

# МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ И СТУДЕНТОВ

---

24-29 апреля 2009 г.

## ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.733

### ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ КОМПЬЮТЕРНЫХ РАСЧЕТОВ СХЕМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

*АНДРЕЕВ Е. Е., РОМАШЕВ А. О.*

ГОУ ВПО «Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г. В. Плеханова  
(технический университет)»

Чрезвычайно важны в теории и практике процессов измельчения оптимизирующие и прогнозирующие компьютерные пакеты, позволяющие решать целый ряд задач, касающихся расчета схем, выбора оборудования, определения энергетических затрат, автоматизации и т. д.

Ниже представлены материалы из программы «Прогнозные расчеты схем измельчения» (CGF – Predictive calculations for grinding flowsheets) компьютерного пакета UNICrGr фирмы Earth Technology.

#### **Задачи прогнозирующих/оптимизирующих расчетов схем измельчения**

Для прогнозирующих/оптимизирующих расчетов технологических схем измельчения используются численные данные: о функциях отбора и разрушения, о параметрах энергии дробления и измельчения, об идентификации энергетических законов дробления/измельчения. Компьютеризация расчетов облегчает вычисления, позволяет прогнозно сравнивать конкурирующие варианты схем и выбирать оптимальные варианты схем и режимов эксплуатации измельчительного и классифицирующего оборудования.

Краткая характеристика и основные задачи программы CGF заключаются в следующем. Программа CGF служит для анализа, прогноза, оптимизации промышленных многостадийных схем измельчения руд, включая гранулометрические и энергетические расчеты (общую энергию и распределение потоков энергии по классам крупности).

Вводимые входные данные включают:

- 1) конфигурацию схемы измельчения,
- 2) параметры характеристик стадий измельчения, параметры характеристик классификации;
- 3) гранулометрические характеристики исходной руды.

Вычисляемые выходные данные содержат:

- 1) производительности и гранулометрические характеристики для всех продуктов многостадийной схемы,
- 2) общую потребляемую энергию, распределение ее по стадиям и классам крупности,
- 3) функции отбора и разрушения для измельчения, сепарационные характеристики классификации.

В энергетических расчетах применяется новый подход: дополнительно к законам дробления вводится детальное распределение энергии по классам крупности питания и дробленой руды. Энергетические расчеты включают общую энергию, а также разбиение энергии на потоки по классам крупности. При нахождении дифференциальных и общих энергий измельчения используется

расширение общепринятого подхода с приданием законам измельчения двойной интегральной формы.

Законы оценивают энергию разрушения  $E_{\text{sigma}}$  для дробления/измельчения по следующим формулам:

1) Бонд:  $E_{\text{sigma}} = Wb \cdot 10 \cdot (1/SQR(L2) - 1/SQR(L1)), kWh/t;$

2) Риттингер:  $E_{\text{sigma}} = Wr \cdot (1/L2 - 1/L1), kWh/t;$

3) Кик:  $E_{\text{sigma}} = Wk \cdot LOG(L2/L1), kWh/t,$

где  $L1, L2$  – размеры частиц питания и продукта, микрон;  $Wb, Wr, Wk$  – коэффициенты (индексы работы), кВтч/т.

Индексы работы  $Wi$  для разных законов имеют различный физический смысл. Используемый новый подход учитывает переменность крупности частиц питания и продукта. Если закон измельчения заранее неизвестен, предварительно используется другая программа (CLI – Comminution Law Identification) для идентификации закона (Бонд, Риттингер и др.).

Быстрые компьютерные прогнозирующие расчеты служат основой для оптимизации схем и процессов измельчения, в частности – путем сравнения выбираемых вариантов схемы и режимов ее работы.

### Формулы для прогнозирующих/оптимизирующих расчетов схем измельчения

Задача прогноза поведения и оптимизации режимов схем измельчения решается CGF. Программа CGF служит для анализа, прогноза, оптимизации промышленных процессов измельчения руд, включая расчеты потоков руды в многостадийных схемах, а также гранулометрические и энергетические расчеты. Энергетические расчеты включают общую энергию, а также разбиение энергии на потоки по классам крупности.

Для замкнутого цикла измельчения используется уравнение:

$$\left\{ \begin{aligned} M \left[ \int_l^{l_{ma}} q_{\text{отн}}(R, l) \gamma_m(R) dR - \int_0^l q_{\text{отн}}(l, R) \gamma_m(l) dr \right] &= Q_m \gamma_m(l) - Q_{\text{исх}} \gamma_{\text{исх}}(l) - Q_{\text{п}} \gamma_{\text{п}}(l); \\ Q_c \gamma_c(l) &= \varepsilon_c(l) Q_m \gamma_m(l), \end{aligned} \right.$$

где  $M$  – масса руды в мельнице, т;  $Q_{\text{исх}}, Q_m, Q_{\text{п}}, Q_c$  – производительность соответственно по исходному, в разгрузке мельницы, по пескам, по сливу классификации, т/ч;  $\gamma_{\text{исх}}(l), \gamma_m(l), \gamma_{\text{п}}(l), \gamma_c(l)$  – дифференциальные гранулометрические характеристики этих продуктов;  $\varepsilon_c(l)$  – сепарационная характеристика эффективности классификации;  $q_{\text{отн}}(R, r)$  – относительная скорость образования мелких классов  $r$  из крупных  $R$ , 1/(ч·мм).

