

# МЕЖДУНАРОДНАЯ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКАЯ КОНФЕРЕНЦИЯ «УРАЛЬСКАЯ ГОРНАЯ ШКОЛА – РЕГИОНАМ»

---

11-12 апреля 2011 г.

## ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

УДК 622.777

### **ПРИМЕНЕНИЕ СЕПАРАЦИИ В ПЕРЕМЕННОМ МАГНИТНОМ ПОЛЕ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ КАЧЕСТВА МАГНЕТИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА**

*ПЕЛЕВИН А. Е., МУШКЕТОВ А. А.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Повышение качества железорудных концентратов и объёмов их производства на действующих железообогатительных фабриках является важнейшей задачей обогатительной отрасли, особенно для промышленных регионов, потребляющих сырьё в возрастающих объёмах. В значительной мере это относится к металлургической промышленности Урала, основные горнодобывающие предприятия которого сформировались ещё в СССР в годы первых и послевоенных пятилеток. Задача повышения качества концентрата в первую очередь ставится в целях сокращения затрат в металлургическом переделе.

В последнее время отечественные металлургические комбинаты испытывают потребность в исходном сырье, содержащем железа не менее 70 % и кремнезёма не более 3 %. Требование такого качества сырья обусловлено тем, что в металлургическом переделе удаление 1 % кремнезёма в 5-10 раз дороже, чем в обогатительном. Но повышение качества магнетитового концентрата и, как следствие, его стоимость для покупателя не сопровождаются значительной экономической отдачей для предприятий, производящих их, по причине роста эксплуатационных и капитальных затрат. В связи с этим, железообогатительным предприятиям постоянно приходится совершенствовать технологическую схему для достижения качества товарной продукции, востребованной мировым рынком, при постепенном истощении рудной базы.

На данный момент самым распространённым способом повышения качества магнетитовых концентратов является обратная катионная флотация. Обратная флотация заключается в подавлении магнетита крахмалом или его производных и выведении пустой породы (силикатов, сульфидов, фосфоритов и др.) и её сростков из магнетитовых концентратов в пенный продукт посредством обработки их катионными собирателями. Катионные собиратели (амины) доказали свою эффективность разделения (получение магнетитовых концентратов с массовой долей железа до 70 %), экономичность и экологичность по сравнению с анионными собирателями, которые, в свою очередь, достаточно чувствительны к ионному составу технологической воды. Недостатками данного метода являются:

- необходимости содержания реагентного хозяйства;
- снижение экологичности производства. Обратная катионная флотация нашла широкое применение в практике доводки магнетитовых концентратов, как на отечественных, так и на зарубежных фабриках [2, 3, 4].

На Лебединском ГОКе в своё время получены достаточно высокие технологические показатели при использовании в операциях дешламации магнитных гидросепараторов. Магнитный гидросепаратор (МГС) представляет собой дешламатор с установленной магнитной системой. МГС в операциях дешламации, по сравнению с обычными дешламаторами, обеспечивает более высокий прирост железа в концентрате при той же или более низкой массовой доле железа в хвостах. С их помощью удалось получить качественный прирост магнетитового концентрата на 2,0-2,5 % [5].

Высокие технологические показатели и доводка магнетитового концентрата получены с применением магнитно-гравитационного классификатора, промышленные испытания которого проведены на Костомукшском и Лебединском ГОКах. Показано, что с помощью классификатора массовую долю железа в концентрате на Костомукшском ГОКе можно повысить до 68,5-69 % без применения тонкого грохочения. На Лебединском ГОКе указанный аппарат позволил получить концентрат, содержащий 70-71 % железа, без применения обратной флотации, не выделяя отвальные хвосты, т. е. с получением двух концентратов [1].

Новым направлением совершенствования технологии обогащения магнетитовых кварцитов является применение сепараторов с переменным («бегущим») магнитным полем. Промышленные испытания на Михайловском и Лебединском ГОКах показали высокую эффективность разработанных в НТЦ МГГУ высокоселективных магнитных сепараторов типа ВСП БМ-32,5/25 с вращающейся магнитной системой и сепаратора типа ПМС-90/50. На кафедре обогащения полезных ископаемых ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет» разработан лабораторный сепаратор с переменным магнитным полем ПБМ-Б-28/12 для сухого (с верхней и нижней подачей) и мокрого (прямоточный и полупротивоточный режим) обогащения. Различные режимы работы сепаратора обеспечиваются использованием съёмных плоскостей и ванн. В сепараторе использована внутренняя вращающаяся магнитная система, обеспечивающая частоту бегущего магнитного поля до 200 Гц. Изменение частоты переменного магнитного поля осуществляется преобразователем частоты тока, питающего электродвигатель. Магнитная система сепаратора набрана из постоянных магнитов ( $Nd_2Fe_{14}B$ ) с индукцией 0,12 Тл на поверхности кожуха (барабана). Главной особенностью данного сепаратора является способность разрушать магнитные пряди и флоккулы, благодаря чему частицы породы и бедных сростков в меньшем количестве захватываются в магнитный продукт.

Использование сепарации в переменном магнитном поле в схемах доводки концентратов Высокогорского ГОКа и Качканарского ГОКа позволило получить высококачественные концентраты с массовой долей железа 68,2 % (ВГОК) и 66,2 % (КГОК).

## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Авдохин В. М., Губин С. Л. Современное состояние и основные направления развития процессов глубокого обогащения железных руд // Горный журнал. – 2007. – № 2. – С. 58-64.
2. Каменева Е. Е., Рухленко Е. Д. Пути повышения качества магнетитового концентрата ОАО «Ковдорский ГОК» // Обогащение руд. – 2002. – № 1. – С. 27-31.
3. Михайлова Н. С. Об обратной катионной флотации железных руд // Обогащение руд. – 1984. – № 1. – С. 24-26.
4. Сентемова В. А. Совершенствование технологии получения высококачественных магнетитовых концентратов // Обогащение руд. – 2010. – №5. – С. 9-12.
5. Щаденко А. А., Челышкина В. В., Усов О. А. Операция магнитной гидросепарации в технологии обогащения магнетитовых кварцитов // Обогащение руд. – 2002. – № 4. – С. 12-14.

## ВЛИЯНИЕ ВИДА МИНЕРАЛИЗАЦИИ «КУСОК-СРОСТОК» ПРИ РАВНОМЕРНОЙ ВКРАПЛЕННОСТИ НА ОЦЕНКУ МАССОВОЙ ДОЛИ ПРИ РЕНТГЕНОРАДИОМЕТРИЧЕСКОМ ОБОГАЩЕНИИ

АРИНОВ К. Н.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

При поверхностном способе измерения массовой доли компонента характер соответствия измеряемых свойств массовой доле компонента зависит от вида минерализации куска-сростка, от способа получения информации о куске (односторонний или многосторонний осмотр), от соотношения плотностей минералов.

Целью работы является изучение на математических моделях влияния минерализации при равномерной вкрапленности на оценку массовой доли при рентгенорадиометрическом обогащении.

Модель, являющаяся предметом исследования, характерна для многих типов руд и представляет собой равномерное вкрапление минеральной фазы в куске. При моделировании приемлемой моделью куска является куб.

Формировалась математическая модель заданием переменных величин при постоянном размере куска с изменением двух параметров: размер зерна и количество зерен в куске.

Введено упрощение: зерна минеральной фазы формируются из зерен кубической формы одного размера, так, чтобы размеры зерен, принадлежащие вершинам, были равны  $(1/8)d_3$ , граням –  $(1/2)d_3$ , ребрам –  $(1/4)d_3$ . Это необходимо для аналитической связи зерен различных форм и размеров между собой.

Учитывая, что распределение зерен в куске равномерное, вводим обозначение зерен в зависимости от их расположения и выражаем аналитически зависимость количества зерен на ребре от количества зерен на грани и в объеме. Зерна отличаются по крупности и форме.

Число зерен  $v$  в объеме:

$$v=(r/4)3, \quad (1)$$

где  $r$  – количество зерен на ребре.

Число зерен  $g$  на грани:

$$g=(3r/2)2. \quad (2)$$

Число зерен  $b$  в вершинах является константой для данной модели и равно числу вершин куба  $b=8$ .

