

УДК 622.7

**А.С. КИРНАРСКИЙ**, д-р.техн. наук  
(Германия, фирма "Инжиниринг Доберсек ГмбХ")

## ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПРЕДПОСЫЛКИ ПОЛУЧЕНИЯ БОГАТЫХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

В последнее время на железорудных ГОКах актуальной стала тема получения богатых концентратов с содержанием железа 68 – 70 %, для чего предлагается тоньше измельчать руду и установить более эффективное обогатительное оборудование: грохот, гидроциклон, магнитный сепаратор, флотомашина. При этом схема обогащения, разработанная в 50 – х годах прошлого столетия, остается без существенных изменений: три – четыре стадии измельчения – классификации, обесшламливание, стадийная мокрая магнитная сепарация с выделением секционных хвостов и получение товарного концентрата на выходе с последующей флотационной доводкой или без нее.

Современное оборудование может обеспечить рентабельное получение суперконцентрата при условии реализации принципиально новой технологической схемы, которая исключает переизмельчение рудных частиц и предусматривает выделение промежуточных концентратов, предотвращает образование магнитных прядей в голове процесса и их разрушение на заключительных переделах, что и стало предметом настоящей работы.

Прежде всего необходимо определиться с крупностью помола, достаточного для получения концентратов высокого качества. Проанализируем распределение железа по классам крупности в концентратах некоторых ГОКов Кривбасса, которые представлены в таблице 1 [1].

Таблица 1

Распределение железа по классам крупности в магнетитовых концентратах

Крупность, мм	НКГОК			СевГОК			ИнГОК		
	Выход,%	Fe*,%	ε*, %	Выход,%	Fe,%	ε, %	Выход,%	Fe,%	ε, %
+0,074	7,9	38,5	4,7	2,1	22,6	0,7	2,6	34,6	1,4
0,05-0,074	11,6	61,5	11,0	4,0	39,5	2,5	6,8	47,2	5,0
0,04-0,05	24,8	69,1	26,4	25,9	69,3	28,0	21,6	69,4	23,5
0,03-0,04	33,9	68,3	35,8	33,3	69,1	35,9	25,0	69,6	27,3
0,02-0,03	13,5	67,7	14,1	14,3	65,7	14,6	16,3	68,0	17,4
0,01-0,02	5,1	66,5	5,4	10,3	62,9	10,1	13,8	65,2	14,1
0,005-0,01	1,2	59,0	1,1	5,9	59,9	5,4	9,4	56,9	8,3
0,00-0,0005	2,0	48,1	1,5	4,2	43,6	2,8	4,5	42,2	3,0
Итого	100,0	64,8	100,0	100,0	64,3	100,0	100,0	63,8	100,0

\*Примечание: Fe – содержание железа, %; ε – извлечение железа, %

## **Підготовчі процеси збагачення**

Из таблицы 1 видно, что зависимость содержания железа от крупности частиц носит экстремальный характер, при этом пик по содержанию железа (68-69,6%) приходится на диапазон крупности от 0,03 до 0,05 мм. Этот вывод подтверждается результатами фазового анализа магнетитовых концентратов, которые приведены в таблице 2 [2].

Таблица 2

Результаты фазового анализа магнетитовых концентратов

Крупность, мм	Содержание зерен, %				Всего раскрытых зерен, %
	рудных зерен	богатых сростков	бедных сростков	нерудных зерен	
+0,16	1,0	13,5	83,0	2,5	3,5
0,10-0,16	11,0	38,0	42,5	8,5	19,5
0,074-0,10	28,0	35,0	33,0	4,0	32,0
0,05-0,074	43,5	27,0	23,5	6,0	49,5
0,03-0,05	95,5	0,5	3,0	1,0	96,5
0,01-0,03	83,0	0,5	8,5	8,0	91,0
0,0-0,01	36,5	–	2,5	61,0	97,5

