

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

23-24 апреля 2012 года

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.7.09

НОВАЯ КОМБИНИРОВАННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОПРОБОВАНИЯ ПОТОКОВ ПУЛЬПЫ

ФАЛЬКОВИЧ Е. С.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время на обогатительных фабриках для опробования потоков пульпы широкое распространение получил метод поперечных сечений потока пульпы, состоящий в том, что в точечную пробу отбирается поперечная полоса, вырезаемая в потоке пробоотбирателем. Поток пересекается полностью, тем самым, все элементы поперечного сечения потока оказываются в пробе [1].

Но при этом в процессе опробования всегда возникает погрешность опробования, которая включает систематическую, случайную и вероятную систематическую погрешности. Для снижения погрешности опробования выявление и уменьшение вероятной систематической погрешности является наиболее трудной задачей.

Причиной возникновения вероятной систематической погрешности является асимметричное распределение массовой доли в потоке пульпы, то есть наличие всплесков массовой доли (рис. 1). Если такие всплески (α_{\max} и α_{\min}), которые имеют интервал Δt , не попадают в объединенную пробу, то возникает отклонение полученного значения массовой доли (α) от истинного значения массовой доли ($\alpha_{\text{ист}}$). Величина этого отклонения называется вероятной систематической погрешностью.

Нами разработан новый комбинированный метод опробования потока пульпы, который позволяет исключить вероятную систематическую погрешность. Метод включает в себя непрерывный отбор пробы от потока пульпы способом продольных сечений, сокращение отобранной пробы способом поперечных сечений и второе сокращение пробы способом продольных сечений. На основе нового комбинированного метода разработан аппарат под названием «Станция опробования пульпы СОП-1Т», включающий пробоотборник щелевой и модуль пробосократительный. Технологическая схема станции опробования представлена на рис. 2.

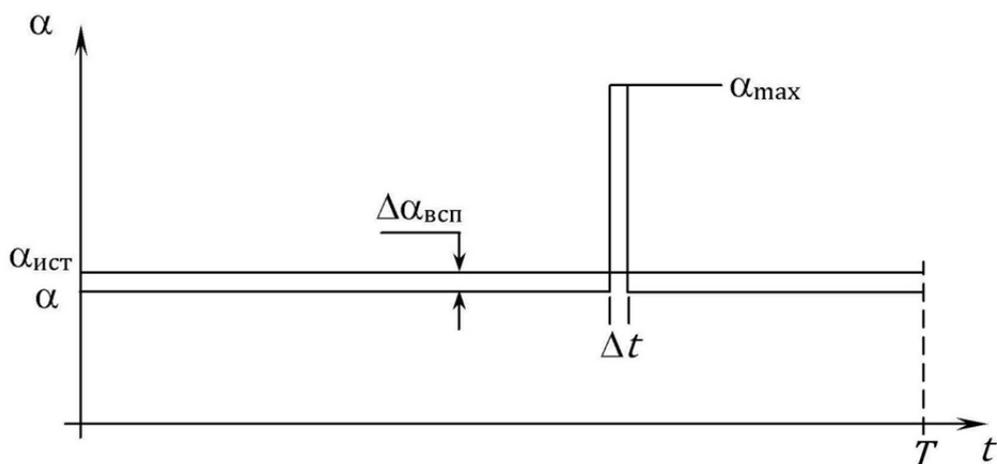


Рис. 1. Возникновение вероятной систематической погрешности

Внедрение станции опробования на золотоизвлекательных обогатительных фабриках привело к снижению случайной погрешности сменных проб и ликвидации вероятной систематической погрешности опробования потока пульпы. В таблице приведены сравнительные результаты анализа накопленных сменных проб хвостов золотоизвлекательной фабрики методом поперечного сечения потока и с использованием нового комбинированного метода опробования потока пульпы [2].

Значения относительных случайных погрешностей и вероятных систематических погрешностей накопленной сменной пробы, приведенные в таблице, наглядно демонстрируют существенное преимущество нового комбинированного метода опробования потока пульпы перед методом поперечного сечения потока.

