

УДК 622.765

В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина

**ФЛОТАЦИЯ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ СУЛЬФИДНЫХ РУД С
НОВЫМИ СОБИРАТЕЛЯМИ**

Семинар № 19

Флотуемость золота и золото-содержащих сульфидных минералов определяется их природой, технологическими особенностями, среди которых важными являются – крупность, геометрическая форма частиц золота, химический состав поверхности золотин и сульфидных минералов. Выбор собирателей и подавителей флотации труднообогатимых золотосодержащих сульфидных руд становится актуальным в связи с увеличением объемов их переработки.

В классическом процессе селективной флотации сульфидных руд цветных металлов (медно-цинковых, полиметаллических) в качестве подавителей и собирателей часто применяют цианид, сульфат цинка и ксантогенаты соответственно. С переходом на технологии с полным исключением цианида, как основного подавителя сфалерита и пирита, и применением малоселективного собирателя – бутилового ксантогената, возникли значительные проблемы с депрессией основного рудообразующего минерала сульфидных руд – пирита. Модификации пирита со скрытокристаллической, метаколлоидной структурой, колломорфные, разрушенные с неровной поверхностью, легко шламующиеся и становятся флотоактивными.

Сернистый натрий, используемый вместо цианида, при концентрациях менее 50-100 мг/л практически является не подавителем, а активатором флотации

сульфидных минералов. Установлено, что сернистый натрий при расходах 30-50 г/т руды активирует флотацию сульфидных и окисленных минералов цветных металлов и сульфидов железа.

Исключение из процесса селективной флотации сульфидных руд цианида и замена его сернистым натрием активирует флотацию многих модификаций пирита, способствует накоплению его в промпродуктах и образованию значительных циркуляционных нагрузок во флотации (до 500 %), особенно в циклах цинковой флотации.

Недостатком ксантогенатов является то, что они проявляют высокие собирательные свойства практически ко всем сульфидным минералам, что естественно создает значительные трудности при селективном разделении минералов меди, свинца, цинка и особенно пирита.

В последние десятилетия в связи с возросшими требованиями к токсичности технологических режимов цианид исключен из процесса флотации и заменен сернистым натрием или другими серосодержащими модификаторами. С переходом на бесцианидные технологии возникли проблемы в получении качественных концентратов при селективной флотации медно-цинковых руд и коллективных концентратов.

Вследствие высокой флотоактивности отдельных разновидностей пирита

*Работа выполнена при финансовой поддержке РФФИ.

содержание меди в медных концентратах не превышает 14-18 %. Значительная часть пирита в медном концентрате (более 50 %) представлена свободными от сростков зернами. Попытки снижения содержания пирита в медном концентрате с применением тепловой обработки, использование сочетаний различных депрессоров, не улучшает результатов селекции, но снижают извлечение меди и золота.

Применение в качестве собирателей сочетания ксантогенатов – бутилового и изопропилового в этом режиме подавления флотации сфалерита и пирита иногда становится малоэффективным. Попытки найти условия повышения эффективности этой пары, подбирая рН, соотношение расходов и концентраций собирателя и подавителя, модифицирование флотореагентов, температурный режим и т. д., пока не дали ощутимых результатов.

Нами выполнены исследования по поиску собирателей более селективных по отношению к пириту.

Выбор собирателей для флотации пиритных медно-цинковых руд определяется технологическими особенностями минерального сырья. Наиболее характерные из них: наличие многообразия модификаций пирита и минералов меди, присутствие в руде одновременно природно-активированной и трудно флотируемой разновидностей сфалерита; неравномерная вкрапленность сульфидных минералов. Отмеченные факторы должны определять выбор таких собирателей, которые имели бы высокую собирательную способность применительно к сульфидным минералам меди, цинка, благородным металлам, обладали бы высокой селективностью по отношению к пириту – основному рудообразующему минералу. В последние годы в практике флотации руд применяют сочетания собирателей с сильными и слабыми собирательными свойствами. Положительный опыт смеси использования таких

собирателей имеется при обогащении медно-молибденовых руд на обогатительной фабрике СП «Эрдэнэт» (Берафлот 3026) и медно-никелевых руд на обогатительных фабриках «Норильский никель», где испытывались собиратель «S-703»; а в последнее время реагент ДМДК.

