© С.Л. Губин, 2006

УДК 627.765

С.Л. Губин

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА МАГНЕТИТОВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ МИХАЙЛОВСКОГО ГОКа С ПРИМЕНЕНИЕМ КОЛОННЫХ ФЛОТОМАШИН

Семинар № 24

В настоящее время на Михайловском ГОКе перерабатывают магнетитовые кварциты по многостадиальной схеме магнитной сепарации с получением окатышей для доменного производства. Повышение спроса на высококачественные окатыши пригодные для прямого восстановления стимулируют активный поиск и разработку эффективной технологии производства железорудных концентратов с низким содержанием оксида кремния (менее 3 %) и щелочей ($K_2O + Na_2O$).

Анализ структурных технологических схем обогащения тонковкрапленных магнетитовых руд показывает, что наиболее эффективным методом повышения качества железных концентратов является «обратная» катионная флотация, с извлечением кварца в пенный продукт [1-9]. На многих предприятиях для флотации магнетитовых концентратов используют механические флотомашины «Вемко» [5]. Вместе с тем на ряде железорудных компаний Бразилии, Канады, США, Индии и Китая активно исследуется и внедряется флотация в колонных машинах, обладающих рядом преимуществ по технико-экономическим показателям [4-9].

Многочисленные результаты экспериментальных исследований показывают, что катионные собиратели применительно к флотации железных руд эффективно флотируют не только минералы пустой породы, но и минералы железа: гематит, магнетит, мартит. В этой связи при разработке оптимальных условий обратной катионной флотации необходимо рассматривать закономерности флотации минералов железа и кварца в сочетании с возможными химическими изменениями состава их поверхностных слоев, свойствами и возможной структурой этих слоев, состоянием реагентов в растворе и флотационными свойствами минералов в этих условиях.

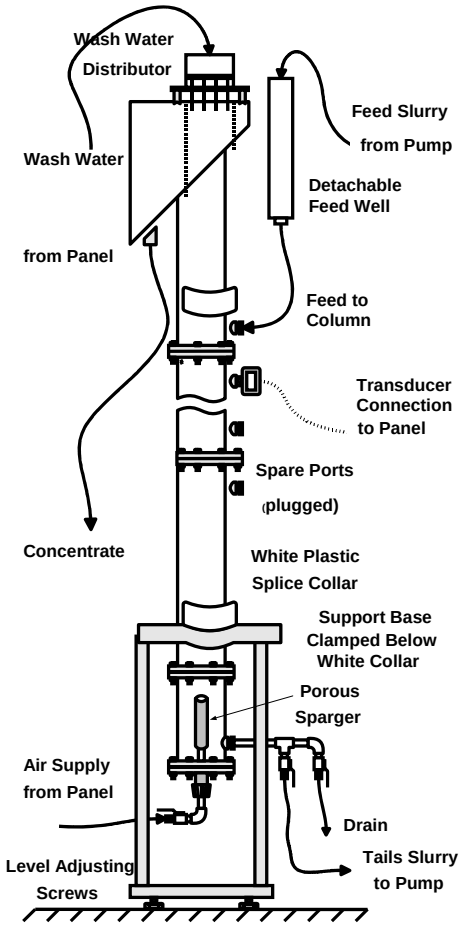
Целью данной работы являлось исследование и определение эффективных реагентов и параметров обратной катионной флотации в колонных машинах железорудных концентратов, получаемых из магнетитовых кварцитов Михайловского месторождения, отличающихся тонкой вкрапленностью, сложностью структурно-текстурных особенностей и вещественного состава.

Материалы и методы исследований

Флотационной доводке подвергался концентрат пятой стадии магнитной сепарации текущего произ-водства крупностью 91-92 % класса – 44 мкм с содержанием 65-66 % железа и 7,3-7,5 % кремнезема.

В лабораторных условиях исследования проводили на флотационной ма-

Рис. 1. Флотационная колонная машина



шине типа ФМЗ с автоматическим регулированием числа оборотов импеллера, количества подаваемого воздуха, температуры пульпы и скорости съема пены.

