

УДК 622.7

П.И. Пилов, Л.Ж. Горобец, Л.А. Цыбулько

**ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ ГАЗОСТРУЙНОГО
ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПРИ ОБОГАЩЕНИИ
СУЛЬФИДНЫХ РУД**

Семинар № 19

Проблема повышения извлечения ценных металлов из сульфидных руд является весьма актуальной. Например, общее извлечение молибдена в гидрометаллургической технологии не превышает 90 %, что обусловлено низким извлечением сульфидного молибдена – на уровне 20...40 %. При измельчении концентратов, содержащих тугоплавкие металлы, важное практическое значение имеет установление эффективного режима механической обработки, обеспечивающего повышенный энергетический потенциал поверхности измельченных частиц, что способствует интенсификации процесса их автоклавного содового выщелачивания. Разработка принципиально новых технических решений по измельчению технологически упорных руд актуальна и важна для решения проблемы вовлечения в переработку руд с тонкодисперсным распределением и низким содержанием благородных металлов.

Измельчение - это заключительная стадия процесса разрушения в деформируемом твердом теле, которая развивается в активных локальных зонах в критическом состоянии вещества на стадии авторезонанса. Длительность авторезонанса определяет относительный объем образующихся тонкодисперсных фракций. Прирост свежесформированной поверхности измельченного продукта определяется величиной критической плотности энергии разрушения, характеризующей энергетический порог диспергирования, при переходе через который высвобождается накопленная энергия с образованием новой активированной поверхности [1, 2].

С учетом теории строения вещества по В.Б. Алесковскому потенциальную способность материала к механоактивации предлагается выявлять по параметру дисперсности - приросту $\Delta S/V$ удельной поверхности S/V диспергированного продукта. С параметром дисперсности

S/V связано содержание поверхностных активных функциональных групп атомов A в общем количестве B структурных единиц остова вещества: $A/B \approx S/V \approx d^{-1}$ (d - характерный размер тонко-дисперсных частиц). Параметр $\Delta S/V$ зависит от энергетических свойств материала, проявляющихся в значениях поверхностной энергии γ , КПД диспергирования η_d илокальной плотности энергии $W_{\Delta V}$ при диспергировании: $\Delta S/V \approx (W_V \eta_d) / \gamma$, $\Delta S/V \approx (W_{\Delta V} \varepsilon_V \eta_d) / \gamma$.

С позиций энергоемкости измельчения согласно теории наиболее эффективны жесткие, импульсные нагружения с высокой скоростью и частотой соударений частиц, так как ускоряют накопление энергии в активированных структурных дефектах и запуск авторезонансного механизма разрывов межатомных связей [3-5]. Управление эффектами диспергирования возможно путем изменения таких режимных параметров, как скорость деформации $\dot{\varepsilon}$, длительность T накачки тела энергией и локальная плотность энергии $W_{\Delta V}$, достигаемая в процессе измельчения.

Исследования показали, что диспергирование с высокой плотностью энергии ($W_{\Delta V}$ и W_V) в актах разрушения частиц реализуется в устройствах газодинамического типа. Это газоструйные, аэродинамические и вихревые мельницы, исследование которых показало улучшение подготовки руд к обогащению по сравнению с измельчением в традиционных барабанных мельницах [6-8]. Эти положительные эффекты обусловлены тем, что в режимах динамической импульсной обработки при скорости соударений частиц 0,3-0,5 км/сек в веществе действуют напряжения порядка сотен МПа и деформации на уровне единиц и десятков процентов. В результате структура трудновскрываемых упорных руд разуплотняется по меж-

зерновым границам минералов с преимущественным сохранением целостности полезных минералов. При этом достигается раскрытие минералов без избыточного измельчения с повышением качества обогащенного концентрата.

Газоструйный способ измельчения обеспечивает в наибольшей мере термодинамическую обработку частиц по сравнению с известными способами измельчения полезных ископаемых. Для организации процесса динамической импульсной обработки материала высоким давлением и высокими деформациями в способах и устройствах газоструйного измельчения используется энергия рабочего газа (энергоносителя) путем превращения его потенциальной энергии в кинетическую энергию измельчаемых частиц. В актах разрушения и процессе циркуляции измельчаемого материала по тракту газоструйной установки дополнительно также используется тепловая энергия рабочего газа с температурой 400-600 °С, передаваемая частицам в процессе их разгона и пневмотранспорта. В работе [9] Москалева А.Н. обоснована определяющая роль термоциклического воздействия (термоудара), увеличивающего зону необратимого разупрочнения пород при их разрушении (за счет смены деформаций сжатия и растяжения).

Изменение скорости соударений частиц в зоне помола (несколько сотен м/с) в процессе газоструйного измельчения достигается изменением температуры и давления энергоносителя. Расчетами установлено, что подогрев воздуха на 200 °С обеспечивает прирост скорости истечения примерно на 30 %. Период взаимных соударений частиц (время накачки энергией) в процессе струйного измельчения соизмерим со временем их разрушения, что согласно теории приводит к интенсивному развитию авторезонансных процессов их разрушения, то есть к интенсификации стадии диспергирования [1]. Длительность авторезонансной стадии саморазрушения определяет степень диспергирования и уровень механоактивации измельченных частиц.

Результаты исследований и испытаний новых способов и устройств струйного измельчения показали, что энергоемкость технологического передела уменьшается, степень раскрытия ценных минералов повышается при подготовке к обогащению полезных ископаемых, достигаются улучшенные технологические свойства измельченных продуктов [10, 11].

Опыт исследований [12] показал, что с экономической точки зрения также целесообразно использовать газоструйный способ измельчения для повышения реакционной способности ценных минералов перед обогащением руд и гидрометаллургической переработкой концентратов.

Полезность и эффективность использования газоструйного способа тонкого измельчения сульфидного минерального сырья установлена экспериментальными исследованиями. Исследование газоструйного измельчения молибдо-шеелитовых концентратов Тырнаузского вольфрам-молибденового комбината позволило раскрыть положительную роль термомеханической активации при выщелачивании. Оценка эффективности подготовки сульфидного сырья к обогащению с использованием технологии газоструйного измельчения проводилась путем сравнения с показателями традиционного измельчения в шаровой мельнице или в других измельчительных устройствах. Приведем результаты исследований эффектов газоструйного способа измельчения шеелитовых концентратов.

Концентрат флотационного обогащения вольфрамомолибденовых руд Тырнаузского месторождения содержал основной минерал - шеелит и молибденит в виде тонких включений в шеелите. В концентрате содержатся сульфиды в виде пирита, пирротина, халькопирита и сфалерита. В шеелитовом концентрате Приморского ГОКа шеелит содержится в свободной форме и в сростании с сульфидами. Концентраты измельчались в газоструйной мельнице до частиц менее 40 мкм.

Технологические свойства измельченных порошков оценивали по извлечению металлов при автоклавно-содовом выщелачивании в лаборатории Нальчикского гидрометаллургического завода (НГМЗ) при условиях выщелачивания, равнозначных производственному процессу. Исследовали сырье и продукты гидрометаллургического передела с различным содержанием металлов: кондиционный и черновой концентраты Тырнаузского ГОКа, пески гидроциклонов и кеки выщелачивания НГМЗ.

Температура энергоносителя T и длительность термомеханической газоструйной обработки способствуют увеличению извлечения молибдена [7] в связи с окислением сульфидного молибдена и его дополнительным извлечением при выщелачивании как вольфрам-молибденового концентрата, так и более бед-

ного промпродукта гидрометаллургического передела (песков гидроциклона).

Рентгенометрические и химические анализы измельченных молибдо-шеелитовых продуктов показали, что при газоструйном измельчении содержание сульфидного молибдена по сравнению с продуктом шарового помола снижается в 2 раза, а в циркулирующей нагрузке (возврате) газоструйной мельницы сульфидного молибдена практически не наблюдается. С позиций достижения максимального извлечения Мо из сульфидного сырья целесообразно не превышать температуру энергоносителя в зоне помола более 400 °С. Исследованиями показано, что существует оптимальная величина удельной поверхности Суд, превышение которой не приводит к улучшению технологических свойств активированных порошков: для сырья Приморского ГОКа - $S_{уд} \cong 0,2 \text{ м}^2/\text{г}$, Тырныаузского ГОКа $S_{уд} \cong 0,3 \text{ м}^2/\text{г}$, для продуктов НГМЗ - $S_{уд} \cong 0,25 \text{ м}^2/\text{г}$.

При использовании высокотемпературного энергоносителя интенсифицируется процесс автоклавно-содового выщелачивания при переработке черновых шеелитовых концентратов Тырныаузской обогатительной фабрики, достигаются высокие показатели по извлечению вольфрама и сульфидного молибдена при температуре выщелачивания 225 °С. Так, извлечение сульфидного молибдена повышается с 40 % до 73 %; извлечение Мообщ возрастает на 6...7 % по сравнению с переработкой исходного концентрата и достигает 94...95,2 %; извлечение WO_3 составляет 99,1...99,9 % [13-15]. Доизмельчение чернового концентрата с 80 до 99 % класса менее 40 мкм и одновременное воздействие энергоносителя высокой температуры приводят к сокращению периода выщелачивания до 15...30 мин.

Для оценки энергетических свойств механически активированных продуктов (с размерами частиц менее 100 мкм) применена потенциометрическая методика [16]. Методика основана на использовании реакции сорбции ионов трехвалентного железа на поверхности тонкодисперсных частиц измельченного материала из системы ферро-ферри (раствор смеси солей железа серноокислого окисного и закисного). Изменение реакционной способности диспергированного вещества прослеживалось путем измерения потенциала системы ферро-ферри при адсорбции ионов трехвалентного железа на активных центрах исследуемого порошка. Средняя величина погрешности изме-

рения составляет 3 %. Все активированные продукты обнаружили тесную корреляционную связь извлечения молибдена при выщелачивании с параметром сорбционной активности порошков [1, 14].

Выгодные особенности газоструйной обработки сульфидного сырья (концентратов, отходов, промпродуктов) состоят в следующем [12-15]:

- высокая степень извлечения вольфрама ($\mathcal{E}_{\text{WO}_3} = 99,6...99,9 \%$) достигается при сокращении расхода соды на 20...25 %;

- извлечение общего молибдена из активированных черновых концентратов составляет 93...95 %, из неактивированных - $\mathcal{E}_{\text{WO}_3} = 77 \%$; извлечение вольфрама после газоструйной активации черновых концентратов составляет 99,5 %, тогда как из неактивированных - $\mathcal{E}_{\text{WO}_3} = 55,5 \%$;

- извлечение сульфидного молибдена из черновых концентратов увеличивается с 20...40 до 70...80 %;

- газоструйная активация кеков выщелачивания также обеспечивает повышение извлечения металлов на уровне: $\mathcal{E}_{\text{Mo}} = 51,7 \%$,

$\mathcal{E}_{\text{WO}_3} = 95,5...98,4 \%$ по сравнению с выщелачиванием того же продукта без активации - $\mathcal{E}_{\text{Mo}} = 43,7 \%$ $\mathcal{E}_{\text{WO}_3} = 25,9 \%$; при этом содержание металлов в осадке после выщелачивания составляет не более 0,05 %.

Способ газоструйной обработки молибденитовых концентратов (а.с. № 1338420) испытан в МНТК «Механобр» (Санкт-Петербург) с подтверждением сделанных выводов [15].

Для успешного обогащения сульфидного сырья Норильского ГМК необходима дисперсность менее 0,071 (0,044) мм, однако, при измельчении в барабанной мельнице реакционная способность этих фракций недостаточна для эффективного протекания процессов термического окисления, выщелачивания, осаждения металлов и др. Задача исследований состояла в установлении более эффективных режимов механоактивации сульфидных продуктов НГМК.

