была изучена кинетика сушки и упрочнения брикетов. Наиболее прочные брикеты получаются при влажности 5-10 %. По результатам исследований была разработана диаграмма “влажность шихты – давление прессования”. Диаграмма позволяет получать брикеты необходимой прочности в широком диапазоне давления прессования и влажности и автоматизировать процесс брикетирования.

ВАЛКОВЫЙ СЕПАРАТОР С СИСТЕМОЙ ИЗ ПОСТОЯННЫХ МАГНИТОВ

ПЕЛЕВИН А. Е., БОРОДИН Е. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В настоящее время разработаны магнитные сепараторы с использованием постоянных магнитов из редкоземельных сплавов, создающие высокое магнитное поле. Для магнитных систем сепараторов применяют постоянные магниты из неодим-железо-бора ($Nd_2Fe_{14}B$), реже – самарий-кобальта ($SmCo_5$).

Для создания высоких магнитных полей применяются сепараторы с замкнутыми магнитными системами. К этим сепараторам относятся валковые (с зубчатыми валками) и высокоградиентные сепараторы с ферронаполнителями в рабочей зоне. Сепараторы с замкнутыми магнитными системами обычно имеют электромагнитную систему, хотя нет принципиальных ограничений для создания высокого магнитного поля с помощью систем из постоянных редкоземельных магнитов. Например, фирма “ERIEZ” производит высокоградиентные сепараторы на постоянных магнитах с концентраторами магнитного потока для мокрого обогащения.

На кафедре обогащения полезных ископаемых УГГУ разработана конструкция лабораторного валкового сепаратора с системой из редкоземельных магнитов ПВС-10/6 для обогащения слабомагнитных минералов. Сепаратор выполнен с верхней и нижней подачей исходного продукта. При нижней подаче возможно мокрое обогащение.

Результаты опытов (см. табл.) показали, что на валковом сепараторе с системой из постоянных магнитов при напряженности магнитного поля на зубцах валка 8000 Э можно обогащать слабомагнитные минералы – ильменит, гранат, минералы марганца (псиломелан, браунит), сидерит. Ставролит практически не извлекается в магнитный продукт, а пиролюзит полностью переходит в немагнитный продукт. Таким образом, нижний предел магнитной восприимчивости слабомагнитных минералов, которые можно извлечь в магнитный продукт при напряженности магнитного поля на зубцах валка 8000 Э, составляет порядка $5 \cdot 10^{-7}$ м³/кг.

Таблица

Результаты магнитного обогащения на сепараторе ПВС-10/6

Способ и режим обогащения	Продукт	Выход, %	Массовая доля полезного компонента, %	Извлечение полезного компонента, %
Марганцевый промпродукт крупностью -1,6+0 мм				
Сухое обогащение, нижняя подача	Магнитный	72,26	36,79	83,08
	Немагнитный	27,74	19,53	16,92
	Исходный	100,00	32,00	100,00
Ильменит содержащий продукт крупностью -1,2+0,3 мм				
Мокрое обогащение, нижняя подача	Магнитный	46,80	56,60	81,33
	Немагнитный	53,20	11,56	18,67
	Исходный	100,00	32,60	100,00
Искусственная смесь кварца и полезного компонента (ильменит, гранат, ставролит) крупностью -1+0 мм				
Сухое обогащение, нижняя подача, режим № 2	Магнитный	2,70	41,90	75,40
	Немагнитный	97,30	0,40	24,60
	Исходный	100,00	1,50	100,00
Сухое обогащение, верхняя подача, режим № 2	Магнитный	3,38	30,09	67,80
	Немагнитный	96,62	0,50	32,20
	Исходный	100,00	1,50	100,00

По результатам исследований магнитного поля лабораторного сепаратора ПВС-10/6 и проведения магнитного обогащения на нем различных слабомагнитных продуктов разработан полупромышленный образец валкового сепаратора с системой из постоянных магнитов ПВС-23/50 с максимальной напряженностью магнитного поля на зубцах валка 11000 Э. При испытаниях сепаратора на сидеритовой руде его удельная производительность (на 1 м длины валка) составила: -2,5 т/(ч·м) при обогащении класса -2+0,6 мм; -2,0 т/(ч·м) при обогащении класса -0,6+0 мм.

По сравнению с валковыми сепараторами с электромагнитными замкнутыми системами валковые сепараторы с системой из редкоземельных постоянных магнитов имеют следующие основные преимущества: компактность и меньшая масса; меньший расход электроэнергии (только на привод валка). К недостаткам можно отнести сложность удаления из рабочей зоны сепаратора случайных сильномагнитных частиц и меньшую магнитную силу в зоне разделения (напряженность равна 11000 Э против 16000-20000 Э).

В настоящее время разрабатывается лабораторный валковый сепаратор с напряженностью магнитного поля на зубцах валка порядка 14000 Э для обогащения минералов, имеющих магнитную восприимчивость менее $5 \cdot 10^{-7}$ м³/кг.

ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ДОИЗВЛЕЧЕНИЮ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ИЗ ХВОСТОВ ФЛОТАЦИИ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВОЙ РУДЫ

ХАМИДУЛИН И. Х., МОРОЗОВ Ю. П.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Возможность разработки техногенных месторождений, переработки отходов производства прошлых лет, а также текущих хвостов привлекает все более пристальное внимание горных предприятий, региональных органов управления и коммерческих структур.

Вовлечение в переработку хвостов по традиционным технологиям не представляется возможным. Требуются детальные исследования характеристик хвостов, их обогатимости различными методами и привлечение принципиально новых процессов переработки.

Существенные запасы техногенных отходов, их доступность для отработки, удобность вовлечения в переработку текущих хвостов, их информативность, большое количество в них ценных компонентов определяют необходимость изыскания возможностей их экономически целесообразного вовлечения во вторичную переработку. Кроме того, что отходы являются потенциальным сырьем, они также являются источниками загрязнения окружающей среды различными вредными компонентами. Запасы хвостов обогащения руд цветных металлов исчисляются сотнями миллионов тонн. Так, запасы хвостохранилища СП “Эрдэнэт” составляют по состоянию на 1.01.97 г. 507 млн. м³ при средней массовой доле меди 0,10, молибдена – 0,012 %. Хвостохранилище занимает площадь размером 1213,5 га. Ежегодно обогатительная фабрика СП “Эрдэнэт” выбрасывает свыше 25 млн. т хвостов обогащения.

Данная работа направлена на исследование возможностей вовлечения во вторичную переработку хвостов обогатительной фабрики СП “Эрдэнэт” и доизвлечения ценных компонентов из этих хвостов.

Нами проведены исследования по разработке технологии обогащения текущих хвостов обогатительной фабрики СП “Эрдэнэт”. Исследованы методы гравитационного и флотационного обогащения. Из гравитационных методов исследовано обогащение на центробежном концентраторе и циркуляционном модуле.