Для прогноза кумулятивной характеристики крупности «на минус»  $\Gamma_m(l)$ , эти уравнения имеют точное математическое решение:

$$\begin{aligned} \Gamma_m(l) &= \int_0^l \gamma_0(l) dl = \\ &= \exp \left[ - \int_0^l \frac{M q_{\text{отн}}(l) dl}{M Q_{\text{отн}}(l) + Q_m \varepsilon_c(l)} \times \int_0^l \left\{ \frac{M q_{\text{отн}}(l) + Q_{\text{исх}} \gamma_{\text{исх}}(l)}{M Q_{\text{отн}}(l) + Q_m \varepsilon_c(l)} \exp \left[ \int_0^l \frac{M q_{\text{отн}}(l) dl}{M Q_{\text{отн}}(l) + Q_m \varepsilon_c(l)} \right] \right\} dl \right] \end{aligned}$$

Здесь  $Q_{\text{отн}}(l) = \int_0^l q_{\text{отн}}(l) dl$  – относительная скорость образования мелких классов, 1/ч (часовая масса

классов мельче  $l$ , образующихся из 1 т измельченного материала).

Гранулометрическая характеристика слива далее рассчитывается из известной  $\Gamma_m(l)$  или  $\gamma_m(l)$  т. е. по сепарационной характеристике классификации.

В частном случае для мельницы, работающей в разомкнутом цикле, для готового продукта получается равенство

$$\Gamma_m(l) = 1 - [1 - \Gamma_{\text{пит}}(l)] / [1 + M Q_m^{-1} Q_{\text{отн}}(l)],$$

где  $\Gamma_{\text{пит}}(l)$  – гранулометрическая характеристика питания мельницы.

Вводимые в компьютерную программу входные данные включают: гранулометрические характеристики исходной руды, конфигурацию схемы измельчения, параметры характеристик стадий измельчения, параметры характеристик грохочения.

Вычисляемые выходные данные содержат: производительности и гранулометрические характеристики для всех продуктов многостадийной схемы, общую потребляемую энергию, распределение ее по стадиям и классам крупности.

УДК 622. 7(084.2)

## **АППАРАТ ДЛЯ ГРАВИТАЦИОННО-ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ**

*АНДРЕЕВ Е. Е., КУСКОВ В. Б., КУСКОВА Я. В.*

ГОУ ВПО «Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г. В. Плеханова  
(технический университет)»

*ЦАЙ А. Г.*

ООО «ВАМИ Автоматика»

При гравитационно-электромагнитной (виброфлокуляционной) сепарации на частицы воздействуют комбинацией гравитационных и электромагнитных полей. Установлено, что лучшим базовым аппаратом для гравитационно-электромагнитного комплекса является концентрационный стол [1]. Также установлено, что наиболее распространенные в настоящее время качающиеся (прямоугольные, трапециевидные, ромбовидные) столы плохо подходят для этой цели. Поэтому была разработана специальная конструкция круглого вращающегося стола. При испытаниях его работоспособности на воде, пульпах, искусственных смесях было выявлено, что стол может работать как вполне самостоятельный гравитационный аппарат.

Концентрационные столы со второй половины XIX в. и по настоящее время применяются для обогащения в основном мелких классов (-3 мм) руд олова, вольфрама, благородных, редких металлов и других полезных ископаемых. Известны неподвижные и подвижные столы. Подвижные столы бывают ленточные, круглые и качающиеся (сотрясательные) [2]. Основное преимущество концентрационных столов – высокое извлечение тяжелых минералов, основной недостаток – низкая удельная производительность.

Разработанный стол имеет подвижную дисковидную деку, вращающуюся вокруг вертикальной оси; дека разделена на секторы и имеет круговые рифли.

В аппарате используется периферийный привод, так как он имеет существенно меньшие моменты инерции по сравнению с центральным приводом. Это дает существенный выигрыш в мощностях двигателей и возможность достижения более «жесткого» стопорения (противохода) диска.

Первоначально стол имел два привода (рис. 1): привод вращения – для вращения стола вокруг своей оси и привод стопорения – для остановки стола или реверса. В дальнейшем стол был оснащен одним высокочастотным шаговым двигателем, обеспечивающим непрерывное вращение стола. При этом частицами обогащаемого материала происходит набор кинетической энергии и создается центробежная сила для принудительного движения пульпы от центра к периферии (движению пульпы также способствует подача смывной воды); с заданной частотой и скважностью на привод подаются противоимпульсы для сдвига частиц в направлении, противоположном вращению; таким образом воспроизводится работа традиционного стола, но при существенно большей крутизне фронтов противоимпульсов (рис. 2).

Кроме того, для обычного электродвигателя постоянные импульсные стопорения, и тем более реверс, всегда сопровождаются переходом его в режим короткого замыкания с последующим пусковым режимом (5-6 номиналов рабочего тока). Поэтому необходимый рабочий режим обычным двигателем создать фактически невозможно из-за сокращения срока его службы и перегрева обмоток ударным током короткого замыкания. Схема экспериментальной модели стола показана на рис. 3.

