

К.В. НИКОЛАЕНКО, канд. техн. наук,

П.К. НИКОЛАЕНКО

(Украина, Кривой Рог, Государственное ВУЗ "Криворожский национальный университет")

**ОСОБЕННОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ЦЕНТРОБЕЖНОГО РЕЖИМА
ДРОБЛЕНИЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ АГЛОРУДЫ
ИЗ КРУПНОЗЕРНИСТОГО ОТСЕВА ПРИШАХТНЫХ
ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫХ ФАБРИК КРИВБАССА**

Постановка проблемы и ее связь с научными и практическими заданиями.
Основными видами минерального сырья Криворожского бассейна являются богатые и бедные железные руды.

Среди добываемых шахтами выделяются четыре их минеральные разновидности:

1) мартитовые, железослюдко-мартитовые ("синьки") – среднее содержание железа около 62%;

2) дисперсногематит-мартитовые, дисперсногематит-железослюдко-мартитовые ("краско-синьки") – около 59%;

3) мартит-дисперсногематитовые ("синько-краски") – около 54%;

4) дисперсногематитовые, каолинит-дисперсногематитовые ("краски") – около 50%.

Среднее содержание железа в составе руд подготовленных к отработке залежей разных месторождений составляет от 55 до 58 мас. %.

Поскольку селективная отработка руд названных минеральных разновидностей не производится, извлекаемая из недр рудная масса имеет промежуточный минеральный и химический состав.

В связи со сложностью контактов рудных тел, несовершенством технологии добычи руды – в рудную массу в процессе ее добычи поступают нерудные компоненты: гематитовые кварциты (среднее содержание железа около 37%), безрудные (силикатные, каолинит-дисперсногематитовые, мономинеральные) кварциты (около 25%); разного состава сланцы (около 20%), а также в незначительном количестве горные породы, которыми сложены толщи, подстилающие железисто-кремнистую формацию – тальк-содержащие, кварц-мусковитовые сланцы, мусковитовые кварциты, амфиболиты, граниты и др. (около 15%). Содержание в добываемой рудной массе нерудных компонентов изменяется от 20 до 30%, в том числе гематитовых кварцитов 15-25%, других горных пород около 5%.

Присутствием в составе добываемой рудной массы нерудных компонентов объясняется более низкое содержание в ее составе железа (52-53%) по сравнению с его средним содержанием в руде подготовленных к отработке залежей (55-58%).

Для повышения содержания железа в товарной руде до 55-58% и более на

Підготовчі процеси збагачення

всех шахтах Кривбасса были построены дробильно-сортировочные фабрики (ДСФ). Методом трехстадийного дробления и грохочения производится разделение менее прочных частиц богатых руд и более прочных, более устойчивых к механическим воздействиям частиц большинства маложелезистых горных пород. Полезным конечным продуктом обогащения является товарная агломерационная руда с общим содержанием железа 55-60% (крупностью 10-0 мм); отходом обогащения – крупнозернистый отсев ДСФ (крупностью от 10 до 100 мм) с общим содержанием железа от 38 до 45%, в среднем около 42%.

Вследствие недостаточной избирательности дробления и грохочения, в составе крупнозернистого отсева кроме низкожелезистых горных пород присутствуют также частицы богатых руд. Их количество в отсеве ДСФ разных шахт колеблется, в зависимости от минералогических характеристик исходной руды, от 5 до 15% от общей массы отсева, иногда превышает 20%.

В складах шахт Криворожского бассейна накоплено, по разным оценкам, от 10 до 20 млн т этого вида сырья (в складах отдельных шахт – от 1 до 4 млн т). Ежегодно этот показатель возрастает на 1-2 млн т.

В настоящее время, из всех предложенных технологий переработки кускового некондиционного гематитового сырья, в полном объеме была реализована только технология, основанная на додрабливании крупнозернистого отсева ДСФ до крупности частиц менее 10 мм с последующим "сухим" магнитным обогащением в поле повышенной интенсивности [1]. Однако работа обогатительных установок показала, что содержание железа в производимой агломерационной руде не превышает 52-53%. Основная причина – недостаточно эффективное раскрытие агрегатов рудных и нерудных минералов, вследствие чего в полезный конечный продукт поступает большое количество рудно-нерудных сростков.