Циркуляционная концентрация заключается в накоплении частиц благородных металлов в циркулирующих потоках гравитационного обогащения, в частности, процесса гидравлической классификации. В установке использован короткоконусный гидроциклон диаметром 110 мм и углом конусности 135°. Исследования проводились при использовании песковых насадок разного диаметра. Емкость накопительного зумпфа составляет 20 л. Для подачи питания в гидроциклон использован центробежный насос производительностью до 3 м³/ч по воде.

В ходе испытаний циркуляционной концентрации варьировали следующими значениями параметров: диаметром песковых насадок, продолжительностью накопления и промывки.

С помощью циркуляционного модуля получались пески и слив, мало отличающиеся по составу от исходного питания. Метод циркуляционной концентрации для текущих хвостов признан малоэффективным.

Центробежная концентрация хвостов реализована в центробежном концентраторе с внутренней турбулизацией пристеночного слоя. Установлена возможность получения медно-молибденового концентрата на центробежном концентраторе, степень концентрации меди в котором составила 6 при извлечении меди 0,81 % и молибдена со степенью концентрации до 22,92 при извлечении молибдена 0,25 %.

Флотоклассификация осуществлялась в лабораторном флотоклассификаторе объемом 4 л, работающем с периодической разгрузкой песков. При непрерывной подаче исходного материала и подаче воздуха в аэраторы пенный продукт разгружается в пенный желоб, а слив – в сливной желоб самотеком. Пески накапливаются на дне корпуса и периодически выгружаются через песковое отверстие.

Переменными факторами являлись: расход и вид реагентов, давление воздуха при аэрации, время флотации. В каждом режиме флотоклассификации определялись выход пенного продукта, слива и песков. Опыты в каждом режиме проведены по 2 раза.

В цикле медно-молибденовой флотации флотоклассификатор позволяет получать пески, содержащие до 0,13 % меди и 0,011 % молибдена при производительности до 15 кг/ч. Извлечение меди и молибдена при этом находятся в пределах от 5,68 до 69,48 % и от 5,95 до 67,63 % соответственно.

В целом, проведенные исследования показали целесообразность продолжения исследований по вовлечению хвостов обогатительной фабрики СП “Эрдэнэт” во вторичную переработку с получением коллективного медно-молибденового концентрата. Перспективной является комбинированная схема переработки, включающая центробежную концентрацию и флотоклассификацию.

ПОЛУЧЕНИЕ ЖЕЛЕЗНОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ ОТХОДОВ ОБОГАЩЕНИЯ АСБЕСТА КИЕМБАЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ПЕЛЕВИН А. Е., НАЗАРОВА А. Ю.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В асбестовой руде содержится магнетит. При обогащении асбеста магнетит практически полностью переходит в хвосты, которые складываются в отвалы. Массовая доля железа в асбестовой руде – порядка 6 %. Такие бедные по железу руды экономически не выгодно перерабатывать с целью получения железного концентрата. Однако если себестоимость добычи руды и ее дробление (в ДСК) отнести на товарный асбест, то себестоимость железного концентрата значительно снизится, и производство железного концентрата, возможно, будет рентабельным.

Асбестовые руды Кiemбаевского месторождения обогащаются по сухой технологии, поэтому для получения железного концентрата следует рассматривать сухие методы обогащения. Хвосты обогатительной фабрики ОАО “Оренбургские минералы” имеют крупность 40-0 мм. Для получения железного концентрата крупность

исходного продукта должна быть гораздо меньше, поэтому схема обогащения должна иметь подготовительные операции для выделения продуктов необходимой крупности.

Основным методом для получения железного концентрата из магнетитсодержащего сырья следует рассматривать магнитный в сочетании с гравитационным. Первая операция магнитной сепарации должна осуществляться в сухих барабанных сепараторах ПБС, последующие операции – в магнитных центробежных сепараторах или в сепараторах с бегущим магнитным полем. Магнитные сепараторы должны иметь системы технологического отсоса пыли из рабочей зоны разделения.

На кафедре ОПИ УГГУ выполнены исследования по изучению возможности получения железного концентрата из отходов обогащения асбеста крупностью $-0,5+0$ мм. Схема проведения опытов приведена на рис. Технологический баланс получения железного концентрата представлен в табл.

Таблица

Технологический баланс получения железного концентрата

Продукт	Выход, %	Массовая доля железа, %	Извлечение железа, %
Концентрат	4,32	60,91	39,3
Хвосты	95,68	4,25	60,7
Исходный	100	6,70	100,0

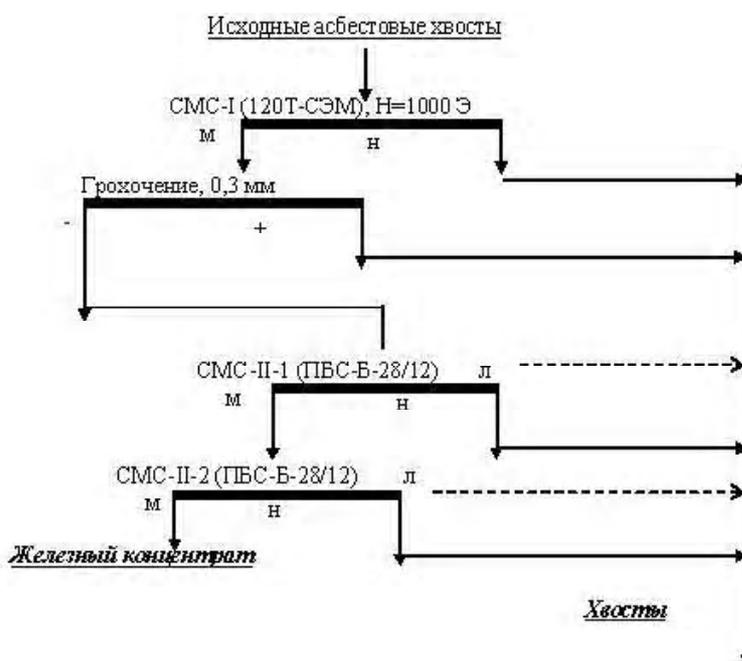


Рис. Технологическая схема обогащения асбестовых отходов

Таким образом, из отходов обогащения асбеста Кiemбаевского месторождения можно получать железный концентрат с массовой долей железа 60,91 % при выходе 4,32 %. Для повышения извлечения железа в концентрат необходимо использовать более развернутые схемы.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ И ЭКОНОМИЧЕСКИЕ ПРЕДПОСЫЛКИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИИ В ОБОГАЩЕНИИ МИНЕРАЛЬНОГО И ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

ЦЫПИН Е. Ф., ПОТАПОВ В. Я., ПОТАПОВ В. В.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

ФЕДОРОВ А. Ю.
ГОУ ВПО “Красноярский государственный аграрный университет”

Рентгенорадиометрическая сепарация – один из новейших методов обогащения, который в последние 10 лет начал использоваться в промышленных условиях. Он показывает высокую технологическую и экономическую эффективность на различных видах минерального и техногенного сырья. Его принципиальное отличие от всех прочих методов обогащения, в том числе и от других методов радиометрического обогащения, состоит в том, что разделение на продукты осуществляется на основе измерения характеристик вторичного характеристического рентгеновского излучения элементов с использованием специальных аналитических параметров, эквивалентных содержаниям химических элементов. Таким образом, разделение ведется не по физическим признакам, которые часто не всегда устойчиво коррелированы с содержаниями компонентов, а по самим содержаниям.