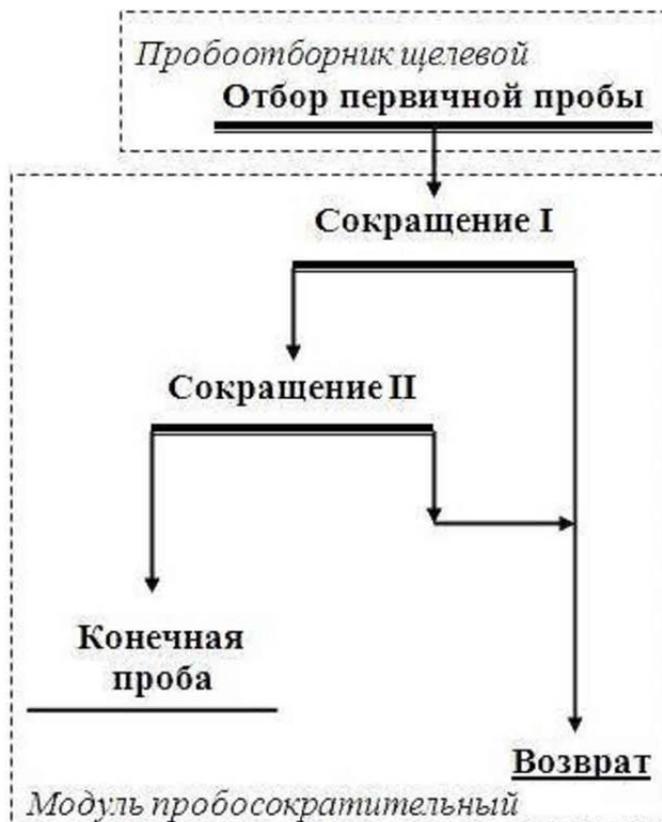


Рис. 2. Технологическая схема станции опробования СОП-1Т

Сравнение показателей метода поперечных сечений потока пульпы
и нового комбинированного метода опробования потока пульпы

Наименование параметра	Способ опробования потока пульпы					Новый комбинированный метод опробования потока пульпы
	Поперечный метод сечения потока пульпы					
Периодичность пересечения потока, мин	30	10	5	1		Непрерывное
Массовая доля золота, г/т	0,3					
Относительная случайная погрешность накопленной сменной пробы, %	Расчетное значение	25,3	14,7	10,7	4,9	6,6
	Фактическое значение	18,9	13,1	---	---	6,5
Объем накопленной сменной пробы, л	Расчетное значение	4,8	14,4	28,8	144,0	5,2
	Фактическое значение	5,7	16,4	---	---	6,5
Вероятная систематическая погрешность, %	Расчетное значение	22,22				0
	Фактическое значение	18,07		---	---	0
Вероятность пропустить всплеск массовой доли, %	Расчетное значение	45,83	15,27	7,64	1,53	0
	Фактическое значение	40,85	11,41	---	---	0

Применение станции опробования СОП-1Т в промышленных условиях продемонстрировало ее высокую надежность, простоту обслуживания, низкие эксплуатационные затраты и позволило снизить трудозатраты в 3 раза.

На станцию опробования потока пульпы СОП-1Т и новый комбинированный метод опробования потока пульпы подана заявка на патент и получен патентный приоритет.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Опробование минерального сырья: научная монография. Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2011. 316 с.
2. Комлев А. С. Совершенствование процесса опробования пульпообразных продуктов // Труды Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». Екатеринбург, 2011. – С. 6-9.

К ВОПРОСУ ОБ ОКУСКОВАНИИ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

КОРНЕВ А. В., КУСКОВ В. Б.

ФГБОУ ВПО Национальный минерально-сырьевой университет «Горный»

Получающиеся в результате обогащения железных руд мелкие концентраты, как правило, непригодны для непосредственной металлургической переработки и требуют окускования. Операция окускования также позволяет рационально использовать естественные пылевые руды и отходы производств, такие как уловленные шламы и пыли металлургических агрегатов, колошниковую пыль доменных печей и окалину прокатных цехов и др. [1]. В металлургии используют три способа окускования: агломерацию, окомкование и брикетирование.

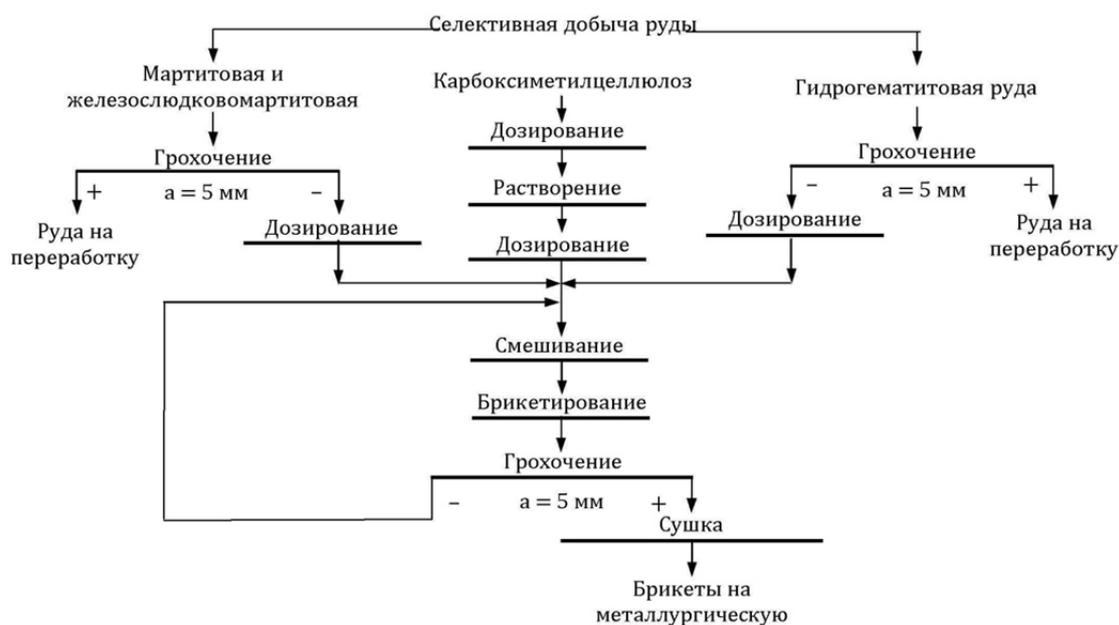
Для некоторых видов руд, в частности для мелких богатых железных руд (с содержанием железа более 50 %) и низким содержанием вредных примесей (например, серы) наиболее перспективным будет холодное брикетирование. Это объясняется, прежде всего, тем, что при данном способе окускования нет необходимости в тонком измельчении всего исходного материала, как при окомковании, или в высоких расходах энергоресурсов на процесс спекания, как при агломерации.