Постановка задачи. На сегодняшний день, главной задачей, при производстве вторичной аглоруды из крупнокусовых отсевов ДСФ, является достижение гарантированных качественных показателей в конечном продукте на уровне не ниже минимальных основных украинских производителей. Соответственно, содержание $Fe_{\text{общ}}$ должно быть в пределах 55-58%. Достижение данных качественных показателей возможно только при предварительном, селективном разрушении компонентов руды перед обогащением и создании условий для эффективной "сухой" магнитной сепарации дробленой руды. Одним из путей селективного разрушения, является разрушение за счет кинетической энергии удара куса руды, осуществляемое в центробежной дробилке. При этом менее крепкие минералы разрушаются и переходят в мелкие классы, а более крепкие разрушаются незначительно или сохраняют свои первоначальные размеры.

Авторами было изучено влияние режимных параметров дробления крупнокусового отсева ДСФ в центробежной дробилке и классификации дробленого продукта на узкие классы перед "сухой" магнитной сепарацией, на качественно-количественные показатели полученной аглоруды.

Работа проведена на крупнокусовом отсеве ДСФ шахты им. Фрунзе крупностью 60-0 мм, с применением лабораторной дробилки НПО "Центр" и

Підготовчі процеси збагачення

барабанного магнітного сепаратора с индукцией 0,7 Тл.

Целью исследования процесса дробления в центробежной дробилке было, определение режимных параметров селективного разрушения минералов в руде, что связано с их различной крепостью по Протодьяконову:

- богатая руда – 3-8;
- кварциты – 13-18.

Ставилась задача, подобрать такие режимы работы центробежной дробилки, при которых максимальное количество богатой руды и обогащенных кварцитов будет разрушено и перейдет в мелкие классы крупности, а бедные кварциты, соответственно, будут в минимальной степени разрушены. Максимальное количество бедных кварцитов, при этом, должно сохранить размеры близкие к начальным.

Целью исследования процесса классификации дробленого отсева было, определение классов не требующих дальнейшего обогащения и влияние узкой классификации питания "сухой" магнитной сепарации на качество конечного продукта.

Основным режимным параметром центробежной дробилки, обеспечивающим энергию разрушения, является линейная скорость вращения ротора. Были проведены опыты по дроблению отсева в диапазоне линейных скоростей от 9 до 16,26 м/с (максимально возможная скорость лабораторной дробилки). Результаты исследований приведены в табл. 1.

Анализ полученных результатов показал, что с увеличением скорости ротора:

- существенно снижается выход класса +10 мм (с 76 до 51,7%) при уменьшении в нем содержания $Fe_{общ}$ (на 1,45-1,65%);
- существенно увеличивается выход класса 10-5 мм (с 5,4 до 16,6%) при значительном снижении в нем содержания $Fe_{общ}$ (на 4,2-7,36%);
- существенно увеличивается выход класса 5-3 мм (с 3,2 до 11,2%) при незначительном снижении в нем содержания $Fe_{общ}$ (на 0,19-2,49%);
- существенно увеличивается выход класса 3-1 мм (с 2 до 5%) при незначительном снижении в нем содержания $Fe_{общ}$ (на 0,6-1%);
- незначительно изменяется выхода класса 1-0 мм по опытам (2,2-3,3%) при повышении в нем содержания $Fe_{общ}$ (на 0,6-1,81%);
- появляются пылевидные отходы, выход которых по опытам увеличивается с 1,3 до 7%, при одновременном увеличении в них содержания $Fe_{общ}$ с 50,62 до 52,59%.

Класс 1-0 мм по содержанию железа общего (60,22-61,62%) является кондиционным продуктом и рекомендуется выделять его вместе с пылевидными отходами (52,59% железа общего) в процессе дробления и направлять на склад готовой продукции. Выход данного продукта составит 15,5% при содержании железа общего в нем 57,1%.

Классы в диапазоне крупности 10-1 мм не являются кондиционными продуктами и требуют последующего обогащения.

Підготовчі процеси збагачення

Таблиця 1

Гранулометрический состав исходного материала, продуктов его дробления с помощью центробежной дробилки и содержание Fe_{общ.} в составе материала гранулометрических фракций