В пирротиновом концентрате преобладает пирротин, в подчиненных количествах содержится халькопирит, пентландит и кварц. Пирротиновый концентрат активировали при

температуре энергоносителя $\cong 300$ °С; давлении – 0,37 МПа. Измельчение сульфидного концентрата исходной крупностью 5...0 мм было проведено до 100% -0,04 мм в лабораторной газоструйной установке. Установлены следующие эффекты термомеханоактивации газоструйным измельчением при подготовке к выщелачиванию сульфидного сырья НГМК:

- возможность селективного выщелачивания пирротина и пентландита;
- частичное обессеривание пирротинового концентрата в процессе измельчения;
- ускорение автоклавно-окислительного выщелачивания в 1,5...2 раза.

Оценка физико-химических свойств активированных продуктов проведена в Красноярском филиале ИГД СО РАН [17]. Показано, что частичное обессеривание пирротинового концентрата происходит в процессе газоструйного измельчения. Разложение на 50 % активированного пирротина происходит за 13 мин, тогда как неактивированного - за 24 мин. Через 30 мин степень разложения пирротина составила для активированного продукта – 86,4 %, а исходного (неизмельченного) – 47,7 %. Переход сульфидной серы в элементарную происходит в активированном веществе в 1,9 раза интенсивнее, чем в исходном концентрате.

Одной из задач исследования было сравнение показателей рудоподготовки газоструйным методом медной и медно-никелевой руд, различающихся физико-механическими свойствами. При этом медная руда, отличающаяся повышенной прочностью (коэффициент крепости по шкале Протодьяконова - $f = 16...17$), представлена плотным песчаником массивной текстуры и различной зернистости – от тонкой до грубой. Сумма рудных минералов – 3 % от массы руды; в их число входит халькозин, борнит, халькопирит, галенит, сфалерит, малахит, пирит, окислы и гидроокислы железа.

Сплошная сульфидная медно-никелевая руда отличается пониженной прочностью (коэффициент крепости $f = 6...8$), содержит 10 % пентландита, пирротин, около 3 % магнетита, менее 10 % породообразующих минералов. Медьсодержащие минералы представлены разновидностями халькопирита. Крупность руд, подвергаемых измельчению, составляла менее 6 мм [13].

Газоструйное измельчение проводилось в лабораторной установке производительностью до 10 кг/ч с использованием в качестве энергоносителя сжатого воздуха под давлением 0,3

МПа, нагретого до температуры 500°С. Измельчение проводилось до содержания расчетного класса крупности, определяемого условиями обогащения: в диапазоне крупности – от 35...40 % класса – 0,07 мм до 100 % класса – 0,04 мм.

Способность газоструйного способа к селективности измельчения минералов сульфидной медно-никелевой руды подтверждена концентрацией большей части металла (≈ 60 %) в легкофлотируемой фракции (20...70 мкм), тогда как при шаровом измельчении до 70 % металла содержится в труднообогатимой фракции менее 20 мкм.

На продуктах струйного и шарового измельчения медных и медно-никелевых руд были проведены сравнительные опыты по флотационному обогащению. Коэффициент концентрации меди для струйного измельчения составил $K = \beta/\alpha = 22,6$, а для шарового $K = \beta/\alpha = 9,0$, что объясняется более высокой селективностью струйного измельчения.

Известно [18, 19], что для повышения эффективности электровыщелачивания (альтернативный метод цианирования) золота из упорных сульфидных концентратов проводят термообработку при 450-500 °С (паровоздушный обжиг), что позволяет увеличить извлечение благородного металла на 3-5 %.

По аналогии с результатами термогазодинамической обработки сульфидного сырья Тырнаузского вольфрамомолибденового ГМК ставилась задача проверки возможности интенсификации гидрометаллургического передела и повышения извлечения сульфидного золота за счет действия высоких температур энергоносителя в процессе газоструйного измельчения и достижения аналогичного эффекта термомеханоактивации.

Прирост извлечения золота и других ценных металлов может быть достигнут в результате интенсивной механоактивации минералов путем высокоскоростного динамического разрушения вещества (скорость соударений частиц - сотни м/сек). При этом характерные размеры диспергированных частиц должны составлять единицы или десятки микрометров.

В согласии с научными положениями развивающейся теории измельчения [1, 2, 5] акт диспергирования реализуется в локальных зонах по достижении локальной плотности энергии $W_{\Delta V}$, величина которой сопоставима по порядку удельной энергии $\Delta H_{исспр}$ фазового перехода (испарения, сублимации) вещества в кри-

тическом состоянии: $\Delta H_{исп} \cong W_{\Delta V}$. Из этого следует, что изменениям физико-химических свойств диспергированных минералов в процессе измельчения могут препятствовать или благоприятствовать природные (генетические) различия названных термодинамических свойств элементов, составляющих минералы.

В газоструйной установке минералы золотосульфидного сырья испытывают действие высоких давлений, деформаций и температур. При таком термодинамическом нагружении вещества достаточные различия критических температур ($T_{пл}$, $T_{исп}$) и удельных энергий фазовых переходов (плавления $\Delta H_{пл}$, испарения-сублимации $\Delta H_{исп}$) составляющих решетку элементов стимулируют протекание в веществе фазовых переходов и химических реакций.

В результате измельчения видоизменяются физические свойства, структура и химический состав слагающих минералы элементов. Например, для некоторых элементов, входящих в кристаллическую решетку исследуемых сульфидных минералов эти термодинамические параметры известны [20]. Сравним их для серы, железа, мышьяка и золота; $\Delta H_{пл}$, кДж/моль: 1,718 (S); 15,5(Fe); 12,77 (Au); $\Delta H_{исп}$, кДж/моль: 90,75 (S); 324,4 (Au); $T_{пл}$, оС: 115,18 (S); 1535 (Fe); 814 (As); 1063 (Au); $T_{исп}$, оС: 444,6 (S); 615 (As); 2700 (Au). Приведенные значения позволяют считать перспективной апробацию газоструйного способа измельчения для разрушения решетки сульфидов с целью доизвлечения золота из диспергированных минералов.

В совместных работах Навоийского ГМК (г. Навои, Узбекистан) и Национального горного университета (г. Днепрпетровск, Украина), направленных на повышение извлечения ценных металлов из золотосодержащих руд, использована технология газоструйного доиз-

мельчения сульфидных флотационных концентратов.

Сравнение показателей цианирования сульфидного концентрата, обработанного по известной традиционной технологии и газоструйным способом позволило сделать следующие выводы.

Результаты цианирования измельченных проб сульфидного концентрата, полученные в лаборатории Навоийского ГМК, показали, что применение газоструйного способа обработки в нагретых струях (с температурой 200-400 °С) способствует повышению извлечения благородных и ценных металлов (золота, серебра, меди, кобальта, цинка, никеля). Показатели переработки продуктов газоструйного измельчения значительно превосходят аналогичные для известной технологии: извлечение золота увеличивается с 53,2...49,4 % до 72,2...76,8 %. Содержание ценных металлов в жидкой фазе увеличивается по сравнению с исходным (необработанным) концентратом по золоту, серебру, меди, никелю в 1,5...2 раза, по кобальту – в 4...6 раз.

Эффект увеличения извлечения золота (в среднем 22...25 %) за счет обработки сульфидов в газодинамических потоках может составить технологическую основу для вовлечения в эксплуатацию забалансовых руд и повышения объема реализации готовой продукции на золотоизвлекательных комплексах по переработке золотосульфидных руд различных месторождений.

Результаты испытаний позволяют рекомендовать технологию газоструйного измельчения для интенсификации гидроталлургических процессов активацией сульфидов различного минерального сырья.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Горобец Л.Ж. Развитие научных основ измельчения твердых полезных ископаемых. Автореферат дисс. д-ра техн. наук: НГУ: Днепр-ск. – 2004. - 35 с.
2. Горобец Л.Ж. Новые представления о природе и механизме процесса измельчения // Обогащение полезных ископаемых: Научн.-техн. сб. – Днепр-ск. - 2003. – Вып. 18 (59). – С. 51-55.
3. Пилов П.И., Горобец Л.Ж., Гаевой В.В. О физических критериях формирования гранулометрии измельченных частиц // Обогащение полезных ископаемых: Научн.-техн. сб. – Днепр-ск. - 2003. – Вып. 18 (59). - С. 47-51.
4. Пилов П.И., Горобец Л.Ж., Гаевой В.В. Анализ характеристик крупности сыпучих материалов с позиций

принципа автомодельности разрушения // Збагачення корисних копалин: Наук.-техн. зб. – К.: Техніка, 2003. – Вип. 15. – С. 136 - 142.

5. Горобец Л.Ж., Пилов П.И. Механизм и физические закономерности тонкого измельчения // Тонкоизмельченные и ультрадисперсные материалы в промышленности (производство и применение): Материалы 1-й междунар. научн.-практ. конф. – Санкт-Петербург: "ИВ", 2003. -С. 3-7.

6. Горобец Л.Ж. Газодинамическая технология измельчения материалов в режимах высоких давлений // ГИАБ. – 2000. - № 4. – С. 231-233.

7. Горобец Л.Ж., Горобец В.И., Цыбулько Л.А. Применение сухого самоизмельчения с целью получения

железородного сырья для порошковой металлургии // Бюлл. ЦНИИТЭИ ЧМ. - 1975. - № 20(760). - С. 34-36.

8. Производство тонкодисперсных материалов в установках струйного измельчения / Пилов П.И., Горобец Л.Ж., Верхоробина И.В., Бредихин В.Е., Гришаков С.Н. // Тонкоизмельченные и ультрадисперсные материалы в промышленности (производство и применение): Материалы 1-й междунар. научн.-практ. конф. – Санкт-Петербург: "ИВА", 2003.-С. 18-22.

9. Москалев А.Н. Способы разупрочнения крепких горных пород. – К.: Наук. думка, 1988. - 204 с.

10. Горобец Л.Ж. Технологические преимущества струйного способа измельчения минерального сырья // Тез. докл. конф. «Интенсификация подготовительных магнитных и гравитационных процессов обогащения. – М., 1980. – С. 28-30.

11. Горобец Л.Ж. Технология микронизации порошков в режимах высокودинамичной обработки // Матер. комплекса научн. мероприятий стран СНГ. "Механическая обработка дисперсных (сыпучих) материалов и сред. - Одесса. - 1997. - С. 12-14.

12. Об эффективности использования струйного измельчения при подготовке руд и концентратов к обогащению и металлургической обработке / Бортников А.В., Телегин М.О., Беликов В.В., Горобец Л.Ж., Кучаев В.А. // Обогащение руд: 1996 - № 5. - С. 3-6.

13. Бортников А.В., Горобец Л.Ж., Беликов В.В. и др. / О влиянии режимов газоструйного измельчения на показатели переработки молибдо-шешелитовых концентратов // Обогащение руд. – 1989.- № 1. – С. 3-5.

14. Исследование механоактивации вольфрам-молибденсодержащего сырья в газоструйной мельнице / Горобец Л.Ж., Агноков Т.Ш., Мартыненко В.П. и др. // Цветные металлы. – 1988. -№ 7. – С.75-78.

15. Способ переработки молибденитсодержащих вольфрамовых концентратов: А.с. 1338420 СССР, МПК С 22b 61/02 / А.В. Бортников, В.В. Беликов, Л.Ж. Горобец и др. (СССР). - № 3810842; Заявлено 10.11.1984; Опубл. 15.05.1987, Бюл. № 3. – 4 с.