В качестве руд, для окускования которых целесообразно холодное брикетирование, можно рассматривать богатые железные руды Яковлевского месторождения. На данном месторождении в основном преобладают два типа руд: мартитовые (с содержанием железа около 64 %) и гидрогематитовые (с содержанием железа около 55 %).

Изучение гранулометрического состава дробленной до 20 мм руды показало высокое содержание мелких классов. Так, согласно полученным данным ситового анализа количество класса -5+0 мм в обоих типах рассматриваемых руд превышает 75 %. Поэтому, для непосредственного использования в металлургическом переделе, их необходимо обязательно окусковывать.

В результате проведения химического анализа удалось установить, что с уменьшением крупности руды содержание железа возрастает. Так, например, содержание железа в классе -20+5 мм мартитовой руды составляет порядка 53 %, а в классе -0,074 мм – около 69 %, для гидрогематитовой руды содержание железа для таких же классов крупности будет равным около 48 и 61 %, соответственно. Учитывая также выходы классов, оптимальным для брикетирования следует считать класс -5+0 мм. В мартитовой руде содержание железа в данном классе равно 66,34 %, при выходе его 84,5 %, в гидрогематитовой руде содержание железа – 57,19 %, а выход – 76,4 %. С точки зрения прочности получаемых железорудных брикетов оптимальным для брикетирования является также класс -5+0 мм. Использование в составе брикетируемой шихты более мелких (-1+0 мм, -3+0 мм) или крупных (-20+0 мм) классов приводит к снижению механической прочности изготавливаемых брикетов.

В связи с вышесказанным, для повышения качества производимого для металлургических целей продукта в технологическую схему брикетирования необходимо включить операцию предварительного грохочения исходной руды по классу 5 мм. При этом класс мельче 5 мм пойдет на брикетирование, а класс крупнее 5 мм может быть направлен, например, для непосредственного использования в доменном процессе, как компонент доменной шихты. Технологическая схема брикетирования мартито-гидрогематитовых руд с использованием в качестве связующего водного раствора карбоксиметилцеллюлозы представлена на рисунке.



Технологическая схема брикетирования богатой железной руды с карбоксиметилцеллюлозой

В качестве исходного сырья для брикетирования рекомендуется использовать смесь 85 % мартитовой и 15 % гидрогематитовой руд. Это объясняется тем, что в мартитовой руде содержание железа выше, а добавка гидрогематитовой руды повышает прочность полученных брикетов. Такая взаимосвязь между прочностью брикетов и соотношением типов руд в исходной шихте подтверждается данными многочисленных экспериментов при использовании различных видов связующих. Так при использовании в качестве связующего 2,5 %-ного раствора карбоксиметилцеллюлозы и давлении прессования 40 МПа были получены результаты, представленные в таблице. Сушка сырых брикетов велась при $t = 105 \pm 5$ °С [2].

Зависимость прочности брикетов от соотношения типов руды в исходной шихте

Содержание руды в шихте, %		Средний предел прочности брикетов на одноосное сжатие, МПа
мартитовой	гидрогематитовой	
80	20	9,5
85	15	7,6
90	10	6,3
100	0	4,9

Таким образом, использование для брикетирования смеси 85 % мартитовой и 15 % гидрогематитовой руд крупностью менее 5 мм с применением сравнительно небольшого количества карбоксиметилцеллюлозы позволяет получить железорудные брикеты с высокими физико-механическими и металлургическими свойствами.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Справочник по обогащению руд. Специальные и вспомогательные процессы, испытания обогатимости, контроль и автоматика / Под ред. О. С. Богданова, В. И. Ревнивцева, 2-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1983. 376 с.
2. Способ подготовки шихтового материала к металлургической переработке. Заявка на получение патента № 2011118712 от 10.05.2011.

НОВАЯ СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ РУДЫ СЕВЕРОПЕСЧАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

БАРМИНА И. Н., КОЛТУНОВ А. В.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

ОАО «Богословское рудоуправление» перерабатывает на дробильно-обогажительной фабрике руды Северопесчанского месторождения по схеме сухой магнитной сепарации.