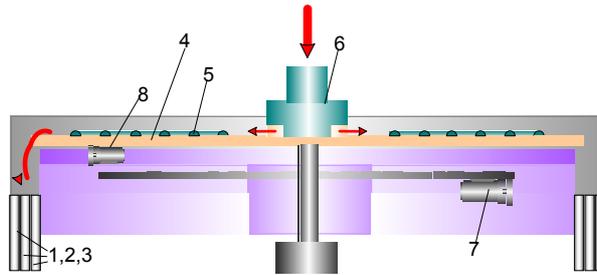


Рис. 1. Схема первоначального варианта стола:

1, 2, 3 – продукты разделения; 4 – дека; 5 – рифли; 6 – распределительный бункер; 7 – привод вращения; 8 – привод стопорения

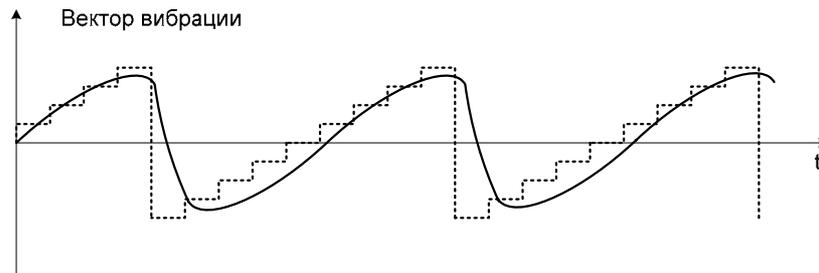


Рис. 2. Импульсные диаграммы транспортной вибрации рабочих поверхностей концентратных столов:

Сплошная линия – традиционный привод; пунктирная – шаговый двигатель

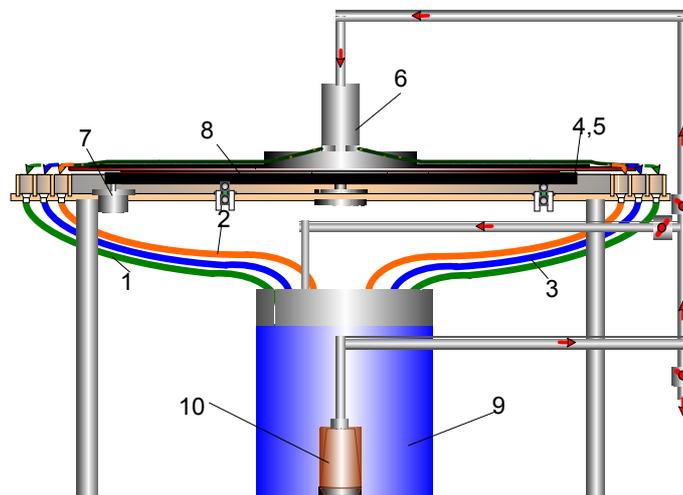


Рис. 3. Схема стола с шаговым двигателем:

1 – шланг для разгрузки концентрата; 2 – шланг для разгрузки хвостов; 3 – шланг для разгрузки промпродукта; 4, 5 – дека с рифлями; 6 – распределительный бункер; 7 – привод; 8 – зубчатый венец; 9 – сборный зумпф; 10 – погружной песковый насос

Дека стола разделена на два сектора, которые работают как независимые столы. Большое количество секторов возможно, но вряд ли рационально. Данная конструкция имеет три сливных порога на три вида выходных продуктов: концентрат, промпродукт и хвосты.

Данный стол предназначен для извлечения мелких и тонких плотных минералов (золото, платина, серебро и т. п.) из различных видов руд. Крупность обогащаемого материала в существенной степени зависит от плотностей разделяемых компонентов и составляет примерно  $-2+0,01$  мм. Производительность по питанию исходной пульпой –  $0,40-0,60$  т/ч; производительность по твердому –  $0,12-0,18$  т/ч (при  $T:Ж=0,3$ ); напряжение питания приводов – одно-трехфазное  $220/380$  В,  $50-60$  Гц; потребляемая мощность – до  $1,0$  кВт.

Данная конструкция стола позволяет:

- повысить эффективность разделения руд за счет увеличения длины рифлей, приходящейся на единицу занимаемой площади, и соответствующего удлинения траектории движения частиц;
- использовать более жесткие режимы противоимпульсов за счет применения современных электроприводов (шаговый двигатель), что также повышает эффективность разделения;
- обеспечить легкость оперативного регулирования стола, например, от программируемого промышленного микроконтроллера;
- обеспечить возможность удобной установки локального очага генерации электромагнитного поля на всей поверхности стола.

Данный стол вполне работоспособен и пригоден к промышленному тиражированию.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тихонов, О. Н. Виброфлокулярный способ извлечения ценных мелких частиц из россыпей / О. Н. Тихонов, С. А. Гладков, Т. Б. Тарасова // Цветная металлургия, № 6, 1991 г.
2. Фоменко, Т. Г. Гравитационные процессы обогащения полезных ископаемых: учебн. пособие для студентов вузов / Т. Г. Фоменко. – М.: Недра, 1966.