Пилотные испытания проводились на установке, включающей колонную машину высотой 6 м и диаметром 15,2 см с диспергатором из перфорированной резины, агитчаны, насосы, приборы контроля и управления (рис. 1). Исходный концентрат подавался на установку с 10-й секции фабрики. Содержание железа в нем колебалось от 64,0 до 67,0 %. Флотация проводилась на технической воде жесткостью 12,6 немецких градусов с использованием двух собирателей: Лилафлота МД 20296 фирмы Arzo Nobel и первичного амина фирмы «СЕТСО». Исследования включали основную флотацию в колонной машине, отдельно – перечистку пенного в той же машине и отдельно – контрольную флотацию и мокрую магнитную сепарацию продуктов колонной флотации.

В качестве катионных собирателей для обратной флотации использовали ряд реагентов: Флотигам ЕДА – Glariant (Германия); Лилофлоты Arzo - Нобель (Швеция); Диамин и Моноамин фирмы ТОМА (США) и другие представляющие смеси алкил, - арил, - эфиры первичных аминов и диаминов. [1]

Результаты и обсуждение

Течение флотационного процесса и его результаты зависят от многих факторов. Поэтому при установлении оптимальных условий флотации необходимо изучать влияние каждого из них. К числу основных факторов относятся: вещественный состав, гранулометрический состав исходного концентрата, реагентный режим (номенклатура реагентов, их расход, время контакта с пульпой, порядок в процесс), схема флотации и продолжительность отдельных её операций. К числу технологических факторов, оказывающих решающее влияние на показатели флотации, относятся: плотность и температура пульпы, интенсивность её аэрации и перемешивания, кинетика флотации.

Для получения воспроизводимых результатов при лабораторных исследова-

[1] На различных этапах в испытаниях принимали участие представители фирмы CPT (Канада), « MBR» (Бразилия), «СЕТКО» «Механобринжиниринг»

ниях исходные пробы магнетитового концентрата определенной массы в течение с учетом создания необходимой плотности замачивались в течение 12 часов в технической воде, после чего исходная пульпа загружалась в камеру флотомашины. При исследовании влияния отмеченных выше факторов флотация проводилась до полного истощения пены с фиксированием необходимого для этого времени.

Исследование влияния массовой доли твердого в исходном питании на технологические показатели флотации проводили при плотности исходной пульпы 30, 35 и 40 % твердого и изменении расхода реагента 90, 80 и 70 г/т. При расходе реагента Флотигам ЕДА 85 г/т и плотности исходного питания 35 % выделен концентрат с массовой долей железа 69,3 %, кремнезема 3,54 % при выходе 70,93 % и извлечении 74,68 %, а при 40 % - концентрат с массовой долей железа общего 69,4 %, SiO_2 – 3,45 % при выходе 69,8 % и извлечении 73,66 %.

Установлено, что изменение времени агитации приводит к колебанию технологических показателей обогащения. Лучший результат получен при расходе реагента-собирателя Флотигам ЕДА 90-80 г/т времени агитации в одну минуту и массовой доли твердого 40 % в исходном питании. Получен концентрат с массовой долей железа 69,5 %, кремнезема 3,45 % при выходе 70,55 % и извлечении 74,34 % соответственно. При этом выделен пенный продукт в среднем с массовой долей железа 57,4 % выходе 30,2 % и извлечении 26,34 %.

Определение скорости флотации при изменении плотности исходного питания и времени агитации позволило установить, что эти показатели взаимосвязаны между собой. При массовой доле твердого в камере 40% и расходе реагента 90 г/т ско-рость флотации продукта составила 17 г/мин при времени агитации в 1-3 минуты. Увеличение времени агитации, уменьшение массовой доли твердого в исходной пульпе и рас-хода реагента способствуют сниже-нию скорости флотации исходного концентрата от 17,1 до 9,3 г/мин.