Руды представлены скарновыми магнетитами, имеющими комплексный состав. Кроме магнетита (основного минерала), они содержат сульфиды – пирит, халькопирит и пирротин. Нерудные минералы представлены карбонатами, эпидотом, хлоритом, гранатом. Содержание вредных примесей (сера, мышьяк) в рудах не превышает допустимых пределов для товарных железных руд.

Из руды, содержащей порядка 25-35 % железа, выделяется концентрат сухой магнитной сепарации с содержанием железа 51 % и хвосты.

Хвосты обогащения – щебень является товарной продукцией для заводов ЖБИ и строительства дорог.

Для выбора метода обогащения были построены предельные фракционные характеристики. Исходя из контрастности свойств минералов руды, в качестве разделительных признаков для обогащения было решено использовать разницу в магнитных свойствах и/или информационный сигнал – массовую долю железа. Поэтому пробу подвергли сухой магнитной сепарации и рентгенорадиометрической сепарации. Результаты опытов практически не отличались друг от друга.

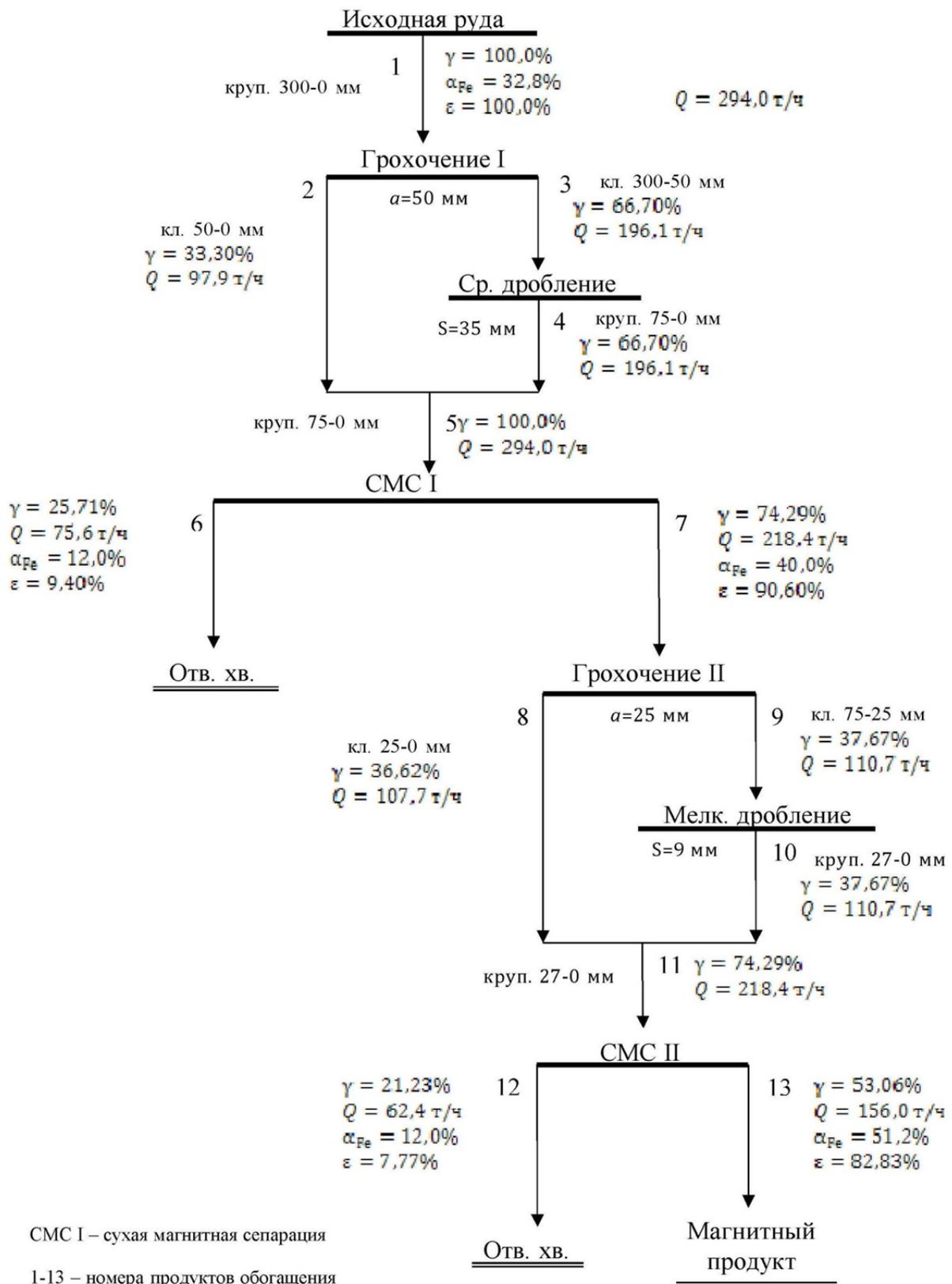
На основании полученных результатов, был сделан вывод о предпочтительности использования метода сухой магнитной сепарации. Сепараторы для сухого магнитного обогащения (СМС), по сравнению с рентгенорадиометрическими сепараторами (РРС) имеют следующие преимущества:

- меньшая стоимость;
- большая производительность;
- больший диапазон крупности обогащаемого материала;
- простота в эксплуатации.