Для руд Гайского месторождения институтами Гинцветмет и МИСиС в разные периоды исследованы индивидуально и в сочетании собиратели: бутиловый и изопропиловый ксантогенаты (1:1), на которых в настоящее время работают обогатительные фабрики Гайского ГОКа и других предприятий Уральского региона; бутиловые ксантогенат и аэрофлот; меркаптобензотиозол (МКБТ) и бутиловый ксантогенат, модифицированный галогенидами и многие другие режимы. Показано, что все они в сочетании с бутиловым ксантогенатом или индивидуально улучшают показатели обогащения.

Исследованы образцы синтезированных в институте Гинцветмет различные собиратели серии «СИГ» и «СГМ». Предварительно исследованы собиратели фирмы «Minerals international reagents» - S-703, S-701, F-100 и др., в состав которых входят 1-3 компонента, имеющие различные физико-химические характеристики. Например, в собиратель S-703G входят компоненты диалкилдитиофосфат, диалкилсульфид и алкиловый эфир полипропиленгликоля. Его российские аналоги, например собиратель «Берафлот 3026», имеют похожий состав. Они исследованы и испытаны на медно-молибденовых рудах СП «Эрдэнэт» (Херсонский М. И.) и нами на медно-цинковых рудах ОАО «Гайский ГОК» испытана другая модификация «Берафлота».

Собиратель S-703 проверен на многих типах руд цветных металлов других месторождений РФ. Замена 30-40 % расхода бутилового ксантогената и снижение общего расхода собирателей на 20 % обеспечивает прирост извлечения меди 1,0-1,5 %, золота – 1,5-3,0 %. Однако, перечисленные собиратели не нашли практического применения на предприятиях РФ или из-за высокой стоимости, превышающей цену ксантогената в 4-5 раз, или отсутствия в РФ базы производства этих флотореагентов.

На синтезированном в Гинцветмете собирателе серии СИГ проведены лабораторные исследования и промышленные испытания в сочетании с бутиловым ксантогенатом на одной из секций обогащательной фабрики ОАО Гайский ГОК. В сравнении с одним ксантогенатом получен прирост извлечения меди, золота, цинка. В последние годы в институтах Гинцветмет и МИСиС синтезированы собиратели серии СГМ. На образцах собирателей этой серии в лабораториях институтов МИСиС, Гинцветмет и Гайского ГОКа на пробах медноцинковых руд выполнены исследования по различным схемам коллективно-селективной флотации.

По результатам серийных опытов исследуемые собиратели как при индивидуальном применении, так и в сочетании с ксантогенатом обеспечивают повышение извлечения металлов и качества концентратов.

В условиях схемных опытов показано, новые собиратели в сочетании с бутиловым ксантогенатом при общем расходе 70 г/т и соотношении 1:1 обеспечивают получение достаточно качественных концентратов и прирост извлечения металлов (табл. 1 и 2).

Исследованные собиратели эффективны и обладают большей селективностью по отношению к модификациям

пирита. Один из собирателей рекомендован для промышленных испытаний.

По результатам схемных опытов извлечение меди в медный концентрат выше на 0,8-1,4 %, золота на 1,5-2,5 %, серебра до 3 % (табл. 3).

Исследованиями также показано, что новый собиратель при замене им ксантогената в операции выделения «медной головки» и в цикле разделения медноцинкового концентрата позволяет полностью исключить ксантогенат.

За период промышленных испытаний расход собирателя составил 25-30 % от общего расхода собирателей. Извлечение меди из шахтных руд за базовый период составило 80,8 %, за испытываемый период с собирателем 1 – 82,8 %. При одном и том же содержании металлов в руде получен селективный медноцинковый концентрат более высокого качества, т.е. имеется прирост содержания металлов: меди (+0,3 %); цинка (0,2 %); золота (+0,7 %).

Выводы:

- исследованные собиратели в сравнении с ксантогенатами более селективны по отношению к пириту;
- в сочетании с ксантогенатом при замене его на 20-30 % новые собиратели обеспечивают повышение извлечения цветных и благородных металлов;
- новые собиратели по токсичности сопоставимы с ксантогенатами, выпускаются на химических заводах РФ по цене, близкой к ксантогенатам;
- применение сочетания сильного и слабого собирателей обеспечивает технологический результат, установлена высокая собирательная способность новых собирателей к халькопириту и селективность по отношению к пириту. Это подтверждено измерениями краевых углов смачивания на мономинеральных фракциях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бочаров В.А. Разработка малотоксичных режимов селективной флотации руд цветных металлов на основе изучения механизма окисления компонентов сульфидных пульп. Известия ВУЗов «Цветная металлургия», №1, с. 3-6, 1997, М., МИСиС.