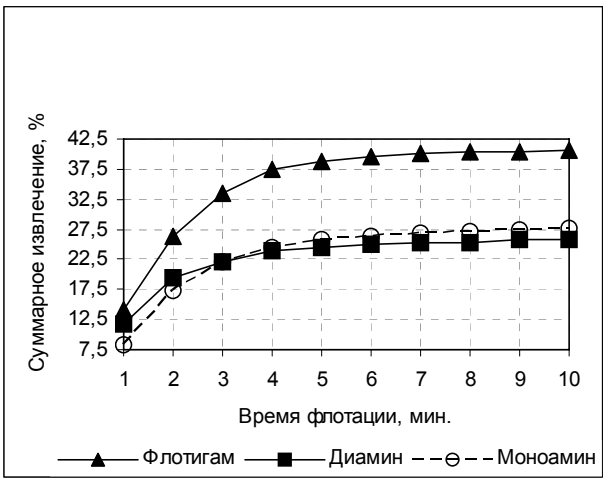
Изучение влияния температуры пульпы на технологические показатели флотации показало, что снижение температуры исходной пульпы от нормальной на 6,5 °С вызывает уменьшение выхода на 3,00 % и извлечения на 2,97 % (35 % твердого) при массовой доле железа 69,2 % и кремнезема 3,66 %.

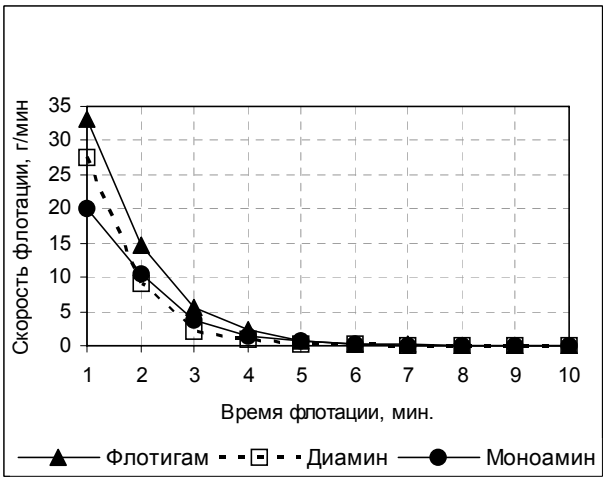
Установлено, что при расходе реагента Флотигам ЕДА 85 г/т при времени агитации в одну минуту, времени флотации 5 минут при массовой доле твердого 35 % (флотацию проводили до полного истощения пены) и температуре пульпы 24 °С, наблюдается повышение содержания железа на 3,2 % и снижение содержания кремнезема на 3,73 %. Повышение температуры пульпы интенсифицирует процесс флотации, но при этом несколько уменьшается избирательность процесса.

Изучение влияния расхода подаваемого сжатого воздуха во флотомашину на технологические показатели показало, что его уменьшение от 0,5 до 0,2 $м^3$/ч способствует увеличению выхода камерного продукта основной флотации от 61,22 до 64,08 %, а извлечения от 64,74 % до 67,67 %. При этом уменьшается выход пенного продукта с 38,78 до 35,92 % и извлечение с 35,26 до 32,33 %. Оптимальным можно считать расход воздуха 0,4 $м^3$/г.

Рис. 2. Зависимость суммарного извлечения пенного продукта от времени флотации при расходе реагентов 90 г/т

Рис. 3. Зависимость скорости флотации пенного продукта от времени при расходе реагентов 90 г/т





Исследования кинетики обратной катионной флотации показали, что при расходе реагента-собира-теля необходимое время флотации для получения низкокремнеземистого концентрата с массовой долей общего железа 69,8 и кремнезема 3,0 % составит около 6 минут.

Сравнительные результаты обратной катионной флотации с использованием различных реагентов приведены на рис. 2 и 3.

Для проведения исследований по отработке технологических схем получения низкокремнеземистого концентрата методом обратной катионной флотации была принята схема, рекомендованная фирмой «Canadian Process Technologies ZnS». Схема включает основную флотацию, перечистную камерного продукта и контрольную пенного продукта. Камерный продукт контрольной флотации при этом возвращается в голову основной флотации, а пенный продукт перечистной флотации в голову контрольной флотации. Флотация производилась на технической воде в искусственно замкнутом цикле.

При использовании реагента Флотигам ЕДА с расходом 150 г/т был получен низкокремнеземистый концентрат с содержанием железа 69,9 %, SiO_2 - 2,55 % и Al_2O_3 - 0,03 %. Увеличение содержания CaO и MgO не обнаружено.