По результатам проведенных исследований была предложена технологическая схема обогащения руды Северопесчанского месторождения, представленная на рисунке.

Предложенная схема является альтернативной существующей на предприятии. Альтернативная схема обладает следующими преимуществами:

- вывод отвальных хвостов после первой сухой магнитной сепарации;
- меньшая стоимость оборудования;
- экономический эффект от применения альтернативной схемы составляет 10,460 млн рублей.



Новая схема переработки руды Северопесчанского месторождения

СУХАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ СИДЕРИТОВОЙ РУДЫ БАКАЛЬСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

НАЗАРЕНКО Е. С.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время в связи с ухудшающейся экологической обстановкой большое значение в обогащении полезных ископаемых приобретают методы сухого предварительного обогащения. Сухие методы позволяют эффективно реализовать принцип «не обогащать ничего лишнего», особенно методы, позволяющие получать обогащённые продукты в крупнокусковом виде. К таким методам относится метод рентгенорадиометрической сепарации.

Задачей исследования была разработка сухой технологии обогащения сидеритовой руды Бакальского месторождения. Для исследований была предоставлена проба руды шахтной добычи крупностью -300+0 мм. Химический состав руды представлен в таблице.

Химический состав руды

Содержание элемента, %										
Feобщ	Fe2O3	FeO	SiO2	Al2O3	MgO	CaO	MnO	S	P	ппп
28,2	0,83	8,85	8,5	1,3	9,7	4,5	1,1	0,21	0,012	36,8

По преобладающему рудному интервалу руды Бакальского месторождения относятся к карбонатному типу, которые принято называть сидеритовыми.

Железосодержащие карбонаты составляют около 70-90 %, а нерудные – 30-10 %. Последние представлены сопутствующими породами: доломитами, аргилитовыми и филлитовыми сланцами, кварцитами и диабазами. Из нерудных минералов присутствуют кварц, анкерит, пирит и барит.

Основным рудным минералом на Бакальских месторождениях является сидероплезит и пистомезит, в котором кроме железа (25-40 %) и оксида магния (7,5-19 %) содержатся оксид кальция (до 1,5-3 %) и магния (до 2 %).

Сидероплезит и пистомезит слагают 80-95 % рудной массы. Вмещающие породы представлены диабазами, доломитами, сланцами.

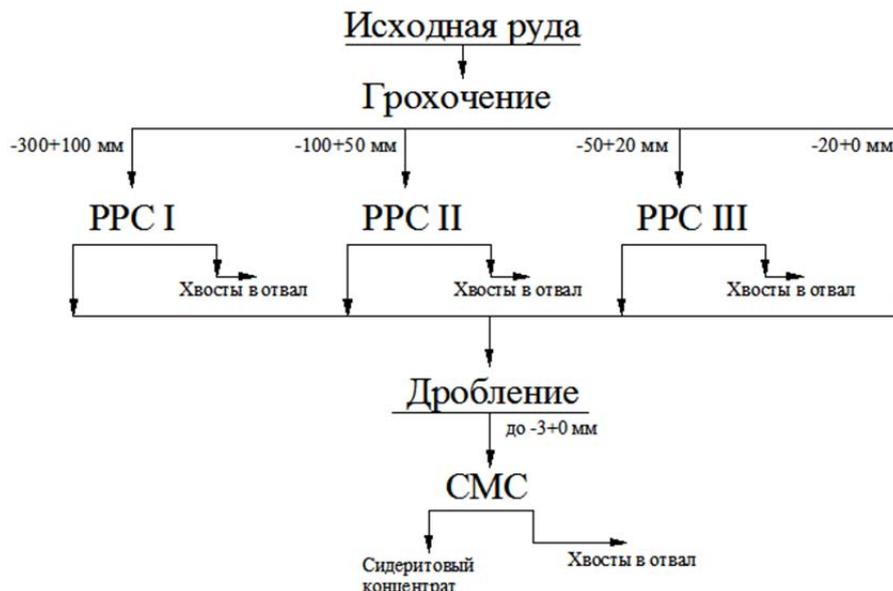
Из-за невысокого качества руды, обусловленного загрязнением алюмосиликатными сланцами и низким содержанием железа, использование высокотемпературного восстановительного обжига не представляется возможным, так как при этом происходит оплавление пустой породы.

По стандартной методике руда была исследована на обогатимость. По результатам исследований была составлена технологическая схема обогащения и макет технологического регламента.

При исследовании на обогатимость предпочтение было отдано сухим методам обогащения. Было принято решение проводить предварительное обогащение крупнокускового материала методом рентгенорадиометрической сепарации, причём классы крупности обогащать отдельно. Таким образом, часть крупнокусковых хвостов будет выделена в голове схемы.

Концентраты рентгенорадиометрической сепарации (РРС) в дальнейшем решено отправлять на додрабывание до крупности -3+0 мм с последующим обогащением методом сухой магнитной сепарации (СМС).