Данные таблицы 2 однозначно свидетельствуют о том, что при крупности 0,03-0,05 мм в раскрытом состоянии находится 96,5% зерен, при этом 95,5% этого количества приходится на рудные, а 1,0% – на нерудные частицы. При измельчении руды до 0,01 мм возрастает количество нерудных зерен и сростков соответственно до 8,0 и 9,0%, а доля рудной составляющей снижается до 83%. Как следствие, согласно данным таблицы 1 ухудшается качество концентрата до 62,9-66,5%. Дальнейшее переизмельчение руды сопровождается резким снижением содержания железа до 56,9-59,9% при дисперсности концентрата 0,005-0,01 мм и до 42,248,1% при дисперсности концентрата 0,0 – 0,005 мм. Такое заметное ухудшение качества магнетитовых концентратов при снижении крупности частиц менее 0,03 мм объясняется резким уменьшением удельной магнитной восприимчивости раскрытых магнетитовых зерен и значительным ростом коэрцитивной силы  $H_c$  и остаточной индукции  $B_r$ , что вызывает загрязнение магнитных пряжей нерудными частицами и сростками [3]. При измельчении руды до 0,03 мм снижение крупности происходит преимущественно за счет разрушения сростков и сохранения мономинеральных частиц, следствием чего есть уменьшение магнитной индукции. Дальнейшее сокращение крупности сопровождается разрушением раскрытых мономинеральных частиц, результатом чего есть резкое возрастание магнитной индукции и коэрцитивной силы, причем тем больше, чем труднее обогатима руда [4].

По Кармазину В.И. [5] качество магнетитового концентрата при максимальном извлечении зависит от коэффициентов раскрытия, измельчения и сепарации, при этом полное раскрытие и идеальная магнитная сепарация обеспечивают 100%-ные технологические показатели при условии исключения переизмельчения материала. В противном случае, снижение коэффициента измельчения вызывает уменьшение коэффициента сепарации.

Таким образом, данные гранулометрического, фазового и магнитного анализов свидетельствуют о том, что оптимальная крупность помола для получения высококачественного концентрата составляет 0,03-0,05 мм. Продукт указанной дисперсности подлежит выводу из циклов измельчения. Такой подход оправдывает себя и с точки зрения сокращения количества оборудования, так как "стадиальное выделение открытых фракций дает возможность за меньшее количество подготовительных операций получить требуемое высокое качество концентрата при ограничениях на потери в хвостах" [6].

Технологически предпочтительнее выделять продукт по мере его раскрытия в указанном диапазоне крупности уже в голове процесса, например, на сливе стержневой мельницы, в котором содержание класса -0,044 мм составляет на уровне 30-35%, как это имеет место на Соколовско – Сарбайском ГОКе в Казахстане. В этом случае раскрытые мономинеральные зерна без измельчения в шаровых мельницах второй и третьей стадии отсеиваются и направляются прямо на обесшламливание и мокрую магнитную сепарацию четвертой стадии при пониженной напряженности магнитного поля на уровне 400 Э. Тогда мокрая магнитная сепарация первой стадии работает на крупном питании при содержании твердого 35-40% и повышенной напряженности магнитного поля на уровне 1500 Э, что сокращает потери железа с хвостами обогащения. На железорудных ГОКах с замкнутым циклом первой стадии шарового измельчения и классификации, как это организовано на железорудных ГОКах Украины, выделение готового продукта осуществляем на сливе спирального классификатора или гидроциклонов. Аналогично поступаем на сливе второй стадии классификации, дабы избежать попадание раскрытых зерен магнетита в шаровую мельницу третьей стадии измельчения.

Если работать по традиционной схеме, то получаем накопление раскрытых зерен магнетита в циркуляционных потоках, что приводит к их разрушению, результатом чего есть повышение магнитной индукции и коэрцитивной силы, а это способствует образованию жестких магнитных прядей, в которые защемляются частицы кремнезема и бедные сростки и, как следствие, ухудшается качество концентрата. Для подтверждения сказанного обратимся к практике обогащения магнетитовой руды без стадиального выделения готовых по крупности продуктов по традиционной технологии.

Рассмотрим фрагмент обогащения магнетитовых кварцитов на примере второй стадии измельчения и классификации в условиях Ингулецкого ГОКа (рис. 1). Выбор второй стадии не случаен, так как именно на этом переделе особенно заметны технологические изъяны традиционной схемы обогащения. Флотационный передел в рамках данной работы мы не рассматриваем, так как считаем принципиально возможным получение высококачественных концентратов магнитными методами при условии структурной модернизации технологической схемы.