16. Исследование реакционной способности механически активированного кварцевого песка / Юрьевская И.М., Корсаков В.Г., Вдовина Т.Л. // Журн. прикл. химии. – 1986. – № 1. – С. 187-190.

17. Исследование возможности интенсификации некоторых гидрометал-лургических процессов активацией сульфидов в газоструйной мельнице: Отчет о НИР/ ИГД СО АН СССР. – Новосибирск - Днепропетровск. - 1988. - 34 с.

18. Абдурахмонов С.А., Раимжанов Б.Р. Электрохимическое выщелачивание золота и серебра из руд / Горный вестник Узбекистана. – 1997. - № 1. – С. 59-60.

19. Кучерский Н.И., Мазуркевич А.П. Минерально-сырьевые ресурсы Кызылкума – основа стабильной деятельности Навоийского горно-метал-лургического комбината / Горный вестник Узбекистана. – 1997. - № 1. – С. 18-20.

20. Таблицы физических величин: Справочник / Под редакцией И.К. Кикоина. - М.: Атомиздат, 1976. - 272 с.

Коротко об авторах

Пилов Петр Иванович – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой, первый проректор,

Горобец Лариса Жановна – кандидат технических наук, ст. научный сотрудник,

Цыбулько Лариса Александровна – кандидат технических наук, доцент,

кафедра обогащения полезных ископаемых НГУ, Украина.



© Ю.И. Тюрю, 2005

УДК 622.779

Ю.И. Тюрю

ИЗУЧЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА ТРЕНИЯ СКОЛЬЖЕНИЯ ПРИ СУХОМ ОБОГАЩЕНИИ

309

В национальном горном университете разработан новый метод сухой трибогравитационной сепарации, защищенный патентом [1], основанный на селективном разгоне и селективном торможении кусков обогащаемого материала, имеющие различные коэффициенты трения о материал плоскостей. При этом обеспечивается повышение точности сепарации, степени извлечения полезного компонента, снижение потерь горючей массы, упрощение технологии переработки горной массы, решение вопросов утилизации отходов.

Селективность движения кусков достигается различием их скоростей в зависимости от коэффициента трения при их сходе с разгонной плоскости и более замедленным торможением кусков с меньшим коэффициентом трения [2].

Для оптимизации параметров такого процесса необходимо более детальное изучение зависимости коэффициента трения скольжения обогащаемого материала по сепарационным плоскостям от ряда факторов.

Исследование этого процесса показало, что при движении угольных и породных частиц по наклонной плоскости коэффициент трения скольжения является функцией скорости.

Для определения зависимости коэффициента трения скольжения от скорости движения частиц были проведены экспериментальные исследования.

Предложенная методика исследований включала измерение мгновенных скоростей движения кусков на различных участках траектории их движения по наклонной плоскости [3]. Для исследований используются стандартные образцы, изготовленные из угля и угольной породы в виде цилиндров, высота которых меньше диаметра основания. В качестве рабочей поверхности сепаратора использовалась стальная плоскость длиной 1 м. Измерения

проводились при разных углах наклона плоскости. Плоскость разбивалась на 5 отрезков длиной по 20 см. В конце каждого отрезка устанавливался лазер и принимающий излучение фотоэлемент. Сигнал от фотоэлемента с помощью триггеров формировался в прямоугольный импульс, длительность которого измеряется частотомером ЧЗ–54, позволяющим регистрировать время в миллисекундах. В каждой точке разграничивающего интервала замеряется время прохождения образца через лазерный луч t . Зная диаметр образцов и время прохождения через лазерный луч, определялась мгновенная скорость тела в данной точке. Замеры проводились не менее пять раз для уменьшения влияния случайных ошибок.

Мгновенная скорость движения куска в каждой точке замера вычислялась по формуле

$$v = \frac{\Delta S}{\Delta t}$$

где ΔS —диаметр образца, м; Δt —время прохождения цилиндра через лазер, с.

Полученные результаты представлены в табл. 1.

Определение зависимости коэффициента трения от скорости на основе данных, полученных в результате проведения эксперимента, аналитически достаточно сложно, поэтому ее отыскание осуществлялось численными методами.

В результате обработки данных были получены зависимости коэффициента трения скольжения от скорости в виде полиномов четвертой, третьей и второй степени. Анализ полученных уравнений показал, что наиболее точно эмпирические данные описываются полиномом второй степени, приведенным в табл. 2.

Таблица 1
Скорость скольжения образцов по наклонной плоскости

Уголь		Порода	
Расстояние от начала движения образца S, м	Скорость скольжения V, м/с	Расстояние от начала движения образца S, м	Скорость скольжения V, м/с
Угол наклона плоскости 35 град.			
0,215	1,06	0,2	0,91
0,36	1,43	0,36	1,32
0,56	1,72	0,56	1,62
0,76	1,98	0,76	1,87
0,88	2,24	0,88	2,07
Угол наклона плоскости 40 град.			
0,27	1,44	0,27	1,34
0,36	1,69	0,36	1,59
0,56	2,03	0,56	1,97
0,76	2,34	0,76	2,28
0,88	2,63	0,88	2,53
Угол наклона плоскости 45 град.			
0,23	1,48	0,27	1,49
0,36	1,92	0,36	1,77
0,56	2,30	0,56	2,18
0,76	2,59	0,76	2,5
0,88	2,86	0,88	2,75

Таблица 2
Зависимости коэффициента трения скольжения от скорости движения

Угол наклона плоскости, град.	Уголь	Погрешность аппроксимации, %	Порода	Погрешность аппроксимации, %
35 град.	$f = 0.4091 - 0.003 \cdot V - 0.027 \cdot V^2$	$1,69 \cdot 10^{-2}$	$f = 0.5658 - 0.25 \cdot V + 0.0787 \cdot V^2$	$1,28 \cdot 10^{-2}$
40 град.	$f = 0.4063 - 0.0318 \cdot V - 0.01 \cdot V^2$	$1,73 \cdot 10^{-2}$	$f = 0.4308 - 0.028 \cdot V - 0.0097 \cdot V^2$	$7,89 \cdot 10^{-3}$
45 град.	$f = 0.32 - 0.0417 \cdot V + 0.0221 \cdot V^2$	$1,33 \cdot 10^{-2}$	$f = 0,3376 + 0,1056 \cdot V - 0,0404 \cdot V^2$	$8,33 \cdot 10^{-3}$

Таким образом, представленные в табл. 2 уравнения дают количественную оценку зависимости коэффициента трения скольжения от скорости движения частиц по наклонной плоскости.

Проверка полученных зависимостей осуществлялась с помощью вычислительного эксперимента на ПЭВМ. Аналитически он описывается следующей последовательностью уравнений:

$$V = \frac{dS}{dt}$$

где V – скорость движения частицы по плоскости при неравномерном движении, м/с; S – длина пробега частицы на наклонной плоско-

сти, м; t – время, за которое частица преодолевает промежуток S, с.

Тогда ускорение частицы:

$$a = \frac{dV}{dt}$$

а при скольжении по наклонной плоскости (с учетом коэффициента трения скольжения f):

$$a = g(\sin \alpha - f \cos \alpha)$$

Выразив длину пробега S через скорость и ускорение, подставляя их в уравнение $S = Vdt$, после преобразования, получим:

$$S = \int_0^V \frac{VdV}{g(\sin \alpha - f \cos \alpha)}$$

Подставив уравнения расчета коэффициента трения скольжения, приведенные в табл. 2,

Таблица 3
 Результаты расчета длины пробега частицы по наклонной плоскости

Уголь			Порода		
Скорость скольжения V, м/с	Длина пробега частицы Эксп., м	Длина пробега частицы Срассч., м	Скорость скольжения V, м/с	Длина пробега частицы Эксп., м	Длина пробега частицы Срассч., м
Угол наклона плоскости 35 град.					
1,06	0,215	0,23	0,91	0,2	0,21
1,43	0,36	0,4	1,32	0,36	0,39
1,72	0,56	0,56	1,62	0,56	0,56
1,98	0,76	0,71	1,87	0,76	0,73
2,24	0,88	0,88	2,07	0,88	0,88
Угол наклона плоскости 40 град.					
1,44	0,27	0,29	1,34	0,27	0,27
1,69	0,36	0,39	1,59	0,36	0,37
2,03	0,56	0,55	1,97	0,56	0,56
2,34	0,76	0,72	2,28	0,76	0,73
2,63	0,88	0,88	2,53	0,88	0,88
Угол наклона плоскости 45 град.					
1,48	0,23	0,23	1,49	0,27	0,27
1,92	0,36	0,38	1,77	0,36	0,375
2,30	0,56	0,56	2,18	0,56	0,567
2,59	0,76	0,71	2,5	0,76	0,74
2,86	0,88	0,88	2,75	0,88	0,88

найдем длину пробега частицы при ее движении по наклонной плоскости:

$$S = \int_0^v \frac{VdV}{g(\sin \alpha - (a + b \cdot V + c \cdot V^2) \cos \alpha)}$$

Решение уравнения на ПЭВМ позволяет получить значения длины пробега частиц по наклонной плоскости, которые показывают достаточное соответствие с экспериментальными значениями. Результаты расчета представлены в табл. 3.

При сравнении полученных значений длины пробега частиц по наклонной плоскости с экспериментальными данными, получен вывод о том, что предложенные зависимости позволяют с большей степенью точности обосновывать рациональные параметры обогащительных аппаратов, используемых для трибогравитационной сепарации.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Пат. 43557А Україна, МПК В07В7/00. Спосіб сепарації твердих матеріалів за тертям // П.І. Пілов, В.І. Бондаренко, А.Г. Разводов, М.М. Дравіца, Ю.І. Тюрятя. Заявл. 16.02.01; Опубл. 17.12.01).
2. Тюрятя Ю.И. разработка устройства для сепарации по трению // Обогащение полезных ископаемых: Науч.-техн. сб. – 2003. - № 14(55). – С. 135–138.
3. Тюрятя Ю.И. Закономерности распределения угольных и породных частиц при трибогравитационной сепарации // Обогащение полезных ископаемых: Науч.-техн. сб. – 2003. - № 18(59). – С. 148–152.

Коротко об авторах

Тюрятя Юлия Ивановна – ассистент кафедры обогащения полезных ископаемых НГУ, Украина.

УДК 622.74:621.928.235

**И.И. Блехман, Л.А. Вайсберг, В.Б. Васильков,
К.С. Якимова**

**ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЯВЛЕНИЯ ВИБРАЦИОННОЙ
ИНЖЕКЦИИ В ПРОЦЕССАХ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО
ГРОХОЧЕНИЯ И ФЛОТАЦИИ**

Семинар № 19

Явление вибрационной инжекции газа в жидкость было обнаружено в 2001 г. в совместной лаборатории вибрационной механики двух организаций – НПК «Механобртехника» и Институт проблем машиноведения РАН [1]. Оно состоит в засасывании газа в вибрирующий в этом газе сосуд с жидкостью через отверстие ниже уровня жидкости.

В докладе приводится теория этого явления, его экспериментальное исследование и рассматривается возможность его использования в технологии обогащения.

Пусть в сосуде (рис. 1) находится жидкость 1, а вне его – жидкость или газ 2. Сосуд может быть как открытым, так и закрытым; он совершает вертикальные колебания по закону $y = -A \sin \omega t$, где A – амплитуда, а ω – частота колебаний. Отверстие расположено в дне сосуда.

