© В.В. Кармазин, А.С. Опалев, С.И. Кретов, С.Л. Губин, Р.В. Ковалев, С.Н. Жилин, 2006

УДК 621.7.01

В.В. Кармазин, А.С. Опалев, С.И. Кретов, С.Л. Губин, Р.В. Ковалев, С.Н. Жилин

РАЗРАБОТКА МОКРЫХ МАГНИТНЫХ СЕПАРАТОРОВ ДЛЯ СТАДИАЛЬНОГО ВЫДЕЛЕНИЯ КОНЦЕНТРАТА НА ОБОГАТИТЕЛЬНЫХ ФАБРИКАХ СОВРЕМЕННЫХ ГОРНООБОГАТИТЕЛЬНЫХ КОМБИНАТОВ

Месторождение Курской магнитной аномалии (КМА) имеет запасы железистых кварцитов примерно в три раза превышающие мировые (около 3 трлн т) и самые большие в мире запасы магнетитовых руд - свыше 22 млрд т. Здесь работают три горно-обогатительных комбината (ГОКа): Лебединский, Стойленский, Михайловский и объединение КМАруда, которые производят более 3О млн т/год концентратов с качеством от 65 % (МГОК) до 69,5 % (ЛГОК) [1].

Понятия «качество» и «цена» для черной металлургии практически являются синонимами, как и понятия «уровень технологии» и «себестои-мость продукции». Именно низкое качество железорудных концентратов и поддерживает в странах СНГ технологию XIX века – доменное производство. Удаление только одной тонны кварца в шлак требует две тонны кокса и половину тонны флюсов. В себестоимости это составляет 20 USD на тонну кварца, в то же время на обогатительных фабриках затраты на удаление тонны кварца не превышают 2 USD, а удаление SiO_2 до уровня менее 0,3 % открывает дорогу самым современным – бездоменным процессам черной металлургии. В мировой практике таких примеров много, а в России – один только Лебединский ГОК.

Уникальная сырьевая база магнетитовых кварцитов, перерабатываемых на ОАО «Лебединский ГОК», позволяет производить высококачественные концентраты (ВКК – более 70 % Fe) по магнитной схеме. Эта технология сегодня включает четыре стадии измельчения и десять стадий обогащения (семь – на обычных секциях производства рядового концентрата и три – на доводочной фабрике).

На рис. 1 показан принципиальный график зависимости содержания металла в руде и продуктах её передела от произведенных на этот передел затрат. Основные затраты носят энергетический характер и направлены на разрушение межмолекулярных связей в рудах для механического отделения частиц полезного минерала от минералов пустой породы. В предельном, идеальном случае, когда разрушение происходит по поверхности срастания этих минералов (раскрытие 100 %) и энергозатраты минимальны (кривая I). С другой стороны – предельный случай с максимальными затратами был известен ещё древним металлургам (кривая III). Они плавили исходную руду в восстановительной среде – углеродное топливо, разрушая все междумолекулярные связи в кристаллической решетке, а затем отделяли металл от шлака по плотности силой

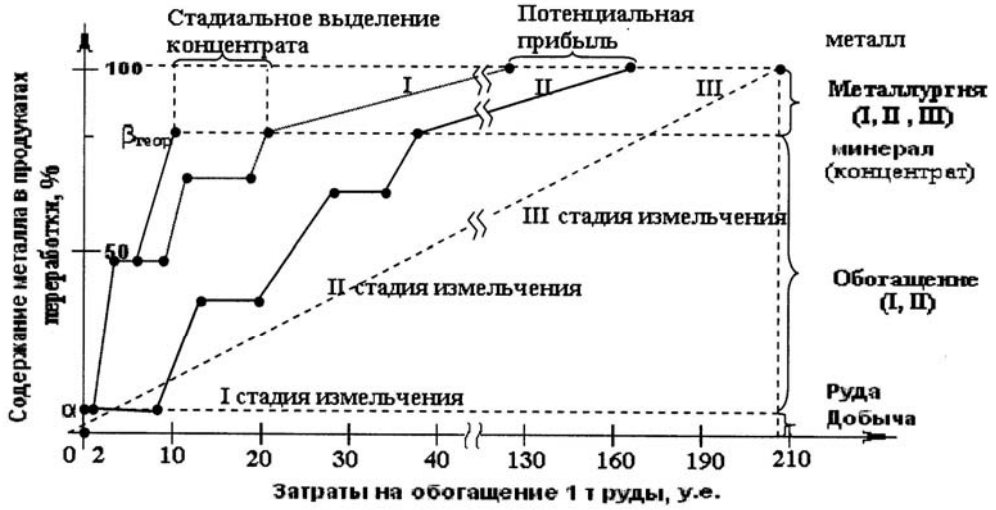


Рис. 1. Зависимость содержания металла в продуктах передела от затрат на обогащение 1 т руды: I и II – идеальный и реальный варианты обогащения руды с последующей металлургической переработкой концентрата, III – прямая плавка руды в доменной печи.