Кроме того, при флотационном обогащении магнетитовых продуктов необходимо считаться с низкой селективностью флотации кремнезема и железозбагачення корисних копалин, 2018. – Вип. 69(110)



Таблиця 3

**Распределение железа в продуктах гидроклассификации II стадии**

Крупность, мм	Питание			Пески гидроциклонов				Слив гидроциклонов			
	$Y_{исх.},\%$	Fe, %	$\epsilon, \%$	$Y_{исх.},\%$	$Y_{пр.},\%$	Fe, %	$\epsilon, \%$	$Y_{исх.},\%$	$Y_{пр.},\%$	Fe, %	$\epsilon, \%$
1-1,25	0,07	31,00	0,10	0,07	0,1	31,0	0,04	0	0	0	0
0,56-1,0	1,17	30,60	0,68	1,17	1,6	30,60	0,68	0	0	0	0
0,28-0,56	7,98	32,127	4,85	7,95	10,9	32,10	4,83	0,03	0,10	40,0	0,02
0,14-0,28	9,34	36,647	6,48	9,26	12,7	36,70	6,44	0,08	0,30	30,60	0,05
0,07-0,14	30,96	49,258	28,88	28,66	39,3	50,90	27,62	2,30	8,50	28,80	1,25
0,05-0,07	9,84	60,466	11,26	8,24	11,30	64,80	10,11	1,60	5,90	38,10	1,15
0,0-0,05	40,64	62,117	47,80	17,58	24,10	66,60	22,17	23,06	82,50	58,70	25,64
Итого	100,0	52,81	100,0	72,93	100,0	52,057	71,89	27,07	100,0	54,84	28,11

\*Примечание:  $Y_{исх.}$ ,  $Y_{пр.}$  – выход классов к исходному питанию и к продукту разделения, %; Fe – содержание железа в продуктах разделения, %;  $\epsilon$  – извлечение железа в продукты разделения, %

Таблиця 4

**Распределение кремнезема в продуктах гидроклассификации II стадии**

Крупность, мм	Питание			Пески гидроциклонов				Слив гидроциклонов			
	$Y_{исх.},\%$	SiO <sub>2</sub> , %	$\epsilon, \%$	$Y_{исх.},\%$	$Y_{пр.},\%$	SiO <sub>2</sub> , %	$\epsilon, \%$	$Y_{исх.},\%$	$Y_{пр.},\%$	SiO <sub>2</sub> , %	$\epsilon, \%$
1-1,25	0,07	50,00	0,23	0,07	0,10	50,0	0,23	0	0	0	0
0,56-1,0	1,17	45,30	3,46	1,17	1,60	45,30	3,46	0	0	0	0
0,28-0,56	7,98	45,308	23,58	7,95	10,9	45,30	23,49	0,03	0,10	47,57	0,09
0,14-0,28	9,34	38,779	23,62	9,26	12,70	38,70	23,37	0,08	0,30	47,78	0,25
0,07-0,14	30,96	7,434	15,01	28,66	39,30	4,03	7,53	2,30	8,50	49,83	7,47
0,05-0,07	9,84	12,239	7,86	8,24	11,30	7,40	3,98	1,60	5,90	37,21	3,88
0,0-0,05	40,64	9,905	26,25	17,58	24,10	5,45	6,25	23,06	85,20	13,30	20,00
Итого	100,0	15,333	100,0	72,93	100,0	14,361	48,62	27,07	100,0	17,95	51,38

\*Примечание:  $Y_{исх.}$ ,  $Y_{пр.}$  – выход классов к исходному питанию и к продукту разделения, %; SiO<sub>2</sub> – содержание кремнезема в продуктах разделения, %;  $\epsilon$  – извлечение кремнезема в продукты разделения, %

Распределение классов и содержания железа в них является типичным для железорудных ГОКов ввиду применения одной и той же технологии обогащения. В дальнейшем мы будем опираться на данные таблиц 3 и 4, дабы исключить путаницу при аргументации предлагаемой модернизации существующего производства. Из приведенных в таблицах 3 и 4 данных видно, что в сливе содержится 91,1% готового класса крупностью менее 0,07 мм. В то же время при расчете выхода по отношению к исходному продукту наблюдается переход готового класса больше в пески, чем в слив, так как упомянутый выход в песках составил 25,82% против 24,66% в сливе. Извлечение железа в слив в два с половиной раза меньше извлечение железа в пески (28,11% против 71,89%). Такое положение можно объяснить концентрацией в составе песков тяжелых свободных раскрытых зерен магнетита. Действительно, содержание железа в песках в классах 0,00-0,05 и 0,05-0,07 мм составляет соответственно 66,6 и 64,80%, при этом извлечение железа в указанные классы равняется 32,28% (22,17 и 10,11% по указанным классам соответственно). Качество аналогичных продуктов в составе слива гидроциклонов гораздо хуже и составляет для класса 0,00-0,05 мм –

## Підготовчі процеси збагачення

58,7 %, а для класу 0,05-0,07мм – 38,10% по содержанию железа, при этом извлечение класса 0,00-0,07 мм не достигает 27%.