2. Давааням С., Баатархуу Ж., Сатаев И.Ш., Десятов А.М., Херсонский М.И., Цветков И.Т. Разработка технологии обогащения руд месторождения «Эрдэтийн-Овоо» с применением аэрофлотов // Цветные металлы. 1998, №9, с. 18-21.

3. Острожная Е.Е., Хромцова И.Н. О совместном применении диметилдитиокарбамата и бутилового ксантогената при флотации сульфидных медно-цинковых руд. // Цветные металлы. 1999, №5, с. 14-15.

4. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Чантурия Е.Л., Лапцева О.У., Мельникова С.И. Технология комплексного обогащения труднообогатимых золотосодержащих руд. М., Цветная металлургия, изв. ВУЗов, 2004 г., №5, с. 4-9.

Коротко об авторах

Бочаров В.А., Игнаткина В.А. – Московский институт стали и сплавов.



© Г.С. Крылова, Г.В. Седельникова,
Н.В. Ибрагимова, Е.А. Кошель,
Л.П. Старчик, В.В. Петренко,
2005

УДК 622.7

*Г.С. Крылова, Г.В. Седельникова, Н.В. Ибрагимова,
Е.А. Кошель, Л.П. Старчик, В.В. Петренко*

ПРИМЕНЕНИЕ РАДИАЦИОННО-ХИМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩЕГО СЫРЬЯ

Семинар № 19

Истощение запасов легкообогатимых руд привело к необходимости вовлечения в эксплуатацию руд коренных месторождений, представленных, в основном, упорными рудами. Существующие способы переработки таких руд достаточно сложные и включают в себя комплекс операций (гравитацию, флота-

цию, цианирование). Для переработки концентратов обогащения обычно используются пирометаллургические или гидрохимические (автоклавные) способы, весьма энергоемкие и имеющие серьезные экологические ограничения.

В то же время, исследования специалистов различных организаций (отраслевых

и академических) показывают, что проблема переработки упорного сырья может быть решена.

Основанием для постановки работы явились обнаруженные в середине 70-х годов явления активизации физико-химических процессов на поверхности и в объеме минералов и руд различных месторождений под воздействием ионизирующего облучения пучком ускоренных электронов. Еще И.Н.Плаксин показал, что ионизирующие воздействия (гамма-лучи, быстрые электроны, нейтроны и т.д.) могут оказывать влияние на свойства целого ряда минералов, что, несомненно, может быть использовано в процессах рудоподготовки и обогащения и может служить базой для разработки принципиально новых технологий переработки минерального сырья с использованием промышленных ускорителей электронов мощностью до 100 кВт.

В работе изложены результаты поисковых исследований по оценке возможности использования радиационно-химической обработки (пучком ускоренных электронов - ПУЭ) для изменения технологических свойств упорных руд и продуктов их переработки.

Таблица 1
Режимы облучения образцов руды пучком ускоренных электронов

Номера опытов	Режимы облучения руды ускоренными электронами		
	сила тока, мА	напряжение, кэВ	Продолжительность обработки, мин
1	Без	Облучения	Руды
2	1	270-280	1
3	2	270-280	1
4	2	270-280	5

Исследования проводили в нескольких направлениях. При этом оценивали:

- влияние предварительной обработки руды ПУЭ на ее измельчаемость;
- влияние предварительной обработки концентрата ПУЭ на показатели цианирования;
- влияние предварительной обработки сорбентов ПУЭ на их сорбционные свойства;
- использование ПУЭ для деструкции цианидов.

Исследования по оценке влияния ПУЭ на измельчаемость руды проводили на двух образцах: на сульфидно-силикатной и сульфидно-карбонатной рудах. Результаты исследований приведены в табл. 1 и 2.