тяжести, однако руды в те времена были куда более богатыми и объёмы производства незначительными. В качестве такого примера можно назвать кричный процесс, но даже эта технология включает промежуточное удаление пустой породы.

Участки затрат, на которых содержание металла возрастает – это процессы сепарации или отделения свободных частиц полезного минерала от частиц минералов различными методами обогащения. Все известные процессы сепарации минералов также отличаются друг от друга по стоимости и эффективности разделения минералов, причем последняя зависит от контрастности свойств разделяемых минералов, которые собственно и используются при их сепарации.

Все эти кривые на рис. 1, включая и реальные (II), так или иначе, отражают ход технологического процесса получения полезного минерала холодными методами (минераллургия), а затем и металла – пирометал-лургией, но с различной степенью технологического совершенства, т.е. с различным уровнем затрат. Участки прямых затрат без повышения содержания металла в продукте – это процессы раскрытия минералов (дробление, измельчение или классификация продуктов по крупности). Как видно из рис. 1, стадиальное выделение конечных продуктов является мощным резервом современной технологии обогащения руд железа.

Современные методы мокрой магнитной сепарации измельченных магнетитовых кварцитов способны стадиально выделить в отвальный продукт только немагнитные зерна пустой породы, а вся рудная смесь (зерна магнетита, богатые и бедные сростки) переходит в магнитный концентрат, который при этом захватывает и немагнитные зерна пустой породы за счет магнитной флокуляции сильномагнитных зерен. В сливе мельниц уже после первых стадий измельчения более трети магнетита представлено свободными зернами и нет никакой нужды снова направлять их в мельницы.

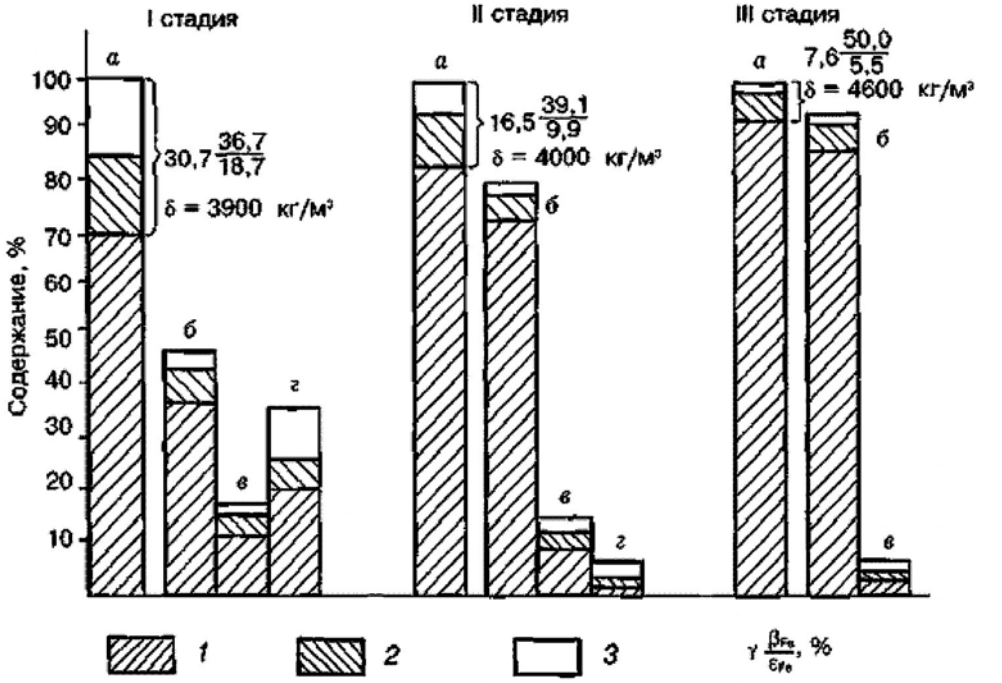


Рис. 2. Вещественный состав магнетитовых концентратов I-III стадий обогащения, содержащих 60,0, 64,9 и 68,5 % Fe соответственно (а – концентрат в целом; б – класс –44 мкм; в – класс –71+44 мкм; г – класс +71 мкм): *1* – свободный магнетит; *2* – магнетит в сростках с нерудными материалами; *3* – нерудные минералы в сростках с магнетитом

Из этого следует, что постадийная скорость роста содержания магнетита в магнитных концентратах невелика и растет только за счет раскрытия сростков магнетита при измельчении, а магнетит переизмельчается и механически транспортируется из стадии в стадию (рис. 2).