При использовании реагента Лилофлот МД 20296 с суммарным расходом 150 г/т был выделен низкокремнеземистый концентрат с содержанием железа общего 70,2 %, SiO_2 – 2,40 % и Al_2O_3 – 0,02 %. Отмечено снижение содержания

CaO до 0,08 %. Содержание MgO практически осталось на том же уровне.

При использовании реагента Моноамин получен камерный продукт перечистной флотации с массовой долей железа 69,7 % и кремнезема 3,17 % при выходе 82,46 % и извлечении 87,08 %. Пенный продукт контрольной флотации при этом содержал 48,6 % железа при выходе 17,54 % и извлечении 12,92 %.

При использовании реагента Диамин из исходного концентрата с массовой долей железа 65,8 % и кремнезема 7,73 % получен флотационный концентрат с содержанием железа 69,8 % и кремнезема 3,18 % при выходе 81,39 % и извлечении 86,34 %. Пенный продукт контрольной флотации при этом содержал 48,3 % железа при извлечении его 13,66 %. Удельная поверхность флотационного концентрата составила 1545 г/см^3.

С реагентом Диамин выделен камерный продукт перечистной флотации тоньше исходного концентрата, а пенный продукт контрольной флотации крупнее. Просматривается в общем та же динамика изменения крупности, что и при отработке схем с реагентами Флотигам ЕДА, Лилофлот МД 20296 и Моноамин. Выход класса – 40 мкм преобладает по количеству и составляет 95,54 % с массовой долей общего железа 70,5 % и кремнезема 2,3 % при извлечении 96,45 %. При сравнении полученных результатов с исходным магнетитовым концентратом отмечено, что выход класса – 40 мкм увеличился на 1,54 %, массовая доля общего железа на 3,2 %, что способствовало уменьшению массовой доли кремнезема на 3,34 %. Большая часть крупных классов +74, +50, +40 мкм перешло в пенный продукт контрольной флотации.

В процессе испытаний на пилотной установке определен интервал оптимальных параметров эксплуатации колонной машины в операциях флотации.

Производительность колонной машины по исходному питанию в основной и перечистных операциях при пилотных испытаниях составляла соответственно – 7,8-8,3 и 5,0-5,6 т/час·м^2 поперечного сечения колонны.

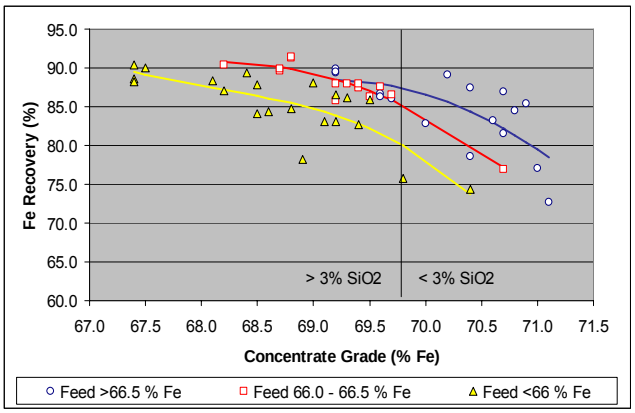
Несущая способность переливного разгрузочного порога пенного продукта была равна 1,6-3,3 т/час·м^2. При пилотных испытаниях оптимальная величина потока пульпы составляла до 5-6 л/мин, расход воздуха – 8-10 л/мин в основную и контрольную флотацию и 6-7 л/мин – в перечистную. Расход промывной воды составил 2,0 л/мин в основную и 2,2-2,5 л/мин – в перечистную флотацию.

Время основной и контрольной флотации – 14 минут, перечистной – 18-20 минут.

В операции основной флотации исходных продуктов с содержанием железа 66,0-66,4 в среднем получены следующие результаты: выход концентрата – 71,5 %, содержание в концентрате железа – 70,1 %, кремнезема – 2,5 %, содержание железа в хвостах – 56,6 % . Извлечение железа в концентрат составило 75,7 %, время флотации – 12,7 минуты. Наличие около 8 % сростков и вкрапленников в исходном продукте не позволило в один прием флотации получить чистый магнетитовый концентрат и бедные хвосты.