Случай одностороннего «осмотра» с вероятностным положением куска. При этом одна сторона обращена в зону сканирования, а пять других остаются невидимыми.

Аналитическое описание модели для построения зависимости оценки массовой доли от массовой при одностороннем «осмотре» при вероятностном положении куска выглядит следующим образом.

Число зерен  $g$  на грани:

$$g=(r/4)2 \quad (3)$$

Число зерен  $b$  в вершинах является постоянной для данной модели  $b=4$ .

Площадь минеральной фазы  $S_M$ :

$$S_M = d_3^2 \left( g + \frac{1}{4}b + \frac{1}{2}r \right) = d_3^2 \left( \left( \frac{r}{4} \right)^2 + 1 + \frac{1}{2}r \right) \quad (4)$$

где  $d_3$  – размер зерна;  $d$  – размер куска.

Поверхностное содержание по всей поверхности куба  $\alpha_S^{\text{куб}}$ , д. ед.:

$$\alpha_S^{\text{куб}} = \frac{S_{\text{мин пов. куба}}}{S_{\text{пов. куба}}} = \frac{6S_{\text{мин пов. куба}}}{6S_{\text{пов. куба}}} = \frac{d_3^2 \left( \left( \frac{r}{4} \right)^2 + 1 + \frac{1}{2}r \right)}{d^2}. \quad (5)$$

Поверхностное содержание минеральной фазы при одностороннем осмотре  $\alpha_S^{\text{одност}}$  для данной модели является равной поверхностному содержанию минеральной фазы по всей поверхности куба.

Объем  $V_M$  минеральной фазы:

$$V_M = d_3^3 + 3gd_3^3 + \frac{3}{4}rd_3^3 + 3vd_3^3 = d_3^2 \left( 1 + 3\left(\frac{r}{4}\right)^2 + \frac{3}{4}r + 3\left(\frac{r}{4}\right)^2 \right). \quad (6)$$

Объемное содержание минеральной фазы  $\alpha_V$ , д. ед.:

$$\alpha_V = \frac{V_{\text{мин}}}{V_{\text{куб}}} = \frac{d_3^3 \left( 1 + 3\left(\frac{r}{4}\right)^2 + \frac{3}{4}r + 3\left(\frac{r}{4}\right)^2 \right)}{d^2}. \quad (7)$$

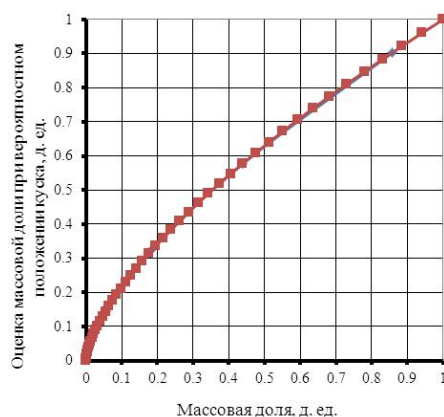
При проведении сечения возможен случай, когда поверхностное содержание будет равно нулю, что дает значительные отклонения оценки массовой доли куска при сепарации. Поэтому необходимо выразить долю сечения с наличием минеральных зерен  $k$ , д. ед.:

$$k = \frac{d^3}{4d} (b + r) = \frac{d_3}{4d} (4 + r), \quad (8)$$

также долю сечения без наличия минеральных зерен  $n$ , д. ед.:

$$n = 1 - \frac{d_3}{4d} (4 + r). \quad (9)$$

В результате моделирования кусков с различными размерами и количеством вкрапленных кусков выявлена зависимость оценки массовой доли минеральной фазы от массовой доли, представленная на рисунке. По форме зависимости видно, что оценка массовой доли для данной модели завышается, особенно при малой массовой доле минеральной фазы.



Зависимость оценки массовой доли при вероятностном положении куска от массовой доли компонента в куске-сростке. Форма куска – куб. Характер минерализации – равномерное распределение

Если учитывать тип перерабатываемых руд, в котором зачастую массовая доля ценного компонента невысока, то погрешность для вкрапленных руд можно считать существенной, и её необходимо учитывать для назначения порога разделения при сепарации в зависимости от преобладания данного типа минерализации в структуре перерабатываемых руд.

## ИЗУЧЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНОЙ СОСТАВЛЯЮЩЕЙ СРЕДНЕЙ СКОРОСТИ ДВИЖЕНИЯ ПОТОКОВ ВОДЫ В ЦЕНТРОБЕЖНОМ СЕПАРАТОРЕ

ФАЛЬКОВИЧ Е. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

В процессе центробежной сепарации на поведение частиц большое влияние оказывают потоки воды. Исследованием гидродинамики потоков воды во флотоклассификаторе занималась Максимова Ю. А.\* Для исследования использовался цветной трассер, подаваемый тонкой струйкой во флотоклассификатор, которая, попадая в поток, обозначала его направление и характер. В результате исследований выявлены потоки с различными направлениями. Исходный поток движется с начальной скоростью, направленной к горизонту под углом, его движение безвихревое, установившееся, неравномерное, безнапорное. При исследовании движения течений около стенок корпуса аппарата наблюдался достаточно широкий поток. Торможение течения на поверхности внутренней стенки корпуса аппарата вызывает в потоке образование пристенной области, в которой скорости течения и пульсации настолько малы, что действие молекулярного трения или вязкости становится существенным. Эта область называется вязким подслоем. Дальше от стенки корпуса можно наблюдать расслоение и завихрения струйки трассера. Эта зона носит название пристенной зоны турбулентного ядра.

Были проведены исследования по изучению вертикальной составляющей средней скорости движения потоков воды в усеченном гладком конусе с диаметром основания 128 мм, высотой 155 мм и углом конусности 10°.

Расчет вертикальной составляющей средней скорости движения потоков воды производился по следующей формуле:

$$v = \frac{Q}{S},$$

где  $Q$  – расход воды, м<sup>3</sup>/с;  $S$  – площадь поперечного сечения потока воды, м<sup>2</sup>. Расход воды постоянен и равен  $(0,118 \cdot 10^{-3})$  м<sup>3</sup>/с.

Для определения площади поперечного сечения потока воды ( $S$ ) был построен параболоид вращения конуса. Для его построения были получены вершины параболоида для различных частот вращения конуса. Полученный параболоид представлен на рис. 1.

Площадь поперечного сечения потока воды ( $S$ ) находится путем вычитания из площади сечения конуса площади сечения параболоида вращения и рассчитывается следующим образом:

$$S = S_{\text{кон}} - S_{\text{пар}} = \pi(R_{\text{кон}}^2 - R_{\text{пар}}^2),$$

Где  $R_{\text{кон}}$  – радиус окружности сечения конуса, м;  $R_{\text{пар}}$  – радиус окружности сечения параболоида, м.

Зависимость вертикальной составляющей средней скорости движения потоков воды при частоте вращения конуса 450 об/мин от глубины конуса представлена на рис. 2.

---

\* Максимова Ю. А. Исследование гидродинамики потоков во флотоклассификаторе. Материалы международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья». – Екатеринбург: Изд-во АМБ, 2003. – 530 с.

