

МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

9-18 апреля 2007 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СОРТИРОВКИ С ПОЗИЦИЙ ГЕОСТАТИСТИКИ

ФЕДЯНИН С. Н.

Навоийский горно-металлургический комбинат, Узбекистан

В обзорной статье [1] коллектива авторов из ООО “РАДОС” и ООО “ТЕХНОРОС” (г. Красноярск, Россия), посвященной оценке эффективности сепарации золотосодержащих руд рентгенорадиометрическим (РРМ) методом опробования, проведенной на различных месторождениях и горнорудных предприятиях СНГ, в форме таблицы представлены “Примеры испытаний рентгенорадиометрической сепарации различных типов руд”. Согласно этой таблице выход “концентратов” по рудам с разных объектов различен, но в среднем составляет 1/3 часть. По ряду испытаний потери золота в “хвостах” оказались высокими. В этой связи можно сделать ошибочный вывод о неэффективности РРМ для сортировки таких типов руд. Попробуем разобраться в этом вопросе с позиций геостатистики.

В статье [2], посвященной иерархии геохимических систем, было показано, что любая геологическая структура как самостоятельная геохимическая единица всегда является совокупностью трех взаимосвязанных и равных по объему геохимических подсистем, условно “плюс”, “минус” и “ноль”. В подсистеме “плюс” наблюдается статистически значимо повышенное, в сравнении с двумя другими подсистемами, содержание определенной группы порообразующих элементов, обладающих близкими физико-химическими свойствами и отвечающих за специализацию подсистемы по накоплению одних и отторжению других элементов, в том числе и рудных. В подсистеме “минус”, соответственно, содержание этой группы элементов статистически значимо пониженное, а в подсистему “ноль” первые две подсистемы вложены.

Применительно к золоторудным месторождениям эта геохимическая модель обладает специфическими особенностями, обусловленными тем, что золото может накапливаться в обеих полярных подсистемах, т. е. быть связанным как с породами сульфидной, так и кремнистой формаций. В этой связи нетрудно понять, что главная задача сортировки золотосодержащих руд по косвенным признакам, например, РРМ способом, заключается в разделении не по содержанию полезного компонента в элементарных объемах, а по уровням геохимической специализации породной матрицы на рудный компонент, т. е. на иерархические уровни по содержанию порообразующих элементов, а в их пределах – на подсистемы по содержанию элементов индикаторов золоторудной минерализации [3].

Очевидно, при правильном выборе разделительного признака ожидаемый выход геохимической подсистемы определенного иерархического уровня составит одну треть часть относительно вмещающей ее системы или одну девятую часть относительно геохимической системы более высокого (по занимаемому объему) иерархического уровня.

Состоятельность этих теоретических выводов и демонстрируют результаты испытаний, проведенных специалистами ООО “РАДОС” и ООО “ТЕХНОРОС”. Ими показано, что выходы “концентратов” и “хвостов” по объектам соотносятся, в основном, в пропорциях 1:3, 3:1 и 1:2. Отклонение от этих пропорций и высокие потери золота в “хвостах” указывают на ошибки методического плана в выборе разделительного признака или его пороговых значений, а вовсе не на несовершенство технологического оборудования.

1. Если геохимические подсистемы статистически значимо отличаются по содержанию полезного компонента и величине разделительного признака, и дисперсия последнего в подсистемах сопоставима с половиной разницы его средних значений в смежных подсистемах, то сортировка по данному разделительному признаку обречена на успех, даже в тех случаях, когда геохимическая система в целом по разделительному признаку неконтрастна.

Парадокс такой ситуации объясняется тем, что методическая погрешность любых измерений пропорциональна дисперсии измеряемого параметра (или ее относительной величины – вариации), а аппаратурная погрешность современного оборудования примерно на порядок ниже разницы содержания в смежных геохимических системах породообразующих элементов или индикаторов, сопутствующих полезному компоненту и используемых в качестве разделительного признака.

2. Если на месторождении обе полярные системы рудоносные, то потери полезного компонента в “хвостах” сортировки, представляющих собой совокупность двух подсистем, например, “ноль” и “минус” или “ноль” и “плюс”, будут велики.

Такие “хвосты” нуждаются в перечистке по другому разделительному признаку, например, эффективному для выделения подсистемы “ноль”. В этом случае ожидаемый выход обогащенного продукта составит 1/2 часть от “хвостов”. Современное технологическое оборудование позволяет осуществлять сортировку на три продукта (“минус”, “ноль” и “плюс”) по нескольким разделительным признакам одновременно, т. е. в одну стадию.