Предположим, что объемный секундный расход жидкости при нестационарном истечении через отверстие может быть определен по формуле гидравлики

$$\frac{dQ}{dt} = \mu F \sqrt{\frac{2\Delta p}{\rho}}, \quad (1)$$

$$\Delta p = \Delta P - \rho h y'' = \Delta P(1 - w \sin \omega t),$$

$$w = \frac{\rho h A \omega^2}{\Delta P},$$

где t – время, μ – коэффициент расхода отвер-

стия, F – площадь отверстия, $\Delta P = P_1 - P_2$ – статический перепад давления у отверстия в сосуде, (см. фиг. 1), ρ – плотность жидкости, h – высота столба жидкости над отверстием, y'' – ускорение сосуда, w – коэффициент перегрузки.

На рис.2. показана зависимость безразмерного перепада давления от времени $\tau = \omega t$.

При коэффициенте перегрузки $w > 1$ (рис. 2) в промежутке $\delta_0 < \tau < \pi - \delta_0$, где $\delta_0 = \arcsin 1/w$, величина $\Delta p/\Delta P < 0$, и жидкость или газ 2 втекает внутрь сосуда, а в промежутке $\pi - \delta_0 < \tau < 2\pi + \delta_0$ величина $\Delta p/\Delta P > 0$, и жидкость 1 вытекает из сосуда. Промежутки времени втекания T_- и вытекания T_+ составят $T_- = (\pi - 2\delta_0)/\omega$ и $T_+ = (\pi + 2\delta_0)/\omega$

Средние за период $T = 2\pi/\omega = T_+ + T_-$ объемные расходы среды, вытекающей из сосуда и втекающей в него, будут:

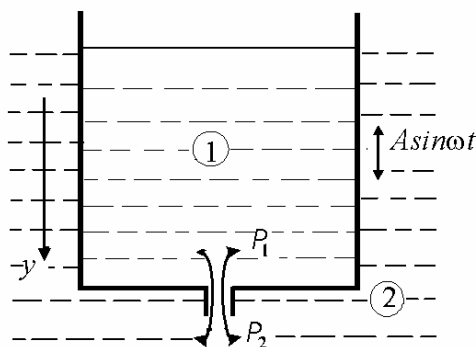
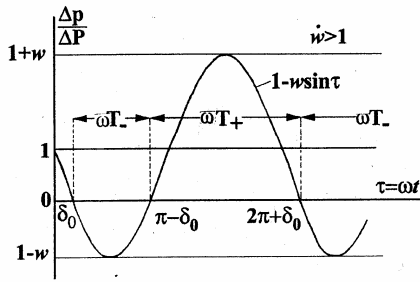


Рис. 1. Общая схема системы «сосуд с отверстием, содержащий жидкость и вибрирующий в воздушной или жидкой среде»



$$Q_+^T = \frac{\omega}{2\pi} \mu_+ F \sqrt{\frac{2\Delta P}{\rho_+}} \int_{(\pi-\delta_0)/\omega}^{(2\pi+\delta_0)/\omega} \sqrt{1-w\sin\alpha} dt,$$

$$Q_-^T = -\frac{\omega}{2\pi} \mu_- F \sqrt{\frac{2\Delta P}{\rho_-}} \int_{\delta_0/\omega}^{(\pi-\delta_0)/\omega} \sqrt{w\sin\alpha-1} dt \quad (2)$$

($w \geq 1$)

где μ_+ и μ_- —коэффициенты расхода при вытекании и втекании, а ρ_+ и ρ_- — плотности жидкостей 1 и 2.

Выражения (2) могут быть представлены в виде

$$Q_{\pm}^T = \pm \frac{1}{2\pi} \mu_{\pm} F \sqrt{2\Delta P / \rho_{\pm}} J_{\pm}(w), \quad (3)$$

$$J_{\pm}(w) = 4\sqrt{2w} [E(k_{\pm}) - (1-k_{\pm})K(k_{\pm})],$$

($w \geq 1$),

причем $k_{\pm} = \sqrt{(w \pm 1)/(2w)}$, а K и E — полные эллиптические интегралы соответственно первого и второго рода. Графики функций $J_{\pm}(w)$ представлены на рис. 3.

При вибрационной инжекции газа в жидкость сосуд предполагаем открытым и давление газа одинаковым на поверхности жидкости и на выходе из отверстия. Тогда $\Delta P = \rho_+gh$ и формулы (3) для средних за период T расходов жидкости и газа $Q_+^T = Q_f^T$ и $Q_-^T = Q_g^T$ представятся в форме

$$Q_+^T = Q_f^T = \frac{1}{2\pi} \mu_f F \sqrt{2gh} J_+(w),$$

Рис. 3. Зависимость функций J_+ , J_- , расхода воды через отверстие Q_f и коэффициентов расхода μ_f и μ_f^{T+} от параметра перегрузки w (μ_f^{T+} — коэффициент, найденный по средним расходам с учетом фактического времени истечения)

Рис. 2. Зависимость перепада давления от времени

$$Q_-^T = Q_g^T = -\frac{1}{2\pi} \mu_g F \sqrt{2gh \rho_f / \rho_g} J_-(w) \quad (4)$$

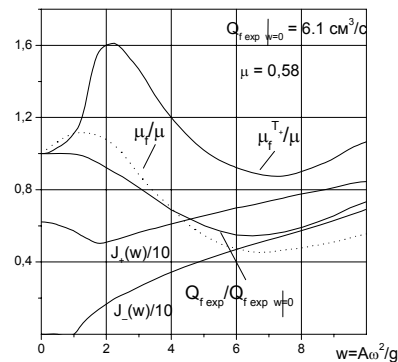
Здесь, в отличие от (2), значком “f” снабжены величины, относящиеся к жидкости, значком “g” — к газу, а $w = A\omega^2/g$.

Эксперименты по изучению вибрационной инжекции проводились на вибрационном стенде института Механобр [2]. На столе стенда был закреплен открытый стеклянный цилиндрический сосуд с внутренним диаметром 0.058 м и высотой 0.3 м, в центре дна которого имелось круглое отверстие. В сосуде поддерживался определенный уровень воды.

Определялась зависимость среднего объемного расхода вытекающей воды $Q_{f \text{ exp}}$ от параметра w при фиксированных значениях амплитуды колебаний $A = 2.5$ мм, высоте столба воды в сосуде $h = 200$ мм и диаметре отверстия $d = 2.6$ мм (рис. 3, сплошная кривая).

На этом же рисунке показаны зависимости μ_f/μ (штриховая линия) и μ_f^{T+}/μ (сплошная линия) от коэффициента перегрузки w , где μ — значение коэффициента расхода при свободном истечении жидкости из отверстия, а величина μ_f^{T+} определена по средним расходам за время истечения T_+ .

Для сопоставления результатов теории с экспериментальными данными интересно сравнить значения коэффициента расхода μ_f с его значением μ для случая стационарного истечения жидкости из отверстия. При этом



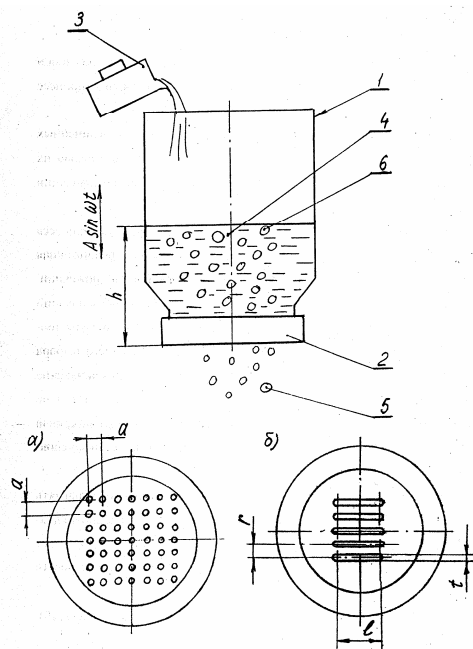


Рис. 4. Схема экспериментальной установки: 1 - стеклянный сосуд, 2 - съемное дно сосуда с отверстиями, 3 - дозатор воды, 4 - вода в сосуде, 5 - капли воды, прошедшие в отверстия в дне сосуда, 6 - виброинжекционные воздушные пузырьки в воде; а) система круглых отверстий, б) система щелевых отверстий

можно различать значение μf , найденное по экспериментально измеренному расходу с помощью формулы (4), и значение $\mu_f^{T_+}$, найденное по средним расходам с учетом фактического времени истечения. Как видно из рис. 3, значения $\mu_f^{T_+}$ при $w > 4$ не слишком сильно отличаются от μ , что, как представляется, подтверждает изложенные выше элементы теории явления.

Приведенная теория справедлива и для известного сравнительно давно и нашедшего практическое применение виброструйного эффекта [3].

Принципиальная возможность использования виброинжекции в реальных технологических процессах (в частности, для тонкого гидравлического грохочения и флотации) связана с необходимостью изучения особенностей ее возникновения при наличии системы близко расположенных круглых и щелевидных отверстий.

Перспективы использования виброинжекции при грохочении определяются возможностью подсоса воздуха через отверстия сита. Образующиеся в результате подсоса пузырьки воздуха должны, во-первых, способствовать очистке сита, а, во-вторых, разрыхлять слой материала на перфорированной просеивающей поверхности, что увеличит вероятность прохо-

да мелких частиц грохотимого материала в отверстия.

Ниже приводятся результаты экспериментальных исследований, свидетельствующие о возможности использования явления виброинжекции для интенсификации процесса тонкого гидравлического грохочения [4].

Исследования проводились с использованием того же вибрационного стенда, на платформе которого закреплялся стеклянный сосуд со съемным дном (рис. 4). В дне сосуда выполнялись либо круглые отверстия диаметром 1 мм, либо щелевидные шириной 0,5 мм и длиной 20 мм с различной плотностью заполнения площади дна.

Сосуд заполнялся водой до уровня $h = 50$ мм, который поддерживался постоянным во всех экспериментах с помощью дозатора 3. Эксперименты заключались в определении минимального значения частоты колебаний f в Гц, при которой возникала устойчивая виброинжекция для различного числа отверстий в дне сосуда; при этом амплитуда колебаний сосуда A во всех опытах составляла 2,5 мм.

Момент возникновения устойчивой виброинжекции достаточно точно фиксировался визуально как момент перехода от формирования, отрыва и дальнейшего движения вверх единичных пузырьков к образованию непрерывного потока пузырьков. На рис. 5 представлены результаты экспериментов по определению зависимости минимальной частоты вибрации f , обеспечивающей появление устойчивой виброинжекции, от величины живого сечения S_0/S (кривая 1) и расстояния между отверстиями a (кривая 2) для системы круглых отверстий. Здесь S_0 - суммарная площадь отверстий в дне сосуда, a - часть площади дна, на которой располагались отверстия.

Аналогичные экспериментальные результаты для системы щелевидных отверстий представлены на рис. 6

Проведенные экспериментальные исследования подтверждают возможность использования виброинжекции для интенсификации процесса грохочения. При достаточно плотном

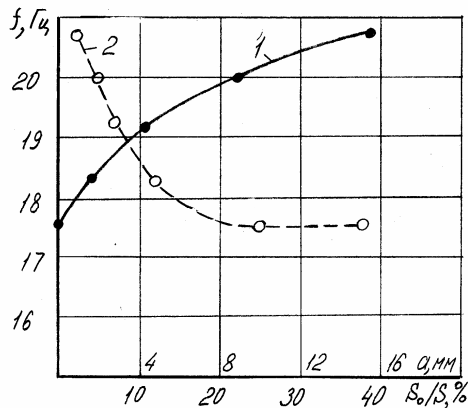


Рис. 5. Зависимость минимальной частоты вибрации f , соответствующей появлению устойчивой виброинжекции, от величины живого сечения S_0/S (1) и расстояния между отверстиями a (2) для системы круглых отверстий

расположении отверстий (для круглых отверстий при живом сечении $\approx 39\%$ и для щелевидных отверстий $\approx 28\%$, что соответствует реальным параметрам сеток грохотов при тонком грохочении) получение устойчивой виброинжекции возможно при повышении частоты на 18–20% по сравнению с частотой, обеспечивающей виброинжекцию при наличии единичного отверстия. Такие значения частот колебаний находятся в пределах частот, характерных для современных вибрационных грохотов.

