

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

ГРАВИТАЦИОННО-МАГНИТНОЕ ВЫДЕЛЕНИЕ ПРОМЕЖУТОЧНОГО КОНЦЕНТРАТА ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

Введение

Характерная особенность технологии обогащения магнетитовых кварцитов есть их многостадийность, при этом на каждой стадии руда измельчается до определенной крупности, разделяется по крупности в спиральных классификаторах или гидроциклонах, пески которых возвращаются на доизмельчение, в слив направляется на мокрую магнитную сепарацию, с предварительным обесшламливанием или без него. Схема обогащения руды железорудного горнообогатительного комбината традиционно включает три-четыре стадии измельчения, гидроклассификации, обесшламливания и мокрой магнитной сепарации с предварительной сухой магнитной сепарацией или без нее. После необходимого раскрытия зерен ценного компонента и обесшламливания по крупности менее 0,01-0,02 мм создаются достаточные предпосылки для эффективного разделения железосодержащих руд по контрастности магнитных свойств, для чего применяют магнитные сепараторы с сильным и слабым магнитным полем, работающие в прямо-, полу- или противоточном режимах.

Ключевую роль в подготовке питания шаровых мельниц играют гидроциклоны, тяжелосредняя природа разделения материала в которых приводит к попаданию в слив относительно крупных зерен породы и сростков, в то время как тяжелые минералы поступают в мельницы и переизмельчаются. Для удаления из процесса крупнозернистых хвостов назначается мокрая магнитная сепарация, которая включается в замкнутый цикл измельчения и гидроклассификации, при этом вся циркулирующая нагрузка проходит через магнитные сепараторы, что сопряжено с увеличением фронта магнитной сепарации.

Значительное увеличение переработки железной руды при одновременном улучшении качественно-количественных показателей возможно за счет промежуточного выделения концентрата [1-3], но магнитными методами осуществить это затруднительно, поэтому представляет интерес гравитационное выделение концентрата, например, после второй стадии измельчения, что и стало предметом настоящей работы.

1. Анализ существующей технологии

Рассмотрим фрагмент обогащения магнетитовых кварцитов на примере второй стадии измельчения и классификации, например, Ингулецкого ГОКа (рис. 1). Выбор второй стадии не случаен, так как именно на этом переделе предопределяются качественно-количественные показатели получаемых товарных продуктов на завершающей стадии обогащения руды.

Гравітаційна сепарація

дуктах гидрокласифікації в умовах Інгулецького ГОКа (табл. 1 і 2). Розподілення класів і вмісту заліза в них є типовим для залізорудних ГОКів ввиду застосування однієї і тієї ж технології збагачення. В підтвердження сказаного приводимо розподілення і ступінь концентрації в заданому діапазоні крупності в продуктах гидрокласифікації в умовах Коршунівського ГОКа (табл. 3). В подальшому ми будемо спиратися на дані таблиць 1 і 2, даби виключити плутанину при аргументації пропонуваної модернізації існуючого виробництва.

Із наведених в таблицях 1 і 2 даних видно, що в сливі міститься 91,1% готового класу крупністю менше 70 мкм. В той же час при розрахунку виходу по відношенню до вихідного продукту спостерігається перехід готового класу більше в пісок, ніж в слив, так як згаданий вихід в пісках склав 25,82% проти 24,66% в сливі. Виведення заліза в слив в два рази менше, ніж в пісок (28,11% проти 71,89%). Таке положення можна пояснити концентрацією в складі пісків важких вільних відкритих зерен магнетиту. Насправді, вміст заліза в пісках в класах 0,00-0,05 і 0,05-0,07 мм становить відповідно 66,6 і 64,80%, при цьому виведення заліза в зазначені класи становить 32,28% (22,17 і 10,11% по зазначеним класам відповідно). Якість аналогічних продуктів в складі сливу гідродіалізаторів значно гірше і становить для класу 0,00-0,05 мм – 58,7%, а для класу 0,05-0,07 мм – 38,10% по вмісту заліза, при цьому виведення класу 0,00-0,07 мм не досягає 27%. Незважаючи на те, що в сливі в класах менше 0,07 мм концентрується 95,3% заліза (рис. 2), якість його поступає якості пісків. Причиною останнього є значне забруднення розглянутих продуктивних класів частинками кварцу, що підтверджується даними табл. 2 і рис. 3. Із цих даних випливає, що вміст кремнезема (SiO_2) в сливі в класі менше 0,07 мм становить 50,51% при виведенні 23,88%, що значно більше аналогічного показника в пісках 12,80% при виведенні заліза 10,23%.