Классы крупности, мм	Показатели	Характеристика условий дробления исходного материала (линейная скорость ротора, м/с)				
		исходная руда	опыт 1 (9)	опыт 2 (12,65)	опыт 3 (14,45)	опыт 4 (16,26)
+10	Выход, %	76,0	70,1	64,8	58,1	51,7
	Содержание Fe _{общ.} , %	41,95	42,21	42,3	42,0	40,5
10-5	Выход, %	5,4	10,6	12,0	14,3	16,6
	Содержание Fe _{общ.} , %	50,81	46,27	46,27	43,45	46,61
5-3	Выход, %	3,2	6,6	7,5	8,9	11,2
	Содержание Fe _{общ.} , %	48,58	50,18	48,39	46,17	46,07
3-1	Выход, %	2,0	3,3	3,8	4,6	5,0
	Содержание Fe _{общ.} , %	52,79	55,8	51,79	52,19	51,79
1-0	Выход, %	13,4	8,1	7,4	8,5	8,5
	Содержание Fe _{общ.} , %	60,22	61,62	61,21	61,22	60,82
5-0	Выход, %	18,6	18,0	18,7	22,0	24,7
	Содержание Fe _{общ.} , %	57,32	56,36	54,15	53,24	52,31
Пыль из системы аспирации дробилки	Выход, %	–	1,3	4,5	5,6	7,0
	Содержание Fe _{общ.} , %	–	50,62	49,58	51,99	52,59
Всего	Выход, %	100	100	100	100	100
	Содержание Fe _{общ.} , %	45,3	45,3	45,3	45,3	45,3

Для проведения дальнейших исследований был использован продукт дробления опыта 4. Этот опыт обеспечивает максимальный выход (48,3%) мелких фракций (10-5, 5-3, 3-1, 1-0 мм и пыль из системы аспирации).

Распределение минералов по классам крупности в исходной руде и дробленой руде (опыт 4) приведены в табл. 2.

Таблиця 2

Распределение минералов по классам крупности в исходной руде и в продуктах дробления (опыт 4)

Классы крупности, мм	Компоненты, %							
	Исходная проба				Продукт дробления (опыт 4)			
	Рудные	Обог. кварцит	Кварцит	Нерудные	Рудные	Обог. кварцит	Кварцит	Нерудные
+10	5,85	17,33	52,21	0,61	2,95	8,38	40,02	0,36
-10+5	0,62	1,17	3,55	0,05	1,17	4,06	10,87	0,51
-5+1	1,21	1,03	2,74	0,22	1,78	5,00	9,21	0,17
-1+0 (включая пыль)	4,93	3,70	4,07	0,70	6,79	2,37	2,94	3,42
Σ	100				100			

Підготовчі процеси збагачення

Анализ полученных результатов показывает, что:

– преобладающее количество рудных минералов в исходной пробе содержалось в классе крупности +10 и 1+0 мм. После селективного дробления большая часть разрушенных рудных минералов переходит в класс крупности 1+0 мм, остальная часть равномерно распределяется по классам крупности 10+5 и 5+1 мм. Мелкие куски богатых руд переизмельчаются и попадают в пыль аспирации;

– преобладающее количество обогащенных кварцитов в исходной пробе содержалось в классе крупности +10 мм. После селективного дробления разрушенные обогащенные кварциты переходят в класс крупности 10+5 и 5+1 мм;

– при измельчении руды до крупности менее 1 мм происходит раскрытие минералов и их перераспределение, в связи с чем значительно возрастает количество нерудных минералов и снижается содержание обогащенных кварцитов и кварцитов;

– динамика разрушения богатых руд и обогащенных кварцитов в классе крупности +10 мм одинакова. Со снижением крупности, увеличивается разрушение рудных минералов и снижается разрушение обогащенных кварцитов. Величина разрушения кварцитов в двое ниже чем богатых руд.

В целом при проведении предварительных испытаний на лабораторной центробежной дробилке НПО "Центр" не были достигнуты оптимальные обороты, позволяющие разрушить большую часть богатых руд и обогащенных кварцитов (при проведении 4 опыта было разрушено около 50% богатых руд и обогащенных кварцитов в классе +10 мм, при этом всего было разрушено около 32% данного класса). В результате выполненного анализа было определено, что режим работы центробежной дробилки должен быть настроен таким образом, чтобы в продуктах дробления 70-75% материала было представлено крупностью менее 10 мм.

Для определения необходимой линейной скорости ротора дробилки была проведена математическая обработка результатов исследований и получена математическая зависимость выхода класса более 10 мм от линейной скорости вращения ротора (v), в виде полинома второй степени

$$\gamma_{\text{класса } +10 \text{ мм}} = -0,127 v^2 + 0,618 v + 76,87.$$

Расчеты, выполненные по данной формуле показали, что для получения требуемого выхода класса менее 10 мм, в пределах 70-75%, линейная скорость ротора v должна составлять 21,5-26,9 м/с. При этом ожидаемое содержание железа общего в классе +10 мм составит 30-33%. Рекомендуются данный класс вывести из процесса грохочением и направить в отвал.