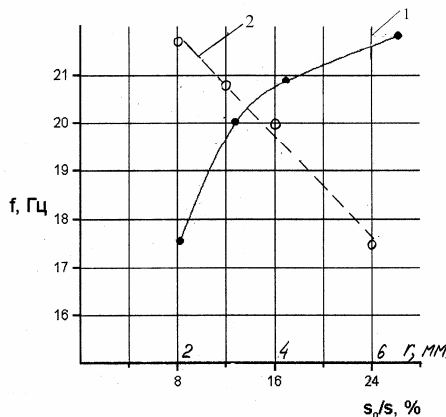


Рис. 6. Зависимость минимальной частоты вибрации f , соответствующей появлению устойчивой виброинжекции, от величины живого сечения S_0/S (1) и расстояния между щелями r (2) для системы щелевидных отверстий

Что касается флотации, то здесь можно говорить о возможности управления количеством и размерами пузырьков воздуха, поступающих в вибрирующую камеру машины или в камеру с вибрирующим дном через отверстие нужного диаметра [5].

Кроме того, явление вибрационной инжекции может быть использовано для дозированной подачи жидкостей, в частности, реагентов, используемых при флотационном обогащении [6].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Блехман И.И., Блехман Л.И., Вайсберг Л.А., Васильков В.Б., Якимова К.С. Сборник "Научные открытия". М.: Российск. акад. естеств. наук, 2002, с. 60–61.
2. Блехман И.И., Вайсберг Л.А., Лавров Б.П., Васильков В.Б., Якимова К.С. Универсальный вибрационный стенд: опыт использования в исследованиях, некоторые результаты // Научно-технические ведомости СПбГТУ, СПб, 2003, №3, 224–227.
3. Блехман И.И., Вайсберг Л.А., Коровников А.Н. Анализ гидродинамики вибрационного грохота // Исследование процессов, машин и аппаратов разделения материалов по крупности. Междувед. сб. науч. тр. Л.: Механобр, 1988, с.35–46.
4. Блехман И.И., Вайсберг Л.А., Васильков В.Б., Якимова К.С. О возможности использования вибрационной инжекции в обогащительных технологиях // Обогащение руд, 2004, № 43–46.
5. Заявка на предполагаемое изобретение №2004133239/03(036058) от 15.11.2004 «Способ аэрирования пульпы при флотации».
6. Заявка на предполагаемое изобретение №2004118190/28(019492) от 15.06.2004 «Способ дозированной подачи жидкости».

Коротко об авторах

Блехман И.И., Вайсберг Л.А., Васильков В.Б., Якимова К.С. – ИПМаш РАН, ОАО «НПК «Механобр-техника».

© А.Н. Санкай, М.К. Балапанов, М.К. Мухымбекова, 2005

**ОБОГАЩЕНИЕ ЛИСАКОВСКОГО
ЖЕЛЕЗОРУДНОГО СЫРЬЯ**

В данной работе представлены результаты исследований по определению параметров окислительного, восстановительного обжига и металлизации бурожелезняковых руд Лисаковского месторождения с целью повышения содержания железа и удаления фосфора.

В исследованиях были использованы лисаковские гравитационно-магнитный (ЛГМК), гематитовый (ГК) и магнетитовый (МК) концентраты. Дозировка известняка в шихту определялась расходом оксида кальция на получение в спеках двухкальциевого силиката, геленита, алюмината и фосфата кальция. В качестве флюса и восстановителя использовались соответственно известняк Южнотопарского месторождения и уголь Шубаркольского месторождения.

При окислительном обжиге и металлизации шихты на основе ЛГМК увеличение содержания магнетита наблюдается при низких температурах, что является результатом восстановления гематита в магнетит.

Рентгенофазовый анализ металлизированных продуктов показал, что при оптимальных условиях термообработки они по минеральному составу представлены магнетитом, гематитом, ларнитом, геленитом и вюститом.

Результаты сухой магнитной сепарации металлизированных продуктов представлены в табл. 1. Как видно из данных табл. 1 магнитное обогащение их дало следующие результаты: при крупности металлизированной шихты 0-0,10 мм выход магнитной фракции (концентрата) составляет 40,45 %, содержание $Fe_{\text{общ}}$ - 77,77 % при его извлечении 70,66 %, намагниченность фракции находится на уровне 231,5 условных единиц (у.е.). Содержание фосфора в металлизированном концентрате после магнитного обогащения равно 0,207 %. При крупности металлизированной шихты 0-0,315 мм выход концентрата - 46,0 %, содержание $Fe_{\text{общ}}$ - 70,87 %, извлечение

железа в концентрат - 73,23 %, намагниченность магнитной фракции возрастает до 288,8 у.е. Содержание пентаоксида фосфора в магнитном продукте - 0,277 %.

Мокрая магнитная сепарация металлизированного ЛГМК показала, что при крупности 0-0,10 мм выход магнитной фракции составляет 44,85 %, содержание $Fe_{\text{общ}}$ - 77,41 %, а фосфора - 0,141 % при извлечении их соответственно 77,98 и 12,97 %. Сопоставление результатов сухой и мокрой магнитной сепарации ЛГМК показало, что содержание железа в магнитных продуктах одинаково (при крупности 0-0,10 мм), содержание фосфора снижается от 0,207 до 0,141 % при мокрой магнитной сепарации.

Применение спека агломерирующего обжига при металлизации ЛГМК дает следующие результаты: с увеличением температуры металлизации содержание железа в магнитном продукте повышается от 58,91 до 83,02 %, а содержание фосфора снижается от 0,45 до 0,15 % при выходе концентрата соответственно 76,27 и 56,64 %. Намагниченность металлизированных продуктов агломерирующего обжига с увеличением температуры повышалась от 162 у.е. до 310,2 у.е. Гематитовый концентрат был получен из ЛГМК и обесшламленной руды Лисаковского месторождения [1]. Характерной особенностью гематитового концентрата является повышенное содержание железа и фосфора соответственно 59,9-60,0 и 0,90 % и низкое содержание диоксида кремния 6,40 %.

Была проведена металлизация гематитового концентрата. Количество добавляемого в шихту известняка определяется строго расчетным путем, поскольку снижение содержания фосфора в получаемом концентрате зависит не только от условий термообработки и количества восстановителя, но и от стехиометрического отношения оксида кальция к оксидам алюминия, кремния и фосфора. Исследования проводили с различными пробами, изучая влияние на процесс обогащения состава шихты, температуры и продолжительности термообработки, количества восстановителя.

Анализ рентгенограммы показывает, что основными фазами спеков являются: вюститная фаза – FeO; алюмосиликаты кальция – в частности геленитная форма $2\text{CaO}\cdot\text{Al}_2\text{O}_3\cdot\text{SiO}_2$, двухкальциевый силикат – $2\text{CaO}\cdot\text{SiO}_2$ и металлическое железо. Перед магнитной сепарацией определялись магнитные свойства обожженных продуктов. Установлено, что намагниченность обожженных проб повышается до 480 у.е., которая способствует увеличению извлечения железа в магнитный продукт. Металлизированный продукт, полученный при оптимальной температуре металлизации подвергали мокрой и сухой магнитной сепарации (табл. 3). Из данных табл. 3 видно, что при однократной мокрой магнитной сепарации гематитового концентрата и снижении крупности фракции до 0-0,10 мм содержание железа повышается от 65,46 до 81,51 %, а содержание фосфора соответственно снижается от 0,244 до 0,170 %. Установлено, что при сухой и мокрой магнитной сепарации извлечение железа и фосфора составляет соответственно 88,90-97,50 и 39,26-24,14 % при выходе концентратов 79,92 и 70,67 %.

Дальнейшее повышение температуры металлизации нежелательно, так как спек трудно измельчать до 90-95 % класса 0-0,10 мм для проведения магнитной сепарации, потому что частички металлизированного железа куются в чешуйки. Результаты магнитной сепарации металлизированного гематитового концентрата приведены в табл. 4.

Из данных табл. 4 видно, что для фракций 0-0,63 мм и 0-0,135 мм выход концентрата соответственно составляет 54,50 и 53,33 %, промпродукта - 13,00 и 12,67 % и хвостов 32,50 и 34,00 % (при сухой магнитной сепарации). Содержание железа и фосфора в концентрате фракции 0-0,315 мм составляет соответственно 83,61 и 0,259 %.

Результаты мокрой магнитной сепарации показали, что выход концентрата фракций 0-0,63 мм, 0-0,315 мм и 0-0,16 мм соответственно равен 59,50; 55,00 и 51,25 %; выход хвостов тех же фракций соответственно - 40,50; 45,00 и 48,75 %.

Согласно табл. 2 и 3 выход магнитного продукта снижается от 79,92 до 51,25 % по причине того, что часть металлизированных продуктов получена в виде металлических чешуек. При этом содержание железа в концентрате повышается до 88,96 %, а фосфора снижается до 0,137 % (при мокрой магнитной сепарации и крупности фракции 0-0,16 мм).

Процесс металлизации магнетитового концентрата осуществляется при более высоких температурах. Полученные металлизированные пробы после охлаждения на воздухе измельчались до крупности 0-3 мм. При этом общее содержание железа в металлизированном магнетитовом концентрате составляет 54,72 %, P_2O_5 – 2,00 %.

При металлизации магнетитового концентрата содержание железа в концентрате мокрой магнитной сепарации по сравнению с концентратом сухой магнитной сепарацией повышается от 61,93 до 82,71 %, а фосфор снижается от 0,717 до 0,336 % при крупности фракции 0-0,10 мм. Однако при этом снижается извлечение железа от 90,54 до 75,20 %, а извлечение фосфора составляет соответственно 65,68 и 19,13 %.

Сравнение данных магнитного обогащения металлизированных продуктов из гематитового и магнетитового концентратов показало, что содержание железа и фосфора в металлизированном ГК составляет соответственно 88,96 и 0,137 % и в металлизированном МК 82,71 и 0,336 % (табл. 4 и 5).

Результаты исследований защищены предпатентами Республики Казахстан [2, 3, 4].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Предварительный патент РК №9502 Способ обогащения бурожелезняковых руд // Абишев Д.Н., Хасен Б.П., Рахимов А.Р., Балапанов М.К., Балтынова Н.З., Мухымбекова М.К. и др.РКРК

2. Предварительный патент РК № 12584 Способ обогащения фосфорсодержащих бурожелезняковых руд // Хасен Б.П., Балапанов М.К., Мухымбекова М.К., Рахимов А.Р., Ким В.А.

3. Предварительный патент РК № 12423 Шихта

для металлизации фосфорсодержащих железорудных материалов // Хасен Б.П., Балапанов М.К., Мухымбекова М.К., Рахимов А.Р., Ким В.А., Требухова Т.А.

4. Заключение о выдаче предварительного патента РК на изобретение от 18.11.2004г. по заявке №2003/1413.1 Способ металлизации фосфористого железорудного концентрата // Балапанов М.К., Ким В.А., Максимов Е.В., Мухымбекова М.К., Балтынова Н.З., Санкай А.Н.

Коротко об авторах

Санкай А.Н., Балапанов М.К., Мухымбекова М.К. – ДГП «Химико-металлургический институт им. Ж. Абишева» РГП «НЦ КИМС РК», Республика Казахстан, г. Караганда.