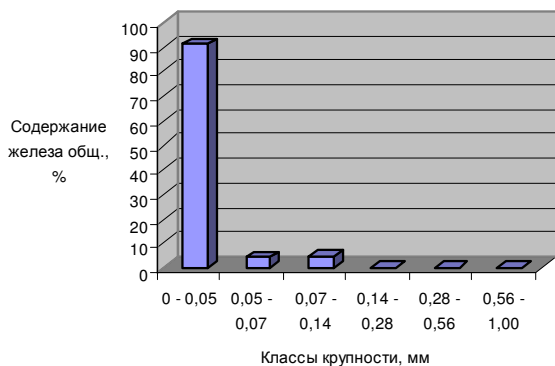


Рис. 2. Розподілення заліза по класам крупності в сливі гідродіалізатора

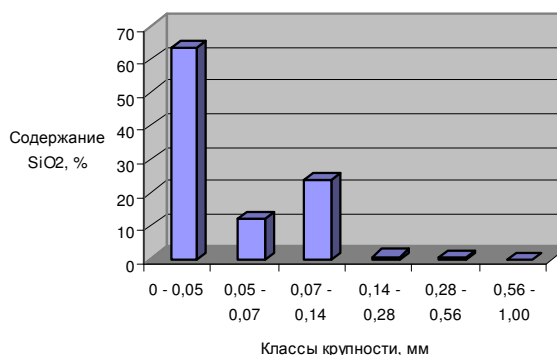


Рис. 3. Розподілення кремнезема по класам крупності в сливі гідродіалізатора

В той же час в пісках в класах менше 0,07 мм концентрується значне кількість магнетитових зерен (рис. 4) при відносно малому коли-

Гравітаційна сепарація

чество кремнезема в продуктивных классах, так как он преимущественно переходит в состав сростков крупностью от 0,14 до 0,56 мм (рис. 5).

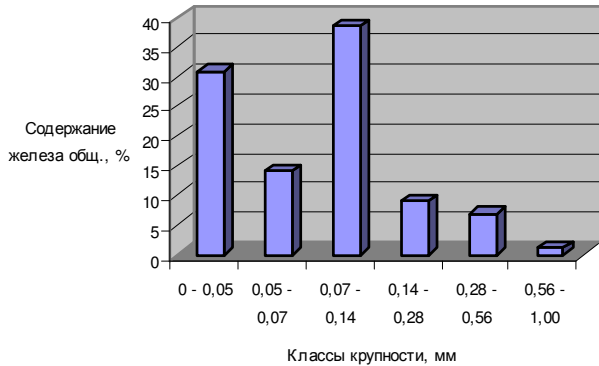


Рис. 4. Распределение железа по классам крупности в песках гидроциклона

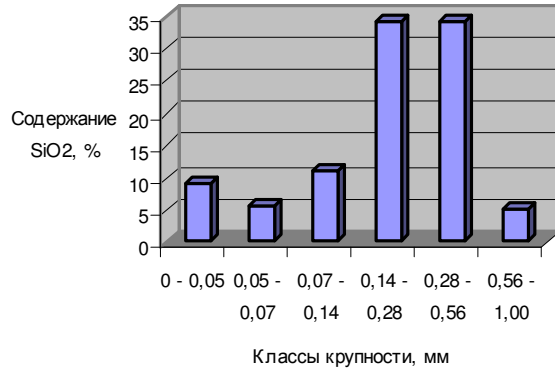


Рис. 5. Распределение кремнезема по классам крупности в песках гидроциклона

Таблица 1

Результаты гидроклассификации II стадии Ингулецкого ГОКа в гидроциклонах (по железу)