Несмотря на то, что в сливе в классах менее 0,07 мм концентрируется 95,3% железа (рис.2), качество его уступает качеству песков. Причиной последнего есть значительное загрязнение рассматриваемых продуктивных классов частицами кварца, что подтверждается данными таблицы 4 и рис. 3. Из этих данных следует, что содержание кремнезема ( $\text{SiO}_2$ ) в сливе в классе менее 0,07 мм составляет 14,85% при извлечении 23,88%, что значительно больше аналогичного показателя в песках 5,6% при извлечении кремнезема на уровне 10,23%.

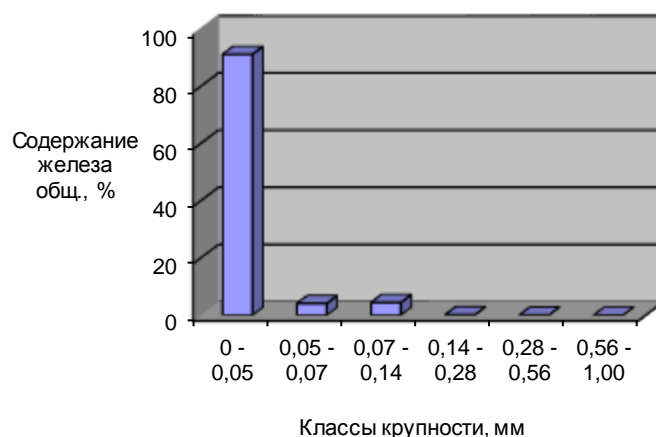


Рис. 2. Распределение железа по классам крупности в сливе гидроциклона

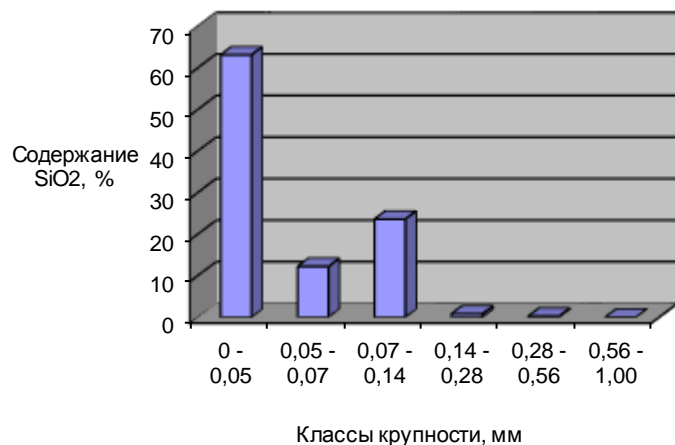


Рис. 3. Распределение кремнезема по классам крупности в сливе гидроциклона

В то же время в песках в классах -0,07 мм концентрируется значительное количество магнетитовых зерен (рис.4) при относительно малом количестве кремнезема в продуктивных классах, так как он преимущественно переходит в состав сростков крупностью от 0,14 до 0,56 мм (рис. 5).