На каждом следующем этапе обогащения магнитные концентраты обводняются, а снижение содержания твердого в продуктах разделения уменьшает силы магнитной и физической адгезии, повышая селективность сепарации, которая при этом удается уже только на магнитных дешламаторах [2]. Известно, что на 1% повышения качества концентрата при его доводке традиционными методами в ныне действующем варианте технологии теряется до 3 % извлечения металла в концентрат [2-7], что и неудивительно, так как при измельчении до 40 мкм магнетит теряет 15-20 % своих магнитных свойств [3].

Между тем, как это следует из описания исходной руды ОФ Лебединского ГОКа, уже после первой стадии измельчения в ней более трети измельчен-ного магнетита находятся в виде свободных зерен, т. е. оказываются раскрытыми. При содержании в руде чуть более 32 % Fe, в концентрате первой стадии магнитной сепарации его содержание не превышает 57 % Fe, а в классе -0,045 мм этого же продукта содержится более 64 % Fe при выходе его более 43 %. Микроскопический анализ этого же продукта показывает, что в его составе находится более 80 % магнетита, более 1 % сростков и вкрапленников, а остальное - кварц и зерна пустой породы, получившие в процессе измельчения большие пьезоэлектрические заряды – рис. 2 [4-7,9].

Таким образом, важнейшим резервом развития любого горно-обогати-тельного комбината, перерабатывающего магнетитовые кварциты, является решение проблемы выделения из концентрата первой стадии мокрой магнитной сепарации (ММС) продукта, состоящего из магнетита и богатых сростков, т. е. высококачественного концентрата (ВКК) и, как правило, условия раскрытия это позволяют. Выведение из технологической схемы всех готовых продуктов на самых ранних стадиях обогащения (см. рис. 1), позволяет существенно повысить технико-экономические показатели производства металлургического сырья.

Физической основой перечисленных проблем является то, что из двух, используемых в обогащении магнитных сил потокосцепления – адгезионной (ближнего действия) и пондеромоторной – градиентной (дальнего действия). Первая вызывает флокуляцию частиц, а вторая их сепарацию. Первая $F_{п.с.}= B^2S/2\mu_o$ неселективна, существует даже в слабых полях, но только при контакте между магнитными частицами – вторая $F_{гр.}= G\chi HgradH$ селективна, действует на достаточно большом расстоянии, но требует более высоких значений напряженности магнитного поля – H и удельной магнитной восприимчивости – χ. Здесь: B – магнитная индукция, S – площадь контакта частиц, G – сила тяжести частицы, μ_o – магнитная постоянная. В серийных сепараторах типа ПБМ сила потокосцепления, т. е. прочность флокул очень велики, а пондеромоторная сила притягивает к барабану только уже готовые фло-

Постадиально выделять магнетит на этих сепараторах практически не возможно по трем причинам [3, 8, 10, 11]:

- контрастность магнитных свойств на границе разделения между магнитной рудной смесью и немагнитными породными минералами значительно выше, чем между элементами рудной смеси (магнетитом и сростками), а селективность сепараторов недостаточна;
- жесткая магнитная флокуляция частиц магнетита в относительно сильном поле рабочей зоны сепаратора, вызывает захват бедных сростков и частиц пустой породы в концентрат;
- высокая физико-механическая активация материала после измельчения.

Если первая причина связана с природными свойствами руд и частичное устранение её возможно в процессах самоизмельчения, что можно доказать на примере Лебединского ГОКа, то вторая и третья причины, в основном , зависят от режима разделения и конструкции магнитного сепаратора. Давно доказано [1, 3], что в сухих магнитных центробежных сепараторах с высокой частотой магнитного поля из концентратов ГОКов Кривбасса этим способом можно получать суперконцентраты, содержащие менее 1 % кремнезема.

Это было доказано и нами в НТЦ «Горно-обогатительные установки» МГГУ на полупромышленном сухом магнитном центробежном сепараторе 11KL – (Лаурилла). Без специальной настройки, в первом же эксперименте на этом сепараторе был получен концентрат, содержащий 69,5 % $Fe_{общ}$, при выходе 32 %, что доказало реальную возможность решения поставленной задачи, добавляя его в конечный концентрат [2, 3]. Этот способ разрушения флокул хорошо зарекомендовал себя в сепараторах 11KL, в отечественном 21-СВ и других, сухих центробежных сепараторах, однако его промышленная реализация в мокром варианте потребовала не менее пяти лет эспериментально-конструкторских исследований по созданию соответствующего образца такого сепаратора – ВПБМ-32.5/20. В мокрой сепарации вязкость пульпы не позволяет флокулам быстро вращаться для разрушения центробежными силами, и поэтому понадобились большие дополнительные исследования.

Нами были изучены следующие теоретически возможные подходы:

1 - управление ростом флокул в условиях перемешивания, когда в их ядро по-

падают только чистые магнетитовые зерна и такие флокулы перехо-дят затем в концентрат;

2 - постоянное разрушение флокул в процессах сепарации переменным магнитным полем;

3 - разрушение флокул между процессами сепарации;

4 - ослабление флокулообразования за счет снижения напряженности внешнего намагничивающего поля в сепараторе;

5 - очистка магнетитовых флокул от зерен пустой породы механическими воздействиями на их структуру.

Экспериментальные исследования показали, что наиболее эффективные процессы магнитной сепарации основаны на *втором* и *пятом* способах управления флокуляцией в процессе сепарации.

Эффективность процесса сепарации η повышается пропорционально освобождению материала из флокул при увеличении частоты вращения магнитного поля. Зависимость между частотой магнитного поля и длиной флокулы зависимость выразится как .

$$\eta \approx k\sqrt{\nu} + \eta_0 \quad (1),$$

где k – коэффициент пропорциональности; ν - линейная частота магнитного поля; η_o - эффективность процесса сепарации при $\nu = 0$.

Увеличение частоты вращения магнитного поля реально можно достичь только за счет вращения магнитной системы навстречу барабану. Чертеж общего вида нового сепаратора, соответствующего выше изложенным принципам, приведен (рис. 3). Он разработан и изготовлен в НТЦ МГГУ «Горно-обогатительные модульные установки» по договору между ОАО «Михайловский ГОК» и МГГУ при участии механической службы МГОКа и завода РУДГОРМАШ (г. Воронеж).

По данным испытаний был составлен акт технической приемки, который подписали представители НТЦ МГГИ, МГОКа и других организаций, заинтересованных в изготовления опытно-промышленного образца такого сепаратора. Согласно этим данным технологические испыта-ния его на пробах ОФ МГОКа также показали возможность на 5–12 % повысить качество магнитных концентратов после I и III стадий сепарации

Вторая предлагаемая и исследуемая конструкция (рис. 4) включает в себя цилиндрический корпус с вращающейся вокруг него горизонтальной роторной магнитной системой чередующейся полярности. «Бегущее» магнитное поле приводит в движение слой магнитоактивной фракции, при этом флокулы совершают вращательное движение, высвобождаясь при этом от немагнитной (породной) фракции.

В испытываемом сепараторе посредством вращения магнитной системы на постоянных магнитах чередующейся полярности (2) создается «бегущее магнитное поле» вблизи внутренней стенки цилиндрического корпуса (1). При этом вектор напряженности в каждой точки поверхности корпуса совершает вращение, один полный оборот на 360° при смене полярности N-S-N, т.е. при повороте системы на два шага – N-S, S-N. Частицы магнетита, поступая вместе с исходным материалом через патрубок (11) флокулируют в магнитном поле и начинают двигаться, перекатываясь по стенке корпуса навстречу вращению магнитной системы. При движении слой флокул под действием гидромеханических сил, струй промывной воды (патрубки 12) освобождаются от немагнитных и сростковых фракций, которые опускаются в нижнюю часть камеры (корпуса) и разгружаются через патрубок 4).

При прохождении флокул через сетки (9) происходит процесс механической дефлокуляции, а затем повторной

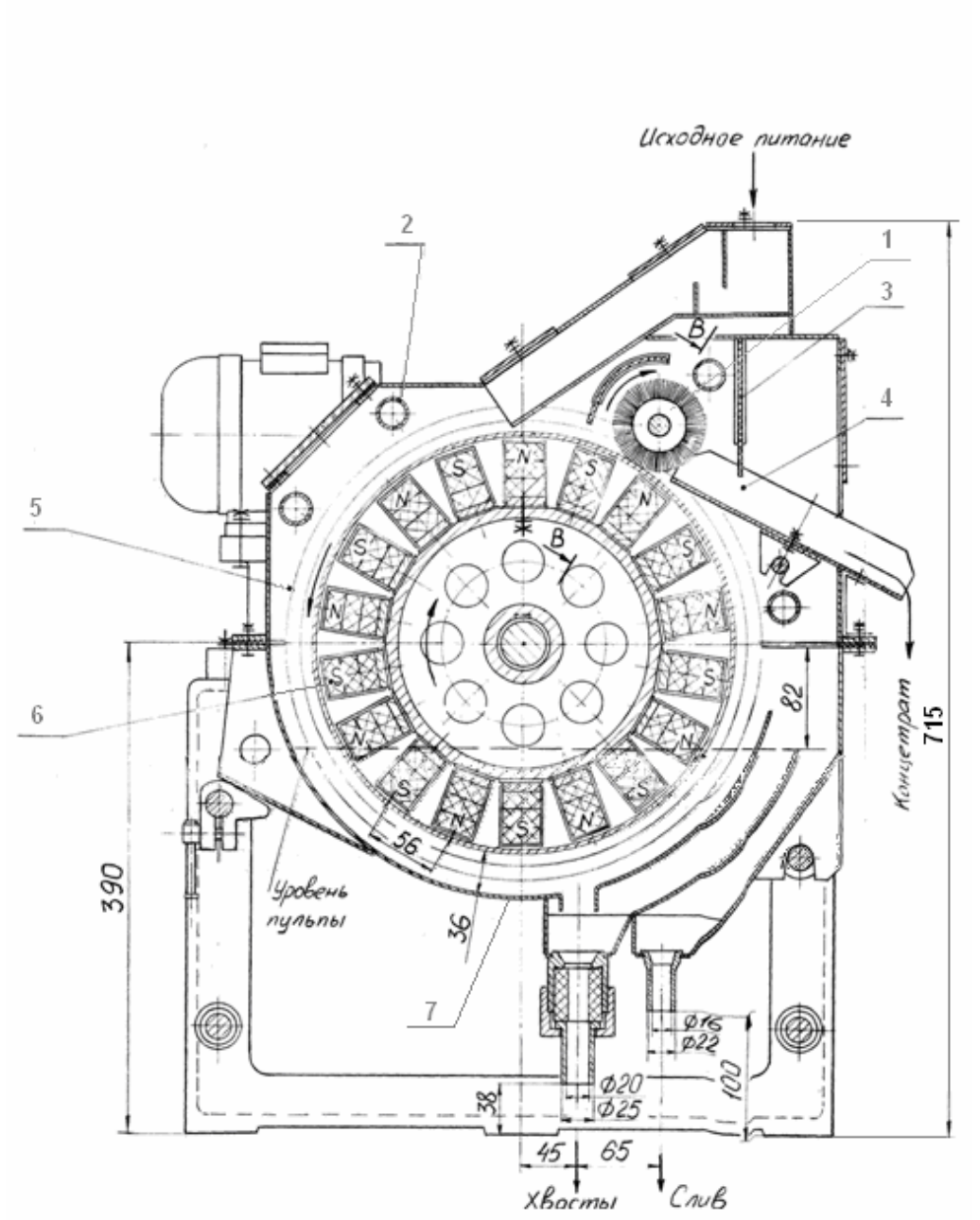
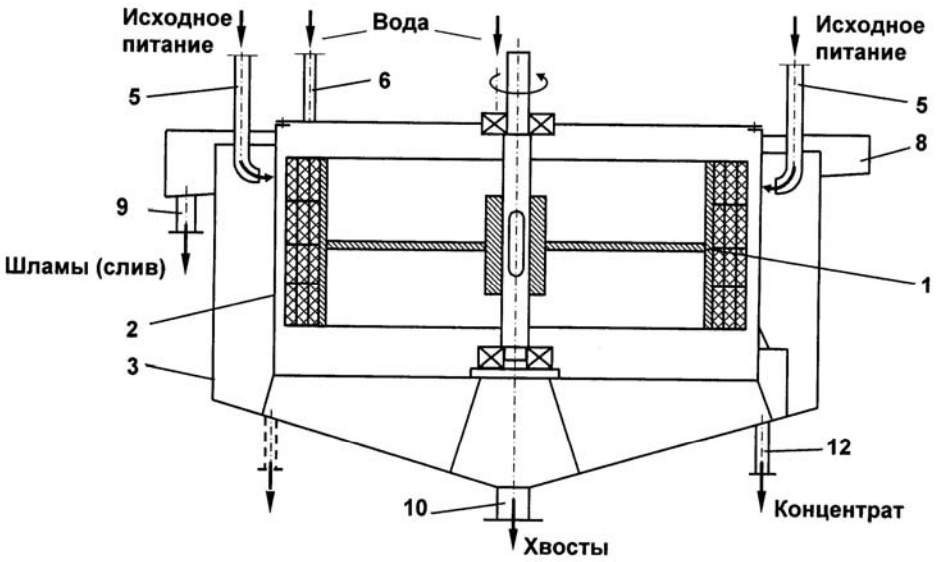
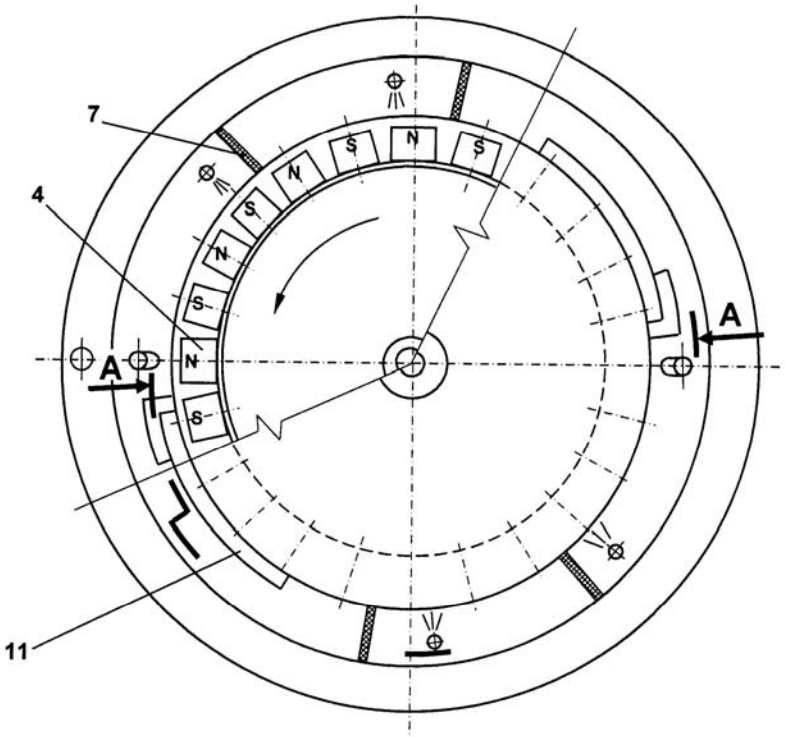


Рис. 3. Общий вид (разрез) сепаратора ВПБМ – 32.5/20 (Масштаб: 1:2,5): *1* – съемная индукционная щётка; *2* – брызгало; *3* – резиновый щиток; *4* –лоток разгрузки концентрата; *5* – барабан; *6* – вращающаяся магнитная система; *7* – ванна сепаратора


Исходное питание
Вода
Исходное питание
5
6
5
8
9
Шламы (слив)
1
2
3
12
10
Концентрат
Хвосты


7
4
A
A
11
N
S

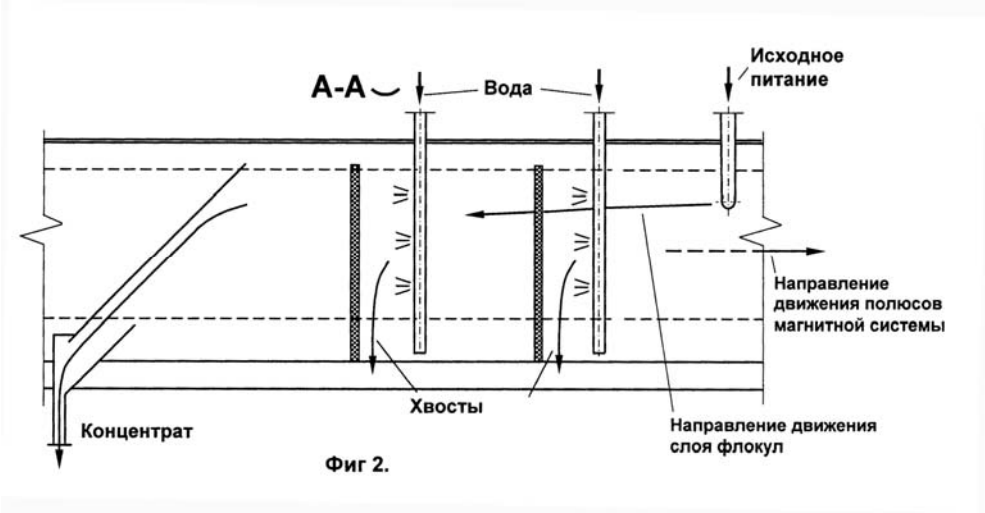


Рис. 4. Экспериментальная модель высокоселективного магнитного сепаратора с бегущим полем (ВСМС): *1* – магнитная система; *2* – корпус; *3* – парубок питающий; *4* – патрубок водяной; *5* – патрубок выпускной; *6* – вентиль пережимной; *7* – сетка; *8* – спиральная направляющая; *9* – отсек (сборник) концентратный; *10* – желоб сливной; *11* – двигатель постоянного тока; *12* – выпрямитель

флокуляции, что позволяет повысить эффективность процесса разделения частиц по магнитным свойствам. С помощью спиральной направляющей (8) флокулы выводятся из зоны действия магнитного поля и поступают в концентратный отсек (сборник – 7). Шламистая часть сепарируемого материала разгружается в желоб (3).

Частота вращения магнитной системы и соответственно частота «бегущего» поля регулируются с помощью привода – двигателя постоянного тока (13) и источника электропитания (14). Контроль частоты осуществляется при помощи секундомера или счетчика оборотов.

На рис. 4 показан принцип получения ВКК при прохождении флоккул через немагнитные сетки, разрушающие их структуру. Его можно назвать триггерным, так как сетка работает подобно управляющей сетке триода, пропуская магнетит и бога-

Основные конструктивно-технологические параметры опытного сепаратора ПМС-90/50

1	Производительность по твердому исходному, т/ч	20
2	Напряженность магнитного поля на поверхности рабочего органа, кА/м	20-40
3	Диаметр рабочего органа, мм	900
4	Длина рабочего органа, мм	500
5	Номинальная мощность электродвигателя привода магнитной системы, кВт	4,0
6	Габаритные размеры, мм, длина ширина высота	 1500 1500 1800
7	Масса сепаратора, кг	950

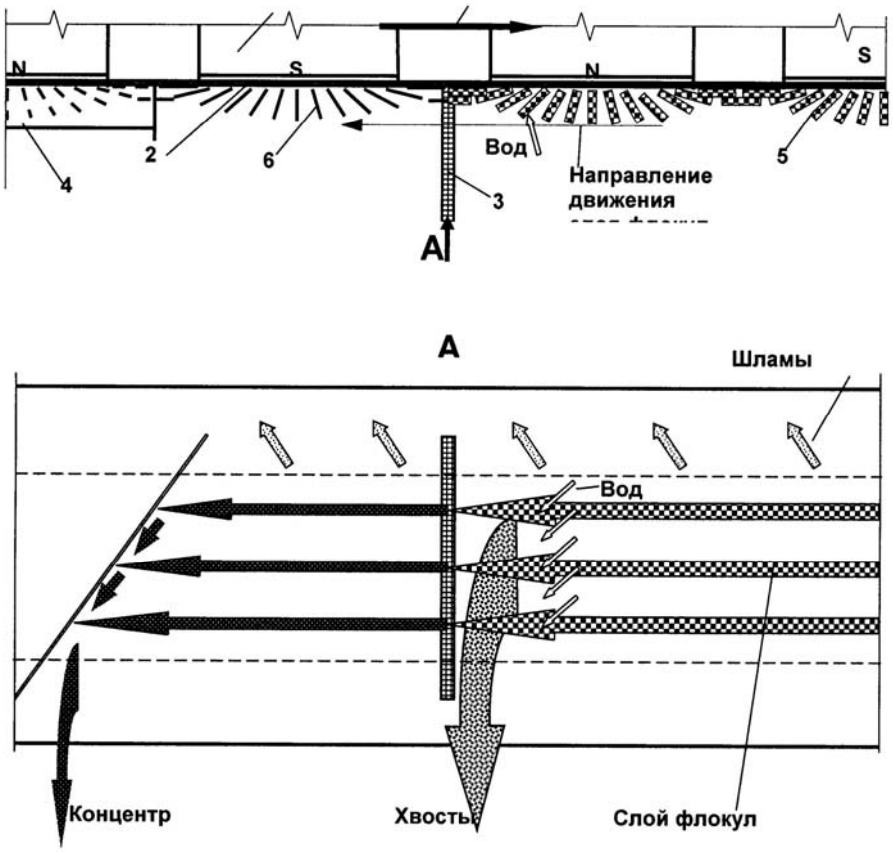


Рис. 5. Схема модели, включающая магнитную систему 1; рабочую поверхность 2 с движущимися флокулами 5, 6; сетку 3; направляющую – 4.

тые сростки и задерживая бедные сростки.

Опытно-промышленные образцы высокоселективного мокрого магнитного сепаратора роторного типа ПМС-90/50 (разработчик – к. т. н. Измалков В. А.) (таблица) планируется изготовить и испытать на комбинатах до конца 2006 г. Сепаратор запатентован совместно МГГУ и ОАО ЛГОК.

Исходным питанием для стендовых испытаний новой технологии (рис. 6) служил концентрат I приема ММС, работающей на сливе I стадии измельчения ЛГОКа.

Было проведено более 50-ти технологических экспериментов, в которых варьировалась частота и напряженность магнитного поля, размеры сетки от 0,4 до 1 мм, применение ультразвуковой обработки, предварительная классификация материала по классу 100 мкм, и предварительная МГ- сепарация для удаления мелкого кварца и бедных сростков.

Опыты показали, что в нашем случае применение МГ-сепарации, как самостоятельного процесса эффективно только после удаления из исходного материала крупных бедных сростков, которые невозможно поднять в слив, в результате чего качество концентратов МГ-сепарации не поднимается выше 65 %. В различных экспериментах содержание железа в кон-

Рис. 6. Испытания модели с ВСММС отдельно и совместно с магнито-гравитационным сепаратором (МГС) (показатели в %)

центрате колебалось от 65 до 70 %, его выход от 15 до 25 %. Повышение качества концентрата после ВСММС колебалось в пределах 14–18 %, причем в отвал выводится свыше 20 % отвальных хвостов, а промпродукт направляется на II стадию измельчения существующей технологической схемы [12].

Внедрение такой технологии позволит вывести из схемы в голове процесса более 20 % конечных продуктов по выходу от исходного, что уменьшает нагрузку (повышает производительность) на II и III стадии измельчения, дает соответствующую экономию электроэнергии, материальных ресурсов и может стать мощным технологическим резервом комбината.

Выводы

Конечной целью настоящих исследований является доказательство того, что при соответствующем управлении процессами магнитной флокуляции и массопереноса в новых технологичес-ких процессах и аппаратах современ-ных железорудных горнообогатитель-ных комбинатов возможно стадиальное выделение конечного концентрата со всеми, из этого вытекающими технологическими и экономическими преимуществами. Это позволит в конечном счете на основе внедрения сепараторов типа ВСПБМ коренным образом изме-нить технологию обогащения магнети-товых кварцитов на ГОКах России по-высив их технико-экономические пока-затели, создавая основу для диверси-фикации перечня их продукции от ока-тышей к сырью бездоменной металлур-гии.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Кармазин В.В., Кармазин В.И.* Маг-нитные, электрические и специальные методы обогащения полезных. Том I, М.: Издательство МГГУ. 2005.

2. *Остапенко П.Е.* Обогащение железных руд. – М.: Недра, 1985.

3. *Плаксин И.Н., Кармазин В.И., Олофинский Н.Ф., Норкин В.В., Кармазин В.В.* Новые направления глубокого обогащения тонковкрапленных железных руд. – М.: Наука, 1964.

4. *Кармазин В.В.* Современные тенденции в использовании минерального сырья. Сб. «Устойчивое развитие горнодобывающей промышленности», Кривой Рог, КГТУ, 2004 г.

5. *Крючков А.В.* Совершенствование технологии обогащения железистых кварцитов «Горный журнал». - 2001. - № 6. - С. 49 - 52.

6. *Лищинский В.С., Попов В.П., Остапенко А.В.* Основные направления подготовки к производству концентрата для металлизованных брикетов «Горный журнал» - 1997. - №5-6. - С. 57-60.

7. *Клюшин В.А., Остапенко А.В.* Совершенствование технологии обогащения «Горный журнал». - 1996. - № 3. - С.27-32.

8. *Усачев П.А., Опалев А.С.* Магнитно-гравитационное обогащение руд. РАН, Кольский НЦ, Горный институт, Апатиты, 1993.

9. *Техника* и технология обогащения железных руд на зарубежных обогати-тельных фабриках: Отчет о НИР (Институт технико-экономических исследо-ваний Министерства черной металлургии СССР ИТЭИ Минчермет); Руководитель Л.А. Дринько. № ГР70054136; Инв. № А6117. - М., 1984. - С.119.

10. *Владимиров Т.Е.* Исследование процессов мокрой магнитной сепарации в бегущих полях электромагнитных систем. Докторская диссертация, КузПИ, 1978 г.

11. *Ломовцев Л.А., Нестерова Н.А., Дробченко Л.А.* Магнитное обогащение сильномагнитных руд. – М.: Недра, 1979.

12. *Отчеты* НТЦ МГГУ о выполнении работ по хоздоговорам с ОАО «ЛГОК» и ОАО «МГОК» (темы: ОПИ-363, ОПИ-228 и ОПИ-111) Москва-Губкин-Железногорск, фонды НИЧ МГГУ, 2004-05 гг.

Коротко об авторах

Кармазин В.В. – профессор, доктор технических наук,
Опалев А.С. – докторант,
Кретов С.И., Губин С.Л., Ковалев. Р.В. – аспиранты,
Московский государственный горный университет.

Жилин С.Н. – кандидат технических наук, ОАО «ЛГОК».