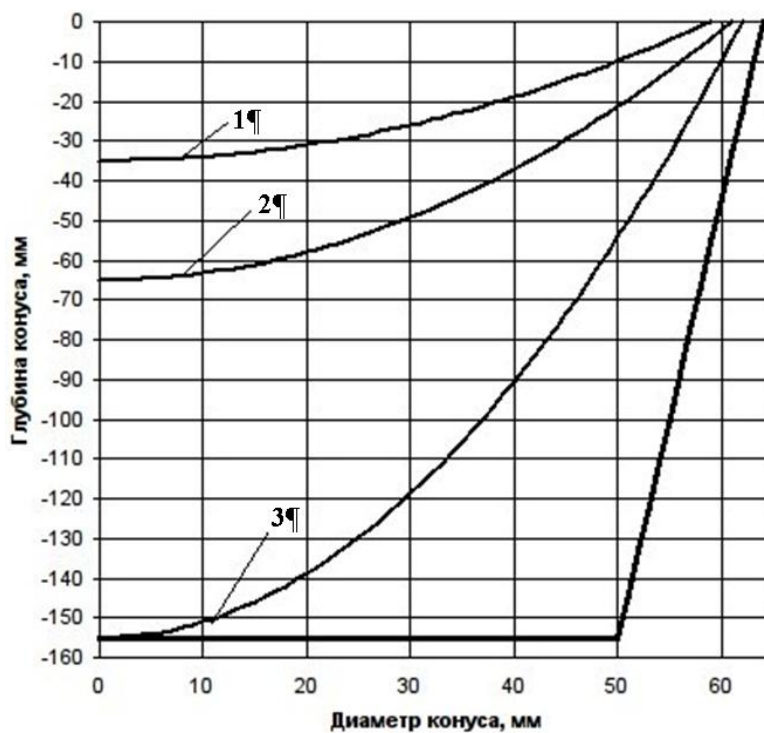


Рис. 1. Параболоид вращения воды в конусе центробежного сепаратора при частоте вращения:  
1 – 288 об/мин; 2 – 360 об/мин; 3 – 450 об/мин

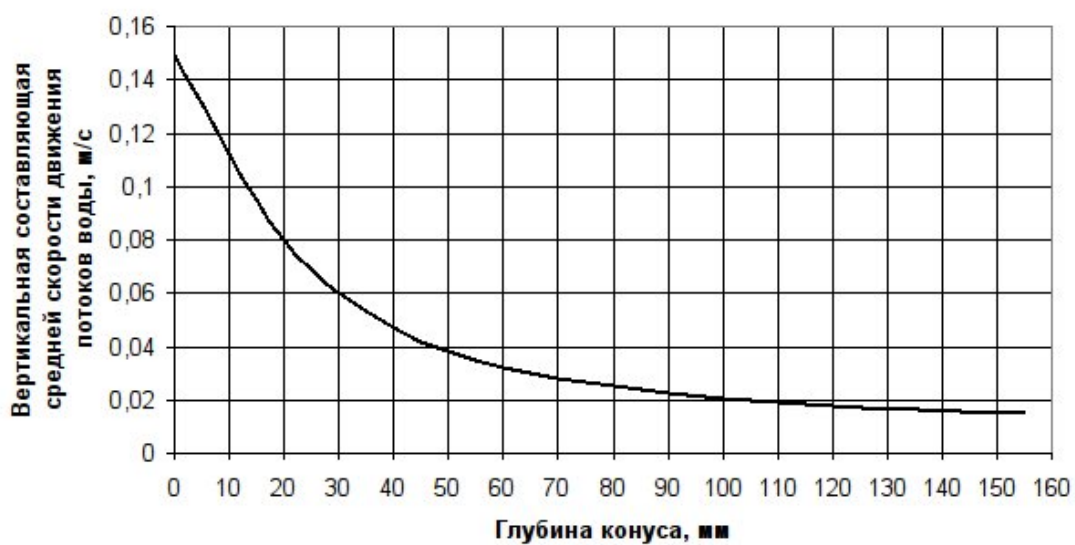


Рис. 2. Зависимость вертикальной составляющей средней скорости движения потоков воды от глубины конуса

На основании полученных данных можно сказать, что вертикальная составляющая средней скорости движения потоков воды значительно уменьшается от основания конуса до дна конуса. Это происходит из-за увеличения толщины потока воды. Поэтому вода движется с возрастающим ускорением.

## ХАРАКТЕР РАЗРУШЕНИЯ КАМЕННОГО УГЛЯ

*АМДУР А. М., РАЗНИЦИНА А. Л.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Каменный уголь подвергается большим механическим нагрузкам в печах шахтного типа, доменных, печах обжига известняка, вагранках для получения минеральной ваты и чугуна. Он испытывает давление столба шихтовых материалов, ударные нагрузки и истирание.

Определение механической прочности бурых, каменных углей, антрацита и термоантрацита проводится по ГОСТ 15490-70 в большом и малом барабане. Прочность оценивается по результатам ситового анализа. Известно, что механическая прочность каменного угля ниже, чем у кокса, а истираемость выше. Уголь является природным сырьем, его свойства могут заметно отличаться для различных пластов даже одного месторождения. Контроль за качеством каменного угля, используемого для замены кокса, должен быть организован на самих металлургических предприятиях. Поскольку на них, как правило, отсутствует оборудование для испытаний угля по соответствующим ГОСТам, необходимо пользоваться имеющимися методиками и одновременно определять параметры угля и кокса.

Поэтому свойства углей определяются по пластовым пробам. Таким образом, при использовании каменного угля в металлургии необходим специальный контроль за его качеством.

Методика определения прочностных характеристик каменного угля при температурах металлургических процессов, использующегося в качестве частичного заменителя доменного кокса в шахтных печах, отсутствует.

Цель работы – моделирование разрушения каменных углей в доменных печах и других агрегатах шахтного типа.

Разрушение происходит преимущественно по ослабленным сечениям, трещиноватостям и другим дефектным участкам структуры после перехода за предел прочности нормальных и касательных напряжений, возникающих в материале при его упругих деформациях – сжатии, растяжении, изгибе или сдвиге. Разрушение угля в шахтных печах моделировали, пропуская материал через систему дробилок.

Рассмотрена следующая схема разрушения: ударное разрушение и последующее истирание. При ударном дроблении на материал действуют не статические, а динамические нагрузки. При дроблении истиранием происходит истирание кусков скользящей рабочей поверхностью машины, при котором внешние слои куска подвергаются деформации сдвига и постепенно срезаются вследствие перехода касательных напряжений за пределы прочности.

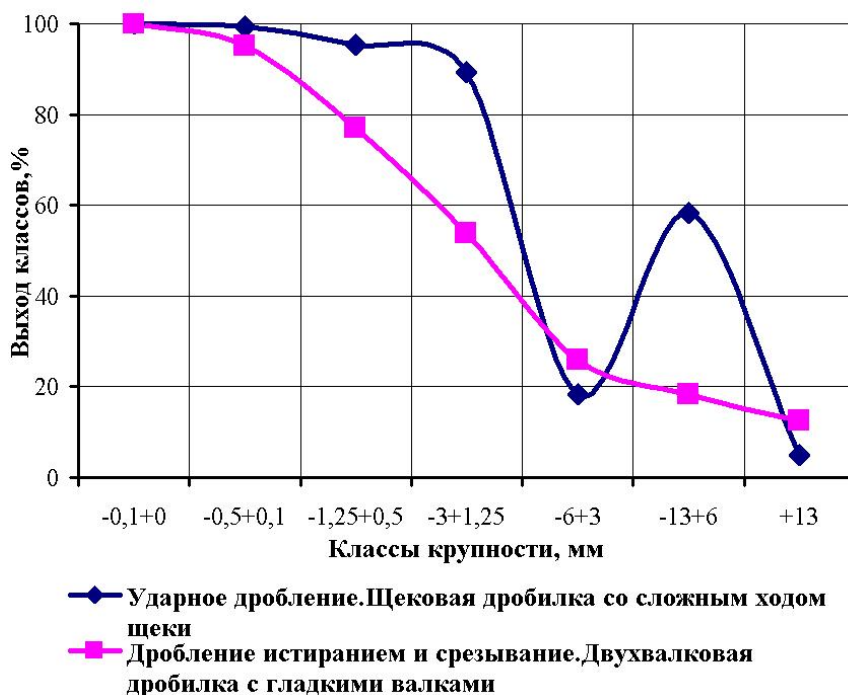
Разрушению подвергались два вида тощих углей Кузбасса. Разрушение ударным дроблением проводили в щековых дробилках (с простым ходом щеки, с квазинижним подвесом щеки). Разрушение углей истиранием изучалось при разрушении его в двухвалковой дробилке с гладкими валками. Крупность материала после дробления определяли ситовым анализом. Содержание крупных классов находили ручным рассевом на ситах 50; 25; 13; 6 и 3 мм. Содержание мелких классов определялось с помощью механического анализатора «Вибротехник» ВП-Т/220, состоящего из набора стандартных сит: 1,25; 0,5; 0,1 мм.

Для сравнения характера разрушения тощего каменного угля при ударном дроблении и дроблении истиранием провели следующие опыты.