Во многих случаях правильнее находить признак надежного выделения “нулевого продукта”, т. е. заведомо безрудной массы, которой всегда соответствуют промежуточные значения разделительного признака. Поскольку ее доля в исходной массе, извлекаемой из рудной зоны, может составлять 1/3, а из приконтурной зоны – 2/3 от объема, то уже только отбраковка “нулевого продукта” позволяет дать существенный экономический эффект, например, за счет снижения затрат на транспортировку руды, уменьшения содержания технологически вредных примесей в перерабатываемой руде, а также за счет вовлечения в переработку резервных запасов, накопленных на отвалах (складах) горных предприятий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Федоров Ю. О., Корнев О. В., Короткевич В. А., Цой В. П., Федоров М. Ю., Ковалев П. И. (ООО “РАДОС”, г. Красноярск, Россия), Кацер И. У. (ООО “ТЕХНОРОС”, г. Красноярск, Россия). Опыт и практика рентгенорадиометрической сепарации (РРС), 2004.
2. Федянин С. Н. Иерархия геохимических систем / “Горный вестник Узбекистана”. – № 2. 2002 г.
3. Федянин С. Н. Отображение геохимической специализации матрицы рудовмещающих пород в аппаратурном спектре рентгеновского излучения / “Горный вестник Узбекистана”. – № 2. – 2002 г.

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКОЕ ОБОГАЩЕНИЕ БЕДНОЙ СУЛЬФИДНОЙ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ ВАЛЕНТОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ФЕДОРОВ А. Ю., ШЕМЯКИН А. В., ШЕМЯКИН В. С.
ЗАО НПК “Техноген”

ЦЫПИН Е. Ф.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Исходная проба бедной сульфидной медно-цинковой руды Валенторского месторождения крупностью -100+30 мм была подвергнута предварительному обогащению методом рентгенорадиометрической сепарации.

На первой стадии исследований от технологической пробы были отобраны наиболее характерные куски руды, которые были направлены на изучение характеристических рентгеновских спектров. После предварительных тестовых исследований на отобранных кусках (около 100 шт.) было принято решение о проведении рентгенорадиометрической сепарации по спектру меди. Испытания проводили на промышленном рентгенорадиометрическом сепараторе марки СРФ4-150М производства ООО “РАДОС”. Управление качеством и количеством (выходом) продуктов рентгенорадиометрического обогащения производится изменением порога сепарации.

Аналитический параметр в ниже рассматриваемом примере (P_1) представляет собой алгоритм, реализующий способ спектральных отношений, который наиболее полно учитывает изменение геометрических условий измерения (размер, форму куска, расстояние от датчика, отклонение от траектории) и способствует компенсации матричного эффекта (зависимость от изменения и взаимовлияния вещественного состава).

В процессе предварительных исследований обогащения бедной медно-цинковой руды Валенторского месторождения (на отдельных характерных кусках) было установлено, что медь может служить надежным разделительным признаком для выделения концентрата. Эта особенность позволила разработать и предложить для рентгенометрической сепарации данной руды аналитический параметр P_{Cu} , позволяющий определить качество анализируемого куска:

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

где: N_{Cu} – регистрируемое от куска характеристическое рентгеновское излучение (ХРИ) меди; N_s – регистрируемое от того же куска рассеянное рентгеновское излучение первичного источника облучения.

Сепарацию медной руды крупностью -100+30 мм проводили на сепараторе СРФ4-150М с выделением хвостов на первых двух стадиях обогащения и многократной перемывкой концентрата. На основании предварительных тестовых измерений рентгеновских спектров отдельных кусков руды крупностью -100+30 мм удалось выбрать схему и режим рентгенометрической сепарации на стадии испытаний.

На первой стадии рентгенометрической сепарации производилось выделение хвостов при пороге разделения $P_{Cu}=0,4$ ед., а на второй стадии – при пороге разделения $P_{Cu}=1,0$ ед. Перемывка концентрата осуществлялась при повышенных порогах разделения P_{Cu} равных 1,8 – 2,8 ед., с выделением промпродуктов и концентрата.

Предварительный анализ результатов испытаний позволил разделить все продукты, полученные в процессе рентгенометрической сепарации, на концентрат и хвосты сепарации. Порог разделения, позволяющий получить эти два продукта, был равен $P_{Cu}=1,0$ ед. Основные результаты испытаний по рентгенометрическому обогащению бедной сульфидной медно-цинковой руды Валенторского месторождения крупностью -100+30 мм представлены в табл.

Таблица

Итоговые показатели рентгенометрической сепарации бедной сульфидной медно-цинковой руды

По результатам проведенных испытаний были сделаны выводы и даны рекомендации по использованию метода рентгенометрической сепарации для обогащения крупнокусковых фракций бедной *Cu-Zn* руды

Продукты сепарации	Диапазон разделения, ед.	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %	
			<i>Cu</i>	<i>Zn</i>	<i>Cu</i>	<i>Zn</i>
Концентрат	$P_{Cu} > 1,0$	32,4	3,08	4,15	84,7	81,9
Хвосты сепарации	$P_{Cu} < 1,0$	67,4	0,27	0,44	15,3	18,1
Итого: исходная проба		100	1,18	1,64	100	100

Валенторского месторождения:

1) из фракции крупностью -100+30 мм бедной медно-цинковой руды с содержанием меди 1,18 и цинка – 1,64 % удастся выделить 67,4 % хвостов обогащения с содержанием меди 0,27 и цинка – 0,44 %;

2) полученный медно-цинковый концентрат содержит более 3,0 % *Cu* и 4,1 % – *Zn*. Его выход составил 32,4 %;

3) в концентрат извлекается почти 85 % меди и 82 % цинка;

4) полученные результаты позволяют рекомендовать рентгенометрическую сепарацию для обогащения бедных и забалансовых сульфидных медно-цинковых руд Валенторского месторождения;

5) для окончательной разработки технологии обогащения необходимо проведение опытно-промышленных испытаний на представительной технологической пробе массой до 7 т на промышленном рентгенометрическом сепараторе, что позволит предложить аппаратно-технологическую схему и выполнить технологический регламент для проектирования рудосортировочного комплекса.