УДК 622.733

## ОБЗОР МЕЛЬНИЦ С ПЕРЕКАТЫВАЕМОЙ И ПЕРЕМЕШИВАЕМОЙ СРЕДОЙ ДЛЯ ТОНКОГО И СВЕРХТОНКОГО ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ

*РОМАШЕВ А. О., ГРАДОВ Д. В.*

ГОУ ВПО «Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г. В. Плеханова  
(технический университет)»

В народном хозяйстве страны дробление и измельчение руд и других твердых материалов – одна из наиболее масштабных, энергоемких и дорогостоящих операций. Ежегодно дроблению и измельчению подвергается более 3 млрд. тонн минерального сырья и других материалов. На эти цели затрачивается более 70 млрд. кВт·ч электроэнергии, или до 5 % ее общего производства в стране. На измельчающие тела и футеровку рабочих органов машин расходуется более 4 млн. т. металла, или более 2,5 % его производства. На обогатительных фабриках на операции дробления и измельчения приходится 50-70 % общих капитальных затрат и такая же доля общих эксплуатационных расходов. По некоторым оценкам, только в США ежегодный расход электроэнергии на дезинтеграцию горнорудного сырья составляет около 32 млрд. кВт·ч, из которых большая часть расходуется на тонкое измельчение.

Процессы измельчения применяются для доведения минерального сырья (и других материалов) до необходимой крупности, требуемого гранулометрического состава или заданной степени раскрытия минералов.

Предложено множество конструкций мельниц, но по способу измельчения их можно разделить на две большие группы: это мельницы с перекатываемой средой и перемешиваемой мелюшей средой.

**Мельницы с перекачиваемой средой. Многокамерные мельницы.** Многокамерные мельницы имеют два или более отделений с использованием металлических шаров, галек или стержней в качестве мелющих тел, объединяя две или более стадии измельчения в одной мельнице. Эти мельницы используются, главным образом, в цементной промышленности, но могут быть применены, если требуются стадии измельчения без промежуточных операций сепарации или классификации. Между секциями измельчения используются периферические разгрузки, если требуются стадии классификации между стадиями в отделениях многокамерной мельницы.

Многокамерная мельница-сушилка (рис. 1) имеет три отделения с классификацией между двумя стадиями измельчения.

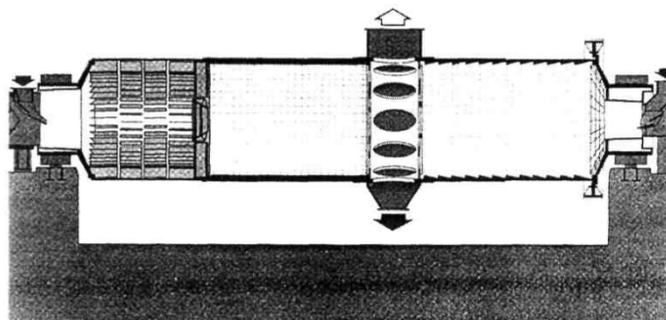


Рис. 1. Мельница Doublerotator

Первое отделение, в котором материал сушится путем прохождения большого количества вентилируемого горячего воздуха, имеет большого диаметра внутренний цапфенный подшипник. В сушильном отделении установлены специальные лифтеры для улучшения процесса сушки. Периферический разгрузчик отделяет камеры сушки и грубого помола от отделения тонкого помола. Такая разгрузка удобна для пропуска большого объема вентилируемых газов с относительно высоким количеством гранул и разгрузки твердого материала из обоих отделений измельчения.

Мельницы Double rotator перерабатывают материалы с содержанием влаги до 7 %, осушая предварительно нагретыми через эксгаустер газами или до 14-15 % содержания влаги – высокотемпературными газами.

**Мельницы с перемешиваемой средой.** Низкая скорость импеллера способствует снижению износа компонентов, но в результате приводит к большому размеру и объему мельницы. Эти мельницы преимущественно мокрого помола. Наиболее тонкие помолы, полученные в промышленных условиях, составляют 80 % -12 мкм, но с подходящей средой возможен помол на пилотных установках до -5 мкм. В мельнице «Вертимил» мелющая среда в виде стальных шаров, керамической или натуральной гальки или других материалов вращается с помощью помещенной в нее винтовой двухзаходной спирали (или агитатора загрузки).

**IsaMill.** Мельница работает по принципу истирания мелкой измельчающей средой при высокой окружной скорости 20 м/с (рис. 2). Мелкая измельчающая среда (Ø 1-4 мм) и высокая скорость увеличивают вероятность столкновения частиц руды и среды, приводя к тонкому измельчению при относительно низком энергопотреблении.