На рисунке представлена принципиальная схема «сухого» обогащения сидеритовой руды с использованием рентгенорадиометрической (РРС) и сухой магнитной (СМС) сепарации.



Сухая схема обогащения сидеритовой руды

Исходная руда подается на трехситный вибрационный грохот. Полученные классы 300+100, -100+50, -50+20 мм отправляются на рентгенометрическую сортировку. Концентраты РРС и несортируемый класс -20+0 мм направляется на додробление до крупности менее 3 мм. Дроблёный продукт направляется на сухую магнитную сепарацию. Концентрат СМС является конечным продуктом.

В качестве разделительного признака при рентгенометрической сепарации было выбрано характеристическое рентгеновское излучение железа.

Испытания схемы проводились в лаборатории кафедры «Обогащение полезных ископаемых» УГГУ. Испытания по рентгенометрической сепарации выполнялись на сепараторе СРФ-100, а по магнитной сепарации – на магнитном сепараторе СЭ-138Т.

В результате лабораторных испытаний схемы было установлено, что из исходной сидеритовой руды Бакальского месторождения с содержанием железа 30,0 %, может быть получен концентрат рентгенометрического обогащения с содержанием железа 39,9 %. В хвосты РРС выделяется продукт, содержащий около 8,0 % железа. Хвосты РРС являются возможным исходным продуктом для получения щебня различной крупности.

Использование сухой магнитной сепарации позволяет повысить качество концентрата до 46 % железа. В дальнейшем полученные концентраты могут направляться в металлургический передел.

Предлагаемая сухая схема имеет ряд преимуществ:

1. Экологическая безопасность;
2. Повышение качества конечных концентратов за счёт подачи на глубокое обогащение концентратов стадии предварительной рентгенометрической сепарации, приводящее к увеличению стоимости готовой продукции;
3. Снижение общих эксплуатационных расходов за счет уменьшения расходов электроэнергии, материалов, реагентов в последующих переделах рудоподготовки и обогащения благодаря сбросу части хвостов в стадии предварительного рентгенометрического обогащения.

ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ КИАНИТОВ

СЕРКИН П. В.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В последние годы всё больший интерес вызывают кианитовые (дистеновые) породы – кианит, андалузит и силлиманит. Минералы группы кианита являются модификациями одного и того же алюмокремниевого соединения $Al_2O_3 \cdot SiO_2$ или Al_2SiO_5 , и, следовательно, имеют один и тот же химический состав. Эти минералы имеют практическое значение при производстве муллитокремнеземистой керамики и огнеупоров.

Вследствие высокого содержания глинозема кианит может быть использован в производстве алюмокремниевых сплавов (силумина), а также металлического алюминия.

Руды Карабашского месторождения были многократно исследованы на обогатимость, а кианитовый концентрат и изделия из него – на огнеупорность и термостойкость.

В 1987 году шесть проб кианитовых кварцитов были изучены на обогатимость в лаборатории ПГО «Уралгелогия» (г. Екатеринбург). Из всех проб получены концентраты с содержанием 45,09-57,73 % Al_2O_3 и 0,86-2,0 % Fe_2O_3 .

Для получения силуминового (Al-Si) сплава необходим концентрат с содержанием Al_2O_3 не менее 56 %, Fe_2O_3 – 0,6 %, TiO_2 – 0,8 %, CaO – 0,5 %. В концентрате самого кианита должно быть не менее 88 %.

Раскрытие компонентов кианитовой руды было изучено на примере руды Карабашского месторождения. Исследуемая руда была отобрана из трех различных точек. Содержание в них кианита составило от 56 до 60 % кианита.

Рудные тела представлены кианитовыми (дистеновые) зёрнами, средняя массовая доля кианита 58 %. Текстура тонкослоистая, структура тонковкрапленная. Основными рудными минералами являются кианит и кварц.

Ввиду тонкой вкрапленности измельчение проводилось до крупности $-0,315+0,1$ мм. В этом технологическом классе отсутствует переизмельчённый продукт и раскрыта большая часть сростков.

Целью работы являлось получение технологии обогащения кианитов. В качестве методов обогащения рассматривались гравитационные и электрические методы.

Электрический метод обогащения имеет ряд преимуществ по сравнению с традиционным гравитационным методом. Например, электрический метод является сухим, а значит, более экологичным. Однако, у этого метода есть и ограничения, в частности, необходима предварительная подготовка исходного материала: сушка, обеспыливание, подготовка по крупности.

Гравитационный метод обогащения применим для разделения частиц кианита и кварца, так как имеется различие в их плотностях. Кварц имеет плотность 2650 кг/м^3 , а у кианита она составляет $3500-3700 \text{ кг/м}^3$.

Кроме гравитационного рассматривался и специальный метод обогащения – трибоэлектростатическая сепарация. Вследствие наличия ожелезнения у частиц кианита удельная магнитная восприимчивость его больше, чем у кварца.

Таким образом, технология обогащения кианита может включать в себя обогащение на концентрационном столе или трибоэлектрическую сепарацию.