Класс крупности, мм	Исходный продукт			Пески				Слив				Степень концентрации в	
	выход, %	сод. Fe, %	ε Fe, %	выход, γ _{исх} , %	выход, γ _{пр} , %	сод. Fe, %	ε Fe, %	выход, γ _{исх} , %	выход, γ _{пр} , %	сод. Fe, %	ε Fe, %	песках Гц	сливе Гц
1,00	1,25	0,07	31,000	0,10	0,07	0,10	31,000	0,04					
0,56	1,00	1,17	30,600	0,68	1,17	1,60	30,600	0,68	0,00	0,00	0,00	1,00	
0,28	0,56	7,98	32,127	4,85	7,95	10,90	32,100	4,83	0,03	0,10	40,00	1,00	1,25
0,14	0,28	9,34	36,647	6,48	9,26	12,70	36,700	6,44	0,08	0,30	30,60	1,00	0,83
0,07	0,14	30,96	49,258	28,88	28,66	39,30	50,900	27,62	2,30	8,50	28,80	1,03	0,58
0,05	0,07	9,84	60,466	11,26	8,24	11,30	64,800	10,11	1,60	5,90	38,10	1,07	0,63
0,00	0,05	40,64	62,117	47,80	17,58	24,10	66,600	22,17	23,06	85,20	58,70	1,07	0,94
Итого		100,00	52,810	100,0	72,93	100,00	52,057	71,89	27,07	100,00	54,84		

*Примечание: извлечение железа в продукты разделения

Таблица 2

Результаты гидроклассификации II стадии Ингулецкого ГОКа в гидроциклонах (по кремнезему)

Класс крупности, мм	Исходный продукт			Пески				Слив				Степень концентрации в	
	выход, %	сод. SiO ₂ , %	ε*SiO ₂ , %	выход, γ _{исх} , %	выход, γ _{пр} , %	сод. SiO ₂ , %	ε*SiO ₂ , %	выход, γ _{исх} , %	выход, γ _{пр} , %	сод. SiO ₂ , %	ε*SiO ₂ , %	песках Гц	сливе Гц
1,00	1,25	0,07	50,000	0,23	0,07	0,10	50,000	0,23					
0,56	1,00	1,17	45,300	3,46	1,17	1,60	45,300	3,46	0,00	0,00	0,00	1,00	
0,28	0,56	7,98	45,308	23,58	7,95	10,90	45,300	23,49	0,03	0,10	47,57	1,00	1,05
0,14	0,28	9,34	38,779	23,62	9,26	12,70	38,700	23,37	0,08	0,30	47,78	1,00	1,23
0,07	0,14	30,96	7,434	15,01	28,66	39,30	4,030	7,53	2,30	8,50	49,83	0,54	6,70
0,05	0,07	9,84	12,239	7,86	8,24	11,30	7,400	3,98	1,60	5,90	37,21	0,60	3,04
0,00	0,05	40,64	9,905	26,25	17,58	24,10	5,450	6,25	23,06	85,20	13,30	0,55	1,34
Итого		100,00	15,333	100,0	72,93	100,00	14,361	48,62	27,07	100,00	17,95		

*Примечание: извлечение кремнезема в продукты разделения

Интересно отметить, что степень концентрации железа в песках по классам в диапазоне от 0,05 до 0,28 мм колеблется в пределе 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 (SiO₂) в продуктах разделения обнаруживает обратную картину: в сливе указанный показатель равняется 1,23-6,7, а в песках – 0,54-1,0.

Збагачення корисних копалин, 2011. – Вип. 44(85)

Гравітаційна сепарація

Таким образом, гидроциклон работает по двум разделительным признакам, а именно: по крупности и плотности, при этом осаждение более плотных частиц раскрытого магнетита в песковый продукт приводит к тому, что в циркуляцию поступает готовый концентрат в количестве (101,7 т/час), которое соразмерно с количеством кондиционного магнетитового концентрата на выходе данной технологической схемы.