Выделили фракцию +25 мм угля ш. Краснокаменская. Пробу на делителе Джонсона разделили на 2 равные части. Одну часть подвергли разрушению истиранием в двухвалковой дробилке, другую – ударному разрушению со срезыванием в щековой дробилке со сложным ходом щеки. Результаты соответствуют типичным суммарным кумулятивным [1] характеристикам распределения материала по крупности.

Результаты представлены на рисунке. Выпуклая характеристика (ударное дробление) соответствует относительно малому количеству мелких классов и преобладанию крупных, вогнутая (дробление истиранием) – преобладанию мелких классов.

Минимум (-6+3 мм) на кривой ударного дробления относится к точке перехода от процесса дробления к процессу измельчения в соответствии с рекомендациями Комитета технической терминологии РАН. Эта точка принята равной 5 мм [2].



Суммарная характеристика крупности

Ударное дробление крупных кусков каменного угля приводит к появлению мелких классов, но их выход не превышает 3-4 % от общей массы материала.

При ударном дроблении выход остатков на сите класса 25 мм составляет 43-55 %. Эти данные близки к испытаниям прочности углей в барабане (M25).

Разрушение ударным дроблением и раздавливанием совместно приводит к появлению всего спектра крупности. При этом остаются классы +25 и +13 мм, выход которых составил 13-17 % и 41-44 %, соответственно. Лишь измельчение истиранием приводит к дроблению этих классов: выход класса +25 уменьшается до 1,1-3 %, класса +13 – до 12,6-23 %. Мелкие классы становятся преобладающими.

Таким образом, образование мелких классов при разрушении каменного угля, ухудшающих газодинамический режим шахтных печей, происходит в результате его истирания.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Справочник по обогащению руд. Подготовительные процессы / Аккерман Ю. Э., Букаты Г. Б., Кизевальтер Б. В., и др. – М.: Недра, 1982. – 365 с.
2. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость. – Екатеринбург: УГГУ, 2009. – 379 с.



## ПРОГНОЗНАЯ ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ФЛОТАЦИОННОГО РАЗДЕЛЕНИЯ МИНЕРАЛОВ ПО ПОКАЗАТЕЛЮ КОНТРАСТНОСТИ

*ЗАВАРУХИНА Е. А.*

ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет имени Г. И. Носова»

Контрастность – одно из важнейших свойств руды, влияющих на обогатимость минерального сырья. Принципиальная возможность успешного разделения ценных компонентов и пустой породы в большей степени зависит от контрастности руды, которая показывает степень различия материала по содержанию в нем полезного компонента.

Показателем контрастности (М) также характеризуется степень раскрытия руды. Современные методы микроскопического анализа, позволяющие определять содержание ценного минерала в сростках и соответственно массовую долю ценного компонента в любом единичном куске, дают возможность рассчитать контрастность и для тонких классов флотационной крупности.

В настоящей работе сделана попытка оценки обогатимости и возможности селективного выделения извлекаемых минералов с использованием показателя контрастности как степени различия массовой доли ценных компонентов по фракциям в пробе флотационной крупности.

В ранее проведенных исследованиях сделан микроскопический анализ мелких классов крупности медно-цинковой руды месторождения «Юбилейное» с использованием аппаратно-программного комплекса анализа изображений «Минерал С7». Изучен минералогический анализ пробы руды в полированных аншлифах в отраженном свете ([3], табл. 1, 2). Так, изучение раскрытия зерен основных рудных минералов показало, что практически полное раскрытие зерен пирита (89,2-96,3 %) наблюдается при крупности меньше 40 мкм, раскрытие зерен халькопирита – в классе 20-0 мкм (79,9 %). Следует отметить, что в отличие от пирита и халькопирита, сфалерит раскрывается труднее: при крупности 40-30 мкм раскрытие его зерен составляет всего 46 %, а в тонких классах раскрытие не превышает 57 %. Анализ качества сростков по классам крупности показал, что практически все сростки, находящиеся в классах крупности -40 мкм, содержат сфалерит. В более крупных классах сростки рудных минералов ассоциированы с минералами пустой породы. Преобладающими сфалеритсодержащими сростками являются сложные ассоциации с халькопиритом и пиритом. При этом сфалерит присутствует в виде включений в мелкозернистом пирите и его интерстициях, а также в виде вкраплений и гетерофазных сростков с халькопиритом. Такой характер нахождения сфалерита во многом обуславливает большие потери цинка при флотации, что является одной из важнейших проблем обогащения данной руды [2].

Полученные результаты свидетельствуют о необходимости тонкого измельчения для раскрытия зерен сфалерита, что и было подтверждено исследованиями по влиянию тонины помола на селективность флотации данной руды [2].

Особый интерес представляет возможность оценки степени раскрытия руды показателем контрастности. Была сделана попытка применения существующей классификации контрастности и ее предварительного прогнозирования процесса обогащения для крупнокускового материала к материалу малой крупности.

Производился расчет показателя контрастности руды флотационной крупности -100 мкм и показатель контрастности отдельной фракции. Данный показатель рассчитывался двумя способами – для многокомпонентной руды (ценные минералы медь и цинк) и для однокомпонентной руды (отдельно по содержанию меди и по содержанию цинка).

Величина показателя контрастности многокомпонентной руды флотационной крупности составляет 0,40. Данную медно-цинковую руду можно отнести к среднеконтрастным. Это свидетельствует о том, что при обогащении можно ожидать неплохих технологических результатов при выделении коллективного концентрата. Действительно, при флотации медно-цинковой руды получение коллективного концентрата, в который выделяются минералы меди и цинка, значительных трудностей не вызывает. Но, как известно, одной из важнейших проблем при обогащении тонковкрапленной медно-цинковой руды является селективное

выделение минералов меди и цинка в отдельные продукты. В связи с этим, сделаем допущение и рассмотрим данную руду как однокомпонентную. Тогда при расчете показателя контрастности получим следующие результаты. Величина показателя контрастности по содержанию меди составила 0,52.

Для монокомпонентной руды классификация контрастности несколько отличается. В соответствии с литературой [1] такая руда считается низкоконтрастной. Низкая контрастность показывает невозможность удовлетворительного разделения минерального сырья и, соответственно, получение невысоких технологических результатов. Но при других благоприятных условиях процесс обогащения может протекать более успешно. Практически, при селективном обогащении первоначальной трудностью выступает получение высококачественного медного концентрата. Отделение медных минералов затруднительно, особенно от минералов цинка [2].

Величина показателя контрастности по содержанию цинка составила 1,03. При таком значении руда относится к среднеконтрастной. При обогащении однокомпонентной руды можно ожидать хороших технологических результатов. Но по результатам флотационных испытаний пробы медно-цинковой руды можно говорить о проблематичном получении высококачественного цинкового концентрата. Сфалерит в руде месторождения «Юбилейное» является высокоактивированным, что приводит к интенсивной его флотации уже в медном цикле. Можно предположить, что такие потери цинка связаны также с высоким значением показателя контрастности по сравнению с показателем по меди.

Результаты расчета показателя контрастности каждой из исследуемых фракций представлены в таблице.

Величина показателя контрастности во фракциях

Класс крупности, мкм	100-71	71-40	40-30	30-20	20-0
$M_{Cu-Zn}$	0,77	0,76	0,85	0,65	0,52
$M_{Cu}$	0,70	0,90	1,73	1,38	0,91
$M_{Zn}$	1,63	1,79	1,70	1,56	1,48

Руда, рассматриваемая как двухкомпонентная, с уменьшением крупности изменяется от особоконтрастной до среднеконтрастной. Это свидетельствует о возможности успешного разделения минералов меди и цинка от минералов вмещающей породы при флотации каждого класса крупности.

При определении возможности селективного выделения минералов меди получено, что фракция 100-71 мкм характеризуется низкой контрастностью. С уменьшением крупности материала до 40-20 мкм контрастность руды повышается, а более тонкая фракция является среднеконтрастной, в связи с чем можно прогнозировать наилучшие технологические показатели при флотации руды крупностью 40-20 мкм.

При определении возможности селективного выделения минералов цинка получены высокие значения показателя контрастности. Практически все исследуемые фракции являются особоконтрастными. Это, в теории контрастности, предполагает беспроблемное получение отдельного продукта, в который извлекаются минералы цинка.