На основе исследования кианитовой руды на обогатимость были разработаны и опробованы в лаборатории кафедры «Обогащение полезных ископаемых» УГГУ две технологические схемы обогащения. Одна схема включала в себя обогащение кианитов на концентрационном столе с последующей доводкой кондиционного концентрата. Другая схема предусматривала обогащение кианитов методом трибоэлектрической сепарации.

По результатам опытов по различным схемам получены кианитовые концентраты и хвосты.

Технологические показатели продуктов обогащения методом трибоэлектростатической сепарации в табл. 1.

Технологические показатели продуктов обогащения кианитовых руд на концентрационном столе представлены в табл. 2.

Кроме того, кондиционный концентрат подвергался доводке на концентрационном столе, результаты представлены в табл. 3.

Таблица 1

Результаты трибоэлектростатической сепарации

Номер пробы	Концентрат			Хвосты		
	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
1	46,99	70,00	54,82	53,01	51,13	45,18
2	55,80	81,00	75,33	44,20	33,49	24,67
3	63,29	87,00	38,84	36,71	2,55	61,16

Таблица 2

Результаты обогащения на концентрационном столе

Номер пробы	Концентрат			Хвосты		
	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
1	55,70	83,33	77,36	44,30	30,67	22,64
2	46,97	90,91	71,17	53,03	32,62	28,83
3	32,53	81,65	47,42	67,47	43,63	52,58

Таблица 3

Результаты доводки на концентрационном столе

Номер пробы	Концентрат			Хвосты		
	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %	Выход, %	Массовая доля, %	Извлечение, %
1	22,50	88,23	42,77	77,50	34,27	57,23
3	17,40	89,00	58,30	72,60	15,34	41,70

Опыты показали, что концентраты, получаемые при обогащении, как трибоэлектрическим, так и гравитационным методами, имеют качество пригодное для получения алюминиево-кремниевое сплава – силумина.

Однако, применение трибоэлектрической сепарации менее эффективно по сравнению с гравитационной схемой обогащения. Качество кианитовых концентратов, получаемых на концентрационном столе с последующей доводкой кондиционного концентрата выше, чем у концентратов, получаемых при трибоэлектрической сепарации. Кроме того, применение трибоэлектрической сепарации неизбежно повлечёт за собой дополнительные затраты на сушку и обеспыливание исходного материала.

ВЛИЯНИЕ СТЕПЕНИ ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗОРУДНОГО КОНЦЕНТРАТА НА ПАРАМЕТРЫ ЕГО МЕТАЛЛИЗАЦИИ

РАЗНИЦИНА А. Л.

ФГБОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

На данный момент в России нет реализованной в промышленных условиях технологии производства металлизированного сырья для выплавки стали, когда в качестве восстановителя выступает уголь. Этот же подход может использоваться при переработке пылей и шламов металлургических предприятий. Бескоксовая схема более высокотехнологична, требует меньше затрат энергии и сырья, оказывает меньшее отрицательное воздействие на окружающую среду.

Цель данной работы: изучение влияния степени обогащения железорудного концентрата на скорость восстановления железа

Обогащению подвергались железистые кварциты Сутарского месторождения (Россия) с общим содержанием железа в руде 31 %, характеризующиеся весьма тонкой рудной вкрапленностью и железные руды Тамирского месторождения с общим содержанием железа 41 %.

В настоящей работе использована технология с применением сепарации в переменном магнитном поле. Железные концентраты с массовой долей железа 63-67 % получены в лабораторных условиях по схеме со стадийным измельчением и магнитной сепарацией с выделением хвостов после каждой операции измельчения продукта.

Измельчение в мельнице выполнено в три стадии. Полученные продукты подвергались обесшламливанию и мокрой магнитной сепарации (два приёма, напряженность магнитного поля $B=0,12$ Тл, частота $f=200$ Гц).

При увеличении тонины помола концентрата в нём повышается массовая доля железа и снижается массовая доля диоксида кремния. Железный концентрат с массовой долей железа 69,5 % получен путём дообогащения концентрата с массовой долей железа 67 %.

Схема дообогащения включала измельчение, обесшламливание и сепарацию в бегущем магнитном поле (два приёма, $B=0,14$ Тл, $f=200$ Гц). Использован сепаратор с бегущим магнитным полем из постоянных магнитов (сплав Nd-Fe-B) собственной конструкции. В нём вращается магнитная система внутри барабана (неподвижного или вращающегося с меньшими оборотами). При этом повышается частота смены полярностей магнитного поля, что приводит к вращению и разрушению магнитных флокул и прядей и высвобождению из них запутавшихся немагнитных частиц и, как следствие, к повышению качества концентрата [1].

Разработанная технология обогащения позволила получить концентраты с высоким содержанием железа. Железные концентраты прошли обогащение магнитным методом, поэтому они представлены в основном сильномагнитным магнетитом. С увеличением массовой доли железа в исходном концентрате массовая доля магнетита в железосодержащей части обогащенного продукта возрастает и стремится к 100 %.