В зависимости от специфики сырья, раскрытия фаз, содержания компонентов, обогатимости, степени разубоживания, кондиций на конечную продукцию обогатительного передела с помощью рентгенорадиометрического обогащения могут решаться следующие технологические задачи: удаление породной массы в крупнокусковом виде; выделение крупнокусовых кондиционных концентратов; разделение на технологические типы и сорта, перерабатываемые в дальнейшем по различным технологическим схемам и режимам; удаление вредных для последующих технологий пород, минералов, компонентов. Следует отметить, что рентгенорадиометрическая сепарация может входить как в состав передела предварительного обогащения, так и являться основным самостоятельным обогатительным процессом.

Применение рентгенорадиометрической сепарации на предварительной стадии обогащения может дать следующие преимущества: происходит усреднение состава руд, что благоприятно сказывается на показателях глубокого обогащения; может быть увеличен выпуск готовой продукции при неизменной производительности передела глубокого обогащения и увеличении содержания компонентов в руде после предварительного обогащения (это возможно в том случае, если горнодобывающее предприятие может увеличить поставки руды, фабрика же имеет возможность перерабатывать столько руды, сколько и прежде, но с большим содержанием полезных компонентов); увеличивается извлечение в последующей технологии и улучшается качество концентратов глубокого обогащения; возрастает суммарное извлечение полезных компонентов, а также качество, сортность, потребительские свойства готовых концентратов в переделе предварительного обогащения; появляется возможность рационального построения технологии глубокого обогащения при предварительном разделении руды на технологические типы; увеличивается комплексность использования сырья.

Экономические последствия рентгенорадиометрического обогащения заключаются в следующем: возможное увеличение производительности фабрики по сырой руде (в операциях рудоподготовки) с сохранением производительности цехов измельчения и традиционного обогащения за счет сброса крупнокусовых хвостов, вследствие чего следует ожидать увеличения объемов производимых фабрикой концентратов и стоимости реализуемой продукции; повышение качества концентратов, что увеличивает стоимость готовой продукции; снижение общих эксплуатационных расходов за счет уменьшения расходов электроэнергии, материалов, реагентов при последующем обогащении; уменьшение капитальных затрат на измельчение из-за более длительного срока службы оборудования, уменьшения числа мельниц благодаря выделению крупнокусовых хвостов, в составе которых чаще всего преобладает наиболее твердая и абразивная фаза руды; снижение транспортных расходов на перевозку руды; возможность реализации новой товарной продукции – щебня; уменьшение затрат на хвостохранилище, поскольку складирование кусковых хвостов дешевле хранения измельченных хвостов глубокого обогащения; расширение сырьевой базы месторождений за счет снижения бортовых содержаний компонентов и вовлечения в переработку весьма бедных и забалансовых руд.

Наиболее значимого эффекта от применения рентгенорадиометрического обогащения следует ожидать при отработке месторождений минерального сырья в отдаленных, труднодоступных, безводных районах, при предварительной концентрации бедных руд, практически безальтернативно использование этого метода при переработке сложных видов металлургических шлаков с получением конечных продуктов различного вещественного состава.

СУХАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ РУДЫ КУРМАНОВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ЕНТАЛЬЦЕВ Е. В., КОЛТУНОВ А. В., ЦЫПИН Е. Ф., ТИСЛЕНОК А. А.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Сухие технологии обогащения в ряде случаев обладают преимуществами перед мокрыми:

- их применение предпочтительно в районах с ограниченными водными ресурсами;
- себестоимость сухого обогащения значительно ниже ввиду отсутствия таких энергоемких процессов, как процессы обезвоживания;
- сухие технологии обогащения требуют меньших капитальных затрат, так как нет необходимости в строительстве сложных гидротехнических сооружений для складирования жидких отходов.

В отечественной и зарубежной практике переработки хромовых руд сухое обогащение (ручная или автоматическая сортировка) применяется только на начальных стадиях для крупнокусковой руды. Глубокое же обогащение осуществляется только мокрым способом с использованием гравитационных, магнитных и флотационных процессов.

Руда Курмановского месторождения относится к бедным хромовым рудам со средним содержанием Cr_2O_3 10-13 %.

Технологическая схема переработки руды на действующей фабрике включает двухстадиальное дробление с предварительным грохочением в каждой стадии, измельчение дробленого материала в замкнутом цикле с грохочением, обогащение обесшламленного измельченного продукта на концентрационных столах с получением концентрата, промпродукта и хвостов. Концентрат подвергается обезвоживанию и является готовой продукцией. Промпродукт направляется в операцию измельчения. Слив классификации (шламы), хвосты обогащения, слив сгущения и фильтрат направляются в хвостохранилище. В результате переработки руды Курмановского месторождения получают хромовый концентрат с массовой долей Cr_2O_3 49 % при извлечении 79,8 %.

В данной работе рассмотрена возможность разработки сухой технологии обогащения руды Курмановского месторождения. В ходе исследований изучена обогатимость руды магнитными и электрическими методами, определены режимы магнитной и коронно-электростатической сепарации. На основе результатов исследований разработана технология сухого обогащения хромовой руды Курмановского месторождения, обеспечивающая получение технологических показателей, сопоставимых с мокрой технологией.

О ПРЕДПОСЫЛКАХ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОГО ОБОГАЩЕНИЯ ХРОМИТОВЫХ РУД

ЕНТАЛЬЦЕВ Е. В., ЦЫПИН Е. Ф.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

ФЕДОРОВ А. Ю.
ГОУ ВПО “Красноярский государственный аграрный университет”

Широкое применение в переработке хромитовых руд получили гравитационные стадийные схемы обогащения, включающие в себя мокрые операции тяжелосредней сепарации, отсадки, концентрации на столах и винтовой сепарации. Однако для месторождений, расположенных в труднодоступных районах, при наличии жестких энергетических, экологических и других ограничений представляется целесообразной концепция построения горно-обогатительной технологии с ярко выраженным развитым рудоподготовительным переделом. Предпочтительным методом является сухая технология рентгенорадиометрической сепарации (PPC), к существенным преимуществам которой относится принципиальная возможность независимого измерения содержания отдельного компонента в одном куске.

Возможность применения предварительного обогащения оценивается контрастностью руд в кусковом виде. Расчет кривых контрастности основан на использовании кусковых распределений массовой доли компонентов в крупности, соответствующей возможностям PPC. По кривым контрастности можно осуществить прогноз потенциального выхода хвостов или концентратов для заданной массовой доли Cr_2O_3 в этих продуктах.