Полученный дробленый продукт, после отсеивания из него фракций +10 и 1-0 мм был расклассифицирован на классы крупности 10-5, 5-3 и 3-1 мм которые были подвергнуты "сухой" магнитной сепарации (табл.3).

Підготовчі процеси збагачення

Таблиця 3

Результаты сухой магнитной сепарации в сильном магнитном поле классов крупности пробы руды крупностью 10-0 мм, полученной путем дробления исходного материала в центробежной дробилке (опыт 6) и распределение $Fe_{\text{общ}}$ по продуктам обогащения

Классы крупности, мм	Продукты	Выход от операции, %	Содержание $Fe_{\text{общ}}$, %
10-5	Исходный	100,0	46,61
	Магнитный продукт	22,1	54,6
	Промпродукт	12,6	53,7
	Немагнитный продукт	65,3	42,5
5-3	Исходный	100,0	46,07
	Магнитный продукт	23,8	55,4
	Промпродукт	14,3	55,2
	Немагнитный продукт	61,9	40,4
3-1	Исходный	100,0	51,79
	Магнитный продукт	31,2	60,2
	Промпродукт	13,8	59,4
	Немагнитный продукт	55,0	45,1

Анализ полученных результатов показывает, что:

– из класса 10-5 мм, с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 46,61% возможно получить обогащенный продукт с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 54,3% (повышение качества на 7,99%) при выходе 34,7%;

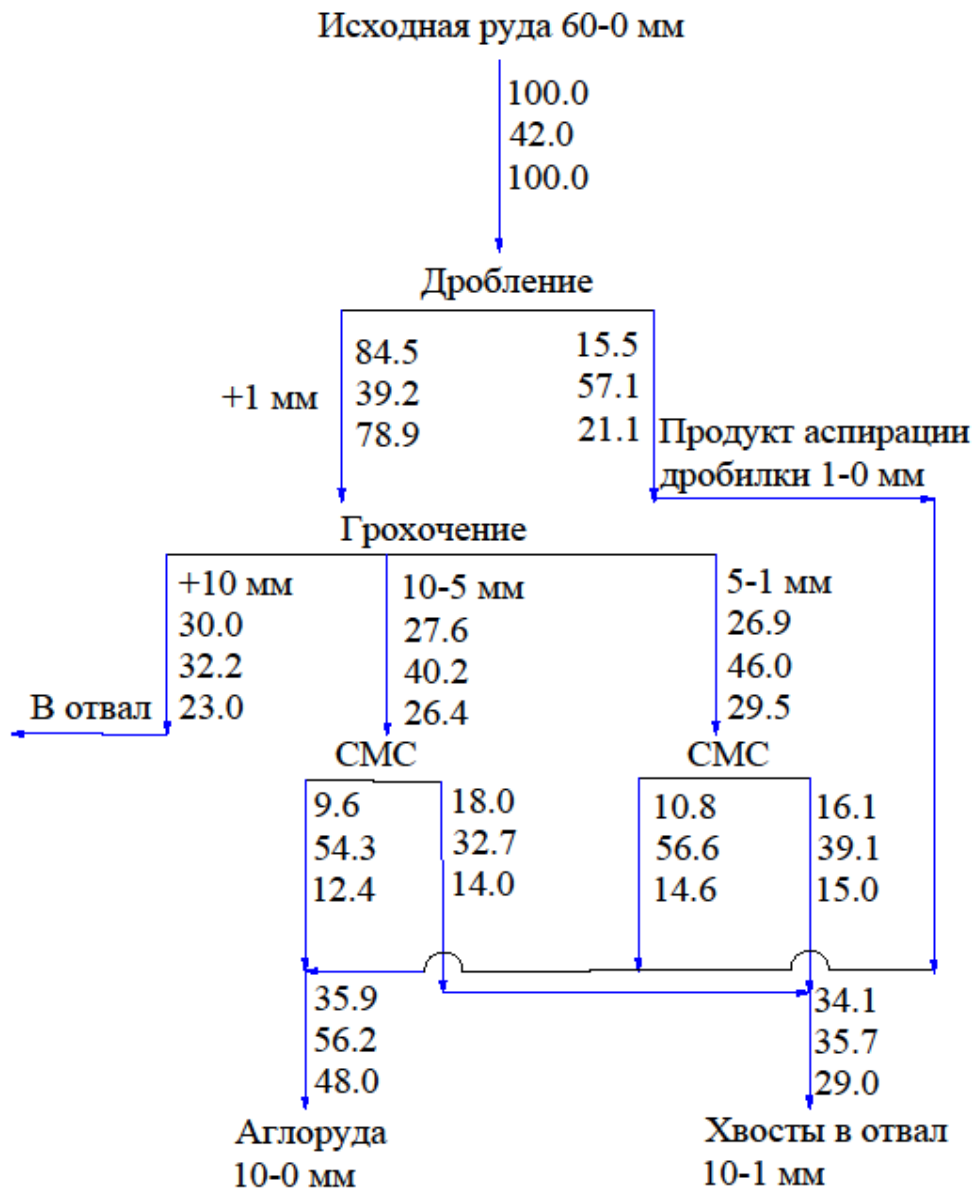
– из класса 5-3 мм, с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 46,07% возможно получить обогащенный продукт с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 55,4% (повышение качества на 9,28%) при выходе 38,1%;