Полученные показатели контрастности в целом достаточно корректно соотносятся с результатами исследований на обогатимость и оптимальной схемой обогащения изученной пробы руды месторождения «Юбилейное».

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мокроусов В. А., Лилеев В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. – М.: Недра, 1979. – 192 с.
2. Сабанова М. Н., Заварухина Е. А., Рачкова Е. Н. Тонковкрапленные руды месторождения «Юбилейное» – проблемы переработки // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых. – М.: ИПКОН РАН, 2009. – С. 299-302.
3. Фадеева Н. В., Заварухина Е. А., Капуста М. Н. Изучение морфометрических параметров труднообогатимой медно-цинковой руды в тонких классах с применением анализатора изображений «Минерал С7» // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых. – М.: ИПКОН РАН, 2010. – С. 414 -417.

## ИЗУЧЕНИЕ СТЕПЕНИ РАСКРЫТИЯ МИНЕРАЛЬНЫХ ФАЗ ТОНКОВКРАПЛЕННОЙ МЕДНО-ЦИНКОВОЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ЮБИЛЕЙНОЕ»

*ФАДЕЕВА Н. В., ЗАВАРУХИНА Е. А., ХАХАЛКИНА В. Е., САФИУЛЛИНА Э. И.*  
ГОУ ВПО «Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова»

По разведанным запасам меди Россия занимает третье место в мире, уступая Чили и США. Месторождение «Юбилейное» является одним из крупнейших медно-цинковых месторождений на Урале. Руды относятся к наиболее трудному объекту обогащения. Минеральный состав руд представлен в основном первичными минералами меди и цинка. Содержание вторичных минералов меди составляет 13,5 %. К особенностям руды можно отнести тонкое взаимное прораствание минералов, ультратонкую вкрапленность и природную активацию минералов цинка. Анализ практики переработки медно-цинковой руды месторождения «Юбилейное» показал, что основные трудности обогащения связаны со сложностью получения высококачественного медного концентрата, низкой селективности разделения минералов меди и цинка, большими потерями минералов цинка не только с хвостами обогащения, но и с медным концентратом. Для оптимизации процессов рудоподготовки и разделения минералов необходима полная и всесторонняя информация о структурных характеристиках руд, минеральных агрегатов и раскрытых фаз. Степень раскрытия минеральных комплексов при минералогическом анализе определяется путем подсчета числа раскрытых частиц рудных (ценных) и породообразующих минералов в отдельных фракциях. Для определения минералогического состава проводят макроскопическое изучение образцов, позволяющее качественно определить основные минералы, крупность и характер их вкрапленности, и микроскопическое изучение мелких классов руды, в процессе которого уточняют качественный и количественный состав пробы [3]. При микроскопическом изучении рассеянной на классы крупности руды дополнительно изучается степень раскрытия различных рудных минералов.

Работа посвящена изучению минералогического состава и характера раскрытия основных рудных минералов (пирит, халькопирит, сфалерит) медно-цинковой руды месторождения «Юбилейное». Материал крупностью 40-1,25 мм просматривался визуально и под бинокулярным микроскопом. Классы крупности меньше 1,25 мм изучались с использованием аппаратно-программного комплекса анализа изображений «Минерал С7». Выделялись минеральные зерна различного качества по содержанию основного рудного минерала: богатые – более 50 %, бедные – менее 25 % и рядовые – с содержанием 25-50 %. Подсчитывалось количество раскрытых и нераскрытых зерен, рассчитывалось процентное содержание сростков, свободных рудных зерен, раскрытых породных зерен. Результаты представлены в таблице.

Установлено, что в руде в большом количестве присутствует пирит. Уже в крупных классах крупности он содержится в весьма богатых сростках с нерудными минералами. Халькопирит и сфалерит присутствуют в представленных пробах только в виде сложных сростков из всех рудных и нерудных минералов. Содержание богатых и рядовых сростков по халькопириту порядка 10-30 %. Сфалерит в основном входит в состав рудных сростков. По содержанию сфалерита такие сростки относятся к бедным.

Установлено, что в классах крупности до 0,040 мм все сростки рудных минералов ассоциированы с минералами пустой породы. В большей мере присутствуют сростки пирита с нерудными минералами, затем – сложные сростки нескольких рудных минералов с вмещающей породой. При крупности 40-30 мкм количество сложных сростков с нерудными минералами резко снижается, но имеются сростки рудных минералов между собой. Все сростки, находящиеся в классах 30-20 и 20-0 мкм, содержат сфалерит, причем его доля составляет 21-26 % от сростка.

Результаты проведенных исследований свидетельствуют об очень тесном и сложном взаимопрораствании друг с другом рудных минералов.

### Распределение сростков в крупных классах крупности

Классы крупности, мм	-40+20	-20+10	-10+5	-5+2,5	-2,5+1,25
Виды сростков	Содержание сростка, %				
нерудные+пирит	23,9	32,2	38,1	47,8	27,3
нерудные+халькопирит	14,1	24,4	27,6	7,5	30,0
нерудные+сфалерит		0,7	1	2,5	1,3
нерудные+пирит+халькопирит	25,4	6,8	6,4	16,3	32,8
нерудные+пирит+сфалерит	5,6	3,4	5,1	5,7	3,0
нерудные+сфалерит+халькопирит	9,9	23	13,2	3,2	2,5
нерудные+пирит+халькопирит+сфалерит	21,1	0,3	0,3	3,5	2,3
пирит+сфалерит		4,7	4,8	8,3	
пирит+халькопирит		0,7		0,5	
сфалерит+халькопирит		3,1	3,5	1,2	
пирит+халькопирит+сфалерит		0,7		3,5	0,8

Для оценки раскрытия руды по результатам исследований была построена диаграмма раскрытия рудных минералов (см. рисунок) [1].

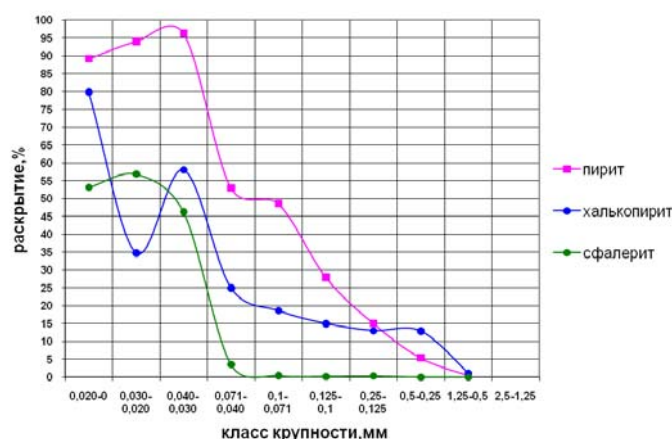


Диаграмма раскрытия медно-цинковой руды месторождения «Юбилейное»

Изучение степени раскрытия основных рудных минералов показало, что практически полное раскрытие зерен пирита (89,2-96,3 %) наблюдается при крупности меньше 40 мкм, раскрытие зерен халькопирита – в классе 20-0 мкм (79,9 %), а сфалерита – в классе 30-20 мкм (56,9 %). Следует отметить, что в отличие от пирита и халькопирита, сфалерит раскрывается труднее: при крупности 40-30 мкм раскрытие его зерен составляет всего 46 %, а в тонких классах раскрытие не превышает 57 %. Полученные результаты свидетельствуют о необходимости весьма тонкого измельчения руды для раскрытия зерен сфалерита, поскольку сростки с ним содержатся даже в самых тонких классах.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин В. З. Исследование руд на обогатимость: конспект лекций. – Екатеринбург: Изд-во УГГА, 2001.
2. Фадеева Н. В., Заварухина Е. А., Капуста М. Н. Изучение морфометрических параметров труднообогатимой медно-цинковой руды в тонких классах с применением анализатора изображений «Минерал С7» // Проблемы освоения недр в XXI веке глазами молодых. – М.: ИПКОН РАН, 2010. – С. 414-417.
3. Шадрунова И. В., Глухова А. Ю., Горлова О. Е. Материаловедение: практикум. Учебное пособие для студентов высшего профессионального образования по специальности 130405 «Обогащение полезных ископаемых».