Таблица 3

Результаты гидроклассификации II стадии Коршуновского ГОКа в гидроциклонах

Класс крупности, мм	Исходный продукт			Пески*				Слив				Распред. Fe, % в		
	выход, %	Сод. Fe, %	ϵ_{Fe} , %	выход, $\gamma_{исх}$, %	выход, $\gamma_{пр}$, %	Сод. Fe, %	ϵ_{Fe} , %	выход, $\gamma_{исх}$, %	выход, $\gamma_{пр}$, %	Сод. Fe, %	ϵ_{Fe} , %	песках Гц	сливе Гц	
5,000		0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00					0,00		
4,000	5,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00					0,00		
3,000	4,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00					0,00		
2,000	3,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00					0,00		
1,250	2,000	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00					0,00		
0,800	1,250	1,40	41,00	1,99	1,40	1,99	41,00					1,37		
0,530	0,800	2,10	42,90	2,10	2,04	2,90	43,50	0,06	0,20	21,708	0,03	2,12	0,07	
0,440	0,530	2,10	45,50	2,10	1,90	2,70	45,60	0,20	0,67	44,543	0,19	2,07	0,53	
0,200	0,440	17,40	48,70	17,40	16,55	23,50	49,30	0,85	2,88	37,036	0,65	19,45	1,88	
0,100	0,200	33,50	59,20	33,50	26,90	38,20	63,10	6,60	22,31	43,303	4,83	40,47	17,03	
0,074	0,100	12,10	63,40	12,10	7,39	10,50	66,10	4,71	15,91	59,158	4,39	11,65	16,59	
0,000	0,074	31,40	64,70	31,40	14,23	20,21	67,40	17,17	58,04	62,462	16,57	22,87	63,90	
Итого		100,00	58,72	100,0	70,42	100,00	59,56	73,34	29,58	100,00	56,733	26,66	100,00	100,00
$\Sigma\gamma\beta$			0,00				5956,03							5673,28

2. Предлагаемая технология обогащения

Улучшение показателей обогащения возможно при повышении эффективности гидроклассификации, при этом сокращается количество продуктивных классов менее 0,07 мм в составе песков, возрастает извлечение и содержание железа в сливе. Расчеты показывают, что увеличение эффективности гидроклассификации до 70% позволяет добиться содержания расчетного класса – 0,07мм в песках и сливе гидроциклона – 24,93 и 97,7% против 35,4 и 91,1% соответственно при эффективности равной 50%. Как результат, имеет место улучшение качества слива по содержанию железа (56,29 против 54,84%) и извлечению (32,9 против 26,79%). В то же время продуктивный класс в составе слива легче засоряется высокодисперсными частицами кремнезема, извлечение которого в классы 0,00-0,05 и 0,05-0,07 мм составляет 36,24 и 6,76% против 20,0 и 3,88% по базовому варианту. Для более полного раскрытия возможностей разделения по крупности в центробежном поле предпочтительнее работать на разбавленных пульпах, а использование плотностного разделительного признака требует более плотных пульп и проведения самой гравитационной сепарации в отдельном цикле, что сочетается с принципом однофункциональности разделительных процессов, согласно которому уникальность того или иного процесса проявляется в его осуществлении по одному заданному разделительному признаку в режиме, максимально благоприятствующему его проявлению на стадии подготовки питания или самой реализации. Совмещение нескольких

разделительных признаков сопряжено с нарушением необходимого режима разделения и, как следствие, повышением взаимозасорения продуктов сепарации, что выражается в увеличении средневероятного отклонения (E_{pm}), а графически имеет место снижение крутизны сепарационной характеристики [4].

Физический смысл такого явления состоит в том, что легче привести в равновесие систему с одним, нежели с двумя и более разделительными признаками.

Таким образом, для совершенствования существующей технологии обогащения магнетитовых кварцитов целесообразно дополнить имеющуюся гидроклассификацию операцией гравитационного разделения по плотности с целью выделения из состава измельченного продукта готовой фракции с содержанием железа на уровне 65...66%. Для этого уместно применить традиционные аппараты типа гидросайзеров, винтовых или конусных сепараторов, орбитальных шлюзов. Доводка получаемого при этом гравитационного концентрата может проводиться в одну-две стадии на существующих магнитных сепараторах.