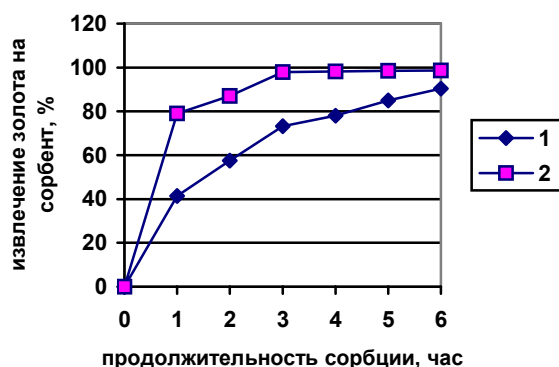
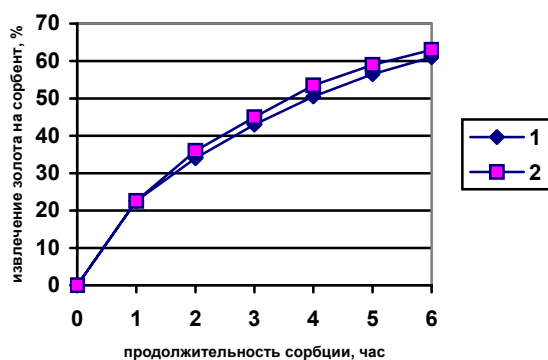
Измельчение как облученной, так и необлученной проб руды производили

Таблица 2
Гранулометрическая характеристика измельченных продуктов в зависимости от режима облучения

Классы крупности, мм	Выход классов измельченных продуктов по опытам, %			
	Опыт 1	Опыт 2	Опыт 3	Опыт 4
Сульфидно-карбонатная руда				
+0,071	2,24	2,19	3,69	4,11
-0,071+0,050	10,56	15,06	12,18	14,19
-0,050+0,040	5,71	3,70	6,94	5,73
-0,040	81,49	79,05	77,19	75,97
Сульфидно-силикатная руда				
+0,071	3,14	2,07	1,89	2,70
-0,071+0,050	36,34	41,10	41,13	37,35
-0,050+0,040	7,49	6,70	8,82	9,48
-0,040	53,01	50,13	50,16	50,47

Таблица 3
 Результаты цианирования флотоконцентрата
 после обработки ПУЭ

Доза облучения, Мрад	Содержание золота в хвостах цианирования, г/т	Извлечение золота, %
Флотоконцентрат крупностью 85% -0,140 мм)		
0,0	16,80	63,08
1,2	17,10	62,42
6,0	16,80	63,08
18,0	16,50	63,74
Флотоконцентрат тонкоизмельченный		
0,0	9,00	80,22
0,6	9,00	80,22
1,2	9,60	78,90
3,0	8,40	81,54
6,0	8,00	82,42



в лабораторной шаровой мельнице с контрольным отсевом продуктивного класса – 0,074 мм из измельченного продукта и доизмельчением материала избыточной крупности.

Сравнение полученных данных по опытам свидетельствует о том, что предварительное облучение сульфидно-карбонатной руды ускоренными электронами не оказывает заметного влияния на ее измельчаемость. Отмечен лишь слабо выраженный эффект некоторого «закрупнения» измельченных продуктов

при повышении интенсивности потока электронов. Для сульфидно-силикатной руды влияние предварительной обработки пучком ускоренных электронов более заметно: выход класса +0,071 мм снижается.

Исследования влияния предварительной обработки ПУЭ на показатели цианирования проводили на труднообогатимом флотоконцентрате крупностью 85 % - 0,140 мм) и 85 % -0.020 мм. Предварительную обработку флотоконцентрата проводили на ускорителе мощностью 50 кВт. Доза облучения варьировала от 0,6 Мрад до 18

Рис. 1. Влияние обработки угля ПУЭ на его сорбционные свойства: 1 – без обработки; 2 – с обработкой

Рис. 2. Влияние обработки смолы АМ-2Б ПУЭ на ее сорбционные свойства: 1 – без обработки; 2 – с обработкой

Мрад. Навески флотоконцентрата после обработки ПУЭ цианировали. Результаты цианирования флотоконцентрата приведены в табл. 3.

Анализируя результаты испытаний, приведенные в табл. 3, можно отметить небольшой положительный эффект обработки ПУЭ увлажненного тонкоизмельченного флотоконцентрата: извлечение золота при цианировании концентрата после обработки ПУЭ дозой 3,0-6,0 Мрад увеличивается с 80,22 до 81,54-82,42 %.

Для исследования влияния предварительной обработки ПУЭ на сорбционные свойства сорбентов (активированного угля и смолы АМ-2Б) был использован золотосодержащий раствор с содержанием золота 2,39 мг/л.