РЕНТГЕНРАДИОМЕТРИЧЕСКАЯ СЕПАРАЦИЯ ШЛАКОВ ФЕРРОСПЛАВНОГО ПРОИЗВОДСТВА

ШЕМЯКИН А. В., ФЕДОРОВ А. Ю., ШЕМЯКИН В. С.
ЗАО НПК “Техноген”

ЦЫПИН Е. Ф.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Рентгенорадиометрическая сепарация (РРС) относится к “сухим” и “прямым” методам покускового обогащения. Как правило, она не требует отмывки сепарируемого материала и обладает высокой чувствительностью, позволяющей обнаруживать в обогащаемом материале различные химические элементы с содержанием 0,01-0,1 %. Рентгенорадиометрическая сепарация позволяет разделять на сорта руды, содержание ценных компонентов в которых составляет несколько десятков процентов, а также выделять концентраты заданного качества, в том числе обогащенные продукты, пригодные для металлургического производства.

Именно эти главные физические и технологические преимущества РРС определяют высокую эффективность самого метода и возможность его применения для обогащения самого широкого круга полезных ископаемых и техногенных образований.

В последние годы достаточно активно рентгенорадиометрические сепараторы стали использоваться для обогащения техногенных отходов – в первую очередь, шлаков металлургического производства. Нами была предпринята попытка разработки технологии РРС шлаков, получаемых при производстве ферротитана на Ключевском заводе ферросплавов.

При дроблении шлака на Ключевском заводе ферросплавов образуется до 35-38 % фракции крупностью менее 20 мм. В настоящее время из шлака крупностью +20 мм методом ручной сортировки выбирается от 1 до 3 % чистого металлического ферротитана. Количество образующегося металлоконцентрата ~ 10 %.

На первой стадии испытаний производилось обогащение шлака методом РРС на промышленном сепараторе СРФ4-150, установленном нами на производственной площадке ОАО “Ключевский завод ферросплавов”. Предварительным грохочением из шлака был выделен класс крупностью -20+0 мм. Фракция крупностью -100+20 мм была подвергнута пересортировке с использованием рентгенорадиометрического сепаратора СРФ4-150. В результате обогащения из шлака крупностью -100+20 мм было получено: 1,8 % металлического ферротитана, 10,8 % металлоконцентрата, 47,6 % отвального (отсепарированного шлака). Доля мелкой, необогащаемой на этой стадии испытаний фракции крупностью -20+0 мм составила 39,8 %. Шлак крупностью -20+0 мм в полном объеме (~ 1246 кг) был отправлен на промышленную площадку ЗАО НПК “Техноген” (г. Екатеринбург) для дальнейших исследований и испытаний по его обогащению на РРС СРФ2-20.

Поступившая технологическая проба шлака была подвергнута предварительной классификации на сите с ячейкой 3×3 мм и последующей РРС класса крупностью -20+3 мм.

Для определения условий разделения исходного шлака крупностью -20+3 мм на шлаковую и металлическую фазы, нами были проведены предварительные тестовые исследования на отдельных небольших (до 20 кг) партиях шлака. Исследования проводили на рентгенорадиометрическом сепараторе СРФ2-20 (класс “Малыш”). Было установлено, что оптимальным параметром для разделения шлака на металлоконцентрат и отвальный шлак является характеристическое излучение железа. Определяющим фактором для реализации РРС является поиск и выбор аналитического параметра разделения кускового материала (P_{Fe}), который позволил бы обеспечить выделение при РРС хвостов (отвальный шлак) и концентратов (металлоконцентрат), отвечающих по качеству и количеству технологическим требованиям:

$$P_{Fe} = \frac{N_{Fe}}{N_s},$$

где: P_{Fe} – показатель признака разделения, ед.; N_{Fe} – регистрируемое от анализируемого куска характеристическое рентгеновское излучение (ХРИ) $FeK_{\alpha} = 6,4$ кэВ; N_s – регистрируемое от куска рассеянное излучение первичного источника облучения (возбуждения) – портативного маломощного рентгеновского излучателя ПРАМ-50М с рентгеновской трубкой прострельного типа БХВ-10 (Re).