## ИССЛЕДОВАНИЕ СЕЛЕКТИВНОГО ОСАЖДЕНИЯ ИОНОВ МЕТАЛЛОВ ПРИ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОЙ ХЛОРИНАЦИИ

*КЛИМОВА О. А., КИСЕЛЁВ М. Ю.*

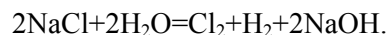
ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

К перспективным способам переработки рудного и техногенного сырья относятся хлоридные методы растворения.

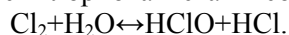
Наиболее эффективным агентом для выщелачивания драгоценных металлов является хлорная вода [1]. Для получения хлорной воды применяется в основном привозной жидкий хлор. Операции перевозки хлора и его хранения опасны для окружающей среды с экологической точки зрения.

На сегодня имеется возможность получения хлорных растворителей непосредственно на месте производства в диафрагменных электролизёрах. Одним из видов хлоринации является электрохимическая хлоринация, которая заключается в получении хлорактивных растворителей путём электролиза водных растворов хлоридов щелочных металлов [1, 2].

Хлорактивные вещества образуются в результате электролиза раствора хлорида натрия по следующей реакции:



На аноде протекает процесс выделения газообразного хлора. В результате взаимодействия хлора с водой образуется хлорноватистая и соляная кислота:



Также на аноде возможно выделение кислорода.

Полученная в результате электрохимической обработки смесь веществ используется в операции химического растворения для перевода металлов из твёрдой фазы в раствор.

На катоде происходит выделение газообразного водорода  $\text{H}_2$  и образование гидроксид-иона  $\text{OH}^-$ . Полученный католит можно применять для осаждения металлов из раствора путём повышения его pH.

Для каждого металла существуют свои значения pH гидратообразования. Так, гидроксиды трёхвалентного железа образуются в диапазоне pH=1,8-4, двухвалентной меди – с 3 до 6, а цинка – с 6,3 до 9.

Для изучения селективного осаждения металлов из раствора выполнены следующие эксперименты.

После электрохимической хлоринации старогодних пиритных хвостов Красноуральской обогатительной фабрики ОАО «Святогор» получен раствор объёмом 1 л с pH=1,47.

Из раствора отлили в ёмкость 120 мл. Отлитую часть раствора довели до pH=10 добавлением в него католита. Расход католита – 0,74 мл на 1 мл раствора. Контролировали pH раствора с помощью pH-метра. Осадок отфильтровали, высушили и взвесили. Далее его проанализировали на рентгеноспектральном анализаторе для определения содержания железа меди и цинка в исходном растворе.

Оставшуюся часть раствора довели до pH=3 путём добавления в него католита. Полученный мутный раствор с осадком перемешали. На чистую колбу поставили воронку с фильтром, который предварительно взвесили. Мутный раствор вылили на фильтр. Фильтр с осевшей твёрдой фазой поставили на высушивание в сушильный шкаф. Высушенную твёрдую фазу взвесили и с помощью рентгеноспектрального анализатора определили массовые доли железа, меди и цинка. Отфильтрованный раствор ступенчато довели до pH=10 путём повторения вышеописанных действий.

На рис. 1-2 представлены результаты осаждения железа, цинка и меди из раствора.

На представленных рисунках видно, что с увеличением pH наблюдается соосаждение металлов. Так, при pH=3 железа извлекается 82 %, меди – 28 %, а цинка – 9 %. При достижении раствором pH=7 происходит полное осаждение железа и меди, после чего возможно получение цинкового продукта.

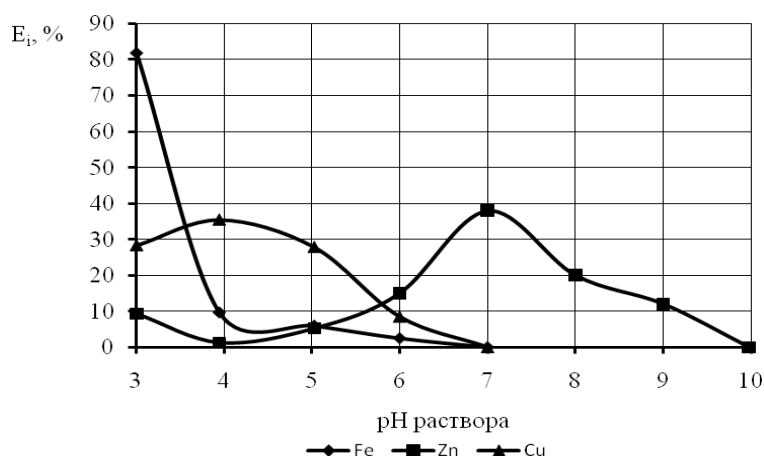


Рис. 1. Зависимость частного извлечения металлов в осадок  $E_i$  от величины pH

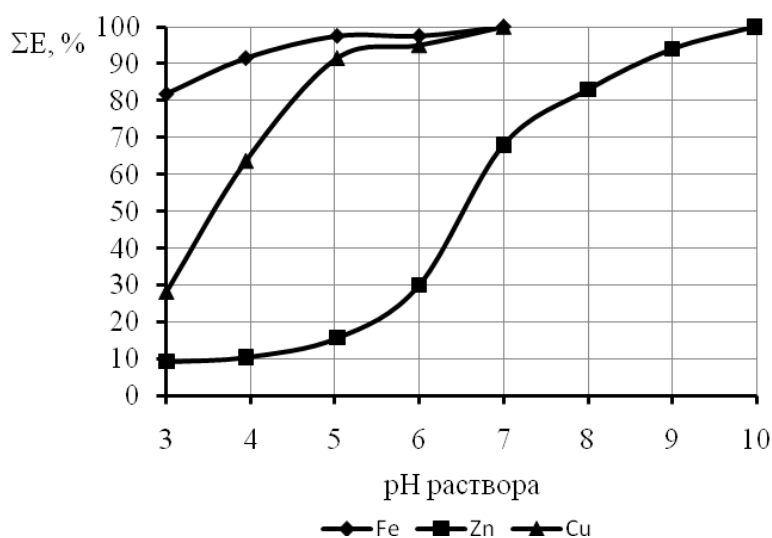


Рис. 2. Зависимость кумулятивного извлечения металлов в осадок  $\Sigma E$  от величины pH

Из раствора, полученного в результате электрохимической хлоринации старогонных пиритных хвостов, возможно выделение цинкового продукта с извлечением 70 %. Для селективного осаждения железа и меди необходимо двухвалентное железо переводить в трёхвалентное, которое осаждается в кислых средах.

### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Седов Н. П. Перспективы применения хлорных электролизёров для получения хлорной воды на месте её использования в качестве агента для выщелачивания драгоценных металлов способом скважинного подземного выщелачивания (СПВ) // Материалы Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», проводимой в рамках Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2010. – 365 с.
2. Киселёв М. Ю. Исследование растворения золота методом электрохимической хлоринации // Материалы Международной научно-технической конференции «Научные основы и практика переработки руд и техногенного сырья», проводимой в рамках Уральской горнопромышленной декады. – Екатеринбург: Изд-во «Форт Диалог-Исеть», 2010. – 365 с.
3. Liisa Naavanlammi, Kari Hietala, Janne Karonen, «Hydrocopper® – for treating variable copper concentrates», Outokumpu Technology Oy, Espoo; Copper Hydrometallurgy, Outokumpu Research Oy, Pori, Finland.

## ОПТИМИЗАЦИЯ ВЫПУСКА УЗКИХ ФРАКЦИЙ КРУПНОСТИ ПРИ ИЗМЕЛЬЧЕНИИ

ЕРШОВ Н. Н.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Переизмельчение отрицательно сказывается на любых процессах обогащения, так как увеличивает потери ценного компонента. Известно, что в стержневых мельницах происходит меньшее переизмельчение. Особенностью измельчения в стержневых мельницах является выраженное разрушение в основном крупных частиц. Это связано с тем, что при движении частиц вдоль стержней крупные частицы зажимаются между стержнями и разрушаются, а мелкие частицы проходят в образовавшийся зазор и выносятся средой (поток воды или воздуха) из мельницы. В шаровых мельницах шары с равной вероятностью воздействуют как на крупные, так и на мелкие частицы, поэтому и происходит переизмельчение.