Кривые контрастности, полученные для классов крупности -80+50, -50+20, -20+10 мм хромитовой руды массива Рай-Из, указывают на возможность выделения концентрата и удаления отвальных хвостов. Значения потенциальных выходов и качества продуктов разделения представлены в табл.

Предельно возможные показатели обогащения руды в крупности -80+5 мм

Продукт	Выход к руде, %	Массовая доля Cr_2O_3 , %	Извлечение Cr_2O_3 к руде, %
Концентрат	<u>22,9</u>	<u>42,0</u>	<u>39,1</u>
	11,8	48,0	23,0
Промежуточный продукт	<u>38,2</u>	<u>23,9</u>	<u>37,1</u>
	49,3	26,6	53,3
Хвосты	22,9	3,5	3,3
Итого:	84,0	23,3	79,6

Примечание. В числителе – при массовой доле Cr_2O_3 в концентрате 42,0 %, в знаменателе – при массовой доле Cr_2O_3 в концентрате 48,0 %.

Поскольку лимитирующим показателем качества концентратов является не только содержание Cr_2O_3 , но и модуль Cr_2O_3/FeO , то необходимо учитывать массовую долю FeO .

Примеры распределений массовой доли Cr_2O_3 и FeO в руде крупностью -80+50 мм представлены на рис. 1.

Распределения компонентов указывают на частичное раскрытие минеральных фаз. При уменьшении крупности увеличивается выход бедных по массовой доле Cr_2O_3 кусков и доля богатых кусков с содержанием Cr_2O_3 более 45 %. На рис. 2 представлены примеры покускового распределения по модулю и связь между компонентами в руде крупностью -80+50 мм.

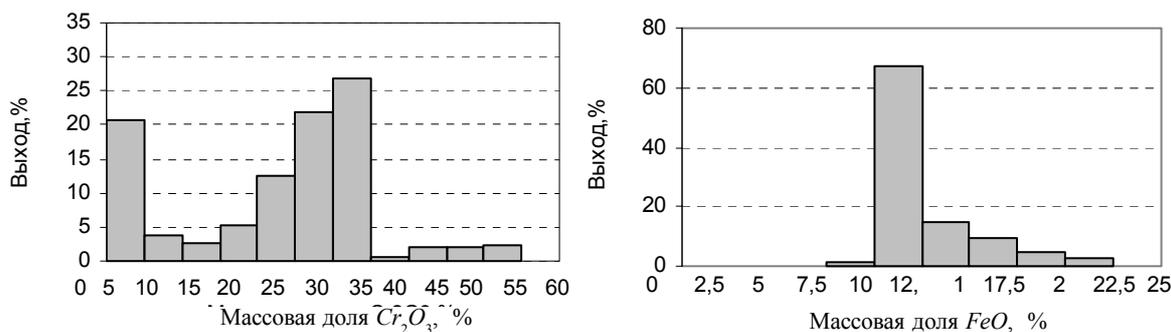


Рис. 1. Выход фракции по массовой доле компонента в кусках

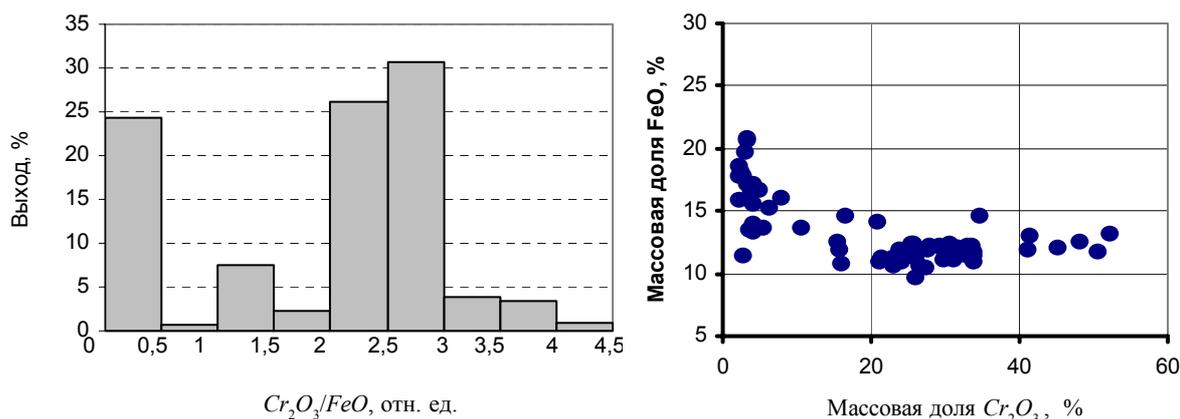


Рис. 2. Выход фракции по модулю и поле корреляции FeO с Cr_2O_3 для руды крупностью -80+20 мм

Следует отметить, что характер связи компонентов аналогичен во всех исследуемых классах крупности. Анализ полученных данных показал, что обогащение в кусковом виде рентгенорадиометрическими методами хромитовой руды может быть реализовано. Поскольку эти методы основываются на принципе "прямого" измерения содержания компонентов, то возможно выделение концентратов с заданным значением модуля.

Возможности РРС хромитовых руд месторождения Рай-Из изучаются уже несколько лет (начиная с 1999 г.), накоплен обширный и достоверный материал, на всех стадиях исследований получены положительные результаты. Все это вместе позволяет уверенно и обоснованно рекомендовать РРС для обогащения руд данного месторождения.

СУХАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ХРОМОВОЙ РУДЫ МАССИВА РАЙ-ИЗ

ЕНТАЛЬЦЕВ Е. В., КОЛТУНОВ А. В., ЦЫПИН Е. Ф., МАМОНОВ С. В.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Интрузивный массив Рай-Из, включающий группу месторождений хромовых руд, расположен в Приуральском районе Ямало-Ненецкого автономного округа Тюменской области.

Особенностью добычи и переработки руд хромовых месторождений массива Рай-Из является то, что они находятся в условиях субполярного климата в районе, значительно удаленном от предприятий-потребителей.

Одним из основных требований к технологии переработки руд массива Рай-Из является необходимость получения кусковых концентратов для производства высоко- и низкоуглеродистого феррохрома, в частности, на Челябинском электрометаллургическом комбинате (ОАО “ЧЭМК”). Для получения высокоуглеродистого феррохрома массовая доля Cr_2O_3 в концентрате должна быть не менее 42 %, Cr_2O_3/FeO – не менее 3,2; для получения низкоуглеродистого феррохрома соответственно – 48 % и 3,7.

В связи с этим структура технологии переработки руд массива Рай-Из должна предусматривать крупнокусковое обогащение с получением концентратов, напрямую используемых в металлургическом процессе, и обогащение в мелкокусковом виде с получением концентратов, подлежащих окускованию – агломерации или окомкованию.

В настоящее время сырая хромовая руда массива Рай-Из доставляется железнодорожным транспортом на одну из промплощадок ОАО “ЧЭМК”, где перерабатывается по мокрой гравитационной технологии, включающей тяжелосреднюю сепарацию в крупности 60-1 мм и винтовую сепарацию в крупности 1-0 мм. Недостатком такого подхода является необходимость транспортировки на значительное расстояние пустой породы и воды, что существенно увеличивает затраты на переработку руды.