При разработке технологии РРС шлаков, полученных при производстве ферротитана, должны быть соблюдены основные требования: потери металлической фазы (ферротитана) с хвостами сепарации (отвальный шлак) должны быть минимальными, также как и содержание шлаковой (оксидной) фазы в концентрате должно быть минимальным. Для выполнения этих требований были проведены предварительные исследования по выбору оптимального порога разделения (P_{Fe}). Были испытаны пять порогов разделения на основе характеристического рентгеновского излучения железа: $P_{Fe} = 0,4; 0,6; 0,8; 1,0$ и $1,2$ ед. Исследования проводились в виде тестовых испытаний в режиме сепарации по радиометрическому обогащению шлака крупностью -20+3 мм на двух ручьях

сепаратора СРФ2-20 при оптимальной производительности сепаратора СРФ2-20 (“Мальш”) ~ 40-50 кг/ч машинного класса крупностью -20+3 мм на один ручей сепаратора. В результате тестовых испытаний был определен оптимальный порог разделения исходного шлака ферротитанового производства крупностью -20+3 мм на металлоконцентрат и отвальный шлак. Наиболее высокие технологические показатели обогащения шлака на рентгенорадиометрическом сепараторе СРФ2-20 были достигнуты при пороге $P_{Fe} = 1,0$ ед.

Выход металлоконцентрата составил 19,1 %. Содержание металлической фазы в нем – не менее 75 %. Извлечение металлического ферротитана из шлака, поступившего на сепарацию, составляло 90-94 %. Содержание металла в хвостах сепарации (отвальном шлаке) не превышало 2-3 %.

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РЕЖИМОВ ВОЗДУШНОЙ КЛАССИФИКАЦИИ СЕРПЕНТИНИТОВОГО СЫРЬЯ ДЛЯ ПИЛОТНОЙ УСТАНОВКИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ МАГНИЯ

ФАЙНБЕРГ С. А., ЯСЕНЕВ В. С., КОЧНЕВ Д. В., СИДОРЕНКО И. В., ТЫЧКИНА О. В.
ОАО “НИИпроектасбест”

Одной из важных проблем современной промышленности является разделение различных материалов на узкие фракции. В настоящее время в ОАО “НИИпроектасбест” ведутся разработки по двум направлениям:

1) разделение исходного материала по крупности на механических ситах; 2) разделение исходного материала в воздушных потоках.

Первый метод обеспечивает высокую точность разделения и эффективность, но недостатками являются низкая производительность, забивание отверстий сит, высокая трудоемкость обслуживания аппарата и влияние на процесс разделения различных физико-механических свойств материала (влажность, содержание волокнистых частиц, дисперсность и т. п.).

Воздушная классификация обеспечивает большую производительность, относительную простоту аппаратов, но характеризуется низкой эффективностью и нечеткой границей разделения.

В части исследований по второму направлению в 2005-2006 гг. ОАО “НИИпроектасбест” была разработана технологическая схема, смонтирована и испытана экспериментальная установка для узкого фракционирования порошков на базе каскадно-центробежного сепаратора.

Целью испытаний явилось получение фракции $-0,3+0,1$ мм для Асбестовского магниевого завода с определением зависимости качественно-количественных характеристик продуктов разделения от различных возмущающих факторов.

В качестве исходного сырья были отобраны продукты обогащения асбофабрики ОАО “Ураласбест”, представленные классом $-1,1+0$ мм.

Установка состоит из приемного бункера, шнекового конвейера, элеватора, подающего исходный продукт (серпентинит) на двухситный грохот – сортировку С-600, где производится первая стадия классификации. Промпродукт направляется на каскадно-центробежный классификатор, в котором происходит разделение на три фракции: крупная, мелкая и вынос. Крупная и мелкая фракции являются конечными продуктами, вынос классификатора направляется в групповой циклон и затем в рукавный фильтр.

В ходе проведения испытаний определялось влияние на эффективность разделения продукта следующих факторов:

- размер отверстий сита на грохоте-сортировке;
- расход воздуха, изменяемый заслонкой в загрузочной части КЦС и размером всасывающих щелей в каскадной части сепаратора;
- частота вращения сепарационной турбинки центробежной части сепаратора;
- производительность.

Производительность установки по исходному продукту в среднем составляла 0,4 т/ч. Расход технологического воздуха находился на уровне 1,3-1,8 тыс. м³/ч, общий расход воздуха в системе – 2,7-3,4 тыс. м³/ч.

Влияние возмущающих воздействий на технологические показатели разделения:

Влияние частоты вращения сепарационной турбинки. Частота вращения сепарационной турбинки изменялась следующим образом: 196, 490, 980 и 1440 об./мин. При увеличении скорости вращения сепарационной турбинки расход технологического воздуха незначительно снижается от 1,72 до 1,66 тыс. м³/ч, выход готового продукта и содержание в нем класса -0,1 мм возрастают, соответственно, от 25 до 42,7 % и от 11,2 до 23,0 %, при этом содержание полезного класса $-0,315+0,1$ мм снижается с 76,2 до 70,0 %.

Влияние размера отверстий сита на грохоте. Эффективность грохочения составила: при размере отверстий сита (S) 0,5 мм – 75,2 %, при размере отверстий 0,63 мм – 83,0 %.