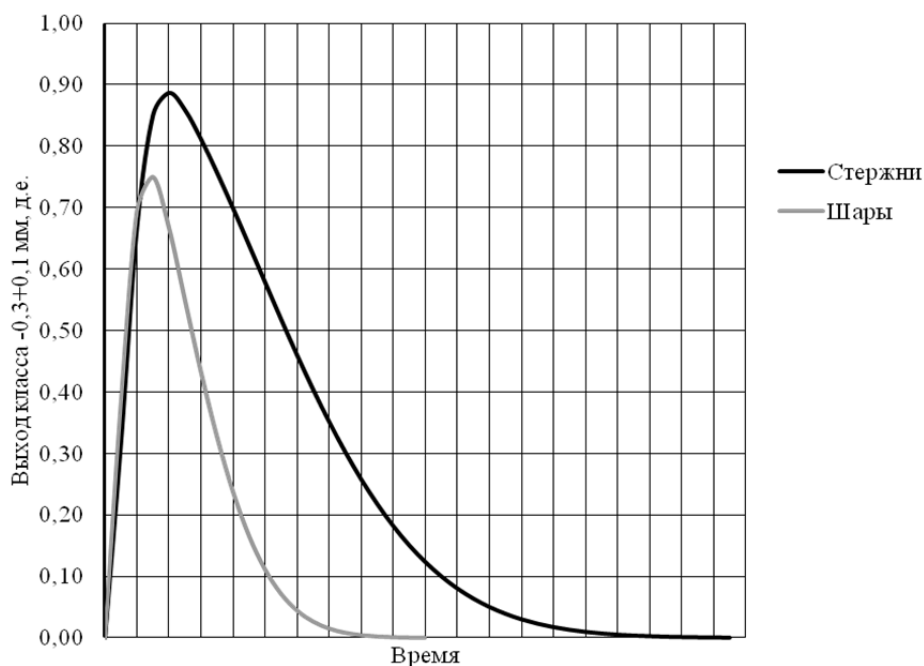
Зависимость выхода остатка крупного класса  $-d_{\max}+d_{\text{отв}}$  от времени  $t$  имеет следующий вид:

$$\gamma^{-d_{\max}+d_{\text{отв}}} = \lambda_0 \cdot e^{-kt}$$

Тогда выход узкой фракции  $-d_1+d_2$  будет находиться как разница между остатком крупного класса на сите  $d_2$  мм и остатком крупного класса на сите  $d_1$  мм (см. рис. 1):

$$\gamma^{-d_1+d_2} = \gamma_0^{-d_{\max}+d_2} \cdot e^{-k_1 t} - \gamma_0^{-d_{\max}+d_1} \cdot e^{-k_2 t}$$

Из полученных зависимостей следует, что выход узких классов при измельчении в мельницах имеет оптимум, и для получения наибольшего выхода узкой фракции предпочтительнее использовать стержневые мельницы. Так, по рисунку видно, что выход может быть увеличен на 17 %.



Зависимость выхода узкой фракции от времени измельчения при измельчении в шаровой и стержневой мельницах

## ВОЗМОЖНОСТЬ ПОЛУЧЕНИЯ РАБОЧЕЙ ФРАКЦИИ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ВЫСОКОЧИСТЫХ КВАРЦЕВЫХ КОНЦЕНТРАТОВ

ВОЛКОВ П. С.

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Предметом исследования является кварцевое (кремнеземистое) сырье Кыштымского ГОКа. Исследовалась возможность получения плавочного сырья (высокоочищенного кварцевого концентрата), которое использовалось для изготовления однокомпонентного кварцевого сырья. Такое стекло обладает уникальной комбинацией химических, механических, термических и оптических свойств. Плавленый кварц производится путем плавления кварцевой крупки или высокоочищенного кварцевого сырья электродуговым способом и плазменной плавкой. Оптимальными при наплаве кварцевого стекла считается кварцевая крупка крупностью  $-0,4+0,1$  мм для российских потребителей и  $-0,3+0,1$  мм – для зарубежных потребителей.

На предприятии «Кыштымский ГОК» для измельчения использовались шаровые мельницы, при этом наблюдался повышенный выход пылевой фракции. Известно, что в стержневых мельницах происходит меньшее переизмельчение. Особенностью измельчения в стержневых мельницах является выраженное разрушение в основном крупных частиц. Это связано с тем, что при движении частиц вдоль стержней крупные частицы зажимаются между стержнями и разрушаются, а мелкие частицы проходят в образовавшийся зазор и выносятся средой (поток воды или воздуха) из мельницы. В шаровых мельницах шары с равной вероятностью воздействуют как на крупные, так и на мелкие частицы, поэтому и происходит переизмельчение.

В лабораторных условиях были проведены исследования по сухому измельчению гранулированного кварца Кыштымского месторождения жилы 175 крупностью  $-3+0$  мм. Измельчение проводилось в дискретном режиме и в режиме с моделированием замкнутого цикла, в шаровой и стержневой мельнице.

В дискретном режиме проба измельчалась без добавления исходного материала. С периодичностью в 5 минут отбиралась проба, и производился рассев на классы  $-3+0,3$ ,  $-0,3+0,1$  и  $-0,1+0$  мм. По результатам исследования были построены кривые зависимости выхода рабочей фракции  $-0,3+0,1$  мм от продолжительности измельчения (см. рис.1).

Для оценки возможного выхода фракции  $-0,3+0,1$  мм были проведены исследования в режиме с моделированием замкнутого цикла.

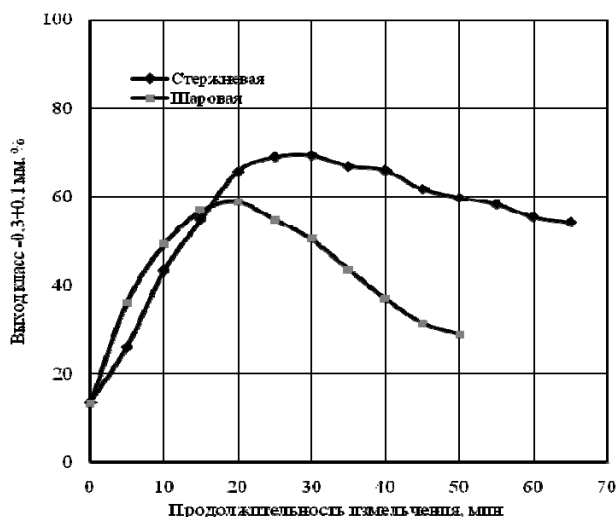


Рис. 1. Выход рабочей  $-0,3+0,1$  мм фракции при сухом измельчении гранулированного кварца крупностью  $-3+0$  мм в барабанной мельнице в дискретном режиме

Для этого исходная проба измельчалась 10 минут, затем проба извлекалась из мельницы и рассевалась на ситах с размером отверстий 0,3 мм и 0,1 мм, для определения выходов



фракций  $-3+0,3$  мм,  $-0,3+0,1$  мм и  $-0,1+0$  мм. После определения выхода фракция к классу  $-3+0,3$  мм добавлялся исходный материал, доводя массу до массы исходной пробы. По результатам исследования были построены зависимости, представленные на рис. 2.