Навески угля и смолы массой по 0,5 г, предварительно обработанные ПУЭ, загружали в стеклянные бутылки, заливали 0,5 л цианистого золотосодержащего раствора и снимали кинетику сорбции золота

в течение 6 часов. Кинетические кривые приведены на рис. 1 и 2.

Как показали результаты испытаний, предварительная обработка сорбентов (активированного угля марки АГ-95 и анионообменной смолы АМ-2Б) пучком ускоренных электронов приводит к повышению их сорбционных свойств, причем более заметно этот эффект проявляется для смолы АМ-2Б. При проведении поисковых исследований для оценки возможности использования пучка ускоренных электронов для деструкции цианида в сточных водах было отмечено, что обработка цианидсодержащего раствора (300 мг/л) ПУЭ с дозой 5 Мрад позволяет снизить концентрацию цианида на два порядка.

Таким образом, полученные положительные результаты поисковых исследований свидетельствуют о перспективности использования пучка ускоренных электронов в процессах обогащения золотосодержащего минерального сырья.

Коротко об авторах

Крылова Г.С., Седельникова Г.В., Ибрагимова Н.В., Кошель Е.А. – ФГУП «ЦНИГРИ», Старчик Л.П., Петренко В.В. – РНЦ «Курчатовский институт».

ДИССЕРТАЦИИ

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

<i>Автор</i>	<i>Название работы</i>	<i>Специальность</i>	<i>Ученая степень</i>
ФЕДЕРАЛЬНОЕ ГОСУДАРСТВЕННОЕ УНИТАРНОЕ ПРЕДПРИЯТИЕ НАУЧНЫЙ ЦЕНТР ПО БЕЗОПАСНОСТИ РАБОТ В УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ ВостНИИ			
ШАРОВ Сергей Александрович	Разработка способа предупреждения возгораний газовоздушных сред при тушении пожаров в угольных шахтах	05.26.02	к.т.н

© Л.А. Ломовцев, Р.С. Улубабов, В.Д. Прилипенко,
В.А. Дробот, Ю.Г. Вилкул, В.Д. Сидоренко,
О.И. Храпко, А.В. Кекух, А.В. Байрак,
А.Н. Домничев, И.П. Пучков, А.С. Журавлев,
2005

УДК 622.7

Л.А. Ломовцев, Р.С. Улубабов, В.Д. Прилипенко, В.А. Дробот, Ю.Г. Вилкул, В.Д. Сидоренко, О.И. Храпко, А.В. Кекух, А.В. Байрак, А.Н. Домничев, И.П. Пучков, А.С. Журавлев

ИЗЫСКАНИЕ ВОЗМОЖНОСТЕЙ РАЦИОНАЛИЗАЦИИ СТРУКТУРЫ ДОБЫЧИ И ПЕРЕРАБОТКИ МАГНЕТИТОВЫХ КВАРЦИТОВ ГОКА ОАО КГМК «КРИВОРОЖСТАЛЬ» С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

Семинар № 19

Проведены лабораторные и укрупненные исследования по сухому магнитному обогащению технологических разновидностей магнетитовых кварцитов I, II и IV железистых горизонтов и полупромышленные испытания обогатимости сухой магнитной сепарацией проб мелкодробленых руд текущей добычи карьеров № 2 бис и № 3, а также перерабатываемой РОФ ГОКа их технологической смеси крупностью 20 (25)-0 мм и додробленного до 16-0 мм материала.

При лабораторных испытаниях магнитной сепарации разновидностей I и II ж.г. карьера № 2 бис той же крупности при их соотношении, близком к проектному (31,1% Fe_{общ.} и 21,2 % Fe_{магн.}), массовая доля железа общего и магнитного в хвостах составила соответственно 19,57 и 2,05 при выходе 20,76 %. При разделении более бедных разновидностей (19,42 % Fe_{магн.}) увеличение выхода хвостов до 24,7 % (16,2 % Fe_{общ.} и 1,5% Fe_{магн.}) обеспечивало прирост общего и магнитного железа в магнитном продукте до 33,9 и 25,3 % соответственно. При полупромышленных испытаниях отобранной из процесса на РОФ дробленной смеси руд карьеров № 3 и № 2 бис текущей

добычи крупностью 20 (25) – 0 мм показано, что выделяемые из богатой смеси (26,2 % Fe_{магн.}) около 10% сухих кусковых хвостов относятся, в основном, к составляющей карьера № 2 бис. И даже при этом массовая доля магнитного железа в магнитном продукте СМС повысилась до 29 %. При уменьшении крупности дробленной смеси до 16-0 мм выход сухих хвостов СМС из той же руды повысился почти до 17 %, а массовая доля общего и магнитного железа в магнитном продукте возросла до 37,9 и 30,87 % соответственно.