Извлечение: кл. -0,5 мм в подрешетный продукт с $S=0,5$ мм – 78,6 %,
кл. - 0,63 мм в подрешетный продукт с $S=0,63$ мм – 93,2 %.

Сетки с размером ячеек 0,5 мм в течение 10-20 мин. забивались трудными зернами и волокном.

Влияние размера всасывающих щелей в каскадной части сепаратора. Увеличение ширины щелей от 0 до 5 мм приводит к увеличению технологического воздуха с 1,3 до 1,6 тыс. м³/ч, при этом выход готового продукта увеличивается в 2,5 раза за счет увеличения содержания класса +0,315 мм в готовом продукте с 11,0 до 42,4 %. При этом наблюдается снижение содержания класса -0,315+0,1 мм (с 61,6 до 49,6 %) и класса -0,1 мм (с 27,4 до 8,0 %).

Влияние величины зазора в загрузочном отверстии сепаратора. Величина зазора в загрузке сепаратора изменялась в трех диапазонах: от 5 до 10, от 5 до 35, от 30 до 90 мм. При увеличении зазора в загрузке расход технологического воздуха увеличился с 1,52 до 2,64 тыс. м³/ч. Выход готового продукта первоначально (при зазоре 10 мм) увеличивается с 0,111 до 0,136 т/ч, а затем существенно снижается до 0,03 т/ч. Качественные изменения продуктов – незначительны.

Влияние производительности по исходному продукту. Исходный продукт на каскадно-центробежный сепаратор подавался с производительностью 200, 400 и 600 кг/ч. При повышении нагрузки расход технологического воздуха незначительно снижается от 1,71 до 1,65 тыс. м³/ч, выход готового продукта снижается от 35,47 до 23,86 % от исходного. При снижении нагрузки до 0,2 т/ч в готовом продукте снижается содержание мелкого класса -0,1 мм до 9 %, но увеличивается содержание крупного класса +0,315 мм до 27,8 %. Увеличение нагрузки до 0,6 т/ч приводит к снижению содержания крупного класса в готовом продукте, но влечет за собой увеличение мелкого до 18,8 %.

Выводы. Анализ результатов испытаний показывает, что аэродинамический режим работы сепаратора слабо зависит от изменения частоты вращения турбинки сепаратора и не зависит от изменения производительности по исходному продукту, однако технологические показатели находятся в жесткой зависимости от всех возмущающих факторов.

Достигнуты следующие технологические показатели:

– выход готового продукта – 124 кг/ч или 31,07 % от исходного на установку;

– извлечение в готовый продукт кл. -0,315+0,1 мм – 50,1 %;

– массовые доли классов -0,315+0,1 мм, +0,315 мм и -0,1 мм в готовом продукте 76,2, 14,0, 9,8 % соответственно.

Недостатками данной установки являются сложность настройки работы каскадно-центробежного сепаратора на оптимальный технологический режим вследствие отсутствия раздельной регулировки аэродинамическими режимами каскадной и центробежной частей сепаратора.

В дальнейшем планируется изменить схему компоновки установки с разделением каскадной и центробежной частей сепаратора для получения возможности раздельного регулирования потоками технологического воздуха, необходимыми для разделения продуктов в каскадном и центробежном сепараторах, и получения четких зависимостей процесса разделения от различных факторов.

ПОИСКИ ПУТЕЙ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ОЧИСТКИ АСБЕСТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ОТ ФРАКЦИИ -0,075 ММ В АППАРАТАХ БАРАБАННОГО ТИПА

КОЧНЕВ Д. В., ФАЙНБЕРГ С. А.
ОАО “НИИпроектасбест”

ОСИНЦЕВ А. А., ИОНОВ К. А.
ОАО “Ураласбест”

В последние годы на рынке востребованы более высокие марки асбеста, отвечающие повышенным требованиям к качеству. ОАО “Ураласбест” в борьбе за потребительский рынок занимается поиском более эффективных аппаратов, позволяющих повысить качество готовой продукции без увеличения потерь асбеста в отходы.

Одним из основных показателей в товарном асбесте, на который обращают внимание потребители, является массовая доля фр. -0,075 мм. В связи с этим, комбинат системно ведет поиск новых аппаратов, способных за одну операцию снизить в продукте фр. -0,075 мм на 15-25 % абс. с минимальными потерями асбеста в отходы.

По данным исследований [1], определено, что основной причиной удерживания тонкодисперсной пыли в асбестовом концентрате является механическое запутывание пыли в волокнах.

Наиболее сложно снизить фр. -0,075 мм именно в операции контрольной классификации, т. к. часть этой фракции, относительно легко отделяемой от концентрата, выводится в хвосты в середине технологической линии и остается трудноотделимая ее часть. Чтобы довести качество асбеста до требований технических условий,

необходимо отделить остающуюся часть тонкодисперсной пыли, запутанной в асбестовом волокне. С этой целью поиски новых конструкций аппаратов ведутся по двум направлениям:

- повышение кинематического режима работы аппарата [2], т. е. частоты вращения ротора со 150-230 до 500-600 об./мин. (вихревой обеспыливатель ВО);

- применение организованного воздушного потока на существующих аппаратах (барабанном классификаторе БК-I, асбестовом обеспыливателе АО-61, канадском асбестовом обеспыливателе КАО-36).

