

КАЧЕСТВО МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

2017

сборник научных трудов



Академия горных наук Украины,
ГВУЗ «Криворожский национальный университет»,
Исполнительный комитет Криворожского городского совета,
ПАО "Кривбассжелезрудком", Ассоциация "Укррудпром"

622,3
К30

вч+1

Качество минерального сырья

1209438

54062 4/3/12

Сборник научных трудов

Том I

ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАЗЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«КРИВОРІЗЬКИЙ
НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»
БІБЛІОТЕКА

ФЛП Чернявский Д.А.
Кривой Рог
2017

та виробництва сталі. Більшість цих підприємств розташовано в Дніпропетровській області, в якій відповідно найбільше техногенне навантаження ($9422,6 \text{ т/км}^2$), у порівнянні з найменшим – $1,2 \text{ т/км}^2$ у Волинській області.

Зменшення техногенного навантаження можливо за рахунок застосування інноваційних технологій при добуванні та збагаченні руд та металургійному виробництві, які дозволяють збільшити вилучення корисних компонентів та раціональніше використовувати мінеральну сировину шляхом використання супутніх корисних копалин. На сучасному етапі також, залишаються важливими питання моніторингу місць видалення відходів, а саме їх хімічного й мінералогічного складу, фізичних властивостей з метою визначення техногенного навантаження на довкілля та пошуки шляхів ефективного використання техногенної мінеральної сировини.

Список літератури

1. Защита окружающей среды Европы. Четвертая оценка. – Европейское агентство по окружающей среде. –2007. –452 с.

УДК 622.775

К.В. НИКОЛАЕНКО, канд. техн. наук, П.К. НИКОЛАЕНКО, магистрант, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»

ВЛИЯНИЕ РЕЖИМНЫХ ПАРАМЕТРОВ ДРОБЛЕНИЯ КРУПНОЗЕРНИСТОГО ОТСЕВА ПРИШАХТНЫХ ДРОБИЛЬНО-СОРТИРОВОЧНЫХ ФАБРИК КРИВБАССА, В ЦЕНТРОБЕЖНОЙ ДРОБИЛКЕ, НА КАЧЕСТВО ПОЛУЧАЕМОЙ АГЛОРУДЫ

Рассмотрен вопрос селективного разрушения минералов крупнозернистого отсева ДСФ в центробежной дробилке, с последующим обогащением дробленного продукта сухой магнитной сепарацией. Определены условия и оптимальные параметры работы дробилки, а также крупность дробленого материала, позволяющие получить из отсева товарную аглоруду с содержанием железа не менее 56% при выходе не менее 35%.

Розглянуто питання селективного руйнування мінералів грубозернистого відсіву ДСФ в відцентровій дробарці, з подальшим збагаченням дробленого продукту сухою магнітною сепарацією. Визначено умови та оптимальні параметри роботи дробарки, а також крупність дробленого матеріалу, що дозволяють отримати з відсіву товарну аглоруду з вмістом заліза не менше 56% при виході не менше 35%.

Considered selective destruction of minerals coarse screening of DSF in a centrifugal crusher with a subsequent enrichment of a crushed product of dry magnetic separation. The conditions and optimal parameters of the crusher, and the

particle size of crushed material, allowing to obtain from screening the product sinter ore with iron content not less than 56% when the output of at least 35%.

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 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 при-

существуют 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.