Одним из перспективных вариантов является переработка хромовой руды массива Рай-Из непосредственно на месте добычи по сухой технологии, включающей получение крупнокускового концентрата рентгенометрической сепарацией (РРС) и глубокое обогащение хвостов РРС и несортируемого класса (-20+0 мм) с помощью коронно-электростатической сепарации.

Исследования коронно-электростатической сепарации хромовой руды массива Рай-Из показали, что при определенных режимах может быть получен хромовый концентрат с содержанием Cr_2O_3 51 % (модуль 3, 7) при извлечении 75-78 % (от операции), пригодный для производства низкоуглеродистого феррохрома.

РАСПРЕДЕЛЕНИЯ КРУПНОСТИ ЗЕРЕН И ХАРАКТЕРИСТИКИ РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ФАЗ

ОВЧИННИКОВА Т. Ю., ЦЫПИН Е. Ф.
ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Известные модели раскрытия минеральных фаз, описанные в литературе [1, 2], основаны на предположении о постоянстве размера зерна одной из них.

Поскольку в руде одновременно существует множество минеральных зерен различной крупности, размер зерна является переменным, и при расчете показателей и оценке закономерностей раскрытия это необходимо учитывать.

Материал с преобладанием зерен малой крупности будет характеризоваться правоасимметричным распределением крупности зерен, материал с преобладанием зерен большой крупности будет характеризоваться левоасимметричным распределением крупности зерен, при преобладании зерен средней крупности распределение близко к модальному, при равной доле зерен всего диапазона крупности – к равномерному.

Расчетами и экспериментами установлено, как влияет вид закона распределения крупности зерен на вид получаемых кривых раскрытия. При моделировании полагалось, что выборка кусков руды настолько велика, что внутри нее можно выделить совокупности кусков с любым фиксированным значением размера зерен. Уменьшение крупности кусков и закономерности изменения показателей раскрытия фаз для каждого фиксированного значения размера зерен принимались аналогично условиям А. М. Годэна [1] и формулам В. З. Козина [2]. Проведенные расчеты показателей раскрытия при изменении крупности кусков в широком диапазоне для каждого выделенного фиксированного значения размера зерна и с учетом их доли в руде позволили получить значения показателей раскрытия с учетом заданного распределения размеров зерен подчиненной фазы. В этом случае, поскольку размер зерна изменяется, целесообразно оперировать не отношением размеров частицы и зерна (d/d_z), а абсолютным размером частиц.

Расчеты выполнены для различных видов распределений (d_3). Наиболее наглядно зависимость показателей раскрытия минеральных фаз с изменением крупности частиц иллюстрируется дискретными распределениями крупности зерен.

Это подтверждается примерами рис., на котором для гипотетических распределений крупности зерен, приведенных в левом столбце, изображены зависимости показателей раскрытия фаз (А – преобладающая, В – подчиненная фазы) от крупности частиц. Под показателями раскрытия (P_A и P_B) понимается объемная доля свободных зерен соответствующей фазы. На каждом графике можно сопоставить кривые раскрытия с учетом распределения размера зерен с аналогичными кривыми, рассчитанными для фиксированного значения размера зерна, которое для любого из распределений вычислено как средневзвешенное.

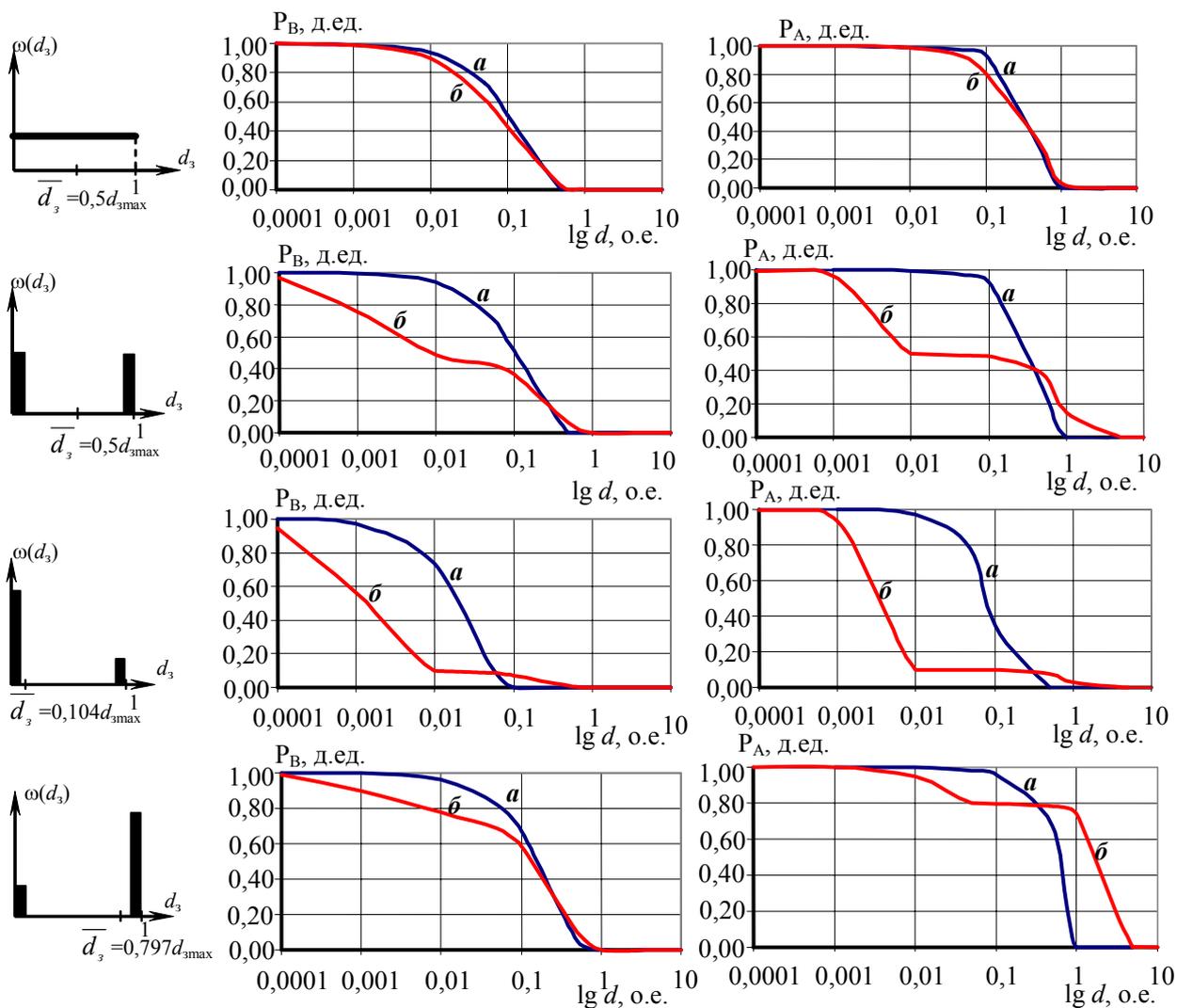


Рис. Зависимости показателей раскрытия минеральных фаз от крупности частиц для различных распределений крупности зерен: *a* – по средневзвешенному размеру зерна; *b* – по заданному распределению размеров зерен подчиненной фазы

Для непрерывных законов распределения размеров зерен (это видно на примере равномерного закона, см. рис.) характеристики раскрытия минеральных фаз, вычисленные с учетом заданного распределения размеров зерен подчиненной фазы и вычисленные по средним значениям, будут иметь меньшие отличия.