Результаты испытаний промышленных аппаратов на исходном продукте контрольной операции классификации показывают, что снижение массовой доли фр. -0,075 мм в асбестовом концентрате, поступающем в последнюю операцию, в ВО происходит на 10-12 % абс. и в БК-I с применением организованного воздушного потока – на 15-17 % абс. На существующих типовых аппаратах этот показатель составляет 2-8 % абс.

Но, наряду с этим, вскрылся и ряд недостатков, препятствующих применению усовершенствованных аппаратов в действующей технологии.

Высокий кинематический режим работы ВО привел к значительному снижению эксплуатационной надежности аппарата и невозможности применения сит с размером отверстий менее 0,5 мм, из-за чего имелись большие потери асбеста в отходы.

Применение организованного воздушного потока на существующих аппаратах привело к большим потерям асбестового концентрата в вынос из аппарата (26–55 % абс. от исходного продукта). На основании отчетов исследователей, проводивших испытания, отмечены следующие причины:

- попадание исходного и надрешетного продукта в аспирационный отсос из-за негерметичности узлов загрузки-разгрузки;

- невозможность применения мелких сит на существующих аппаратах ввиду забивания отверстий асбестовыми волокнами;

- неравномерное распределение воздушного потока по длине барабана;

- недостаточная изученность процесса разделения происходящего внутри аппарата.

В 2004-2006 гг. специалистами ОАО “НИИпроектасбест” и ОАО “Ураласбест” проведены исследования классификатора конструкции ПКО ОАО “Ураласбест”, в котором повышение эффективности очистки асбестового концентрата от тонкой пыли, в сравнении с существующими аппаратами, предполагалось достичь за счет применения комбинированного способа обработки продукта. Сущность его заключается в следующем: путем механического воздействия ротора на концентрат происходит интенсивное разрыхление и выбивание из него фр. -0,075 мм в сочетании с направленным воздушным потоком, удаляющим тонкодисперсную пыль в аспирационный отсос.

В результате испытаний установлено, что за счет комбинированного способа обработки можно эффективнее очищать продукт.

При увеличении расхода отсасываемого из аппарата воздуха с 2 до 5 тыс. м³/ч показатель абсолютного снижения фр. -0,075 мм повышается на 5-6 % абс. При изменении частоты вращения ротора со 160 до 315 об./мин. показатель повышается на 11-14 % абс.

На концентрате асбеста, направляемом во вторую операцию обеспыливания линии получения 4 группы, в самом эффективном режиме работы при частоте вращения ротора 315 об./мин. и количестве отсасываемого воздуха 5 тыс. м³/ч классификатор обеспечил абсолютное снижение фр. -0,075 мм – 27,3 %.

Но в ходе испытаний выявился ряд недостатков, повлекших за собой потери асбеста в вынос и подрешетный продукт из аппарата, которые в сравнении с прошлыми исследованиями снизились в 1,5-2 раза, но все же остались достаточно высокими. Извлечение асбеста в надрешетный продукт составило 77,8 %.

Для создания новой конструкции аппарата планируется создание лабораторной модели барабанного грохота и проведение дополнительных лабораторных исследований. Исследования позволят изучить физическую сущность происходящих процессов внутри аппарата и более точно определить основные параметры, оказывающие наиболее важное влияние на эффективность выделения из концентрата фр. -0,075 мм.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Добыча и обогащение асбестовых руд. Научные труды, вып. VII, отв. ред. Т. А. Миронова, М. – Недра, 1968.
2. Создание и освоение в производстве вихревого обеспыливателя, отчёт ВНИИпроектасбест, Н. Т. Тиунова, И. Г. Грибова, Асбест, 1986.
3. Технологические испытания усовершенствованной конструкции классификатора ПКО ОАО “Ураласбест”, технический акт, ОАО “НИИпроектасбест”, Д. В. Кочнев, С. А. Файнберг, Асбест, 2007.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ ДЛЯ УСЛОВИЙ ДОФ-4 ГБРУ ВЫСОКОГОРСКОГО ГОКА

ПЕЛЕВИН А. Е., ЧЕРНОВ А. Е., ШИХОВ А. Н.
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время на ДОФ-4 ГБРУ Высокогорского ГОКа (ВГОК) перерабатывают магнетитовую руду ш. Южная. Схема включает три стадии дробления и отдельную сухую магнитную сепарацию (СМС) классов крупности -80+15 мм -15+0 мм (после второй стадии дробления) и класса крупности -15+0 мм (после третьей стадии дробления).

Основной продукцией ДОФ-4 является промпродукт СМС (магнитный продукт) крупностью -15+0 мм с массовой долей железа порядка 33 %. Промпродукт СМС транспортируется на ВГОК и подвергается измельчению и мокрой магнитной сепарации (ММС) с получением готового железного концентрата. Немагнитный продукт СМС является отвальными хвостами, которые частично реализуются в качестве строительных материалов (щебень, песок и др.). Массовая доля железа в немагнитном продукте крупностью -15+0 мм составляет порядка 13 %.