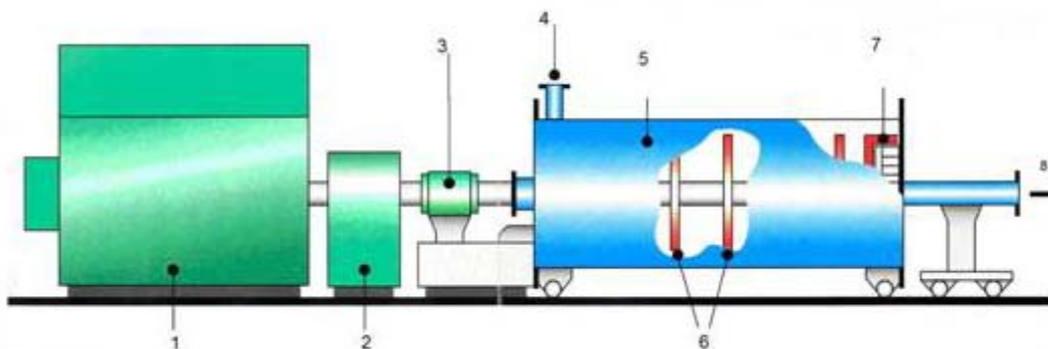


Рис. 2. Принципиальное устройство мельницы ISA MILL:

- 1 – привод; 2 – редуктор; 3 – осевой опорный подшипник; 4 – питание; 5 – барабан; 6 – измельчающие диски; 7 – высокоскоростной сепаратор; 8 – продукт

IsaMill при крупности среды 1 мм имеет на кубометр в 730 раз больше среды, чем вертикальная мельница, загруженная шарами 12 мм, что и объясняет ее высокую эффективность.

Мельница IsaMill, в отличие от шаровой мельницы, не растягивает, а сжимает ситовую характеристику. При этом достигается высокая степень измельчения в открытом цикле, благодаря использованию энергии в основном для измельчения крупных частиц, чем минимизируется ошламование.

Восемь последовательных камер и высокоскоростной сепаратор означают, что мельница обеспечивает «крутую» ситовку продукта. При этом не требуется ни бутары, ни грохота, которые могут выйти из строя, а частица покидает мельницу при одной и той же окружной скорости.

УДК 622

## ОПРОБОВАНИЕ СПОСОБА ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НА МЕДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЯХ

*ВОЛКОВА М. А.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

*ВОЛКОВ А. С.*

ЗАО «ПринУрал»

Электрохимический способ извлечения полезных компонентов из руд известен с XX века. Известно множество попыток частного характера по извлечению золота, урана, меди. Несмотря на энтузиазм исследователей и оптимистические сообщения о полученных результатах, метод промышленно не использовался. Одной из причин отказа в использовании послужили сведения об опыте электрохимического извлечения меди непосредственно в горных выработках одного из месторождений, описанные Комаровым В. А. Отмечено перемещение меди в горных породах при наложении электрического поля. Установлено появление пленки медных минералов на поверхности горных выработок в ожидаемых местах. К сожалению, выход меди при этом оказался несопоставимо мал по сравнению с затратами на электроэнергию.

Исследования возможности извлечения металлов из горных пород электрохимическим методом в поисково-разведочном варианте выполнены Рыссом Ю. С. [3]. В исследованиях учтены сведения, полученные в Свердловском горном институте Саковцевым Г. П., Редозубовым А. А., Соколовой А. И. Данными исследований установлена преимущественность извлечения кальция из горных пород и руд, т. е. при наложении электрического поля на горные породы и руды большая часть электроэнергии уходила на извлечение кальция (вероятно, в виде гидрокарбонатов).

Если учесть, что доля полезных компонентов (например, меди) измеряется первыми процентами, а извлечение должно быть максимально полным (до 0,08 % для меди), то при таких условиях применимость электрохимического способа выглядит проблематичной. В ходе изучения воздействия электрических полей на перераспределение рудных элементов Романовым А. М. установлена возможность извлечения из руд преимущественно полезных компонентов [2]. Это же относилось и к концентратам руд. Наряду с общим выщелачиванием полезных компонентов в ряде случаев установлена селективность выхода различных металлов.

Проверка способа выполнена на примере месторождений меди Республики Казахстан.

**Месторождение 50 лет Октября (Западный Казахстан).** Образец руды представлен массивным агрегатом пирита и халькопирита. Видимое соотношение пирита и халькопирита составляет 50:1. Образец помещался в пластмассовую кювету со слоем воды на дне около 0,5 см. При наложении электрического поля отмечено появление взвесей коричневого, а также зеленовато-голубого цветов, перемещавшихся от образца к отрицательному электроду. Коричневая взвесь представлена гидроокислами железа, а зеленовато-голубая – гидроокислами меди. Взвеси пространственно разделены.

Тем самым устанавливается возможность селективного извлечения железа и меди из руд, представленных пиритом и халькопиритом.

**Месторождение меди (Северный Казахстан).** Образец руды представлен щебенкой окисленных медных руд. Образец помещался в пластмассовую кювету со слоем воды на дне около 0,5 см. При наложении электрического поля в течение 3,5 ч отмечено появление взвеси голубого цвета, перемещавшейся от образца к отрицательному электроду. Химанализ показал, что помимо меди и железа в ней присутствуют значимые количества серебра и золота. Разделение этих компонентов взвеси известными способами не представляет существенных трудностей.