Сравнения характеристик раскрытия минеральных фаз с учетом распределения размеров зерен с полученными по известным формулам указывает на то, что раскрытие как подчиненной, так и преобладающей фаз начинается в большей и заканчивается в меньшей крупности, чем характеристики раскрытия, получаемые без учета заданного распределения размеров зерен. В случае значительных диапазонов изменения размеров зерен подчиненной фазы при использовании кривых раскрытия для построения схем обогащения целесообразно учитывать реальные распределения крупности зерен, поскольку уточненные расчеты способствуют более точному определению требований к крупности подготовленной к обогащению руды и обоснованному выбору рационального числа стадий обогащения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Годэн А. М. Основы обогащения полезных ископаемых: Пер. с англ. – М.: ГНТИ литературы по черной и цветной металлургии, 1946. – 535 с.
2. Козин В. З., Нестерова Т. В. Формулы раскрытия фаз и образования сростков при разрушении кусков руды // Изв. вузов. Горный журнал. – 1995. – № 9. – С. 131-136.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА РУДЫ НА ПРОЦЕСС СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

РИХТЕР П. В.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

В данной работе рассмотрено влияние крупности магнетитовой руды на процесс сухой магнитной сепарации, а именно условия удержания частицы на барабане сепаратора. Для этого разработана модель, учитывающая силы, действующие на частицу при сухой магнитной сепарации (магнитная, центробежная и гравитационная силы), с помощью которой возможно определение максимальной крупности куска, удерживаемого на барабане, а также граничного значения массовой доли для заданного класса крупности. Далее при известных распределениях массовой доли железа возможно прогнозирование технологических показателей разделения.

Для построения модели принимаются следующие допущения и ограничения:

- рассматривается акт удержания на поверхности барабана единичной частицы (нестесненные условия);
- частица и зерно минерала шарообразной формы и зерно находится в центре частицы (или частица и зерно минерала кубической формы);
- частица не падает на барабан с высоты, а изначально находится на его поверхности под углом ϕ к вертикальной оси барабана;
- изменение величины градиента напряженности магнитного поля в пределах объёма минерала незначительно;
- сила трения о поверхность барабана и сопротивление среды не учитываются.

Учитывая перечисленные допущения и ограничения, запишем уравнение баланса сил, при котором частица будет удерживаться на поверхности барабана сухого магнитного сепаратора:

$$f_M = \frac{v^2}{R_б} - g \cdot \cos \phi, \quad (1)$$

где f_M – удельная магнитная сила, $f_M = F_M/m$; m – масса частицы; v – скорость вращения барабана; $R_б$ – радиус барабана; ϕ – угол (от вертикали), определяющий положение магнитной частицы на поверхности барабана.

Путем дальнейших преобразований с учетом допущений из выражения 1 получена расчетная формула максимального размера куска, удерживаемого на барабане:

$$d_k^{\max} = \frac{-\ln \left(\frac{R_б (\pi \omega)^2}{900} - g \cos \phi \right)}{\frac{\pi}{S} + \frac{1}{R_б}}, \quad (2)$$

где ω – частота вращения барабана, мин.^{-1} ; μ_0 – магнитная проницаемость вакуума или магнитная постоянная, Гн/м; $\mu_0 = 4\pi \cdot 10^{-7}$; χ – удельная магнитная восприимчивость минерала (в данном случае магнетита); H_0 – напряженность магнитного поля на поверхности барабана; D – массовая доля минерала в куске руды, д. ед.; $D = m_k/m_m$; c – коэффициент неоднородности магнитного поля, м^{-1} ; S – шаг полюсов магнитной системы, м.

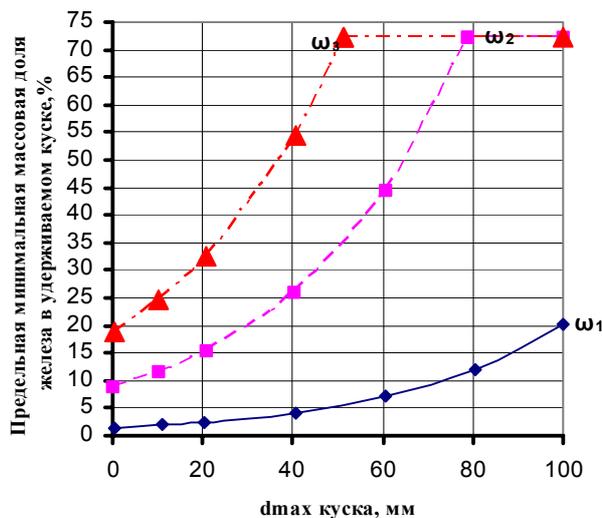
Как для шарообразных, так и для кубических форм куска руды и минерала, расчетная формула массовой доли минерала в куске:

$$D = \frac{k^3 \rho_M}{\rho_{\Pi} - k^3 \rho_{\Pi} + k^3 \rho_M} \cdot 0,723, \quad (3)$$

где ρ_M – плотность минерала (магнетита), кг/м^3 ; $\rho_M = 4800-5200$; ρ_k – плотность куска руды (частицы), кг/м^3 ; ρ_n – плотность породы, кг/м^3 ; k – отношение размеров куска и минерала в куске.

Составлена компьютерная программа вышеописанной модели, с помощью которой, варьируя параметрами, рассчитывается максимальный размер куска с предельной минимальной массовой долей железа в нем (минимальный размер зерна минерала). По результатам расчетов получены зависимости предельной минимальной массовой доли железа в куске от размеров куска для различных частот вращения барабана сепаратора (см. рис.).

Рис. Зависимость предельной массовой доли железа в удерживаемом на поверхности барабана магнитного сепаратора куске от его максимального размера при различных частотах вращения барабана: $\omega_1=45$, мин. $^{-1}$; $\omega_2=60$, мин. $^{-1}$; $\omega_3=75$, мин. $^{-1}$; $R_0=0,45$ м



Из анализа полученных зависимостей и модели следует, что увеличение частоты вращения и радиуса барабана приводит к резкому повышению предельной минимальной массовой доли железа в куске для удержания его на поверхности барабана. Так, например, куски размером более 50 мм при частоте вращения 75 мин. $^{-1}$ должны быть чистым магнетитом ($\alpha_{Fe} = 72,3$ %).