© В.А. Арсентьев, А.В. Бортников,
А.Д. Самуков, В.А. Новоселов,
С.Н. Алферова, Н.Н. Тетерина,
2005

УДК 622.73

*В.А. Арсентьев, А.В. Бортников, А.Д. Самуков,
В.А. Новоселов, С.Н. Алферова, Н.Н. Тетерина*

ИССЛЕДОВАНИЯ ВОЗМОЖНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ КО- НУСНЫХ ИНЕРЦИОННЫХ ДРОБИЛОК В ЦИКЛЕ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ СИЛЬВИНИТОВЫХ РУД

Семинар № 19

Известно, что основной задачей подготовки сильвинитовых руд к обогащению является раскрытие зерен солевых минералов при минимизации переизмельчения хлорида калия, а также уменьшение отрицательного воздействия глинистых примесей на процесс обогащения.

Минералогическое строение сильвинитовой руды указывает на то что, наиболее эффективным разрушающим воздействием является раздавливание и истирание. При раздавливании разрушение происходит из-за перехода напряжений за предел прочности на сжатие, а

при истирании – при деформации сдвига, при котором внешние слои куса постепенно срезаются вследствие перехода касательных напряжений за предел прочности.

Сильвинитовая руда классифицируется как «довольно мягкая» и имеет коэффициент твердости по шкале твердости Протодяконова равный 2,5-3,0. Наиболее слабыми породными связями обладают грани спайности различных минералов, а в межзерновом пространстве – грани различных минеральных зерен.

Необходимо отметить, что существующее разрушение на молотковых дробилках и

стержневых мельницах осуществляется посредством удара и истирания, что не эффективно и не селективно для калийной руды по сравнению с разрушением, осуществляемым по принципу сжатия и сдвига.

Из ныне существующих аппаратов деформациями сжатия и сдвига одновременно обладают конусные инерционные дробилки (КИД). Количество сжатий и величина касательных напряжений в КИДах определяется частотой вращения дробящего конуса, а дробящая сила и деформация сдвига определяется величиной статического момента дебаланса.

В рамках совершенствования технологии дезинтеграции сильвинитовых руд в 2004 году ОАО «Сильвинит» и ОАО «Механобртехника» совместно с ОАО «Галургия» в Соликамском калийном рудоуправлении №2 (СКРУ-2) провели сравнительные опытные испытания технологии мокрого дробления сильвинитовых руд с применением конусной инерционной дробилки КИД-300 и существующей стандартной технологии ударного дробления и измельчения в стержневой мельнице.

Действующая схема рудоподготовки и место КИД-300 в схеме, при проведении испытаний, показаны на рис. 1.

Целью испытаний ставилось определение возможности и технологической целесообразности замены стержневых мельниц на конусные инерционные дробилки КИД.

В задачу испытаний входило:

- определение основных параметров дробления и влияния различных технологических режимов дробления на эффективность дезинтеграции и показатели флотационного обогащения;
- выполнение комплексных исследований твердой фазы продуктов дробления в КИД-300 и измельчения в стержневой мельнице;
- сравнение основных технологических показателей мокрого дробления и стержневого измельчения.

Проведенные исследования мокрого дробления сильвинитовых руд в энергонапряженном дробильном агрегате КИД-300 показали возможность получения продукта требуемой флотационной крупности.

Анализ результатов дезинтеграции руды при переменных параметрах работы КИД-

300 определил, что нужная гранулометрическая характеристика продукта дробления, сопоставимая с продуктом стержневого измельчения, достигается при разгрузочной щели дробилки 4 мм и содержании твердого в продукте дробления 55–65% (см. табл. 1).

Указанные показатели были получены при работе дробилки в открытом цикле со статическим моментом дебаланса = 57,4 %. Степень дробления в этот период изменялась от 7 до 11, производительность выдерживалась в основном 1,5–2,5 т/ч.

Сравнительная оценка подготовки сильвинитовой руды к обогащению в стержневой мельнице и в конусной инерционной дробилке проводилась путем сравнения гранулометрических характеристик продуктов дробления – измельчения, раскрываемости сильвина и показателей флотационного обогащения.

Гранулометрические характеристики продукта измельчения при действующей технологической схеме дезинтеграции на ОАО «Сильвинит» и продукта мокрого дробления в инерционной дробилке (табл. 1) показали достаточно близкую сходимость.

При действующей схеме стержневого измельчения содержание продуктивного класса (-1,6 +0,2 мм) в продукте измельчения составляет 71,1–73,3 % и содержание шламовой фракции (-0,2 мм) 18,4–26,9 %, а в продукте мокрого дробления содержание этих характерных классов, при установленном режиме, составляет 68–75 % и 13–23% соответственно.

Сравнительный анализ гранулометрических характеристик продуктов стержневого измельчения и мокрого дробления в инерционных дробилках показал, что содержание представительного класса (1,0–0,2 мм) в сливе мельницы составляет в среднем 40,2 % (степень увеличения в 2,85 раза), а в разгрузке дробилки 55,8 % (степень увеличения в 7,1 раза). Однако, содержание класса менее 0,2 мм в разгрузке дробилки возрастает в среднем с 3,6 до 18,0 %, то есть в 5 раз, а в мельнице с 4,2 до 12,7 %, то есть в 3 раза. При этом, чем крупнее питание дробилки, тем меньше переизмельчение и выше содержание представительного класса.

Таблица 1
Показатели опытно-промышленных испытаний дробилки КИД-300

Частота тока, Гц	Производ., т/ч	Ср. потребл. мощность, кВт	Плотность разгрузки, % тв.	Массовая доля фракций, %			Степень дробл.
				-3,15 +1,6	-1,6 +0,2	-0,2	
45	1,22	4,15	55,6	6,4	75,4	18,2	9,31
45	1,17	4,30	55,6	9,7	70,0	20,3	8,70
50	1,44	5,25	55,6	3,3	75,7	21,0	10,66
50	2,16	5,85	66,7	7,7	74,6	17,7	10,08
55	1,76	6,85	62,5	3,3	74,5	22,2	10,84
55	1,49	6,65	66,7	5,5	71,3	23,2	10,21
55	2,45	6,75	71,4	8,5	71,1	20,4	9,24
55	2,33	6,85	66,7	9,1	72,4	18,5	9,56

Таблица 2
Технико-экономические показатели существующей и предлагаемой схем рудоподготовки сильвинитовой руды

Показатели	Существующий вариант МСЦ + СМ-170Б	2×КИД-1200	2×КИД-1200 + МСЦ (две секции)
Производительность по готовому продукту (питанию шламовой флотации)	260	260	520
Мощность, кВт			
- установленная	830	400	1030
- потребляемая	459	320	647
Удельный расход электроэнергии, кВт·ч/т	1,77	1,23	1,24
Масса, т			
- агрегатов (без двигателя)	140 + 11	60	140 + 60
- мелющих тел	73	-	73
Стоимость дополнительного основного оборудования, тыс. руб. (без НДС)	нет	10800	10800

Следует отметить, что в этом случае сравнение проводилось при разных режимах работы дезинтегрирующих агрегатов: стержневой мельницы в замкнутом цикле, КИД-300 — в открытом.

При работе КИД в замкнутом цикле содержание класса менее 0,2 мм в разгрузке дробилки резко сократится, а в продукте дробления (подрешетном продукте) сохранится примерно на том же уровне 18–20 %, то есть будет близким к содержанию этого класса в конечном продукте стержневого измельчения.

При этом содержание представительного класса в сравниваемых продуктах также ожидается равнозначным.

По результатам химического анализа узких классов крупности, выполненного ОАО «Галургия» следует, что истираемость сильвина в мелком классе (менее 0,2 мм) в дробилке ниже,

чем в стержневой мельнице, а эффективность раскрытия и оттирки минералов нерастворимого осадка в дробилке выше, чем в мельнице.

По их данным отличительной особенностью слива мельницы и разгрузки дробилки является повышенный выход классов 5 – 1,6 мм в последней.

Но, при этом степень раскрытия сильвина для указанного класса крупности составила после измельчения в мельнице 71,0 %, после дробления в КИД – 74 % (вследствие снижения выхода сростков с 13,4 до 11,7 % и содержания сильвина в них с 6,4 до 4,9 %).

При работе КИД в замкнутом цикле ожидается дополнительное повышение степени раскрытия сильвина в крупной фракции и повышение выхода представительного класса в питании флотации.