Недостаток винтовых сепараторов состоит в низкой производительности, а конусных – в низкой степени концентрации за один прием разделения и чувствительности к колебаниям питания по плотности. Кроме того, содержание твердого в питании винтовых сепараторов не должно превышать 30...40%, в то время как конусные сепараторы работают при более плотных пульпах (50...57%), поэтому последние предпочтительнее с точки зрения экономии эксплуатационных затрат.

Для улучшения условий разделения по плотности перед гравитационным обогащением уместно назначать размагничивание, в процессе которой имеет место дефлокуляция магнитных прядей.

Нетрадиционный подход состоит в использовании гидроциклона на второй стадии обогащения в режиме тяжелосредней сепарации, при этом исходим из предположения, что в качестве суспензоида служат высокодисперсные частицы магнетита, в результате чего сростки и частицы кварца переходят в легкую фракцию и разгружаются через сливной патрубок гидроциклона, установленного горизонтально или наклонно [5], в то время как частицы готового продукта в составе тяжелой фракции разгружаются через песковую насадку центробежного аппарата. Здесь важно поддерживать определенное соотношение между количеством высокодисперсного материала и количеством крупных зерен породы и сростков, так как это определяет необходимую плотность разделения и, как следствие, эффективность разделения по плотности. Сростки и свободные зерна кварца в составе легкой фракции всплывают в квазиутяжеленной суспензии и переходят в сливной патрубок, в то время как раскрытые зерна магнетита в составе тяжелой фракции разгружаются через песковую насадку. Легкая фракция поступает на доизмельчение, а тяжелая фракция – на мокрую магнитную сепарацию.

После мокрой магнитной сепарации гравитационного концентрата предоставляется возможность выделения уже на второй стадии кондиционного концентрата, что позволяет повысить производительность обогатительной фабрики по исходной руде, исключить переизмельчение готового продукта в составе

Гравітаційна сепарація

циркулюючої нагрузки, а також скоротить експлуатаційні витрати по електроенергії, измельчаючим телам і футеровці.

3. Експериментальна перевірка пропонуваної технології

Для практичної перевірки розробленої технології були проведені напівпромислові дослідження на натурній пробі залізної руди Кривбас-са загальною масою 900 кг. Гранулометричний склад вихідного матеріалу представлений в табл. 4.

Таблиця 4

Клас крупності, мм	Вихід класу, %	Содержание железа, %
1,00 – 3,00	4,17	43,26
0,56 – 1,00	2,83	44,20
0,28 – 0,56	7,70	49,42
0,14 – 0,28	25,50	56,49
0,07 – 0,14	24,00	53,97
0,05 – 0,07	3,50	49,35
0,00 – 0,05	32,30	48,40
Итого	100,00	51,58

Дослідження проводилися на пілотній установці в складі гідроциклонної установки, суживаючихся желобів і вузла підготовки вихідного матеріалу. Підготовка вихідного матеріалу складалася в розбавленні проби до вмісту твердого не більше 20%, що дозволяло домогтися значущої ефективності розділення по крупності в гідроциклонах. Піски гідроциклонів, згущені до 55% по твердому, направлялися самотеком на струйне збагачення в суживаючихся желобах, де виділяли кондиційний концентрат і промпродукт. Збагачення на суживаючихся желобах адекватно відображає механізм розділення рудних частинок по щільності.

Результати пілотних випробувань гравітаційного збагачення залізної руди сведені в табл. 5.