В настоящей работе представлены результаты исследований, направленные на решение следующих технологических задач:

1. Доизвлечение железа из хвостов СМС с получением продукта, по качеству сопоставимого с промпродуктом СМС существующей схемы переработки руды ш. Южная. Решение этой технологической задачи позволит снизить потери железа с хвостами.

2. Получение аглоруды из промпродукта СМС существующей схемы переработки руды ш. Южная. Решение этой технологической задачи позволит получать часть готового концентрата (аглоруду) с помощью СМС без измельчения и ММС. Аглоруда является одним из компонентов агломерационной шихты. Массовая доля железа в аглоруде для условий ВГОКа составляет не менее 45 %.

Опыты выполнены на магнитных сепараторах двух принципиально различных типов: на барабанных сепараторах с верхней подачей ЭБС-33/18 и ЭБСЦ-33/18; на подвесном сепараторе с плоской магнитной системой с нижней подачей исходного продукта. Сепаратор ЭБСЦ-33/18 (центробежный) отличается от сепаратора ЭБС-33/18 увеличенным в два раза числом оборотов барабана.

Доизвлечение железа из хвостов СМС. Результаты опытов по обогащению пробы хвостов крупностью -15+0 мм показали, что дополнительная сухая магнитная сепарация в барабанных и в подвесных сепараторах не позволила получить промпродукт с массовой долей железа 33 %.

Результаты фракционного состава по крупности пробы хвостов СМС показали значительное повышение массовой доли железа в классе крупности -3+0 мм. На основании этого выполнены испытания по схеме с предварительным грохочением хвостов СМС на сетке с размером отверстий 3 мм. Подрешетный продукт грохота направлялся на дополнительную сухую магнитную сепарацию, надрешетный продукт являлся отвальными хвостами. Применение дополнительной схемы переработки хвостов СМС (грохочение – стандартная магнитная сепарация) позволяет получить промпродукт с массовой долей железа 37,82 % при выходе 4 % от исходных хвостов. При этом на 11,17 % снижаются потери железа с хвостами СМС. Использование центробежной сухой магнитной сепарации позволило получить аглоруду с массовой долей железа 45,74 % при выходе 2,6 % от исходных хвостов. При этом на 8,74 % снижаются потери железа с хвостами СМС. Эффективность разделения в подвесном магнитном сепараторе ниже, чем в барабанных магнитных сепараторах.

Получение аглоруды из промпродукта СМС. Результаты фракционного состава по крупности пробы промпродукта СМС показали незначительные отличия по массовой доле железа в классах крупности. Поэтому для получения аглоруды принята одна дополнительная операция сухой магнитной сепарации. Дополнительное обогащение промпродукта СМС с помощью подвесного магнитного сепаратора позволило получить аглоруду с массовой долей железа 47,41 % при выходе 5,5 % от исходного промпродукта. Другие рассмотренные типы магнитных сепараторов не позволили получить аглоруду. Центробежный сепаратор позволил получить магнитный продукт более высокого качества по сравнению со стандартным барабанным сепаратором (43,08 % Fe против 39,29 % Fe).

ПРОГНОЗ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ОБОГАЩЕНИЯ С УЧЕТОМ ВИДА РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ЧАСТИЦ ПО КРУПНОСТИ

ОВЧИННИКОВА Т. Ю.

ГОУ ВПО “Уральский государственный горный университет”

Использование сепарационных характеристик аппаратов для описания преобразования фракционного состава продуктов в разделительных операциях технологических схем позволяет повысить точность прогнозных расчетов. Значение физического признака разделения (ξ) коррелировано с массовой долей (α), и их связь часто может быть принята линейной, следовательно, аргументы α и ξ легко взаимозаменяемы в сепарационной характеристике. Во многих случаях необходим другой аргумент – крупность (d).

Это имеет смысл, поскольку разделение в схемах обогащения ведется как по признакам разделения, связанным с массовой долей, так и по признакам, не связанным с массовой долей, в случае неселективного раскрытия компонентов одним из таких признаков является крупность.

Функции распределения фракционного состава по крупности имеют различный вид в зависимости от стадии обработки.

Поскольку в ходе рудоподготовки при стремлении к увеличению раскрытия возможно переизмельчение руды, то есть образование класса крупности, обогащаемого предполагаемыми процессом обогащения с признаком разделения ξ с меньшей эффективностью, формулы расчета показателей обогащения имеют следующий вид:

для разделения по массовой доле компонента

$$\gamma_K = \int_{d_{\min}}^{d_{\max}} \int_{\alpha_{\min}}^{\alpha_{\max}} w_{\text{исх}}(\alpha, d, \xi) \cdot \varepsilon_{K,X}(\alpha, d) \cdot d\alpha \cdot dd; \quad (1)$$

$$\beta_{K,X} = \gamma_{K,X}^{-1} \int_{d_{\min}}^{d_{\max}} \int_{\alpha_{\min}}^{\alpha_{\max}} w_{\text{исх}}(\alpha, d, \xi) \cdot \alpha \cdot \varepsilon_{K,X}(\alpha, d) \cdot d\alpha \cdot dd. \quad (2)$$