– из класса 3-1 мм, с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 51,79% возможно получить обогащенный продукт с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 60,0% (повышение качества на 8,16%) при выходе 45,0%;

Суммарный выход обогащенного продукта из класса 10-1 мм составил 37,4% при содержании в нем железа общего 55,5%.

По результатам проведенных исследований и расчетов была составлена технологическая схема с ожидаемыми технологическими показателями (рисунок). При расчете данной схемы было принято среднее значение железа общего в исходных крупнокусковых отходах (42%) и в связи с малыми выходами классов 5-3 и 3-1 мм в дробленом продукте питание "сухой" магнитной сепарации было разделено на две фракции: 10-5 и 5-1 мм. По данной схеме предполагается получить аглоруду с содержанием железа общего 56,2% при выходе 35,9%. При этом крупность готового продукта (аглоруды) составит 10-0 мм, а отходов – +10 мм и 10-1мм.

Підготовчі процеси збагачення



Технологическая схема обогащения крупнозернистого отсева ДСФ
шахты им. Фрунзе с ожидаемыми показателями разделения
(при выходе фракции +10 мм – 30%)

Выводы

1. Проведены исследования по дроблению крупнокусковых отходов ДСФ шахты им. Фрунзе в центробежной дробилке с изменением линейной скорости ротора и установлена математическая зависимость ее влияния на выход бедных классов крупностью более 10 мм.

2. Установлено, что при селективном дроблении руды в центробежной дробилке, на малых скоростях, в первую очередь разрушаются богатые руды и

Підготовчі процеси збагачення

обогащенные кварциты, величина разрушения кварцитов вдвое ниже.

2. При разрушении, богатые руды склонны к переизмельчению (крупность менее 1 мм), а обогащенные кварциты переходят в класс крупности 10-1 мм.

3. После предварительного обогащения, путем селективного дробления в центробежной дробилке, материал в классе крупности 10-1 мм по качественным характеристикам не является готовой продукцией и подлежит дальнейшему обогащению, а класс 1-0 мм и пылевидные отходы по своим качественным показателям не требуют последующей переработки. Их целесообразно добавлять к полученному товарному продукту.

5. В результате выполненного анализа было определено, что режим работы центробежной дробилки должен быть настроен таким образом, чтобы в продуктах дробления 70-75% материала было представлено крупностью менее 10 мм и выполнен расчет необходимой скорости ротора. При этом образующийся класс +10 мм является бедным по содержанию железа общего и рекомендуется к выводу из последующего процесса переработки в отвал.

6. Были проведены лабораторные испытания процесса обогащения продуктов дробления центробежной дробилки по узким классам крупности "сухим" магнитным методом. Установлено, что разделение питания магнитной сепарации на узкие фракции и их раздельное обогащение позволяет получить товарный продукт с содержанием железа общего 55,5% при выходе от операции 37,4%

8. Разработана технологическая схема "сухого" магнитного обогащения крупнокусковых отходов и выполнен расчет ожидаемых показателей, при снижении выхода фракции более 10 мм, после дробления на центробежной дробилке, до 30% (предполагаемый оптимальный режим работы дробилки). При этом ожидается получение из исходной руды аглорудыс содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 56,2% при выходе 35,9%.

Список литературы

1. Сухое магнитное обогащение гематит-мартитовых руд Криворожского бассейна / А.А. Ширяев, Э.В. Самоткал, С.А. Заболотный и др. – Кривой Рог: Видавничий дім, 2009. – 248 с.

© Николаенко К.В., Николаенко П.К., 2014

*Надійшла до редколегії 10.09.2014 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. Т.А. Олійник*