Таблиця 5

Продукты разделения	Технологические показатели, %				
	Выход массовый		Содержание твердого	Содержание железа	Извлечение железа
	к исходному	к операции			
Обесшламливание					
Исходный	100,00	100,00	20,00	51,58	100,00
Сгущенный	51,00	51,00	55,00	59,22	58,55
Слив ГЦ	49,00	49,00	7,30	43,63	41,45
Концентрация на желобах					
Исходный	51,00	100,00	55,00	59,22	58,55
Концентрат	29,58	58,00	65,00	65,41	32,67
Промпродукт	21,42	42,00	23,90	50,67	25,88

Полученные экспериментальные данные подтверждают принципиальную возможность выделения промежуточного кондиционного концентрата после гравитационного обогащения на струйных желобах, концентрат которых имеет содержание железа на уровне 65,41% при выходе 58% от операции струйного разделения. Промпродукт содержит 50,67% железа и направляется на рециркуляцию. Выход гравитационного концентрата является мерой повышения производительности предприятия, так как выделение после второй стадии измельчения кондиционного продукта позволяет догрузить секцию равнозначным количеством исходной руды при условии соблюдения удельной нагрузки на технологическое оборудование.

Технология гравитационно-магнитного обогащения включает предварительную дефлокуляцию материала, его обесшламливание, гравитационное обогащение по плотности с выделением трех продуктов: тяжелой фракции, выступающей в качестве промежуточного концентрата, промпродукта, возвращаемого на измельчение в шаровую мельницу и легкой фракции, подвергаемой перечистке в магнитном поле, при этом хвосты магнитной сепарации сбрасываются в отвал, а промпродукт направляется в шаровые мельницы. При недостаточно высоком качестве выделяемого концентрата назначается перечистная мокрая магнитная сепарация гравикоонцентрата. Внедрение такой технологии требует комплексного изменения традиционной технологической схемы. Так, гидроклассификация, как на первой, так и второй стадии, должна проводиться в два приема, при этом сначала необходимо обеспечить максимально возможное извлечение частиц расчетного класса в слив, в то время как на втором приеме добиваемся максимального качества сливного продукта, добиваясь его дисперсионной "стерильности". Особое значение приобретает обесшламливание по граничному зерну 10-15 мкм, так как его эффективность предопределяет качество последующего гравитационного и/или магнитного разделения.

Увеличение переработки достигается за счет стадийного вывода из измельчительного цикла раскрытых частиц магнетита и адекватного возрастания нагрузки по исходной руде по каждой секции, а улучшение качественно-количественных показателей достигается за счет значительного сокращения ошламования процессов измельчения, гидроклассификации и магнитного обогащения, селективного разделения зерен по мере их раскрытия гравитационно-магнитными методами при ограничении верхнего и нижнего пределов крупности обогащаемого материала.

Для конкретизации качественно-количественной и водно-шламовой схемы железорудного ГОКа необходимо провести промышленные испытания предложенного технологического решения, что составляет предмет следующего этапа настоящей работы.

Благодарности

Автор выражает искреннюю признательность начальнику инжинирингового центра Ингулецкого ГОКа Калиниченко А.Ф. и его заместителю Гресь А.А. за предоставленные данные по распределению железа и кремнезема в продуктах гидроклас-

Гравітаційна сепарація

сификации второй стадии, а также технологам фирмы "Цветмет" Иванченко А.Н., Матийчук Д.О. и Анищенко Д.Р. за экспериментальные данные по гравитационному обогащению железной руды на конусных сепараторах и ценные советы и рекомендации при выполнении данной работы.

Список литературы

1. **Деркач В.Г., Копычев П.А.** Специальные методы обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1977. – 358 с.
2. **Кармазин В.И.** Обогащение руд черных металлов. – М.: Недра, 1982. – 324 с.
3. **Кармазин В.В.** Обогащение железных руд. Перспективы развития технологии. – М.: Деловая слава России, 2008. – С.188-190.
4. **Кирнарский А.С.** Принцип технологической однофункциональности при обогащении полезных ископаемых // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – 2008. – Вип. 35(76). – С. 33-43.
5. **Bohle V.** Hydrozyklone in Schräglage – eine Einbaualternative // Aufbereitung Technik. – 38 (1997). – № 1. – S. 34-40.

© Кирнарский А.С., 2011

*Надійшла до редколегії 28.12.2010 р.
Рекомендовано до публікації д.т.н. П.І. Піловим*