**Месторождение меди (Джезказган, Центральный Казахстан).** Образец руды представлен щебенкой окисленных медных руд. Масса 5 кг. Образец помещался в специальный электролизер со слоем воды до 10 см. При наложении электрического поля отмечено появление взвеси голубого цвета, перемещавшейся от образца к отрицательному электроду. Взвесь представлена гидроокислами меди. Длительность наложения поля – 3 суток. Накопленная за это время взвесь направлена на химанализ. Основной компонент – медь.

Затраты электроэнергии на получение гидроокиси меди оказались заметно ниже, чем при извлечении меди обычным электролизом.

Краткие итоги:

1. Непосредственное извлечение металлов из руд под действием наложенного электрического поля возможно.
2. При этом не требуется мелкое дробление руды.
3. Специальное обогатительное оборудование не требуется.
4. Специальные химические реагенты не нужны.
5. Поступление загрязнений в окружающую среду при использовании данного способа ожидается намного меньшим по сравнению с традиционными.
6. Не исключена возможность разработки экономически оправданного извлечения полезных компонентов из руд электрохимическим способом.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Романов, А. М. Взаимодействие вод с горными породами / А. М. Романов. – Алматы, «Казатомпром», 2003.
2. Рысс, Ю. С. Геоэлектрохимические методы разведки / Ю. С. Рысс. – Ленинград: Недра, 1983.

УДК 622.733

### ИЗУЧЕНИЕ ДИНАМИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МЕЛЬНИЦЫ МОКРОГО САМОИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ АЛМАЗОСОДЕРЖАЩИХ РУД

*АНДРЕЕВ Е. Е., НИКОЛАЕВА Н. В.*

ГОУ ВПО «Санкт-Петербургский государственный горный институт им. Г. В. Плеханова  
(технический университет)»

Рассмотрим работу агрегата самоизмельчения в условиях постоянных качественных (твердость, измельчаемость, грансостав и т. д.) и количественных характеристик составляющих исходного питания и расходов воды, подаваемых в точках процесса.

На обогатительной фабрике № 8 Айхальского ГОКа компании «АЛРОСА» принят способ подачи неклассифицированного питания и без вывода рудной гали. Перепишем уравнение в виде

$$\frac{dM}{dt} + Q_c = Q_n.$$

Необходимо определить, как изменяются во времени величины  $M$  и  $Q_c$  под влиянием  $Q_n$ , т. е. получить дифференциальные уравнения объекта по этим каналам управления. Для этого надо найти зависимость вида

$$Q_c = f(M).$$

Эта зависимость для мельниц самоизмельчения имеет вид параболы с координатами максимума статической характеристики в точке  $M_{кр}$  и  $Q_{сmax}$ .

Учитывая, что в процессе регулирования величины  $Q_n$ ,  $M$  и  $Q_c$  получают малые приращения и применив принцип линеаризации, можно записать

$$\Delta Q_c = K_1 \Delta M.$$

Поскольку величины  $Q_c$  и  $M$  практически трудно измерить, то для управления процессом самоизмельчения обычно используют косвенный параметр – мощность, потребляемую двигателем мельницы  $N$ . Тогда  $Q_c$  можно выразить как функцию  $Q_c = f(N)$ .

График функции  $Q_c = f(N)$  представляет собой прямую линию, проходящую через начало координат, уравнение которой для удобства представим следующим образом

$$Q_c = \frac{Q_{c \max}}{N_{\max}} N.$$

Тогда основное уравнение баланса можно представить в следующем виде:

$$\frac{dM}{dt} = Q_n - Q_c = Q_n - \frac{Q_{c \max}}{N_{\max}} N = Q_n - \frac{Q_{c \max}}{N_{\max}} [N_{\max} - a(M - M_{кр})^2].$$

Уравнение может быть выражено через управляемый выходной параметр  $N$ ; для этого необходимо продифференцировать выражение по времени  $t$ , что дает

$$\begin{aligned} \frac{dM}{dt} = Q_n - Q_c = Q_n - \frac{Q_{c \max}}{N_{\max}} N = Q_n - \frac{Q_{c \max}}{N_{\max}} [N_{\max} - a(M - M_{кр})^2] \\ \pm \frac{1}{2\sqrt{(N_{\max} - N)}} \frac{dN}{dt} = Q_n - \frac{Q_{c \max}}{N_{\max}} N. \end{aligned}$$

Величина  $Q_n$  в этих уравнениях может быть любой функцией времени; рассмотрим решения их для случая скачкообразного изменения  $Q_n$  (рис. 1-6).