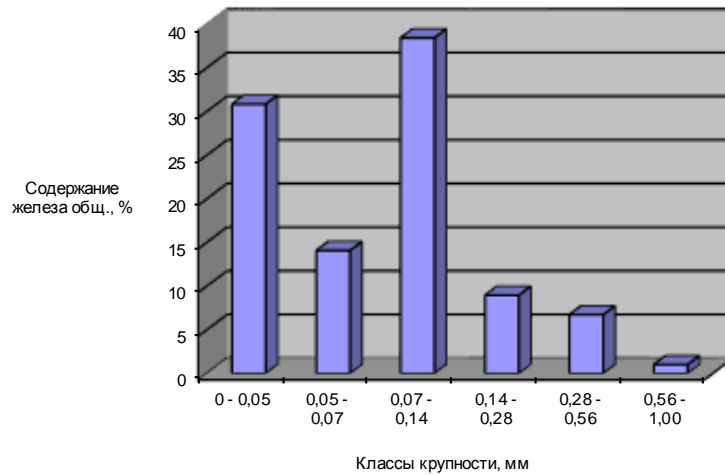


Рис. 4. Распределение железа по классам крупности в песках гидроциклона

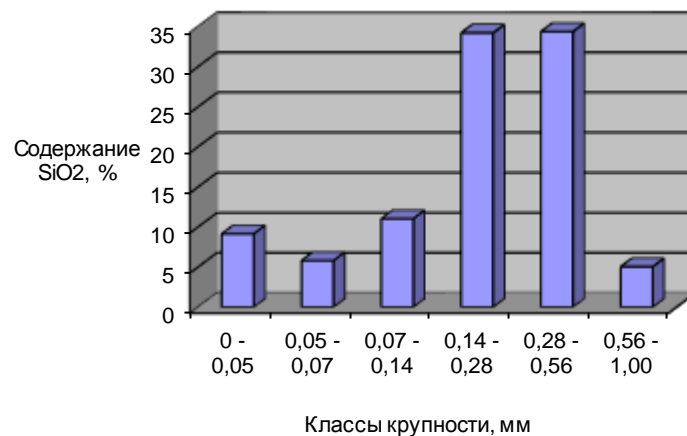


Рис.5. Распределение кремнезема по классам крупности в песках гидроциклона

Рис. 5. Распределение кремнезема по классам крупности в песках гидроциклона

Интересно отметить, что степень концентрации железа в песках по классам в диапазоне от 0,05 до 0,28 мм колеблется в пределах от 1,07 до 1,0, в то время как в сливе этот показатель для того же диапазона крупности изменяется в пределах от 0,94 до 0,83. Расчет степени концентрации кремнезема (SiO<sub>2</sub>) в продуктах разделения обнаруживает обратную картину: в сливе указанный показатель равняется 1,23-6,7, а в песках – 0,54-1,0. Таким образом, на второй стадии измельчения – классификации циркулирует готовый концентрат в количестве (101,7 т/час), что соразмерно с количеством товарного магнетитового концентрата на выходе данной технологической схемы, которая является общепринятой при обогащении магнетитовых руд и требует разработки инновационных схемных решений.

Инновационная технология обогащения железорудного минерального сырья должна включать вывод мономинеральных зерен магнетита по мере их раскрытия после первой и второй стадий измельчения, для чего предпочтительнее применять автоматизированные гидроциклонные установки АГЦУ, работающие в автоматическом режиме типа системы "Conticlass<sup>®</sup>" [7] с размагничиванием питания высокочастотным магнитным полем [8] и последующим обесшламливанием слива АГЦУ и его мокрой магнитной сепарацией при пониженной напряженности и повышенном градиенте магнитного поля, в результате чего исключается переизмельчение раскрытых зерен магнетита, сокращаются потери с хвостами обогащения и снижаются эксплуатационные расходы.

На третьей стадии измельчения уместно применить вместо шаровой вертикальную мельницу, работающей в замкнутом цикле с гидроциклонной установкой АГЦУ "Conticlass<sup>®</sup>". Такая мельница менее энергоемкая, сокращает переизмельчение магнетитовых частиц.

### **Список литературы**

1. Шинкоренко С.Ф. Справочник по обогащению руд черных металлов. – М.: Недра, 1980. – 527 с.
2. Белан Е.Н., Ртищев А.Б. Состояние и тенденции развития оборудования для обесшламливания железных руд // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. – Вып. 35(76). – С. 106-112.
3. Деркач В.Г., Копычев П.А. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966. – 338 с.
4. Кармазин В.В., Кармазин В.И. Магнитные, электрические и специальные методы обогащения полезных ископаемых: Учебник для вузов. В 2 т. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2005. – Т.1: Магнитные и электрические методы обогащения полезных ископаемых. – 669 с.
5. Кармазин В.И. Технология обогащения руд черных металлов. М.: Недра. 1982. 108 с.
6. Младецкий И.К., Левченко К.А. Стадиальное выделение открытых фракций при обогащении полезных ископаемых // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2016. – Вып. 62(103). – С. 3-11.
7. Доберсек А., Файдель В. Технологические возможности автоматизированных гидроциклонных установок "Conticlass<sup>®</sup>" // VI Конгресс обогатителей стран СНГ. – 2007. – Том 1. – С. 26.
8. Березняк А.А., Младецкий И.К., Пайва Э.М. Размагничивание ферромагнитных частиц в пульпе // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2014. – Вып. 57(98). – С. 30-39.

© Кирнарский А.С., 2018

*Надійшла до редколегії 15.03.2018 р.  
Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим*