

УДК 622.7

**Г.В. ГУБИН**, д-р техн. наук,

**Л.В. СКЛЯР, Т.П. ЯРОШ, Г.Г. ГУБИН**, кандидаты техн. наук

(Украина, Кривой Рог, Государственное ВУЗ "Криворожский национальный университет")

## **АНАЛИТИЧЕСКИЙ ОБЗОР НАПРАВЛЕНИЙ УЛУЧШЕНИЯ КАЧЕСТВА МАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ**

*Памяти проф. В.И. Кармазина посвящается*

Кармазин Виталий Иванович – это неординарная личность огромного масштаба второй половины XX века, выдающийся ученый в области обогащения полезных ископаемых. Научная и инженерная деятельность В.И. Кармазина связана с проблемами обогащения магнетитовых и окисленных кварцитов, удаления серы при обогащении углей, газификации металлургического топлива, разработкой новых направлений предварительного обогащения руд редких металлов, высокоинтенсивной магнитной сепарации руд и получением концентратов из отходов металлургических предприятий, развитием теоретических основ обогащения полезных ископаемых. Таков оставленный в наследство потенциал нашего современника, профессора В.И. Кармазина. В воспоминаниях профессора Губина Г.В. есть такие слова: "Сегодня Виталия Ивановича нет с нами, но остались ученики, соратники, монографии, учебники, а самое главное – существуют горно-обогатительные комбинаты, дают работу, хлеб и кров простым труженикам, а в этих предприятиях остались ум и мысли профессора Виталия Ивановича Кармазина".

Одним из направлений, которым активно занимался ученый, было повышение качества магнетитовых концентратов, что является весьма актуальной проблемой и в настоящее время.

Конкуренция сырья на мировом рынке требует незамедлительных мер по улучшению качества железорудных концентратов и одновременного снижения их себестоимости на украинских горно-обогатительных комбинатах. На первый взгляд это противоположные по своей сути задачи, т.к. повышение массовой доли железа в концентратах, как правило, ведет к их удорожанию. Выход из этого положения находится в уменьшении расхода электроэнергии на всех технологических операциях, но главным образом при измельчении, а также в увеличении выхода концентрата за счет повышения извлечения железа не только магнитного, но и слабомагнитного. И для этого имеются научные предпосылки.

Анализ распределения железа в классах крупности магнетитовых концентратов позволяет сделать следующие выводы:

1. Классы крупности более 50 (74) мкм обычно содержат менее 60% железа, причем во фракциях крупнее 0,1 мм содержание железа составляет 20-30%, то есть меньше, чем в исходной руде.

## **Загальні питання технологій збагачення**

2. Значительно разубожены классы мельче 20 (30) мкм. Минералогические исследования показывают, что эти классы засорены значительным количеством нерудных зерен (фракция мельче 10 мкм) и бедных сростков (фракция 10-30 мкм). Несмотря на высокую степень раскрытия (98% класса минус 10 мкм и 89% класса 10-30 мкм), содержание железа в самых тонких фракциях обычно не превышает 10-30% и ~50-60% соответственно. Такое засорение тонких фракций концентратов является закономерным и объясняется значительным захватом тончайших породных частиц, бедных сростков во флокулы при магнитной сепарации.

3. Богатая часть концентратов (фракция 20-50 мкм) содержит обычно 68-69% железа. Такое распределение железа в магнетитовых продуктах является следствием их намагничивания, при котором тонкие раскрытые рудные частицы переходят в более крупные классы, повышая в них концентрацию магнетита. При намагничивании исходный магнетитовый продукт претерпевает ряд изменений (образовавшиеся флокулы отличаются от исходных частиц размерами, формой, пористостью, объемной массой и магнитными свойствами).

Получение высокосортных концентратов на ГОКах Кривбасса с применением существующего магнитно-обогащительного оборудования и технологии представляет определенные трудности [1, 2]. Основные причины этого заключаются в следующем:

- недостаточное раскрытие минеральных частиц, а попытки перейти на более тонкое измельчение не только приводит к снижению производительности мельниц, но и повышает расход энергии, ведет к дополнительному износу футеровки мельниц и шаров, а также увеличению шламообразования и повышению влажности конечного продукта;

- флокуляция магнитного материала в неоднородных магнитных полях, сопровождающаяся захватом сростков и пустой породы;

- адгезионное взаимодействие частиц магнетита с пустой породой и наоборот;

- небольшое различие магнитных сил, действующих на менее мелкие частицы и крупные сростки;

- наличие очень тонкой вкрапленности магнетита в зернах пустой породы.

Повышение селективности разделения на существующих сепараторах достигается введением двух или трех перечисток. В связи с тем, что магнитная индукция отечественных магнитных сепараторов значительно больше силы тяжести магнитных частиц, процесс их флокуляции и движение в сторону максимальной напряженности магнитного поля происходит практически мгновенно, а селективность выделения частиц из потока пульпы снижается из-за сильного магнитно-адгезионного взаимодействия.

Профессором И.К. Младецким предложена модель флокулообразования в постоянном магнитном поле, позволяющая проследить весь процесс от зарождения агрегатов до сформировавшейся флокулы. С помощью этой модели можно вычислять размеры флокул в любой части ванны магнитного сепаратора.

Поскольку размер флокулы является основной характеристикой, определяющей показатели захвата нерудной фазы в магнитный продукт, то, по мнению И.К. Младецкого, решение данной задачи служит основой для выбора режимных параметров процесса обогащения и конструктивных параметров магнитного сепаратора. Найдены математические соотношения, которые позволяют определить максимальные размеры флокул в переменном и постоянном магнитных полях. С помощью этих соотношений проведено исследование по определению возможности нефлокулирующего разделения сильномагнитных материалов и получен вывод о необходимости высокой турбулентности, что заставляет отказаться от перспективы использования постоянных магнитных полей для создания эффективных сепараторов. Установлены зависимости, позволяющие оценить количество захватываемого нерудного компонента при флокуляции в пульсах различной консистенции, из которых следует, что при флокуляции всегда есть отличная от нуля вероятность захвата и она тем выше, чем больше размер флокул. Эти зависимости позволили промоделировать изменение качества магнитной массы в переменном магнитном поле совместно с противоточным водным режимом и сделать вывод о перспективном использовании переменных магнитных полей для производства чистых концентратов [3].

В.В. Кармазин [4], изучая кинетику флокулообразования, установил, что аналитическая зависимость степени флокуляции от величины внешнего магнитного поля имеет три ярко выраженных участка. На первом – при низких полях – выделяется так называемый квазиравновесный участок, когда магнитные заряды взаимодействуют в соответствии с законом Кулона, при этом магнитные силы приблизительно уравновешены механическими силами разрушения флокул. На втором – лавинообразном участке – преобладают магнитные силы, и равновесие резко нарушается. И, наконец, на третьем – экспоненциальном участке – локальное падение концентрации частиц вследствие флокулообразования приводит к увеличению расстояния между ними и ослаблению взаимодействия. В этом случае частицы флокулируют менее интенсивно по закону действия масс. Таким образом, второй и третий участки характеризуются значительными захватами немагнитных зерен во флокулы, а на первом участке флокуляция протекает селективно, флокулируют только наиболее сильномагнитные частицы.

Можно предположить, что из этой работы вытекают предложения П.П. Юрова, П.А. Усачева и других об использовании обесшламливающих магнитных гидроциклонов, магнитно-гравитационных аппаратов, магнитных сепараторов с пониженной напряженностью поля для повышения качества концентратов [5, 6].

Однако есть и оппоненты как размагничиванию флокул, так и использованию аппаратов, в том числе и сепараторов с пониженной напряженностью поля. Е.А. Султанович полагает, что обычное электромагнитное разрушение флокул, используемое перед классификацией и фильтрованием, приводит почти к полному размагничиванию материала и разрушению ядер флокул, состоящих из

чистых рудных зерен и богатых сростков. Он же считает, что полученные В.В. Кармазиным зависимости степени флокуляции от напряженности поля характеризуют процесс приближенно, так как условия эксперимента недостаточно отражают явления в сепарационном пространстве. По данным В.А. Солецкого, уже при напряженности постоянного поля 4 кА/м степень флокуляции вследствие высокой коэрцитивной силы достигает 50% и повышается до 90-95% при напряженности магнитного поля 24 кА/м.

А.Б. Ртищев использовал монополярную магнитную систему, сравнивая со стандартной системой с чередующейся полярностью. В результате лабораторных исследований показано, что монополярная магнитная система с глубоким проникновением магнитного поля в зоне извлечения магнитной фракции сепаратора с противоточным режимом работы по сравнению со стандартной системой, применяемой при обогащении кварцитов ПАО "Центральный ГОК", обеспечивала повышение качества продуктов разделения на 1,4-5,4% за счет селективного флокулообразования [7].

В.П. Николаенко и Т.Т. Гапич, аналитически и экспериментально исследовав захват слабомагнитных и немагнитных минералов в магнетитовые концентраты, пришли к следующим выводам:

- захват чистого кварца и бедных сростков происходит механически, что позволяет искать методы и приемы их удаления из магнитной фракции;
- количественно захват богатых сростков практически пропорционален их массовой доле в исходной смеси, что говорит о невозможности их разделения в полях обычных магнитных сепараторов стандартных конструкций;
- гематит и другие слабомагнитные минералы попадают во флокулы вследствие как механического захвата, так и магнитного взаимодействия с магнетитом. С целью разрушения флокул предлагается их размагничивание.

При высокочастотном размагничивании материала наиболее важными факторами являются: величина напряженности переменного поля, определяемая магнитной жесткостью материала, время импульса и число циклов перемагничивания. При создании размагничивающих аппаратов необязательно стремиться к достижению высокой напряженности магнитного поля. Увеличение частоты поля позволяет получить хорошие результаты при более низких значениях напряженности размагничивающего поля, что целесообразнее экономически.

Л.А. Захарова с работниками ЦОФ им. Ф.Э. Держинского показали возможность получения суперконцентрата, используя следующие технологические приемы: дефлокуляцию в размагничивающих аппаратах или механическое разрушение флокул путем разбавления пульпы водой под давлением перед вторым приемом обогащения при пониженной напряженности поля магнитных сепараторов (31-40 кА/м) с последующей перемелкой хвостов на сепараторах с обычной или повышенной напряженностью поля; введение операции обесшламливания в голове технологического процесса, причем наибольший эффект при этом наблюдался для легкошламирующихся руд; доводка концентрата путем

гидроклассификации и глубокого обесшламливания. Эта технология отработана в промышленных условиях и получена партия высококачественного концентрата с массовой долей кремнезема менее 1% [8].

Важное значение в загрязнении концентратов играет переизмельчение материала, приводящее к шламообразованию. Это связано с низкой эффективностью измельчения и классификации. Так, если в I стадии классификации в спиральных классификаторах эффективность составляет 50-60%, то во II стадии в гидроциклонах диаметром 500-700 мм она снижается до 30-38%, а в III стадии в гидроциклонах диаметром 360-500 мм – примерно до 25-30%. Иначе говоря, 70-75% уже раскрытого материала вновь направляется с песками гидроциклона на последнюю стадию измельчения. Это приводит к переизмельчению материала, потере магнетита, износу шаров и футеровки, к ухудшению работы фильтров и более высокой влажности концентратов. В связи с этим П.Е. Остапенко и С.Ф. Шинкаренко в свое время предложили и испытали в последних стадиях безклассификационные схемы [9]. Безклассификационные схемы доработки магнитных продуктов сопровождаются более интенсивным раскрытием материала, так как нераскрытый материал полностью попадает на измельчение. В схемах с классификацией часть бедных сrostков выделяется в сливы классификации, минуя измельчение. В результате при одинаковой крупности измельчения степень раскрытия в безклассификационных схемах всегда выше, чем в схемах, оснащенных классифицирующими устройствами. Безклассификационная схема оказалась наиболее простой и экономичной для производства малокремнеземистых концентратов из крупновкрапленных руд. Однако такая схема доводки концентратов не решает полностью проблему селективного измельчения и только частично уменьшает отрицательное влияние классификации по равнопадаемости зерен. Предложенная схема является вынужденным техническим решением в связи с отсутствием экономичных методов разделения измельченной руды на вскрытый материал и сrostки.

Для улучшения качественно-количественных показателей обогащения руд Центрального горно-обогатительного комбината сотрудниками КНУ В.И. Голованем и Л.В. Скляр в 2013 году были проведены технологические опробования на секциях 10-11 обогатительной фабрики ЦГОКа, которые показали перегруженность мельниц II стадии измельчения. Основной причиной была неудовлетворительная работа узла классификации. Значительная часть готового по крупности материала возвращалась назад в мельницу вместе с песками, в этом случае часть расходуемой энергии и шаров бесполезно тратилась на переизмельчение готового класса крупности. Результаты опробования показали, что возвращается с песками в мельницу до 21,9% класса минус 0,056 мм. Для предотвращения возврата в мельницу готового по крупности продукта (~100 т/ч) и уменьшения нагрузки на мельницы II стадии необходимо оптимизировать работу узла классификации. С этой целью была предложена технологическая схема с установкой грохота на место батареи гидроциклонов (рис. 1).

Эффективность работы грохота, например типа Derrick, на материале

## Загальні питання технологій збагачення

крупністю 0,16 мм составляет 76-85%, что значительно выше, чем на любом, самом эффективном гидроциклоне. В результате загрубления питания мельницы II стадии повысится удельная производительность, снизится общая нагрузка на узел измельчения, готовый по крупности материал не будет подвергаться переизмельчению.

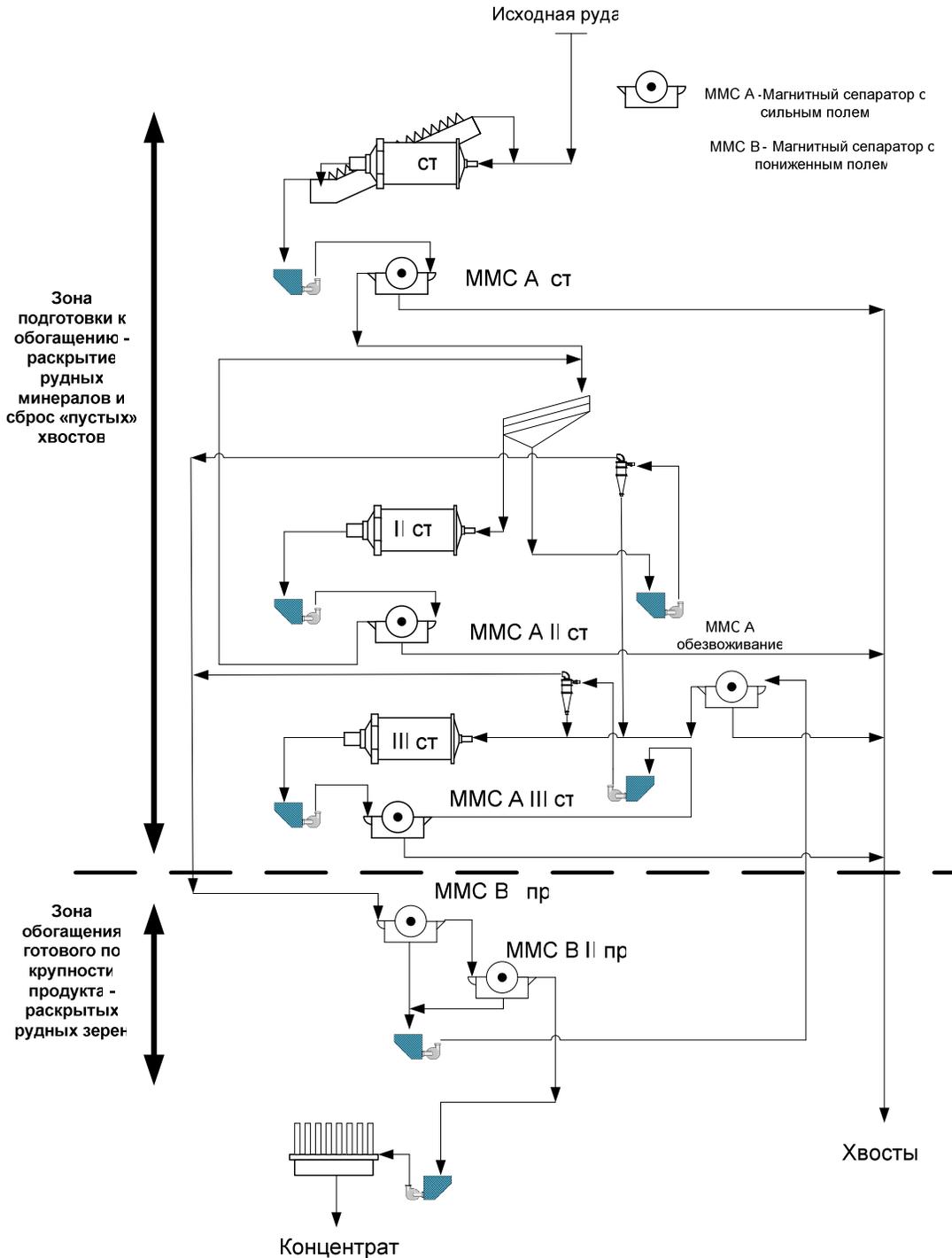


Рис. 1. Предлагаемая технологическая схема для секций 10-11 ЦГОКа на базе существующей технологической схемы

А.И. Бровко и А.Ю. Красуля на Полтавском ГОКе разработали схему обогащения тонковкрапленных и труднообогатимых магнетитовых кварцитов с применением тонкого грохочения [10]. Используя тонкое грохочение в стадии доводки концентрата, повышали содержание железа в товарном продукте на 1,5%. Надрешетный продукт, в котором концентрируется наиболее труднообогатимая часть руды, следовало дорабатывать в отдельном цикле. Такая доработка требует его доизмельчения с последующим обогащением на сепараторах, отличающихся большей селективностью.

Эти же авторы установили, что при обогащении тонковкрапленных кумингтонито-магнетитовых кварцитов для предотвращения засорения концентратов тонкими шламами, уменьшения потерь магнетита и снижения удельной поверхности на 30,0-40,0 м<sup>2</sup>/кг, уменьшения удельных нагрузок на мельницы необходимо применять постадиальное выделение сравнительно грубозернистых концентратов, начиная с первой стадии обогащения. Для этого рекомендуется применять тонкое грохочение с последующей сепарацией подрешетного продукта в магнитных полях напряженностью 50-55 кА/м. Немагнитный продукт, соединяясь с надрешетным продуктом, направляется на сгущение, а затем в мельницу. В этом случае в третьей стадии измельчения исключается возможность попадания бедных сростков в сливной продукт классификации без их дополнительного измельчения. Показано, что для тонковкрапленных руд Горишне-Плавнинского месторождения при получении высокосортного концентрата необходимо иметь степень раскрытия зерен железорудных минералов 96-99%. Это достигается при измельчении руды до крупности 99% класса минус 40 мкм, а раскрытые зерна магнетита размером до 50 мкм следует выделять тонким грохочением, что позволит избежать их переизмельчения.

В последствии тонкое грохочение нашло применение на Костомукшском и Соколово-Сорбайском ГОКах.

Компания Derrick (США) разработала и наладила производство грохотов "Стек Сайзер", которые считаются одной из новейших разработок в технологии мокрого тонкого грохочения. Этот грохот (рис. 2) имеет пять параллельных ситовых дек. Линейная вибрация, генерируемая двумя вибродвигателями, и угол наклона дек 15-25° обеспечивают высокую эффективность классификации и в то же время высокую производительность по питанию при значительном содержании в нем плюсового материала. Для повышения эффективности отмывки тонких классов на грохоте может устанавливаться система дополнительного распульповывания материала непосредственно на деках грохота. "Стек Сайзер" оборудуются износостойкими полиуретановыми панелями, а также стандартными проволочными. Мелкоячеистые полиуретановые панели обеспечивают более чем в три раза большее "живое сечение", чем другие панели. Кроме того, полиуретановые панели имеют длительный срок службы. Незабываемость этих панелей позволяет, по мнению представителей компании, классифицировать материалы, для которых ранее тонкое грохочение считалось невозможным.

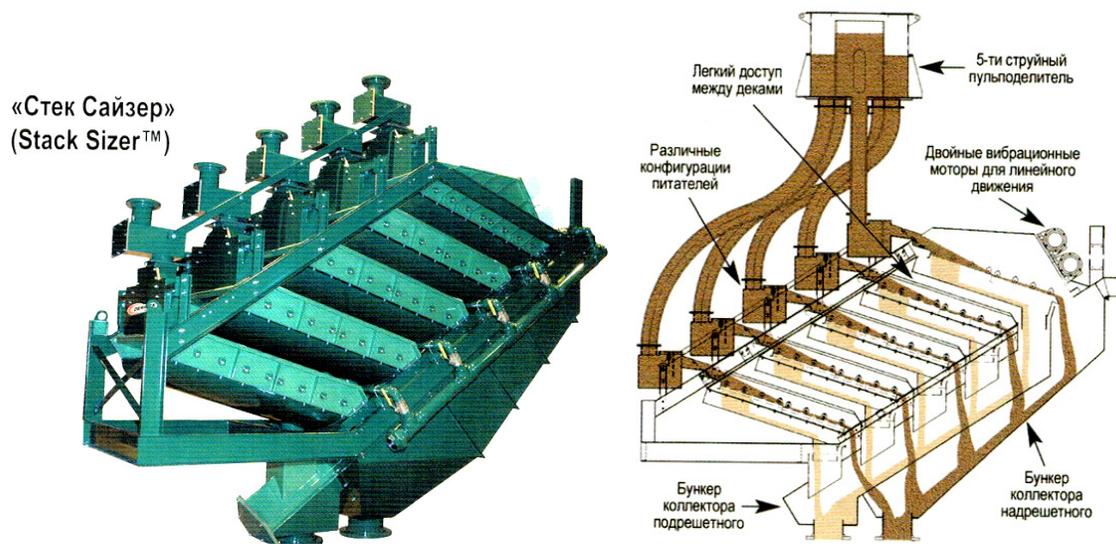


Рис. 2. Грохот "Стек Сайзер" Компании Derrick (США)

Компания Деррик успешно сотрудничает с такими фирмами РФ как Карельский Окамыш, Ковдорский ГОК, Соколово-Сарбайское горно-обогатительное объединение, Полиметалл, Апатит, Вишневогорский ГОК, ЕвразХолдинг и др.

В последнее время промышленные испытания тонкого грохочения с использованием американских грохотов были проведены на предприятиях "АрселорМиттал Кривой Рог" и "Южный горно-обогатительный комбинат". Так, в ходе проведения испытаний на Южном ГОКе на пробе руды с массовой долей железа 35,4% были исследованы: базовая 3-х стадийная технологическая схема с применением гидроциклонов; 2-х и 3-х стадийные технологические схемы с применением грохотов Derrick. В ходе испытаний с применением технологии тонкого грохочения Derrick был получен концентрат с массовой долей  $Fe_{\text{общ}}$  более 67% как по 3-х стадийной, так и по 2-х стадийной схемам, в то время как по базовой технологической схеме получается концентрат с содержанием железа 66,2%. Однако при испытании 2-х стадийной схемы происходила перегрузка технологического процесса. При отработке 3-х стадийной схемы с грохотами Derrick наилучшие показатели достигнуты при работе мельниц II и III стадии в замкнутом цикле с применением просеивающих поверхностей во II стадии 0,075 мм, в III стадии 0,053 мм. Рекомендованная 3-х стадийная схема позволяет получить концентрат с массовой долей железа 67,1% при выходе концентрата 41,6%. Производительность по исходному питанию 3-х стадийной схемы с грохотами на 10-20% выше по сравнению с базовой схемой. Рекомендовано 10 пятидневных грохотов Stak Sizer (4 грохота для второй стадии и 6 грохотов для третьей стадии измельчения).

Необходимо отметить, что практика тонкого грохочения так же, как и флотационная доводка железорудных концентратов, используется на обогатитель-

них фабриках США і Канади багато десятиліття.

В Україні в нинішнє час магнетитові кварцити переробляються з доробкою концентратів флотацією на Полтавському і Інгулецькому гірсько-обогатительних комбінатах.

Флотаційна доводка концентратів є найбільш досконалою в розв'язанні проблеми видалення кремнезема і отримання чистих магнетитових концентратів, аж до мономінеральних фракцій. Попутно зменшується вміст щелочей калію і натрію, що входять до складу мінералів породи. Зростає вміст заліза при флотаційній доводці чорних магнетитових концентратів коливається на фабриках від 2 до 9%. В результаті зворотньої флотації можна отримати надзвичайно багаті "суперконцентрати", які містять більше 70% Fe. Видалення заліза в концентрати залежить від вмісту його в рудах (13-35%) і змінюється від 65 до 85%. Якість флотаційних залізних концентратів залежить від складу руд.

На Полтавському гірсько-обогатительному комбінаті переробляють залізи-сті кварцити Горишне-Плавнинського і Лавриківського родовищ ВАТ "Полтавський ГОК", представлені куммінгтоніто-магнетитовими кварцитами – руда пачки К<sub>2</sub><sup>3</sup> і магнетитовими кварцитами – руда пачки К<sub>2</sub><sup>2</sup>, і руду залізну пачки К<sub>2</sub><sup>5</sup> ВАТ "Еристовський гірсько-обогатительний комбінат".

На восьми технологічних секціях переробляється руда пачки К<sub>2</sub><sup>3</sup> з вмістом Fe<sub>общ</sub> 29,93% і отримують концентрат з масовою часткою заліза загальною 62,2%. За аналогічної технологічної схеми збагачується руда пачки К<sub>2</sub><sup>5</sup>. Руда пачки К<sub>2</sub><sup>2</sup> (вміст Fe<sub>общ</sub> 34,95%) переробляється на п'яти секціях з отриманням концентрата, що містить 65,5% заліза загальною.

Для отримання флотаційного концентрата суміш концентратів магнетитового збагачення піддається подальшому збагаченню методом зворотньої катіонної флотації (рис. 3).

## Загальні питання технологій збагачення

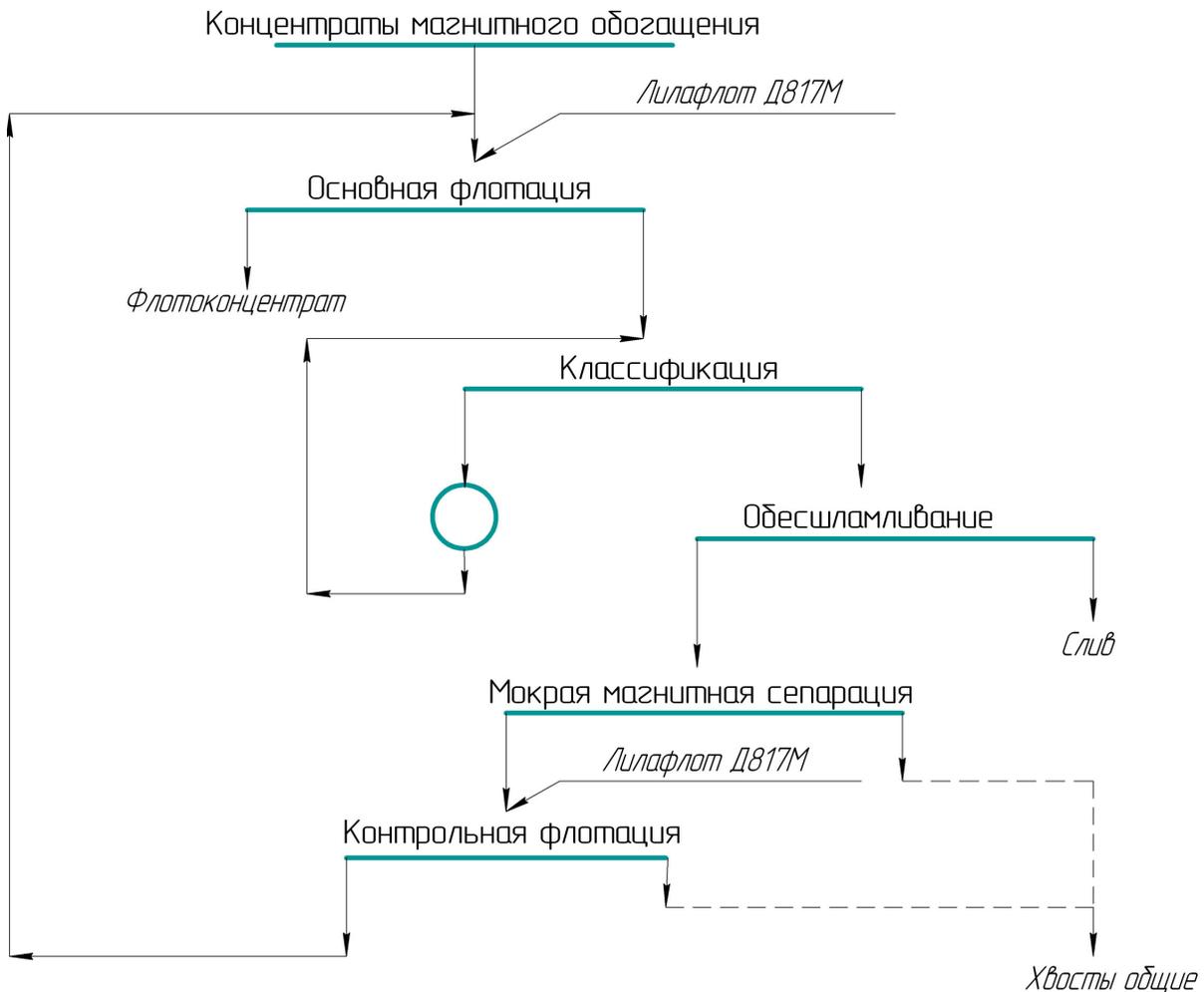


Рис. 3. Технологическая магнитно-флотационная схема доводки концентрата

Комбинированная магнитно-флотационная схема включает следующие операции: основную флотацию концентратов магнитного обогащения, доизмельчение и классификацию пенного продукта основной флотации, магнитную сепарацию с предварительным обесшламливанием слива классификации и контрольную флотацию магнитного продукта мокрой магнитной сепарации (ММС).

Питанием основной флотации является смесь концентратов магнитного обогащения и камерного продукта контрольной флотации концентрата магнитного обогащения.

Магнетитовые концентраты поступают в контактный чан, перемешиваются, контактируют с реагентом, который подается в контактный чан дозирующим насосом, и самотеком поступают из контактного чана в первую камеру флотоустановки.

Процесс флотации осуществляется в 6-камерной флотомашине RCS 130

объемом 130 м<sup>3</sup> каждая. Камеры установлены каскадно по две в одном каскаде. Пульпа, прошедшая контактирование с реагентом, поступает самотеком в первую камеру основной флотации вместе с камерным продуктом контрольной флотации. Питанием последующей камеры является камерный продукт предыдущей камеры. Камерный продукт шестой камеры является конечным концентратом флотации.

Объединенные пенные продукты шести камер основной флотации поступают на классификацию в гидроциклоны. В результате классификации образуются пески, которые идут на доизмельчение, а слив самотеком поступает на обесшламливание в магнитно-гидравлические гидросепараторы.

В результате последующей мокрой магнитной сепарации песков МГС получают магнитный продукт, поступающий на контрольную флотацию, и хвосты, которые направляются в хвостоканаву.

Процесс контрольной флотации осуществляется в однокамерной флотомашине RCS 130. Исходным продуктом является магнитный продукт мокрой магнитной сепарации, прошедший предварительное контактирование с реагентом в зумпфе.

Пенный продукт контрольной флотации сбрасывается в хвостоканаву, а камерный продукт возвращается на доработку в первую камеру основной флотации. Применение флотационной доводки магнетитового концентрата с массовой долей железа 64,0% позволило повысить содержание железа в концентрате флотации до 67,2% и уменьшить массовую долю кремнезема до 5,4%.

На Ингулецком горно-обогатительном комбинате (РОФ-2) предусмотрено получение концентрата мокрой магнитной сепарации и производство концентрата по технологической схеме магнитно-флотационного обогащения, которое позволяет снизить массовую долю двуокиси кремния и получить высококачественный концентрат. На обогащение поступает сырье, в котором рудные минералы представлены магнетитом, гематитом, мартитом и гидроокислами – лимонитом и гетитом, нерудные минералы представлены кварцем, силикатами, карбонатами, сульфидами. Силикаты представлены куммингтонитом, биотитом, эгирином; карбонаты – сидероплезитом, доломитом, кальцитом; сульфиды – пиритом и пирротинном. Преобладающим силикатом почти всех технологических разновидностей является куммингтонит, который характеризуется длиннопризматической формой. При флотационном процессе куммингтонит такой формы переходит во флотоконцентрат, обедняя его. При более тонком помоле (97-98% класса минус 0,05 мм) форма зерен куммингтонита становится близкой к изометричной. Зерна куммингтонита такой формы при флотационном процессе переходят в пенный продукт и в последующей переработке сбрасываются в хвосты. Технологическая схема магнитно-флотационного обогащения включает следующие технологические операции: флотация концентрата, обесшламливание в дешламаторах и мокрая магнитная сепарация пенного продукта в два приема, сгущение, фильтрование флотационного концентрата и осветление оборотной воды.

## **Загальні питання технологій збагачення**

На флотационное обогащение концентрат мокрой магнитной сепарации РОФ-2 перекачивают насосами из двух перемешивателей на четыре шестикамерные машины РИФ-25, объём каждой камеры – 25 м<sup>3</sup>. Флотомашин работают в замкнутом цикле – на свежем питании (концентрат ММС РОФ-2) и циркуляции (конечный магнитный продукт сепараторов узла доводки пенного продукта). Во флотомашине минеральные частицы руды, обработанные реагентом, соприкасаясь с воздушными пузырьками, образуют слой пены, которая направляется на обесшламливание в магнитный дешламатор ДМ-12А. Камерный продукт флотомашин направляют на сгущение в магнитные дешламаторы МД-9А. Магнитно-флотационную доводку концентрата ММС РОФ-2 осуществляют с применением реагента-собирателя LPLAFLOT 811 М, также могут применять собиратель Tomamine PA-14 5% с добавлением уксусной кислоты для усиления вспенивающих свойств собирателя. Пенный продукт четырех флотомашин направляется в дешламатор ДМ-12А №5. Пески магнитного дешламатора направляются на магнитную сепарацию на сепараторах ПБМ–ПП-120/300 №1, а слив – в отвальные хвосты. Магнитный продукт сепараторов направляется в дешламатор ДМ-12А, пески которого направляются на магнитную сепарацию на сепараторах ПБМ–ПП-120/300, а слив – в отвальные хвосты. Немагнитный продукт магнитных сепараторов направляют в отвальные хвосты. На операцию осветления подаются сливы операции сгущения флотационного концентрата. Осветление осуществляется в сгустителе СЦ-18А с помощью раствора флокулянта Magnaflok 338 (Floram AN 945). В результате осветления выделяются пески, направляемые в отвальные хвосты, и осветленный слив, направляемый в качестве оборотной воды в процесс флотации.

Сгущение камерного продукта флотомашин осуществляется на четырех дешламаторах МД-9А и ДМ–12А. В результате сгущения выделяются пески и слив. Слив дешламаторов направляется на осветление, а пески являются питанием вакуум-фильтров. Для фильтрации флотационного концентрата установлены вакуум-фильтры ДОО-100. С пульпой, поступающей в операцию обезвоживания, подается поверхностно-активное вещество FERRAWET 1471 или FLODRI – 470 в количестве 144-158 г/т. Обработанная реагентом пульпа поступает по трубопроводам на вакуум-фильтры, где происходит отделение жидкой фазы и получение кека.

Производство концентрата по технологической схеме обогащения с применением обратной катионной флотации позволяет увеличить массовую долю железа в концентрате с 61,0 до 67,0%.

Аналогичные результаты были получены главным обогатителем Михайловского ГОКа С.Л. Губиным при проведении исследований по повышению качества железорудных концентратов, получаемых из магнетитовых кварцитов Михайловского месторождения, отличающихся тонкой вкрапленностью, сложностью структурно-текстурных особенностей и вещественного состава. При флотационной доводке концентратов магнитной сепарации по технологической схеме, которая включала основную флотацию в колонной машине, контроль-

ную флотацию камерного продукта основной флотации и перемешку пенного продукта основной флотации, из исходного продукта с содержанием железа 66,0% было получено 73,7% низкремнеземистого концентрата с содержанием 69,8% железа и 2,8% кремнезема, а также 12,0% доменного концентрата с содержанием 64,0% железа. Выход хвостов составил 14,3% при содержании железа 48,0%.

Приведенные результаты подтверждают эффективность применения флотационной доводки магнетитовых концентратов для получения высококачественных конечных концентратов, однако обращает внимание высокое содержание железа в хвостах. Сотрудниками Полтавского ГОКа и Криворожского национального университета для уменьшения потерь железа разрабатывается технологическая схема доработки промпродуктов флотационной доводки с применением ультразвукового воздействия (УЗВ).

Повышению качества концентратов мешает не только образование и засорение флокул, но и так называемые искусственные или техногенные сростки, механизм появления которых связан в основном с наличием на поверхности частиц ионно-электрических и молекулярных полей. Наиболее простым, на первый взгляд, считается применение механической оттирки поверхностей минеральных частиц [11], однако это не всегда приводит к ожидаемым результатам [12]. Образование техногенных сростков нивелирует разницу в свойствах поверхности рудных и нерудных зерен, изменяет их магнитную восприимчивость, и, следовательно, эффективность разделения различными методами.

Г.В. Губин, В.В. Ткач, В.В. Плотников и др. рассматривали теоретические предпосылки и проводили эксперименты, свидетельствующие, что избавиться от техногенных сростков или предотвратить их образование можно с помощью электрообработки железорудной пульпы [13, 14]. При мокром измельчении, например, молекулярным силам сцепления между минералами будет противодействовать сила электрического взаимодействия двойных электрических слоев. Расчет возникающей при этом силы электрического распорного давления между прилипшими частицами показывает, что ее величина зависит от потенциала поверхностей граней. Поэтому повышение распорного давления возможно путем электрического воздействия, позволяющего изменять потенциал поверхности в больших пределах. Повышение потенциала с 0,18-0,2 до 0,9-1,0 В приводит к росту расклинивающего давления с 8-10 до 320-420 Па, т.е. в 30-40 раз. Это противодействует образованию техногенных сростков или даже приводит к их разрушению. Электрическая обработка может осуществляться как в мельницах, так и в обогащательных аппаратах.

В Криворожском национальном университете изучались промпродукты обогащения ПАО "ЦГОК" и ПАО "СевГОК" [14]. Образцы подвергали интенсивному ультразвуковому воздействию. Полученные результаты позволили сделать вывод о том, что в различных классах промпродуктов магнитного обогащения изменялась массовая доля общего железа после УЗВ: в классах крупности, в которых концентрировались раскрытые зерна минералов (-0,071 мм),

## **Загальні питання технологій збагачення**

---

содержание  $Fe_{\text{общ}}$  повышалось на 2,7-4,1%, а в шламовых продуктах (-0,02 мм) – снижалось на 14,7 и 7,2% для промпродуктов I и V стадий обогащения соответственно. Это свидетельствовало скорее о превалировании очистки частиц от шламовых покрытий над освобождением нерудных минералов из магнитных флокул. Удаление микронных техногенных образований происходит как с частиц оксидов железа, так и с частиц кварца и силикатов, результатом чего является обновление поверхности частиц и увеличение контрастности технологических свойств при магнитной сепарации и флотации.

Заслуживает внимания многолетняя практика обогатителей США и Канады, когда в технологических схемах применяются сепараторы с различной напряженностью магнитного поля. Напряженность поля на поверхности наших барабанных сепараторов составляет обычно 96-112 кА/м. Известно, что в сильных полях магнитная восприимчивость сростков прямопропорциональна массовой доле в них магнетита, а в слабых – этой массовой доле в некоторой степени "m". Так как коэффициент "m" в слабых полях для сростков руд Кривбасса неизвестен, то принимаем, что содержание магнетита в сростках, которые следует дополнительно вывести из процесса, должно быть таким, чтобы оно не превышало его массовой доли в руде. Исходя из этого, для выведения более богатых сростков из процесса напряженность магнитного поля на последней стадии магнитной сепарации необходимо снизить не менее чем в 4 раза. По литературным данным известно, что наибольший прирост железа в концентрате ожидается при снижении напряженности внешнего магнитного поля до 20 кА/м. При таком режиме сепарации в промпродукт удаляются сростки с массовой долей железа и магнетита, близким к их содержанию в исходной руде. При этом одновременно обогащаются как плюсовая, так и минусовая фракции концентрата, что приводит к повышению качества концентрата по железу до 68% и снижению кремнезема до 4,80% при гранулометрическом составе 80% класса минус 0,045 мм. Это позволит в перспективе в открытом цикле в последней стадии обогащения получать высококачественные концентраты без классификации магнитного продукта. Промпродукт магнитной сепарации, полученный в данном режиме сепарации, состоящий в основном из сростков и имеющий грубый гранулометрический состав, должен доизмельчаться и дообогащаться, как и в случае применения тонкого грохочения.

Б.М. Малый, Т.Н. Гапич, П.И. Зеленев и др. также считают, что при разделении материала в магнитном поле пониженной напряженности можно получать концентраты с высокой массовой долей железа. Однако сепараторы с пониженной напряженностью поля, по их мнению, не получили распространения в связи с невозможностью одновременного выделения отвальных хвостов. Кроме того, понижение напряженности до 36 кА/м и ниже приводит к ухудшению разделения из-за недостаточных магнитных сил притяжения в зоне извлечения концентратов.

Промышленная проверка технологии обогащения с пониженной напряженностью магнитного поля в последней стадии обогащения мокрой магнитной

сепарации была проведена на обогатительной фабрике №2 НКГОКа с участием сотрудников КНУ [15].

На сепараторе ПБМ 90/250 между барабаном и днищем ванны был установлен зазор 70 мм. Напряженность магнитного поля на днище ванны при этом составила около 20 кА/м. Опробование показало, что качество концентрата повышалось, и увеличивался выход в немагнитную фракцию более богатого по железу продукта. Прирост качества по железу достигал 3,95%. Магнитный продукт сепарации в низком поле направлялся на дешламацию, после чего выводился в виде конечного концентрата. Промпродукт магнитной сепарации вынуждено выводился в отвальные хвосты.

Данные промышленных испытаний свидетельствуют, что возможно получать концентрат с 67,3% железа и 6,0% кремнезема, а после дешламации – соответственно 67,55 и 5,65%. При этом содержание расчетного класса в конечном концентрате было на 10% ниже, чем в проектном. Удельная поверхность концентрата – 1531 см<sup>2</sup>/г, а его минусовой фракции – 1722 см<sup>2</sup>/г. Промпродукт магнитной сепарации по качеству близок к исходной руде, содержание железа – 31,95% и кремнезема 44,51%, выход от операции 8,3%, а от исходной руды около 4,0%. Данный продукт нельзя выводить в отвал, а следует направлять на первую стадию классификации. При этом может несколько понизиться качество концентрата, но содержание железа в хвостах не возрастет, а снизится, так как произойдет более полное раскрытие сростков промпродукта, дополнительно проходящего через измельчение. Поэтому можно ожидать повышение извлечения железа в концентрат.

Сотрудниками Механобрчермета и Криворожского технического университета [16] разработана технология, в которой магнитная дешламация заменяется гидросепарацией, при этом перед гидросепарацией намагниченный материал измельчают; граничная крупность гидросепарации составляет 0,3-0,9 от номинальной крупности измельченного продукта. Это исключает захват немагнитных частиц в магнитные флоккулы и приводит к значительному повышению качества концентрата.

Данная технология испытана на рудах ЮГОКа и СевГОКа на опытной фабрике Механобрчермета. Результаты испытаний приведены в таблице.

Результаты испытаний руд ЮГОКа и СевГОКа

Способ обогащения		Массовая доля железа в концентрате, %	Извлечение железа в концентрат, %	Эффективность обогащения по Годену
ЮГОК	Известный	65	79,9	12,2
	Предлагаемый	69,5	76,4	12,8
СевГОК	Известный	65,04	73,6	10,8
	Предлагаемый	69,1	79,9	12,5

Рекомендуемая схема обогащения магнетитовой руды ПАО "ЮГОК" приведена на рис. 4.

## Загальні питання технологій збагачення

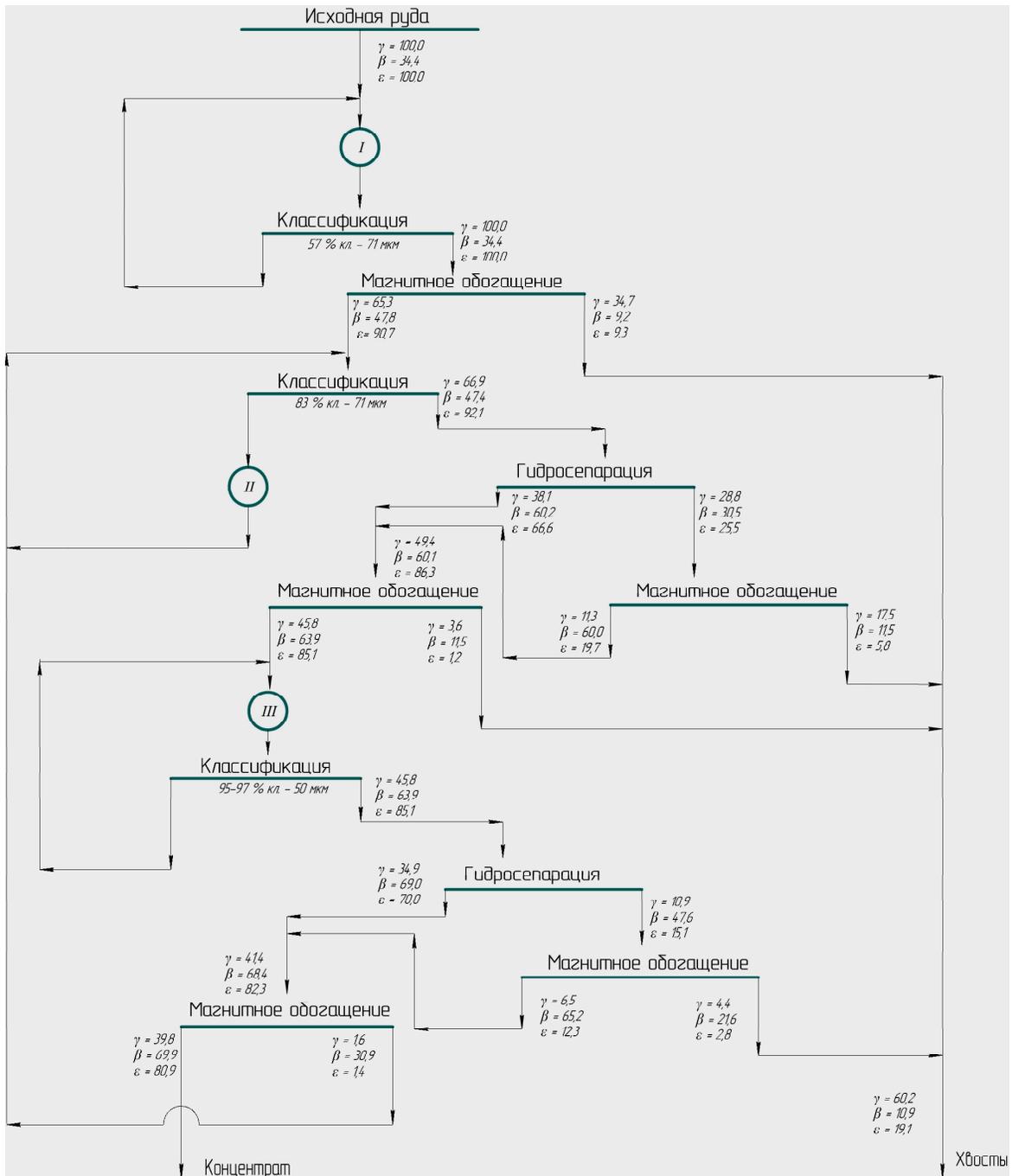


Рис. 4. Рекомендуемая схема обогащения магнетитовой руды ПАО "ЮГОК"

В соответствии с данной технологией демонтируются магнитные системы существующих дешламаторов, и они становятся гидросепараторами. Для повышения производительности гидросепараторов их оборудуют наклонными плоскостями. Необходимая степень измельчения (94-98% класса минус 50 мкм) в третьей стадии достигается за счет увеличения выхода хвостов во второй стадии обогащения на 4-6%. Эта технология позволяет получать концентраты с массовой долей железа до 70%, не требуя больших инвестиций.

### *Выводы*

1. Выполнен анализ основных способов повышения качества концентратов и рассмотрены причины, которые, как правило, не позволяют получать высококачественные концентраты на ГОКах Кривбасса с массовой долей железа более 67%.

2. Приведены теоретические и экспериментальные данные разных авторов, свидетельствующие о главных причинах загрязнения концентратов – магнитной флокуляции частиц и образовании микронных техногенных сростков, ухудшающих контрастность технологических свойств минеральных частиц.

3. Установлена возможность флотационной доводки магнетитовых концентратов для решения проблемы получения высококачественных концентратов и стабилизации работы обогатительных предприятий.

4. Показано, что магнитный метод обогащения имеет определенные резервы улучшения качества конечной продукции.

5. Имеются научные предпосылки и разработаны технологии, частично или полностью проверенные в опытно-промышленных условиях или на пилотных установках.

6. Необходима модернизация производства для получения высококачественной и конкурентоспособной продукции. Сегодня у потенциальных инвесторов имеется большой выбор способов повышения качества концентратов криворожских горно-обогатительных комбинатов.

### **Список литературы**

1. Губин Г.В., Губин Г.Г. Повышение качества концентратов на горнообогатительных комбинатах/ Производство чугуна на рубеже столетий // Тр. V Международного конгресса доменщиков. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – С. 95-98.

2. Губин Г.Г., Губина В.Г. Возможности улучшения качества железорудных концентратов на ГОКах Кривбасса // Горный журнал. – 2001. – № 1. – С. 45-47.

3. Младецкий И.К. Оценка флокуляции сильномагнитного материала в полях магнитных сепараторов // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1979. – №6. – С. 101-106.

4. Кармазин В.В. Некоторые закономерности магнитной флокуляции тонкодисперсных сильномагнитных материалов// Научные сообщения ДГИ им. Скочинского. – Вып. 25. – Госгортехиздат. – 1963.

5. Юров П.П., Павленко В.А., Губин Г.В. и др. Применение магнитных гидроциклонов в схемах обогащения железных руд // Горный журнал. – 1986. – №4. – С. 34-36.

6. Усачев П.А. Совершенствование техники и технологии обогащения магнетитовых руд // Горный журнал. – 1993. – №12. – С. 22.

7. Ртищев А.Б., Пивень Е.Н. Влияние конфигурации магнитного поля сепаратора на эффективность разделения минералов // Разработка рудных месторождений. – 2003. – Вып. 82. – С. 82-86.

8. Захарова Л.А., Гонтаренко Н.А., Малый Б.М. и др. Промышленные испытания технологии получения высококачественных концентратов на РУ им. Ф.Э. Дзержинского. – В кн.: Особенности обогащения тонковкрапленных руд черных металлов. – М.: Недра, 1985. – С. 6-10.

9. Остапенко П.Е., Шинкаренко С.Ф., Фишеленко Н.Н. Схема обогащения магнетитовых кварцитов без предварительной классификации в III стадии измельчения // Черная ме-

## **Загальні питання технологій збагачення**

таллургия. Бюл. науч.-техн. информации. – 1979. – №18. – С. 78-79.

10. Бровко А.И., Евсевич С.Г., Токталова И.Н. и др. Промышленные испытания тонкого грохочения концентрата на Днепровском ГОКе // Обогащение руд. – 1974. – №4.

11. Пилов П.И. Повышение качества магнетитовых концентратов путем их механической обработки // Горный журнал. – 1999. – №6. – С. 30-32.

12. Исследование по закреплению дисперсных рудных минералов на поверхности кварца при измельчении железистых кварцитов / Ю.Л. Грицай, М.В. Педан, З.Д. Герасимова и др. // Обогащение руд черных металлов. – 1980. – Вып. 9. – С. 3-9.

13. Губин Г.В., Курочкин Г.М., Бушуев П.В. Интенсификация процесса магнитной сепарации железных руд с использованием электровоздействий // Обогащение полезных ископаемых. – 1989. – Вып. 39.

14. Губин Г.В., Ткач В.В., Орел Т.В., Плотников В.В. Особенности загрязнения поверхностей минералов в процессе измельчения // Вісник Криворізького технічного університету. – 2005. – №7. – С. 77-82.

15. Губин Г.В., Ткач В.В., Губин Г.Г. и др. Повышение качества концентрата с применением сепараторов с пониженной напряженностью магнитного поля // Вісник Криворізького технічного університету. – 2007. – Вып. 16. – С. 78-81.

16. Патент РФ №2022654 на изобретение "Способ магнитного обогащения руд". Бельых Ю.В., Губин Г.В., Максимов А.В., Учитель С.А. – Бюл. №21. – 1994.

© Губин Г.В., Скляр Л.В., Ярош Т.П., Губин Г.Г., 2016

*Надійшла до редколегії 18.08.2016 р.  
Рекомендовано до публікації д.т.н. Т.А. Олійник*