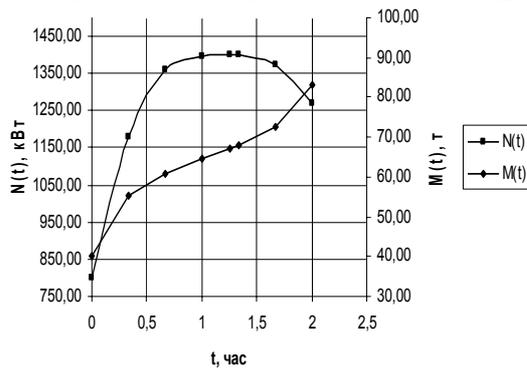


Рис. 1. Случай перехода из устойчивой зоны в неустойчивую при увеличении нагрузки

$$Q_{пк} > Q_{сmax}$$

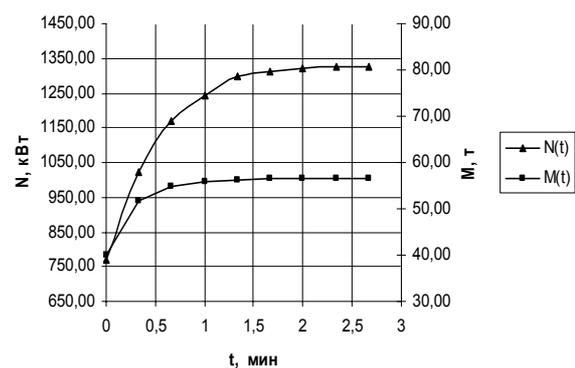


Рис. 2. Случай увеличения нагрузки агрегата в устойчивой области  $Q_{пк} < Q_{сmax}$

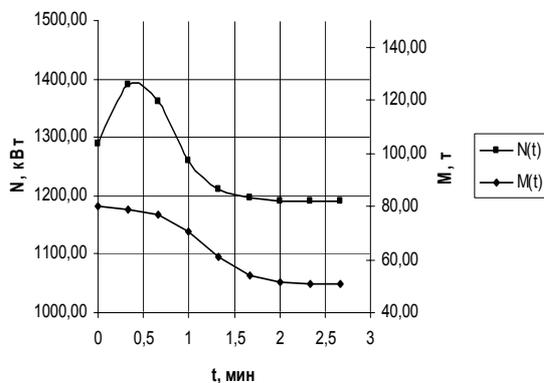


Рис. 3. Случай перехода из неустойчивой области в устойчивую при уменьшении нагрузки  $Q_{пк} < Q_{сmax}$

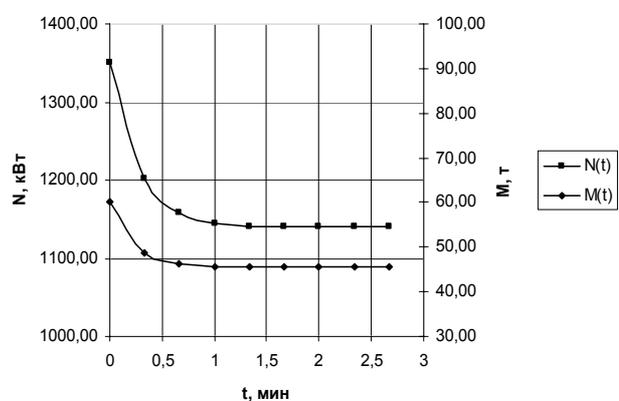


Рис. 4. Случай уменьшения нагрузки в устойчивой области  $Q_{пк} < Q_{сmax}$

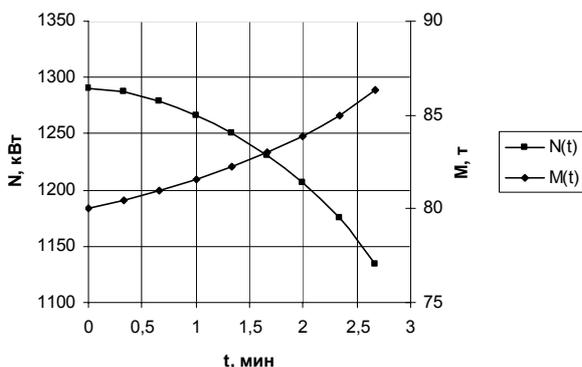


Рис. 5. Случай увеличения нагрузки агрегата в неустойчивой области  $Q_{пк} < Q_{сmax}$

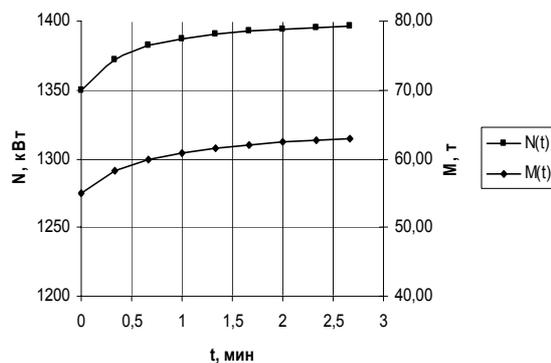


Рис. 6. Случай движения в вершину статической характеристики из устойчивой области  $Q_{пк} = Q_{сmax}$

УДК 622.7; 658.5; 622.7:658.5.011.56

## ГРАНУЛОМЕТР: НАЗНАЧЕНИЕ И ПРИМЕНЕНИЕ

*КРУГЛОВ В. Н.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный технический университет – УПИ»

*УШКОВ А. И.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Для горнообогатительных комбинатов одной из проблем является оперативный контроль гранулометрического состава сырых окатышей, подаваемых на обжиговые машины. Для решения данной задачи нами разработан комплекс «Гранулометр», позволяющий оценивать гранулометрический состав сырых окатышей, движущихся в потоке (как на конвейере, так и на роликовом грохоте).