Данная модель упрощена, реальные куски имеют различную форму, а зерна в них, как правило, находятся в виде мелких вкраплений, но по ней можно прогнозировать малую эффективность сухой магнитной сепарации крупных классов.

В данное время модель совершенствуется в направлении учета типов вкрапленности минерала в кусках руды.

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ И РАЗРУШЕНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ТИПОВ ПЕН

ПЕТРОВСКИЙ Г. К.

Лингвистическая гимназия № 70

Все дети – и маленькие, и большие любят принимать ванну с мягкой, душистой пеной. Пены нужны для того, чтобы создать волшебный эффект в ванной. Пена изумительна и красива. За пеной интересно наблюдать, потому что она живая. Пена зарождается, живет, дышит, стареет и постепенно умирает на наших глазах. Однажды, когда я купался в ванной, мне в голову пришла мысль: “А почему бы поподробнее не узнать о свойствах пены? Какая пена лучше – моя или мамина?”.

Пена состоит из воды и воздуха и представляет собой совокупность воздушных пузырьков, разделенных тонкими прослойками воды. Пена образуется при разбивании воздуха в воде в присутствии пенообразователя. Вода без пенообразователя сколько-нибудь устойчивой пены не дает. Пена характеризуется следующими показателями: максимальный объем и устойчивость пенного слоя, размер пузырьков и т. д. Показатели зависят от типа используемого пенообразователя и не являются одинаковыми для разных видов пенообразователей.

Задачей исследований является изучение показателей различных видов пен для ванн. Для изучения и сравнения показателей пенообразующих свойств отобрали шесть наименований пен для ванн:

1. Детская пена для купания с ароматом дыни “Дракоша” (ОАО Концерн “Калина”, г. Екатеринбург);
2. Пена для ванн “Знахарь” с ароматом пихты (ООО “М-Гелиос”, г. Москва);
3. Пена для ванны и крем с увлажняющим комплексом, обогащенным миндальным экстрактом “Palmolive” (Бельгия);
4. Пена для ванны “AVON” (Польша);
5. Детская пена для ванн “Фаберлик” (ОАО “Фаберлик”, Московская обл.);
6. Пена для ванн “Фаберлик” (ОАО “Фаберлик”, Московская обл.)

Для определения максимального объема сформированного пенного слоя 1 мл воды помещали в мерный цилиндр, при помощи пипетки добавляли 1 каплю исследуемой пены (см. рис. 1). В полученный раствор через распылитель подавали воздух. После того, как объем пенного слоя переставал увеличиваться, подачу воздуха



прекращали и измеряли максимальный объем сформированного пенного слоя. Результаты исследований приведены на рис. 2. Наилучшие результаты достигнуты при использовании пены "Дракоша": из 1 капли формируется 400 мл пенного слоя. При использовании пен "Знахарь", AVON, "Palmolive" можно получить 250-260 мл пенного слоя. Пены "Фаберлик" позволяют получить 190-200 мл пенного слоя. Во всех случаях максимальный объем пенного слоя формировался через 1,5 мин.

Рис. 1. Проведение эксперимента

Устойчивость пены характеризуется временем ее существования с момента образования до разрушения по истечении заданного времени. Для определения устойчивости пены через 20 мин. с момента ее образования измеряли остаточный объем пенного слоя. Наибольшую устойчивость имеет пена "Дракоша", объем пены уменьшился в 1,3 раза. Детская пена "Faberlic" тоже имеет хорошую устойчивость. Наименее устойчивой является пена "AVON", ее объем уменьшается в 8,3 раза.

Рис. 2. Результаты эксперимента

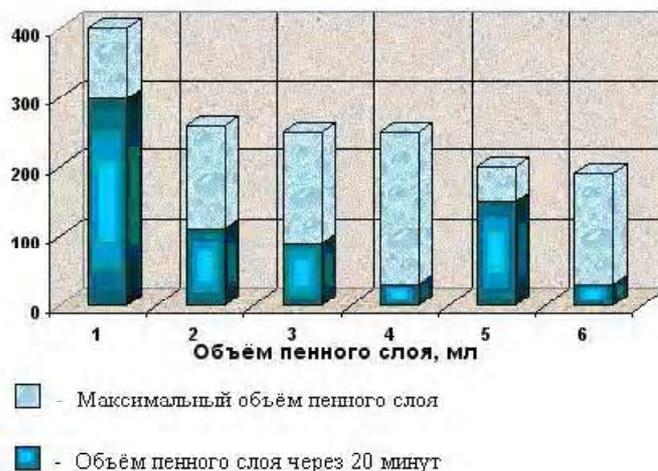
Выводы по работе.

1. Максимальный объем пенного слоя, составляющий 400 мл, можно получить при использовании детской пены для купания "Дракоша". Объем пены "Дракоша" примерно в 1,5 раза больше, чем максимальный объем пенного слоя, сформированный пенами для ванн "Знахарь", "Palmolive", "AVON" и в два раза больше объема пен для ванн "Faberlic".

2. Детские пены "Дракоша" и "Faberlic" являются наиболее устойчивыми. Это свидетельствует о том, что производители учитывают желание детей долго купаться в обильной пене.

3. Результаты исследований установлено, что наибольший максимальный объем пенного слоя можно получить при использовании пены "Дракоша" (ОАО Концерн "Калина", г. Екатеринбург). Полученная пена имеет прекрасную устойчивость, поскольку состоит из очень мелких пузырьков, которые очень долго не лопаются.

Как здорово нежиться вместе с Дракошей в мягкой, пушистой пене! Ведь эти пены с легкими ароматами дыни, груши и банана ласковые, как сам Дракоша! В ней так весело купаться, играя разноцветными пузырьками!



РЕЗУЛЬТАТЫ РЕКОНСТРУКЦИИ БУРИБАЕВСКОЙ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ С ЦЕЛЬЮ ВЫДЕЛЕНИЯ КОНДИЦИОННОГО ЦИНКОВОГО КОНЦЕНТРАТА ИЗ РУД ОКТЯБРЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ЦЫГАЛОВ А. М., МАНЗИК Д. А.

ГОУ ВПО "Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова"

Бурибаевская обогатительная фабрика была введена в эксплуатацию в 1937 г. как золотоизвлекательная фабрика (ЗИФ) Бурибаевского прииска. За истекший период фабрика неоднократно подвергалась реконструкциям с целью повышения комплексности использования перерабатываемых руд, а также повышения общей производительности по сырой руде.

В 1993 г. в связи с истощением запасов медно-цинковых руд на подготовленных добычных участках Октябрьского месторождения и до настоящего времени Бурибаевская обогатительная фабрика перерабатывала исключительно медные руды. При переходе на медные руды на фабрике был произведен частичный демонтаж оборудования цинкового цикла флотации, которое использовалось в качестве ремонтного фонда фабрики.