Кроме магнетита в исследованных концентратах содержатся сростки магнетита с кварцем, гематит и амфиболы (в основном грюнерит). Несмотря на низкие магнитные свойства гематита, грюнерита и сростков, они в незначительном количестве попадают в магнетитовый концентрат вследствие механического захвата их магнетитовыми флокулами.

Массовая доля железа в магнетите составляет 71,7-72,4 % и близко к стехиометрическому значению. Гематит содержит в среднем 98 % Fe_2O_3 . Грюнерит относится к группе моноклинных амфиболов с повышенной массовой долей железа (22,67 %). Содержание SiO_2 в грюнерите исследуемой руды составляет 54,58 %.

Полученные материалы использованы для изучения влияния содержания железа в концентратах на параметры его восстановления.

Образцы для опытов готовили в виде брикетов размером 21х6 мм прессованием смеси концентрата, угля крупностью менее 0,1 мм и бентонита (5 % от массы образцов) как связующего крупностью -0,02 мм. В качестве восстановителя использовали бурый уголь

Шарынгольского месторождения, Монголия, содержащий 77,07 углерода C^{daf} ; 7,67 % золы, 36,88 % летучих V^{daf} .

Ранее было установлено, что этот уголь является эффективным восстановителем [2]. Количество углерода в брикете равнялось стехиометрически необходимому для полного восстановления оксидов железа. Плотность образцов составляла около 2300 кг/м³. Для удаления влаги образцы прокаливали 2 часа при температуре 120 °С. Восстановительный обжиг нескольких образцов одновременно осуществляли в печи сопротивления, оборудованной регулятором температуры.

В результате восстановления углем получено губчатое железо со степенью металлизации, превышающей 92 % (рис. 1) и содержанием FeO в диапазоне 7,84-11,31 %. Это соответствует значениям, полученным для металлизированного сырья из Лебединских суперконцентратов.

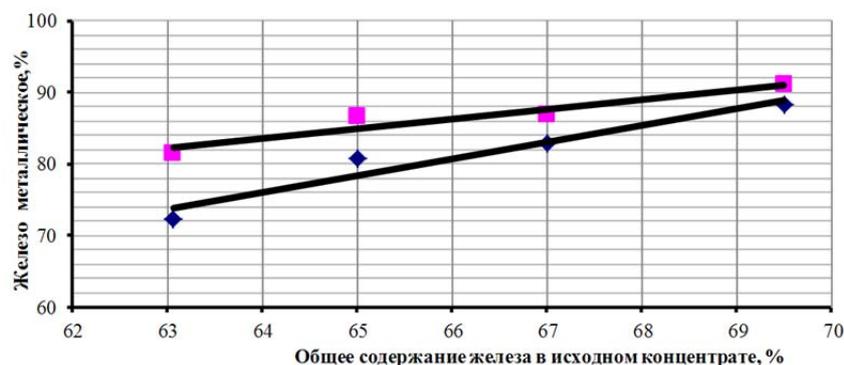


Рис. 1. Восстановление Сутарского концентрата бурым углём:

◆ – температура 1000 °С; ■ – температура 1100 °С; выдержка 60 мин.

Таким образом, показана возможность получения губчатого железа восстановлением концентратов углем, которое по своему составу отвечает принятым в мире требованиям к его использованию в качестве шихты в дуговых сталеплавильных печах.

Экспериментально установлено, что с увеличением содержания железа в концентрате степень его восстановления углем растет по линейному закону (рис. 2)

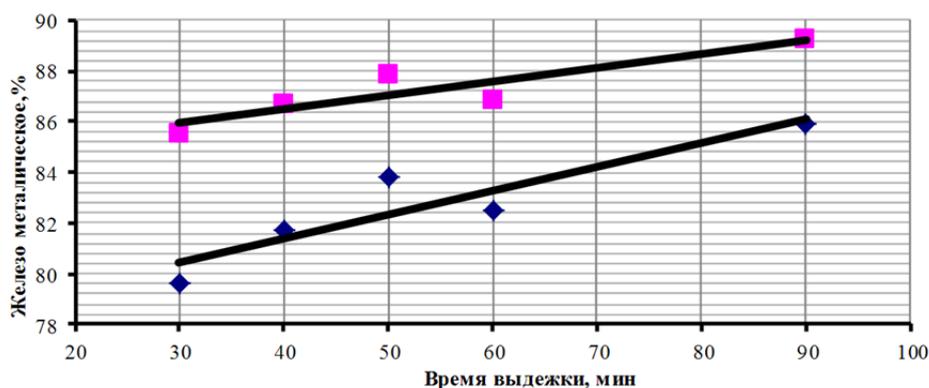


Рис. 2. Восстановление Тамирского концентрата бурым углём:

◆ – исходное содержание железа 63,43 %; ■ – 66,65 %.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Пелевин А. Е. Стадиальное выделение железного концентрата // Обогащение руд. 2007. № 3. С. 10-15.
2. Амдур А. М., Мунхтуул Л. [и др.]. Роль продуктов термической деструкции угля в процессе металлизации железорудных материалов // Известия Академии наук Монголии. Улан-Батор: 2010. № 2.