Впервые опытный образец комплекса «Гранулометр» был создан и прошел контрольные испытания на Качканарском ГОКе в 1991 г. Позднее, в 1995-1998 г., на базе ООО «НПВП «ТОРЭКС»» по контракту с фирмой SIEMENS был разработан промышленный образец комплекса, и на том же ГОКе проведены краткосрочные промышленные испытания с контролем погрешности измерений.

Результаты работы комплекса «Гранулометр» сравнивались с результатами ситового анализа. Погрешность измерения гранулометрического состава окатышей по основному классу (12-16 мм) оказалась менее 8%. По результатам работы ООО «НПВП «ТОРЭКС»» и SIEMENS оформили и зарегистрировали три патента на систему «Гранулометр» в России, Германии и Австралии. Авторами патентов являются сотрудники РИ-РтФ УГТУ-УПИ. Комплекс демонстрировался фирмой SIEMENS на Всемирной выставке горного оборудования в Чили в 2000 г.

В апреле 2002 г. комплекс «Гранулометр» прошел длительные промышленные испытания на ОАО «Лебединский ГОК», а в 2004 г. – на ОАО «Михайловский ГОК». По их результатам были подписаны акты промышленных испытаний с положительным заключением экспертных комиссий.

В дальнейшем были проведены работы по модернизации комплекса «Гранулометр» с целью определения геометрических размеров сыпучих материалов произвольной формы, в частности, камней или другого дробленого материала. По материалам работ оформлен российский патент № 2261432 «Способ и система для определения геометрических размеров гранул сыпучего материала».

Кроме этого, были проведены работы по использованию комплекса «Гранулометр» для подсчета количества и размеров пузырьков на поверхности раствора во флотационной машине. Контроль и анализ данного параметра позволит автоматизировать флотационный процесс.

Система предназначена для оценки гранулометрического состава кусковых сыпучих материалов в технологическом потоке: на конвейере, роликовом грохоте или в падающем слое. Система рассчитана по классу защиты технических средств на применение в условиях горно-обогатительных комбинатов.

Оцениваемым материалом могут быть дробленые камни, гранулированные частицы, сырые или обожженные окатыши.

Возможно применение данной системы для подсчета количества и размеров пузырьков на поверхности раствора во флотационной машине. Контроль и анализ данного параметра позволит автоматизировать процесс управления флотационной машиной.

Технические характеристики:

диапазоны размеров измеряемых частиц, мм	1-10, 5-70, 10-150
время обсчета одного видео изображения, с	менее 3
количество точек измерения, обслуживаемых одним компьютером	до 6
скорость движения материала, м/с	до 3
дальность приема и передачи информации, м	до 1000

Область применения: фабрики окомкования железорудных окатышей, дробильно-обогатительные комплексы, строительная и порошковая индустрия, фармацевтическая промышленность, оценка качества и управление флотационным процессом.

УДК 622.7

## **НОВАЯ ЭНЕРГОРЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩАЯ СХЕМА ОБОГАЩЕНИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД**

*МЕЗЕНИН А. О., ПЕЛЕВИН А. Е.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В настоящее время схемы железообогатительных фабрик построены по принципу стадийного выделения хвостов. Готовые концентраты после стадии измельчения не получают, что приводит к переизмельчению магнетита. Тем самым можно сделать вывод, что все схемы, используемые на ГОКах, могут быть улучшены. Необходимо на каждой операции выводить не только породу, но и ценный минерал, поэтому предложена энергоресурсосберегающая технологическая схема обогащения руд, которая может широко использоваться на всех ГОКах, обогащающих железные руды.

Материалом для исследований являлся промпродукт III стадии мокрой магнитной сепарации Качканарского ГОКа. Проба взята при генеральном опробовании 7 и 8 технологических секций при производительности 240 т/ч на секцию.

В продукте, поступающем на каждую стадию, содержатся раскрытые зерна магнетита, которые необходимо выделять в кондиционные концентраты, поэтому каждая стадия должна быть направлена не только на вывод породы, но и на получение готового продукта. Разделение должно вестись по нескольким разделительным признакам: крупности, плотности и магнитной восприимчивости.

Особенностью этой схемы является наличие винтовой сепарации и разделение по крупности. Схема включает в себя грохочение на сите 0,1 мм, винтовую сепарацию надрешетного продукта, измельчение легкого продукта и операции ММС подрешетного, тяжелого и измельченного продуктов (см. рисунок). Возможен вариант объединения подрешетного, тяжелого и измельченного продуктов и их совместная магнитная сепарация.

Из схемы на рисунке видно, что операция грохочения позволила вывести из мельницы 30,4 %, винтовая сепарация – 26,80 %, следовательно, в III стадию измельчения поступило только 47,80 % от ММС-III. В итоге, благодаря получению части концентрата после II стадии измельчения, нагрузка на III стадию измельчения снижается на 50 %, что позволяет уменьшить количество мельниц, следовательно, снизить расход электроэнергии. При этом получены следующие технологические показатели: выход концентрата 89,00 %; массовая доля железа в нем 62,08 %; извлечение железа 98,35 %.