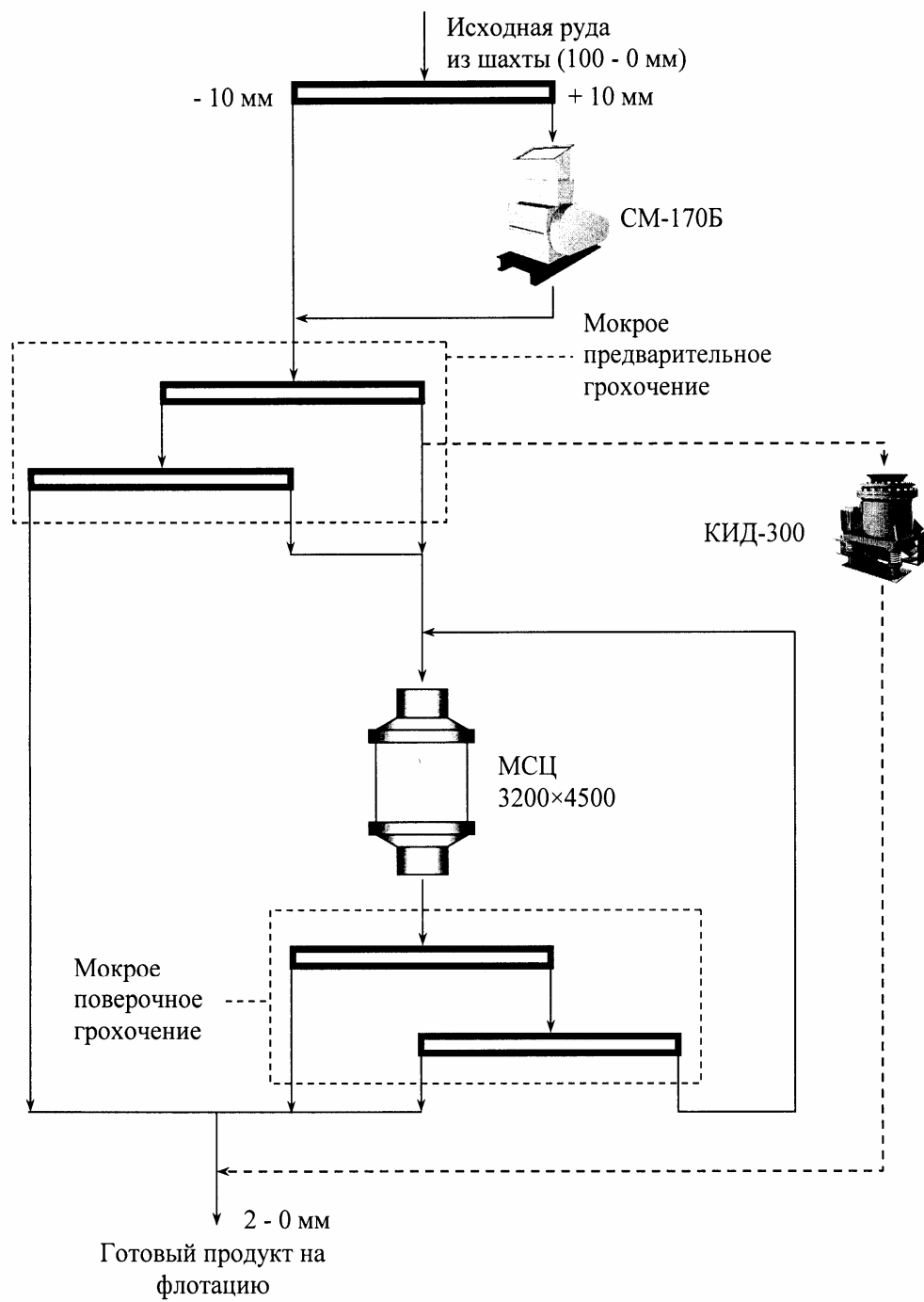


Рис. 1. Существующая схема подготовки сальвинитовой руды к обогащению

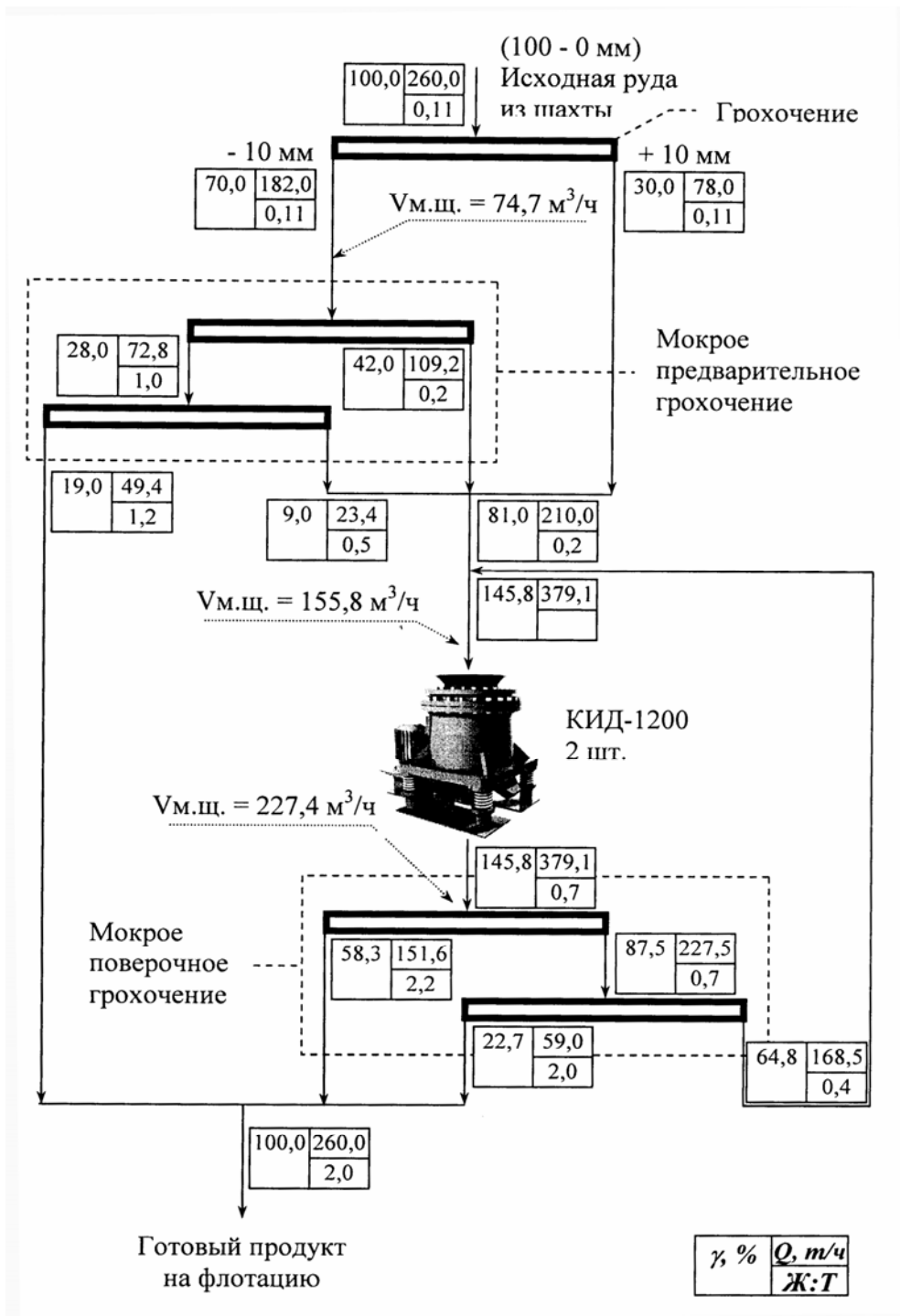


Рис. 2. Предлагаемая схема подготовки сальвинитовой руды к обогащению (вариант 1).

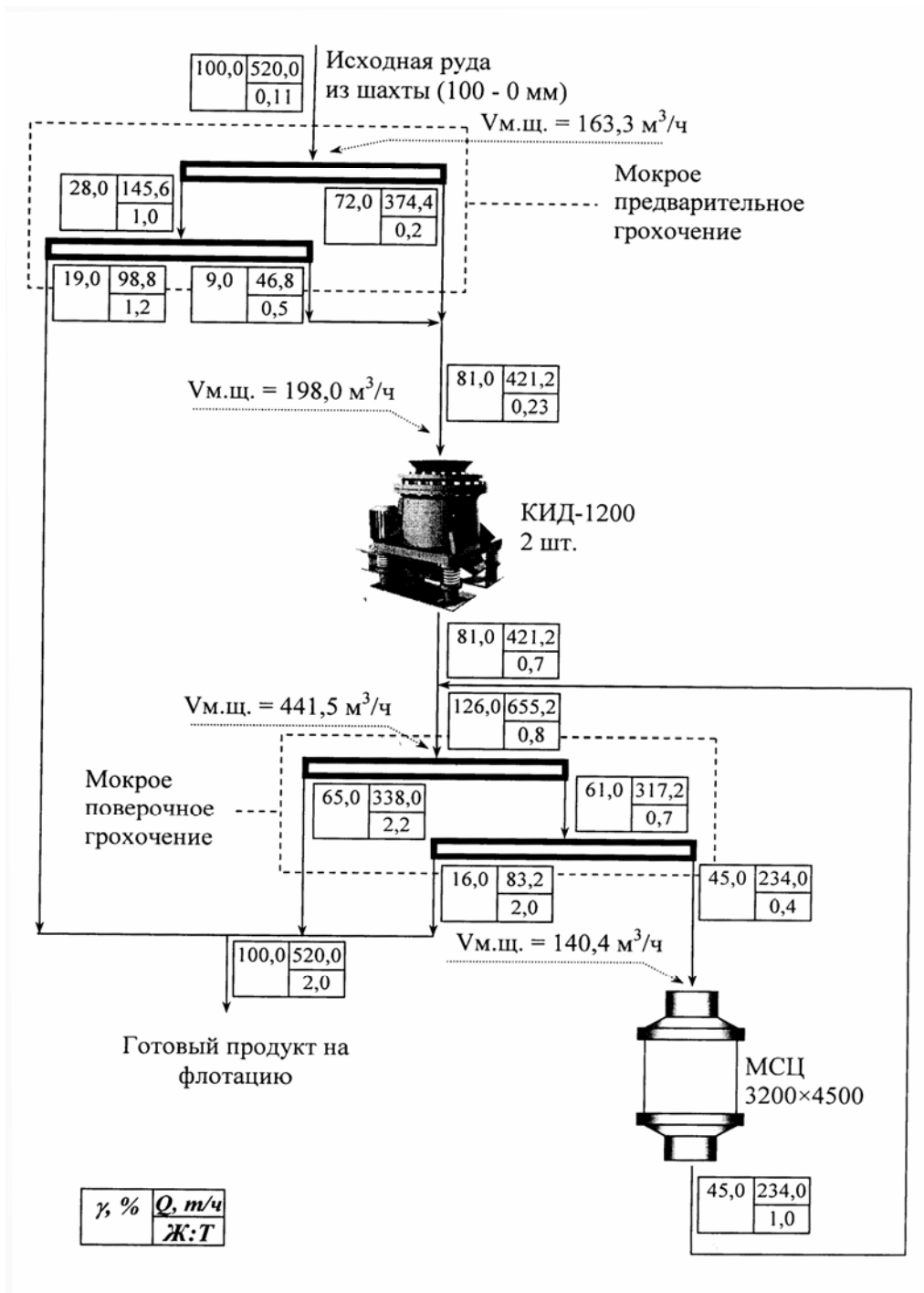


Рис. 3. Предлагаемая схема подготовки сальвинитовой руды к обогащению (вариант 2)

Сравнительные лабораторные исследования по флотации продуктов измельчения действующей фабрики и мокрого дробления в КИД оказались неудачными вследствие продолжительного хранения отобранных проб до проведения опытов, вследствие чего полученные результаты по извлечению КСІ в обоих случаях оказались на 25–30 % (абс.) ниже плановых.

По результатам проведенных исследований были разработаны рекомендации по созданию новой технологии дезинтеграции сильвинитовых руд и использованию конусных инерционных дробилок в цикле измельчения.

Вместо существующей схемы рудоподготовки (рис. 1), включающей в себя предварительное дробление сильвинитовой руды в молотковых дробилках и последующее одностадийное измельчение в стержневых мельницах, работающих в замкнутом цикле с дугowymi грохотами, рекомендовано применить упрощенную схему (рис. 2) с применением 2-х конусных инерционных дробилок КИД-1200, которые по своим техническим параметрам должны обеспечить переработку руды, поступающей на секцию фабрики.

Такая технология рудоподготовки, помимо упрощения схемы, позволит повысить эффективность раскрытия сильвина и снизить его истираемость, что должно положительно отразиться на показателях флотационного обогащения.

Сравнение существующей схемы с предлагаемой (табл. 1) показывает, что установленная мощность дробильно-измельчительного оборудования составляет в настоящее время на секции 830 кВт (200 кВт у молотковой дробилки и 630 кВт на стержневой мельнице), а по предлагаемой схеме она составит 400 кВт (мощность двигателей двух дробилок КИД-1200).

По результатам работы фабрики потребляемая мощность двигателей молотковой дробилки составляет 132 кВт, стержневой мельницы – 327 кВт и суммарная – 459 кВт.

Ожидаемая потребляемая мощность КИД-1200 составит при работе в замкнутом цикле около 80 % от установленной, то есть суммарная потребляемая мощность двух дробилок составит 320 кВт.

Таким образом, установленная мощность оборудования по предлагаемой схеме рудоподготовки сократится на 430 кВт или на 52 %, потребляемая — на 139 кВт или на 30 %.

Однако, учитывая то обстоятельство, что предприятие уже располагает парком мельниц, затраты по установке которых уже понесены, был также рассмотрен следующий вариант реконструкции (рис. 3.):

- объединение двух существующих секций;
- замена одной стержневой мельницы на 2 дробилки КИД;
- доизмельчение циркулирующей нагрузки в стержневой мельнице.

Достоинства этого варианта:

- снижение в два раза удельного объема инвестиций (по сравнению с вариантом 1);
- экономия 29–30 % электроэнергии по сравнению с действующей схемой;
- повышение гибкости и надежности технологической схемы.

Сравнение технико-экономических показателей по существующей и предлагаемым схемам представлено в табл. 2.

Для уточнения технико-экономических показателей планируется проведение промышленных испытаний на одной из секций фабрики по предлагаемой схеме с использованием одной дробилки КИД-1200.

Коротко об авторах

Арсентьев В.А. – директор по развитию и исследованиям, доктор технических наук,
Бортников А.В. – гл. специалист, кандидат технических наук,
Самуков А.Д. – ст. научный сотрудник
НПК "Механобр-техника".