В 2004 г. на Октябрьском подземном руднике проведены работы по вскрытию 35-го рудного тела, сложенного медными (1,8-2 млн. т) и медно-цинковыми рудами (0,9-1,1 млн. т) со средней массовой долей меди 2,46 %, цинка – 4,5 %, которые планируется перерабатывать на Бурибаевской обогатительной фабрике.

В 2005 г. в связи со вскрытием на Октябрьском месторождении медно-цинковых руд по заказу Бурибаевского ГОКа организациями ОАО “Уралмеханобр” и ЗАО “Маггеоэксперт” рекомендованы к внедрению схемы прямой селективной флотации. Основное различие технологий заключается в тонине помола в рудном цикле: ОАО “Уралмеханобр” 92-95 % кл. -44 мкм, ЗАО “Маггеоэксперт” – 85 % кл. -71 мкм.

По результатам технического совещания заинтересованных лиц принято поручить разработку технологического регламента и проекта реконструкции фабрики ЗАО “Маггеоэксперт”. По результатам исследований медно-цинковых руд на обогатимость был разработан проект по реконструкции фабрики, предусматривающий выпуск цинковых концентратов. Опытно-промышленные испытания по внедрению технологии переработки медно-цинковых руд Октябрьского месторождения на Бурибаевской обогатительной фабрики проводились в два этапа.

Запуск отделения обогащения был произведен по схеме прямой селективной флотации с трех стадийным измельчением в рудном цикле до крупности 67-72 % содержания класса меньше 71 мкм и межциклового медной флотацией. Измельченный в рудном цикле продукт направлялся в медный цикл, включающий операции флотации медной головки, основную и контрольную медные флотации, а также одну медную перемешку. Хвосты контрольной медной флотации направлялись в цинковый цикл, включающий операции основной и контрольной цинковой флотации, а также две перемешки концентрата основной цинковой флотации.

На подготовительном этапе испытаний была поставлена цель проверки работоспособности технологической схемы и режима обогащения, а также подготовка технологического персонала фабрики к переработке медно-цинковой руды.

Анализируя полученные результаты (см. табл.) и ход развития событий при проведении первого этапа испытаний, следует отметить, что при большом объеме выполненных работ по подготовке фабрики с первых часов работы начали проявляться как недоработки в подготовительный период, так и негативные моменты в работе оборудования, которые трудно было прогнозировать.

Таблица

Усредненные качественные показатели обогащения переработки руды без учета “сбойных” и “настроечных” смен

Этап	Наименование продуктов	Выход, %	Массовая доля, %		Извлечение, %	
			меди	цинка	меди	цинка
Первый этап	Исходный	100,00	2,94	2,85	100,00	100,00
	Медный концентрат	15,47	16,22	9,90	85,00	59,36
	Цинковый концентрат	2,23	8,35	40,22	5,68	25,52
	Отвальные хвосты	82,30	0,33	0,49	9,32	15,12
Второй этап	Исходный	100,00	2,64	2,05	100,0	100,0
	Медный концентрат	13,29	17,18	5,83	86,4	37,8
	Цинковый концентрат	1,71	3,62	47,08	2,3	39,4
	Отвальные хвосты	85,00	0,35	0,55	11,3	22,8

Следует отметить, что достигнутая тонина помола в рудном цикле после первой стадии измельчения 68-70 % содержания класса меньше 71 мкм не обеспечила получения во второй стадии измельчения тонины помола определенного проектом значения 85 %, что предопределило высокие потери меди с цинковым концентратом.

В ходе обсуждения результатов первого этапа опытно-промышленных испытаний были выявлены следующие основные причины срывов технологического процесса:

1. Незавершенный объем работ по реконструкции.
2. Несоответствие штатного расписания фабрики объемам работ при переработке медно-цинковых руд.
3. Неудовлетворительная подача реагентов в процесс, связанная в первую очередь с постоянной забивкой подающих трубопроводов на извести и периодической их забивкой в процессе подачи цинкового купороса, сернистого натрия и ксантогената вследствие имеющихся прогибов пластиковых труб. Особое внимание следует уделить вопросу установки на дозировочные площадки мельниц рудного цикла стандартных импульсных питателей вместо использовавшихся на первом и втором этапах водопроводных вентилях.
4. Недостаток оборотной воды, подведенной к мельнице № 5, ограничивающий возможность регулирования технологических параметров измельчения и в целом влияющий на загрузку тонины помола руды, подготовленной к обогащению.

5. Значительные колебания содержания меди и цинка в процессе проведения испытаний, что свидетельствует о низком качестве усреднения руды.

6. Невозможность выхода на проектную тонину помола (85 % содержания класса меньше 71 мкм) во второй стадии измельчения ввиду перегруза мельницы.

Проводя анализ итоговых данных по этапу опытно-промышленных испытаний, следует отметить, что фабрика отработала без существенных сбоев технологических показателей 60 % времени. За этот период было переработано 3863 т руды и произведено 64,1 т кондиционного цинкового концентрата с содержанием цинка 49,9 %, меди – 3,23 % при извлечении цинка в одноименный концентрат 41,2 %.

Технологический персонал фабрики овладел технологией переработки вкрапленных медно-цинковых руд. К завершению испытаний флотаторы без труда различали по цвету и блеску пены на цинковых перечистках кондиционный по меди и цинку пенный продукт от продукта с повышенным содержанием меди – более 5 % и низким содержанием цинка на уровне 35-38 %.

Завершающий период испытаний выявил дополнительные недоработки в монтаже линии цинковой флотации, а именно прокладку пульпопроводов, соединяющих флотомашину с прямыми углами поворотов, без достаточного уклона, гарантирующего предотвращение забивки труб. При повышенном содержании сростков пирита со сфалеритом, характерном в операциях основной цинковой флотации при переработке сплошных руд, трубы “заиливались”.

Подача извести в процесс срывалась по причине периодической забивки трубопроводов, отходящих от дозировочных площадок к точкам подачи извести в операции цинковых перечисток и в загрузку мельницы. Произведено “спрямление” труб, подающих известь на цинковые перечистки. Отказались на период испытаний от подачи известкового молока на мельницу, остаточная концентрация CaO в сливе классификатора поддерживалась подачей извести на горизонтальный конвейер мельницы.

В ходе проведения очередных работ по отстройке технологической схемы переработки вкрапленных медно-цинковых руд Октябрьского месторождения с 10.11.05 по 28.11.05 переработано 10294 т со средним содержанием меди 2,72 %, цинка 1,52 %. Выдано товарной продукции на склад концентратов – 1414,1 т медного концентрата с содержанием меди 17,39 %, цинка – 2,76 % при извлечении меди 87,7 %; 157 т цинкового концентрата с содержанием цинка 45,98 %, меди 3,23 % при извлечении цинка 45,1%.

Опытно-промышленные испытания по переработке вкрапленных медно-цинковых руд завершены в полном объеме, дальнейшая работа фабрики проходит в режиме опытно-промышленной эксплуатации.

Работы по освоению технологии переработки медно-цинковых руд будут продолжены в 2006 г. при поступлении на фабрику сплошных медно-цинковых руд.