При перечистках в колонной машине пенного продукта основной флотации с содержанием железа 50,8-56,0 % выделены отвальные хвосты с содержанием железа 40,0-50,0 % и камерный продукт с содержанием железа 55,0-65,0 % при извлечении кремнезема в хвосты до 89,0 %. Дополнительное извлечение железа в

Рис. 4. Зависимость результатов флотации от степени раскрытия



камерный продукт при перечистках составило около 40,0-80,0 % от пенных продуктов основной флотации различного качества, или 10,0-25,0 % от исходной руды.

Определена зависимость извлечения железа от степени раскрытия частиц в исходном концентрате (рис. 4). Хотя достижение высокого качества концентрата с заданным содержанием SiO2 возможно во всех трех указанных случаях, существуют значительные различия в уровне извлечения железа. Эффективность контрольной операции при этом также зависит от степени раскрытия частиц.

В результате испытаний предложена технологическая схема, представленная на рис. 5, включающая основную флотацию в колонной машине, контрольную флотацию камерного продукта основной флотации и перечистку пенного продукта основной флотации.

Из исходного продукта с содержанием железа 66,0 % получено 73,7 % низкокремнеземистого 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 48,0 % железа. Извлечение железа в общий концентрат составило 93,2 %, содержание кремнезема в общем концентрате – 4,6 %.

Получаемые концентраты для металлизации содержат 69,8 % железа, 2,8 % кремнезема, 0,11-0,15 % Na_2O+K_2O, не имеют серы и других вредных примесей. Крупность концентратов 95-97 % - 44 мкм, а хвостов – 85-87 % - 44 мкм.

Заключение

В процессе обратной флотации железорудного концентрата кварц достаточно полно извлекается в пенный продукт при использовании стандартных первичных эфир-аминов. Постоянные скорости (К) варьируют в зависимости от содержания кремнезема в питании в пределах 0.05-0.12 мин$^{-1}$ для основной флотации. Не отмечается значительной зависимости между размером частиц (% -0.044 мм) и постоянной скорости флотации. Поскольку ситовой состав флотируемого продукта достаточно мелкий, работа колонн будет определяться больше ограничениями по несущей способности, чем временем флотации. Предельно достижимый уровень снижения содержания кремнезема в концентрате является функцией раскрытия минералов, размера частиц, расхода реагентов и значения pH.