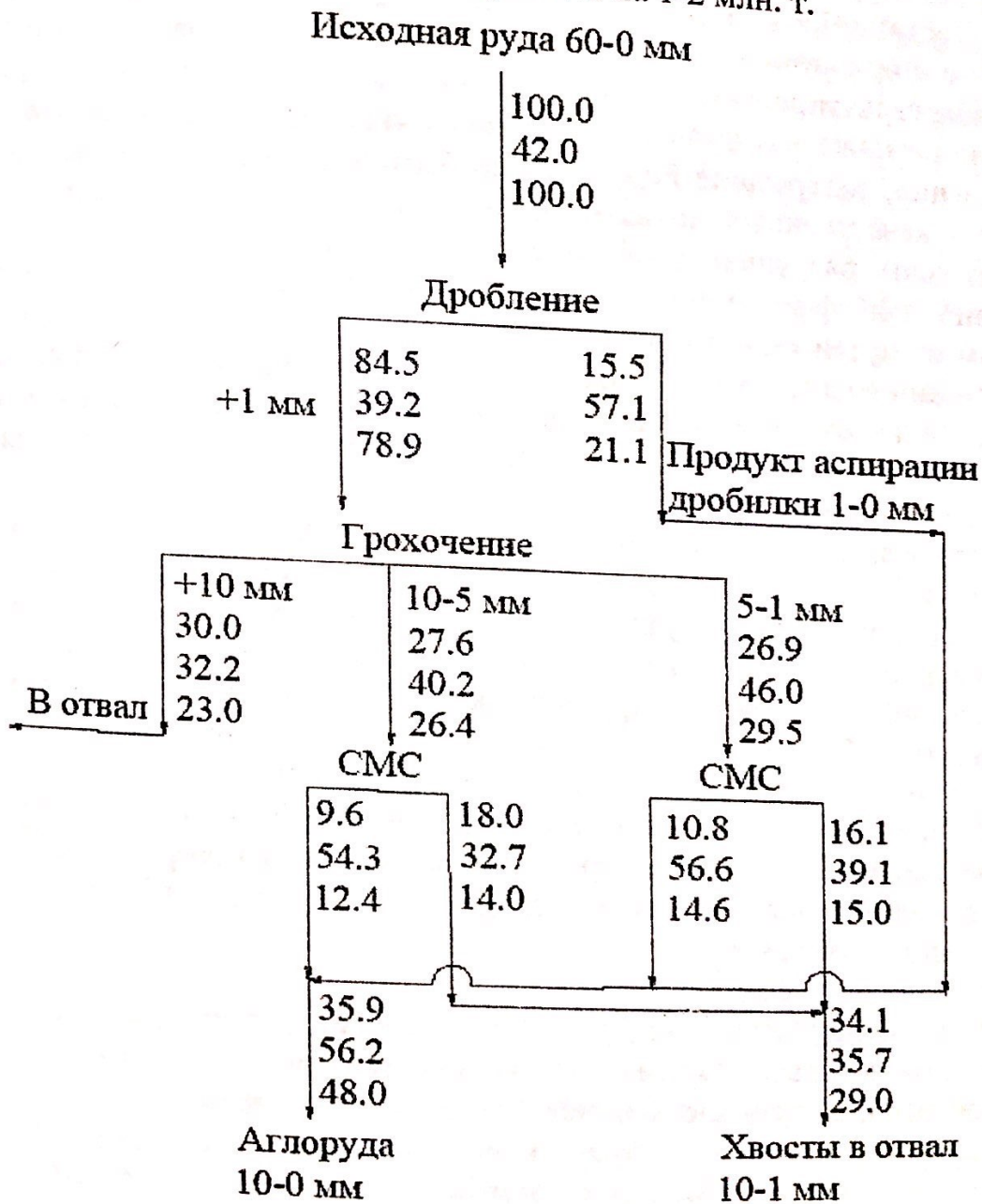


Рис. Технологическая схема обогащения крупнозернистого отсева ДСФ шахты им. Фрунзе с ожидаемыми показателями разделения (при выходе фракции +10 мм – 30%)

В настоящее время, из всех предложенных технологий переработки кускового некондиционного гематитового сырья, в полном объеме была реализована только технология, основанная на додробливании крупнозернистого отсева ДСФ до крупности частиц менее 10 мм с последующим «сухим» маг-

нитным 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 крупнокусковых 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 куска 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 крупнокускового 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 крупнокусковом отсеве ДСФ шахты им. Фрунзе крупностью 60-0 мм, с применением лабораторной дробилки НПО «Центр» и барабанного магнитного 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 Протоdjяконову:

- 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 скоро-

стей от 9 до 16,26 м/с (максимально возможная скорость лабораторной дробилки). Результаты исследований приведены в табл. 1.

Таблица 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

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.

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 дробленной руде (опыт 4) приведены в табл.2.

Таблица 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			

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+1мм;

- 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 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%. Рекомендуется 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).

Таблица 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 б) и распределение Feобщ по продуктам обогащения

Классы крупности, мм	Продукты	Выход от операции, %	Содержание Fe _{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. 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 10-1 мм.

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 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 аглоруды с содержанием $Fe_{\text{общ}}$ 56,2% при выходе 35,9%.

Список литературы

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

УДК 621.311.086.5:621.3.001.57

О.Н. СИНЧУК, д-р техн. наук, профессор; Э.С. ГУЗОВ, канд. техн. наук, доцент; В.О. ФЕДОТОВ, старший преподаватель, ГВУЗ «Криворожский национальный университет»;

Ф.И. КАРАМАНИЦ, ПАО «Криворожский железорудный комбинат»

В.Л. ДЕБЕЛЫЙ д-р техн. наук, ООО «Завод «Амплитуда» (г. Донецк, Украина)

ЭНЕРГОЭФФЕКТИВНЫЕ ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКИЕ КОМПЛЕКСЫ И ПЕРСПЕКТИВНЫЕ ВИДЫ ШАХТНЫХ ЭЛЕКТРОВЗОВ

В статье изложены результаты исследований по анализу состояния и поиска путей решения проблемы необходимости повышения показателей функционирования внутришахтного электровозного транспорта железорудных предприятий. Обосновано и показано, что основным видом транспорта по доставке железорудного сырья, материалов и горнорабочих в подземных горных выработках данных видов шахт, в отличие от угольных, есть и будет в ближайшие 35-50 лет оставаться электровозный. Определена тактика повышения эффективности и безопасности функционирования электровозосоставов путем создания для железорудных производств базового – комбинированного вида электровозов и структур современных энергоэффективных тяговых электромеханических комплексов.

У статті викладені результати досліджень з аналізу стану і пошуку шляхів вирішення проблеми необхідності підвищення показників функціонування внутрішньошахтного електровозного транспорту залізорудних підприємств. Обґрунтовано і показано, що основним видом транспорту по до-