для разделения по признаку разделения ξ

$$\gamma_{K,X} = \int_{d_{\min}}^{d_{\max}} \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} w_{\text{исх}}(\xi, d) \cdot \varepsilon_{K,X}(\xi, d) \cdot d\xi \cdot dd; \quad (3)$$

$$\beta_{K,X} = \gamma_{K,X}^{-1} \int_{d_{\min}}^{d_{\max}} \int_{\xi_{\min}}^{\xi_{\max}} w_{\text{исх}}(\xi, d) \cdot \beta(\xi, d) \cdot \varepsilon_{K,X}(\xi, d) \cdot d\xi \cdot dd, \quad (4)$$

где $w_{\text{исх}}(\alpha, d, x)$, $w_{\text{исх}}(x, d)$, $b(x, d)$ – многомерные функции фракционного состава исходного материала; d_{\min} , d_{\max} – пределы интегрирования по крупности; ξ_{\min} , ξ_{\max} – пределы интегрирования по признаку разделения.

Для повышения точности прогнозных расчетов фракционный состав необходимо описывать двумерными функциями распределения с аргументами $\xi(\alpha)$ и d . Для расчета операций разделения, в результате которых происходит трансформация фракционного состава продуктов, также необходимо использовать двумерные сепарационные характеристики.

Рассмотрим влияние введения d в качестве второго аргумента в суммарную сепарационную характеристику для учета мелких и тонких классов, находящихся за границей разделения или в приграничной области допустимой глубины обогащения, на прогноз результатов разделения.

Если провести интегрирование сепарационной характеристики по d во всем диапазоне, можно убедиться, что из-за нечувствительности процесса в области мелких и тонких классов и неудаления их операциями грохочения или классификации итоговая характеристика может существенно ухудшиться в сравнении с характеристикой для номинальной крупности процесса.

Докажем, что помимо распределения по массовой доле полезного компонента необходимо учитывать и распределение по крупности.

Исходный продукт представлен двумерной плотностью распределения (по крупности и по признаку).

Рассмотрим случай предельной обогатимости, когда признаком разделения является массовая доля полезного компонента.

Примем, что плотность распределения по признаку изменяется во всех классах крупности по одинаковым законам и рассмотрим, как изменяется суммарная плотность распределения в зависимости от вида закона распределения по крупности.

Зададимся распределениями по крупности: равномерным, правоасимметричным, левоасимметричным. Каждый класс крупности частиц имеет свою сепарационную характеристику. Назначим целевым продуктом концентрат и рассчитаем плотность распределения по массовой доле полезного компонента в концентрате после разделения:

$$w_k(\alpha_i) = (\gamma_k)^{-1} \cdot w_{исх}(\alpha_i) \cdot \varepsilon(\alpha_i), \quad (5)$$

где $w_{исх}(\alpha_i)$ – плотность распределения исходного на i -ом интервале (i меняется от 1 до n); $\varepsilon(\alpha_i)$ – значение сепарационной характеристики на i -ом интервале; γ_k – выход целевого продукта:

$$\gamma_k = \sum_{i=1}^n w_{исх}(\alpha_i) \cdot \varepsilon_k(\alpha_i) \Delta \alpha_i. \quad (6)$$

Также рассчитаем содержание полезного компонента в концентрате:

$$\beta_k = (\gamma_k)^{-1} \sum_{i=1}^n w_{исх}(\alpha_i) \cdot \beta(\alpha_i) \cdot \varepsilon_k(\alpha_i) \Delta \alpha_i. \quad (7)$$

Суммарная плотность распределения целевого продукта с учетом доли класса крупности учитывалась по формуле:

$$w_{\Sigma k} = (\gamma)^{-1} \cdot (\gamma_1 \cdot w_{k1}(\alpha) + \gamma_2 \cdot w_{k2}(\alpha) + \gamma_3 \cdot w_{k3}(\alpha)), \quad (8)$$

где $\gamma_1, \gamma_2, \gamma_3; w_{k1}(\alpha), w_{k2}(\alpha), w_{k3}(\alpha)$ – доли и плотности распределения целевого продукта классов крупности $0-d_1; d_1-d_2; d_2-d_3$ соответственно.

Полученные результаты изменения суммарной плотности распределения в зависимости от вида закона распределения по крупности и вида распределения по признаку (содержанию) исходного позволяют сделать следующие выводы:

- помимо распределения по содержанию полезного компонента необходимо учитывать и распределение по крупности, особенно это касается асимметричных распределений как по признаку, так и по крупности;
- наличие значительного числа мелких и тонких классов, находящихся за границей глубины обогащения, существенно ухудшает итоговую характеристику целевого продукта;
- наличие значительного количества классов крупности, соответствующих номинальной крупности процесса, позволяет получить удовлетворительные результаты разделения даже на весьма труднообогатимом сырье.