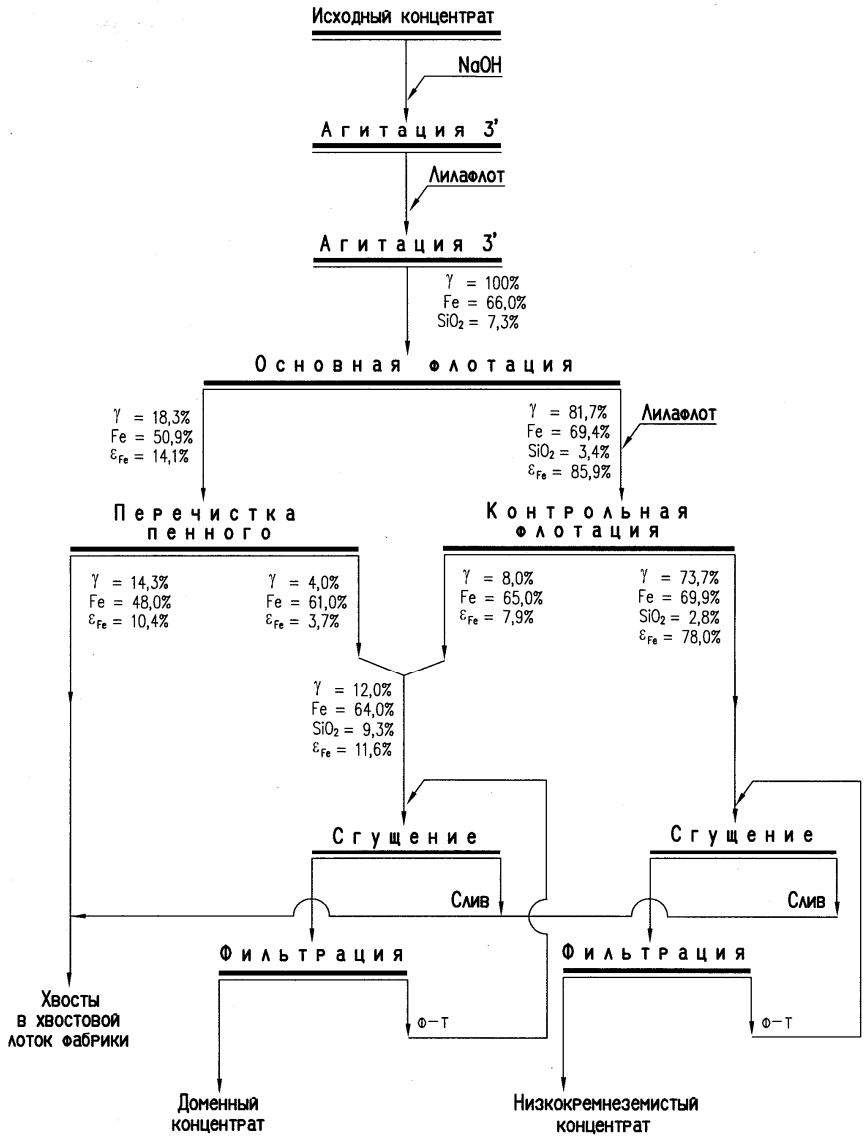


Рис. 5. Технологическая схема флотационного обогащения магнетитовых концентратов ОАО «Михайловский ГОК»

Технологическая схема доводки, включающая основную, перечистную и контрольную операции флотации в колонных машинах позволяет получать магнетитовый концентрат, соответствующий требованиям технологии его металлизации.

1. *Глембоцкий В.А., Бехтле Г.А.* Флотация железных руд. – М.: Недра, 1964, - 223 с.

2. *Дремин А.И., Перепелицин А.И. и др.* Повышение качества товарной продукции Михайловского ГОКа // Обогащение руд № 4,5, 1995.

3. *Сеттемова В.А., Гитина В.А., Петров М.А.* Особенности флотационного способа получения железных концентратов // Обогащение руд №5, 1990.

4. *Dowling E.C., Hebbard I., Eisele T.S., Kawatra S.K.* Processing of Iron Ore by Reverse Column Flotation: Proceedings of the XXI International Mineral Processing Congress, Rome Juli 23-27, 2000, vol. B, Oral Session, pp. 163-170.

5. *Tippin R.B.* Obtaining Magnetite Superconcentrates by Cation Flotation Method: Trans of the Society of Mining Eng of AIME vol. No. 1, March 1972, 53-61.

6. *Finch, J.A., and Dobby, G.S.* column flotation, Pergamon Press, Toronto, chap. 4 (1990).

7. *Smithson, E.P., John C.I.A., Rea, T.H., and Mwenya, W.M.,* Improving Concentrate Quality in the Concentrtators of Zambia Consolidated Copper Mines Limited Using Column Cells. Column 91, Int. conf. On column Flotation, Subbury, June 2-6 (1991).

8. *Viana, P.R.M., Silva J.P., Rabelo, P.J.B., Coelho, A.G., and Silva V.C.,* Column Flotation for the Expansionof Flotation Circuit at Samarco Mineracao, Brazil, Column 91, Int. conf. On column Flotation, Sudbury, June 2-6 (1991).

9. *Sandvik, K.L., Nybo, A.S., and Rushfeldt, O.* Reverse Flotation to Low Impurity Levels by Column Flotation, Column 91, Int. conf. On column Flotation, Sudbury, June 2-6 (1991).

Коротко об авторах

Губин С.Л – главный обогатитель ОАО «Михайловский ГОК», аспирант МГГУ.

ТЕКУЩАЯ ИНФОРМАЦИЯ О ЗАЩИТАХ ДИССЕРТАЦИЙ ПО ГОРНОМУ ДЕЛУ И СМЕЖНЫМ ВОПРОСАМ

Автор	*Название работы*	*Специальность*	*Ученая степень*
ЛЕДЯЙКИН Евгений Сергеевич	Разработка методики расчета скоростей движения горнорабочих при выходе из аварийных участков	05.26.02	к.т.н.