При сухом обогащении в тех же режимах и при той же исходной крупности мелкодробленной бедной (17 % Fe_{магн.}) руды карьера № 2 бис выход составил 23,23 % при крупности 20 (25)-0 мм и 26,1% - при крупности 16-0 мм.

Полученные данные по сухому магнитному предобогащению руд текущей добычи свидетельствуют о технологической и экономической целесообразности отдельной переработки руд карьеров № 3 и № 2 бис. Причем, если для бедных, но легкообогащаемых руд карьера № 2 бис целесообразность СМС может подтверждаться не только при крупности 20 (25)-0 мм, но и более, то при СМС тонковкрапленных руд карьера № 3

может быть рекомендовано понижение крупности дробления до 16-0 мм и ниже.

Определенная при испытаниях технология сухого магнитного обогащения мелкодробленых руд карьера № 2 бис характеризуется необходимостью использования высокоинтенсивного скоростного режима сепарации при удельных производительностях по питанию до 130-150 т/час и выше и индукции магнитного поля в рабочей зоне разделения 0,2-0,22 Тл.

При изучении возможности размещения сухой магнитной сепарации в технологических операциях добычи, транспортирования и измельчения, как наиболее целесообразные, рассмотрены узлы загрузки мельниц РОФ рудой, узел складирования дробленой руды на ДФ-1, на проектное место поверочных грохотов под дробилками КМД на ДОФ-2, а так же при реконструкции перегрузочного узла ЦПТ. Во всех случаях магнитный продукт сухого магнитного предобогащения из руд карьера № 2 бис должен обогащаться по полному технологическому циклу до получения качественного концентрата отдельно от промпродукта СМС труднообогатимых руд карьера № 3.

Проработана возможность выделения части отвальных крупнокусковых хвостов при магнитной породовойборке из бедных магнетитовых кварцитов 1,II железистых горизонтов карьера № 2 бис в рамках действующей циклично-поточной технологии, что позволит увеличить объем поставки с этого карьера кондиционной руды за счет доизвлечения ее из части горной массы, направляемой сегодня в отвал.

В результате проведенных исследований определены основные параметры процесса (ТП) и подготовлены технологические рекомендации (ТР) для выполнения проектно-конструкторских работ по внедрению сухого магнитного предобогащения на ГОКе ОАО «КГМК «Криворожсталь». Для повышения эффективности выделения пустой породы при сохранении высокого извлечения магнитного железа в промпродукт СМС рекомендуется использовать разработанную ООО «Центр техно-

логических исследований» совместно с ООО «НТЦ магнитной сепарации МАГНИС ЛТД» и ЗАО «ВТНПФ «КОЛЮ» технологию высокоинтенсивной магнитной сепарации с использованием полей с индукцией 0,2 Тл и выше при удельных нагрузках на сепаратор 130-150 т/ч и выше.

Опыт последних лет показал, что наиболее эффективными аппаратами для сухого магнитного обогащения бедных тонковкрапленных магнетитовых кварцитов являются однобарабанные магнитные сепараторы, работающие в высокоинтенсивном технологическом режиме, производства ООО «НТЦ магнитной сепарации МАГНИС ЛТД».

Для установки перед мельницами 1 стадии измельчения РОФ-2 рекомендуются апробированные сепараторы типоразмера ПБКС-90/150; для установки после бункера на складе дробленой руды участка ДФ-1 – сепаратор СБаМ-0,9-3; а для магнитной породовойборки в технологической цепочке ЦПТ на борту карьера № 2 бис – разрабатываемый в настоящее время сепаратор типа ПБС-90/250 К.