Новоселов В.А. – зам. гл. инженера,
Алферова С.Н. – зав. центральной лабораторией, ОАО "Сильвинит".
Тетерина Н.Н. – зав. лабораторией, доктор технических наук, ОАО "Галургия".

УДК 622.464:622.765

П.Ф. Панфилов

**ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ПЕРЕМЕШИВАНИЯ
ФЛОКУЛЯНТОВ В СТАТИЧЕСКИХ СМЕСИТЕЛЯХ
С СУСПЕНЗИЯМИ ОТХОДОВ ФЛОТАЦИИ
НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ИХ ОБЕЗВОЖИВАНИЯ
НА ГРАВИТАЦИОННОМ СТОЛЕ**

Семинар № 19

В настоящее время достаточно большое внимание уделяется охране окружающей среды. Важным экологическим вопросом на углеобогачительных фабриках является эффективное использование воды в водно-шламовых системах. Это означает необходимость возврата наибольшего количества воды в оборот. В частности это достигается обезвоживанием шламов и отходов флотации.

Для интенсификации процесса разделения фаз повсеместно применяются водорастворимые полимерные флокулянты. Кондиционированную суспензию шламов, т.е. обработанную растворами флокулянтов, подают на обезвоживающее оборудование, в качестве которого обычно используются ленточные фильтр-прессы.

Важнейшим условием удовлетворительной работы ленточного фильтр-пресса является формирование механически устойчивого осадка в клиновой зоне. Получается такой осадок, когда большая часть свободной влаги удалена из сфлокулированной суспензии – для этого служит зона дренирования ленточного фильтр-пресса, в которой свободная влага удаляется под действием силы тяжести. В ряде случаев время, в течение которого происходит гравитационное разделение, оказывается недостаточным. Тогда для дополнительной подготовки сфлокулированной суспензии к ее обезвоживанию на перед ленточным фильтр-прессом устанавливают гравитационный стол, который представляет собой, дополнительную зону дренирования фильтр-пресса.

Опыт эксплуатации такого оборудования показывает, что ленточные гравитационный стол и фильтр-пресс будут работать при выполнении следующих условий:

- экспериментально подобрана комбинация флокулянтов применительно к конкретной обезвоживаемой суспензии,
- содержание твердого в суспензии должно находиться в определенном интервале,
- концентрации растворов флокулянтов и их дозировки не должны изменяться в широком диапазоне,
- значения подводимой энергии перемешивания раствора флокулянта с суспензией должны находиться в определенном интервале.

Данный доклад посвящен рассмотрению влияния последнего из вышеперечисленных условий на эффективность разделения твердой и жидкой фаз сфлокулированной суспензии на ленточном гравитационном столе на примере обезвоживания отходов флотации ЦОФ «Печорская».

Отходы флотации ЦОФ «Печорская» представляют собой тонкодисперсный глинисто-угольный материал, содержание в них частиц менее 0,05 мм и зольностью свыше 70 % составляет более 85 % от всей массы твердого, и содержат не более 20 г/л твердого, поэтому перед обезвоживанием отходы флотации сгущаются в две стадии с использованием анионоактивного флокулянта на обеих стадиях.

Сгущенные отходы флотации с содержанием твердого порядка 400 г/л подаются в сборный резервуар, расположенный выше уровня фильтр-прессов. Из сборного резервуара самотеком по трубопроводу пульпа подается на ленточный гравитационный стол, затем на ленточный фильтр-пресс. Всего в работе находится 4 тракта, т.е. пары – гравитационный стол и фильтр-пресс.

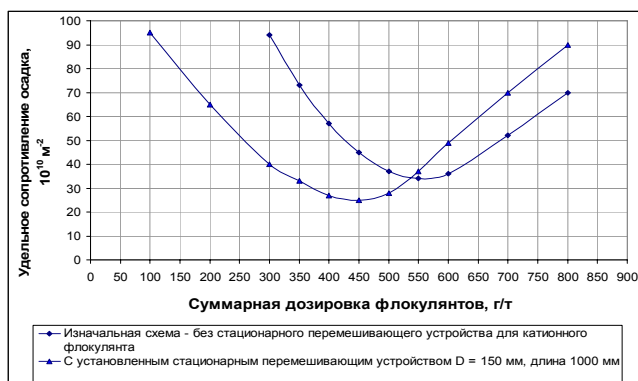


Рис. 1. Зависимость удельного сопротивления осадка от суммарной дозировки флокулянтов при различных условиях перемешивания отходов флотации с катионным флокулянтом

Кондиционирование сгущенных отходов флотации перед обезвоживанием осуществляется с применением водорастворимых полиакриламидных аниоактивного и катиоактивного флокулянтов. Сначала в трубопровод с пульпой подается аниоактивный флокулянт, затем – катиоактивный флокулянт.

Изначальная схема фильтр-прессового отделения (ФПО) ЦОФ «Печорская» предполагала наличие стационарного перемешивающего устройства для контактирования отходов флотации с аниоактивным флокулянтом, подачу катиоактивного флокулянта сразу за этим перемешивающим устройством и отсутствие перемешивающего устройства с катионным флокулянтом – контактирование пульпы с катионным флокулянтом турбулентностью в трубопроводе.

Практика применения такой схемы кондиционирования отходов флотации показала, что обработанная таким образом суспензия является недостаточно сфлукулированной, что проявлялось, в частности в том, что тракт обезвоживал не более 9-10 т/ч по твердому.

По результатам анализа схемы кондиционирования отходов флотации в ФПО ЦОФ «Печор-

ская» специалистами института ИОГТ при непосредственном участии автора данного доклада совместно с работниками ЦОФ были проведены промышленные испытания различных стационарных перемешивающих устройств для смешения отходов флотации с катиоактивным флокулянтом. Эти испытания показали, что наиболее эффективным в данном случае является стационарное перемешивающее устройство диаметром 150 мм, длиной 1000 мм.

В качестве критериев эффективности кондиционирования пульпы перед обезвоживанием использовались:

- удельное сопротивление осадка, подаваемого на гравитационный стол,
- содержание твердого в осадке, подаваемом с гравитационного стола на фильтр-пресс,
- влажность обезвоженного осадка после фильтр-пресса,
- содержание твердого в фильтратах гравитационного стола и фильтр-пресса,
- нагрузка на тракт по твердому.

Удельное сопротивление осадка рассчитывалось исходя из уравнения фильтрования при переменном давлении без учета сопротивления фильтрующей перегородки по методике [1]. Для этого отбиралась проба сфлукулированной суспензии, подаваемой на гравитационный стол и ставились опыты по дренированию на лабораторной воронке.

Основные результаты промышленных испытаний представлены на рис. 1, 2 и 3.

На этих рисунках показано сравнение зависимостей параметров гравитационного стола от суммарной дозировки флокулянтов (аниоактивный + катиоактивный) на обезвоживание отходов флотации при исходной схеме перемешивания

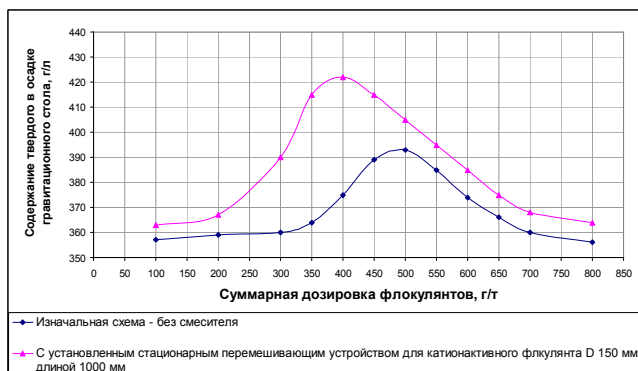


Рис. 2. Зависимость содержания твердого в осадке гравитационного стола от суммарной дозировки флокулянтов при содержании твердого в питании 350 г/л

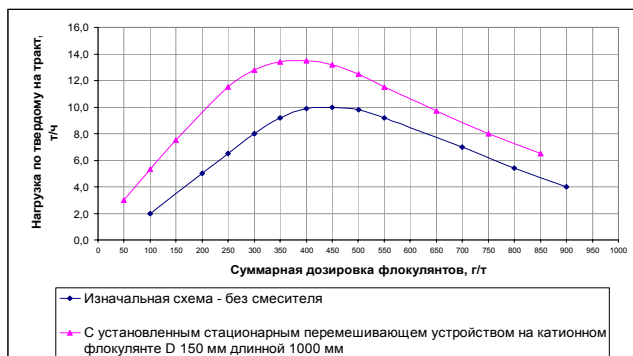


Рис. 3. Зависимость нагрузки по твердому на тракт от суммарной дозировки флокулянтов при различных условиях кондиционирования отходов флотации катионактивным флокулянтном

ет на сокращение удельных расходов флокулянтов.

Тенденция к увеличению объема получаемого фильтрата и увеличению содержания твердого на выходе наблюдалась и при других содержаниях твердого в питании.

Как видно из графика № 3 при увеличении суммарной дозировки флокулянтов нагрузка на тракт возрастает, затем достигается некоторый оптимум. Однако увеличение дозировки более этого оптимума не приводит к увеличению производительности. Это связано с тем, что при малых расходах флокулянтов суспензия недостаточно сфлокулирована, а при слишком больших расходах начинается гелеобразование в обезвоживаемых отходах флотации. Получающийся гель плохо отдает воду, поэтому нагрузка на тракт падает.

Промышленные испытания показали, что установка стационарного перемешивающего устройства диаметром 150 мм и длиной 1000 мм на 4-м тракте ФПО позволяет при прочих равных условиях увеличить производительность тракта по твердому, в среднем, на 21 % (с 9,5 т/ч до 11,5 т/ч), снизить суммарную дозировку флокулянтов (за счет снижения расхода катионактивного флокулянта), в среднем, на 10 %. Фильтрат гравитационного стола при различных условиях кондиционирования заметно не изменялся и составлял во всех случаях 4–6 г/л.

Проведенные промышленные испытания позволили стабилизировать работу фильтр-прессового отделения и улучшить качество оборотной воды ЦОФ «Печорская».

вания с катионным флокулянтном и после установки наиболее эффективного стационарного перемешивающего устройства для кондиционирования отходов флотации катионактивным флокулянтном.

Установка стационарного перемешивающего устройства D 150 мм позволила уменьшить минимум удельного сопротивления осадка на 26 % - с $34 \cdot 10^{10} \text{ м}^{-2}$ до $25 \cdot 10^{10} \text{ м}^{-2}$. Эта кривая смещена влево, что указывает на потенциал снижения расходов флокулянтов.

Основной характеристикой работы гравитационного стола является содержание твердого в осадке на выходе из гравитационного стола, точнее – разница между содержанием твердого в питании и на выходе стола при фиксированной нагрузке на тракт.

В качестве примера дана зависимость для содержания твердого в питании 350 г/л и постоянной нагрузке на тракт 9 т/ч.

Установка этого смесителя позволила увеличить содержание твердого после гравитационного стола, в среднем, на 4-5 %, при этом максимальное значение увеличилось с 390 до 420 г/л. Т.о. разница между содержанием твердого в питании и на выходе стола увеличилась с 40 до 70 г/л. Помимо этого, график, характеризующий работу стола со смесителем, смещен влево, что указыва-

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Борц М.А., Гупало Ю.П. Обезвоживание хвостов флотации угольных шламов. – М.: Недра, 1972.
2. Небера В.П. Флокуляция минеральных суспензий, – М.: Недра, 1983.
3. Патент РФ 219058.

Коротко об авторах

Панфилов П.Ф. – аспирант, Институт обогащения твердого топлива.