С целью выбора оптимальных условий внедрения новой технологии на ГОКе ЗАО «ВТНПФ «КОЛЮ» проведен укрупненный технико-экономический анализ вариантов схем и конструктивно-компоновочных решений размещения установок сухой магнитной сепарации в цепи аппаратов горно-обогачительного комплекса. Рассмотрены следующие варианты переработки руды ГОКа комбината «Криворожсталь»:

Вариант 1 – сухая магнитная сепарация руды карьера № 2 бис на борту крупностью 100 (150)-0 мм с последующим додробливанием полученного промпродукта и руды крупностью 350-100 (150) мм до размеров 20-0 мм на ДФ-1 и мокрым обогащением на РОФ-1 и сухая магнитная сепарация руды карьера № 3 на РОФ-2 крупностью 20 (16)-0 мм с последующим мокрым обогащением.

Вариант 2 – СМС руды карьера № 2 бис на борту крупностью 100 (150)-0 мм с

последующим дроблением полученного промпродукта и руды крупностью 350 (150)-0 мм на ДФ-1 до крупности 20-0 мм, СМС дробленой руды и промпродукта на ДФ-1 с последующим мокрым обогащением на РОФ-1 и СМС руды карьера № 3 на РОФ-2 крупностью 20 (16)-0 мм с последующим мокрым обогащением.

Вариант 3 – СМС исходной руды карьера № 2 бис дробленой до крупности 20-0мм на ДФ-1 с последующим мокрым обогащением промпродукта на РОФ-1 и СМС руды карьера № 3 крупностью 20 (160-0 мм на РОФ-2 с последующим мокрым обогащением.

По всем трем вариантам предполагается на РОФ-1, кроме руды и промпродукта карьера № 2 бис, перерабатывать 1156 тыс. т в год (сухая масса) исходной руды карьера № 3.

По варианту 1 имеется возможность повысить:

- качество концентрата по ГОКу комбината на 0,3 % (с 65,3 до 65,6 %);
- вывести перед обогащением 1523 тыс. т в год крупных хвостов: из них 1184 тыс. т в год на борту карьера № 2 бис крупностью 100 (150)-0 мм и 339 тыс. т в год на РОФ-2 крупностью 20-0 мм;

Производство концентрата превысит базовый (существующий) вариант на 408,5 тыс. т в год;

Масса металла на 287,7 тыс. т в год больше, чем по существующему варианту.

По варианту 2 качество концентрата по ГОКу комбината составит 66,0 % при выводе из процесса 2288 тыс. т в год сухих

хвостов. Из них 1 184 тыс.т в год на борту карьера № 2 бис, 765 тыс. т в год на РОФ-1 и 339 тыс. т/год на РОФ-2. Производство концентрата превысит базовый вариант на 371,5 тыс. т/год. Количество металла в концентрате на 285,6 тыс. т/год превысит базовый вариант.

По варианту 3 содержание железа в концентрате составит 65,6 %. Общий объем сброшенных сухих хвостов составит 2288 тыс. т/год. Производство концентрата превысит базовый вариант на 334,5 тыс. т/год. Количество металла в нем на 239,4 тыс. т/год больше базового варианта.

Предварительными проработками показана наибольшая целесообразность строительства установок СМС на складе крупнодробленой руды ЦПТ карьера № 2 бис, на складе мелкодробленой руды ДФ-1 и непосредственно перед мельницами 1 стадии измельчения корпуса обогащения РОФ-2.

По сравнению с базовыми и другими рассмотренными вариантами предлагаемый к реализации проект обеспечит повышение до 66,0 % (на 0,3-0,7 %) массовой доли железа в концентрате РОФ, что обеспечит его более высокую коммерческую ценность:

- прибыль от реализации концентрата по сравнению с базовым вариантом может возрасти на 46,3 млн. грн.;
- рентабельность производства составит 7,2 %;
- окупаемость затрат на установку СМС в объеме 24,5 млн. грн. составит около 5 месяцев.

Коротко об авторах

Ломовцев Л.А. – ООО «Центр технологических исследований», г. Кривой Рог,
Улубабов Р.С. – ООО «НТЦ магнитной сепарации Магнис», г. Луганск,
Прилипенко В.Д., Дробот В.А. – ЗАО «ВТНПФ «КОЛО», г. Кривой Рог,
Вилкул Ю.Г., Сидоренко В.Д., Храпко О.И. – Криворожский технический университет,
Кекух А.В., Байрак А.В., Домничев А.Н., Пучков И.П., Журавлев А.С. – ОАО КГМК «Криворож-сталь» г. Кривой Рог.