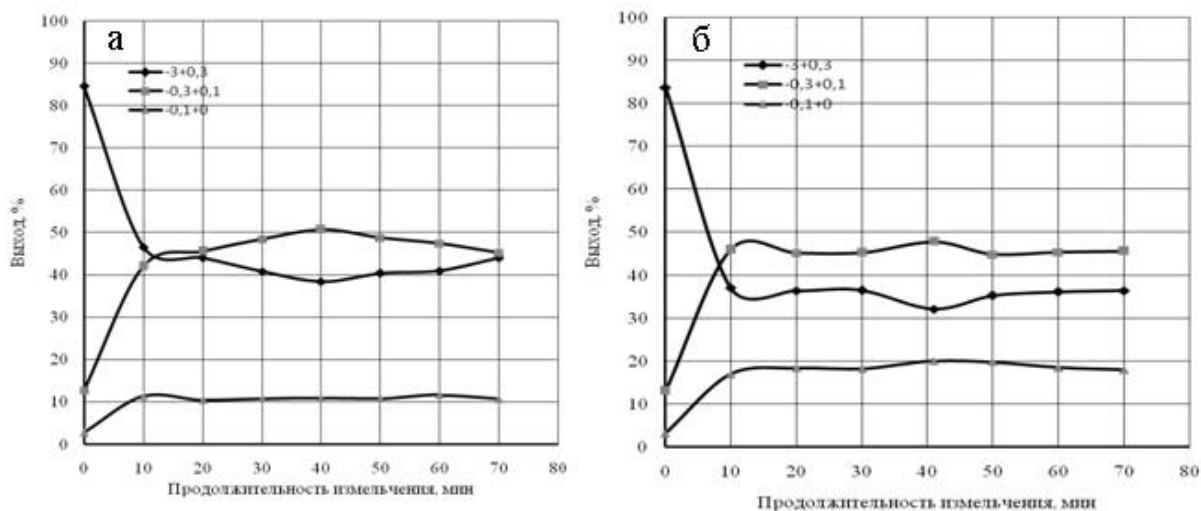


Рис. 2. Частные выходы фракций  $-3+0,3$  мм;  $-0,3+0,1$  мм и  $-0,1+0$  мм при сухом измельчении гранулированного кварца крупностью  $-3+0$  мм в барабанной мельнице при стержневой (а) и шаровой (б) нагрузке с моделированием замкнутого цикла

По данным исследования, проведённого в режиме замкнутого цикла, были рассчитаны суммарные выходы фракций  $-0,3+0,1$  мм и  $-0,1+0$  мм. Результаты расчёта представлены на рис. 3.

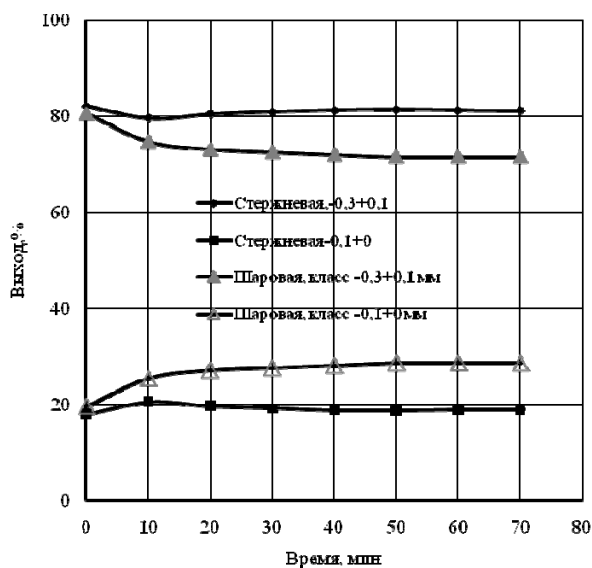


Рис. 3. Накопление выхода рабочей  $-0,3+0,1$  мм и пылевой  $-0,1+0$  мм фракций при сухом измельчении гранулированного кварца крупностью  $-3+0$  мм в барабанной мельнице при стержневой и шаровой нагрузке с моделированием замкнутого цикла

Результаты исследований показывают, что суммарный выход рабочей фракции при измельчении в барабанной мельнице со стержневой нагрузкой на 10 % больше суммарного выхода рабочей фракции при измельчении в барабанной мельнице с шаровой нагрузкой, поэтому стержневые мельницы действительно предпочтительнее для сухого измельчения при необходимости максимизации выхода узкой фракции.

## ПОВЫШЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРОЦЕССА ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО КРЕМНИЯ

*МИХАЛЕВ С. А.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Кремний по распространенности в земной коре занимает второе место после кислорода, встречается главным образом в виде кислородных соединений (кварц, силикаты и т. д.). Кремний высокой чистоты используется в полупроводниковой технике, а технической чистоты (96-99 % Si) – в черной и цветной металлургии для получения сплавов на нежелезной основе (силумина и др.), легирования (кремнистые стали и сплавы, применяемые в электрооборудовании) и раскисления стали и сплавов (удаления кислорода), производства силицидов и т. д.

Были внедрены усовершенствования в работу комплекса измельчения металлического кремния компании ООО «Мария Трэйд». Комплекс представляет собой бутару, переделанную в шаровую мельницу, и работает в дискретном режиме: загрузка – 40 минут; измельчение – 2 часа; разгрузка – 2 часа.

Дискретный режим показал, что процессы загрузки и разгрузки непроизводительны. Переход на непрерывный режим увеличит производительность вследствие увеличения фондового времени.

Опыт работы измельчительного кремниевого комплекса в открытом цикле показал, что готовая продукция имеет существенные колебания крупности продукта. В табл. 1 приведен гранулометрический состав продуктов при отрывом цикле измельчения.

Таблица 1

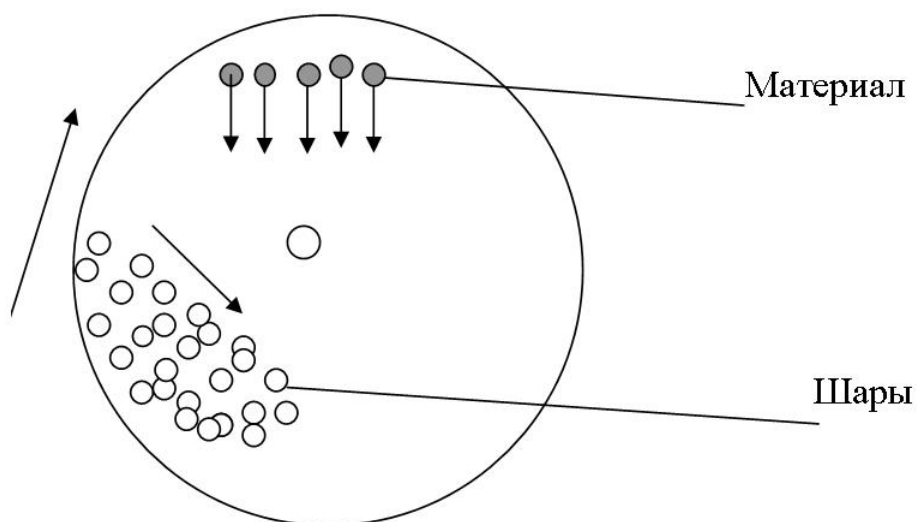
Гранулометрический состав продуктов при отрывом цикле измельчения

Класс, мм	Выход класса, %		
	Поставщик 1	Поставщик 2	Поставщик 3
+2	1,0	0,0	1,0
-2+1	4,0	0,5	4,0
-1+0,5	10,5	1,0	9,0
-0,5+0,3	4,5	15,0	5,0
-0,3+0,2	3,7	11,0	9,0
-0,2+0,1	16	38,0	27,0
-0,1+0	60,3	34,5	45,0
Итого	100,0	100,0	100,0

Для исследования возможности реализации процесса классификации непосредственно в мельнице нами проведено опробование измельченных продуктов в различных режимах.

На схеме (см. рисунок) приведен характер движения шаров в мельнице. Из рисунка видно, что помольные шары имеют траекторию ниже центра мельницы, следовательно, в центр мельницы можно поместить пробоотборник. В качестве пробоотборника выступает труба с щелью 3 мм. Эта труба вводилась в мельницу с помощью пылесоса. Проводился отбор проб при различном положении щели пробоотборника.

Гранулометрический состав проб при разной ориентации пробоотборника приведен в табл. 2.



Характер движения шаров в мельнице

Таблица 2

Гранулометрический состав проб при различных положениях пробоотборника

Щель внизу		Щель вверху		Щель справа	
Класс, мм.	$\gamma$ , %	Класс, мм.	$\gamma$ , %	Класс, мм.	$\gamma$ , %
-1+0,5	0,13	-1+0,5	0,94	-1+0,5	0,93
-0,5+0,3	0,28	-0,5+0,3	3,1	-0,5+0,3	2,39
-0,3+0,2	1,13	-0,3+0,2	5,7	-0,3+0,2	4,44
-0,2+0,1	11,78	-0,2+0,1	20,92	-0,2+0,1	23,53
-0,1+0	86,68	-0,1+0	69,34	-0,1+0	68,71
Итого	100,00	Итого	100,00	Итого	100,00

Таким образом, при переходе с дискретного режима на непрерывный можно предположить, что производительность увеличится вдвое и повысится качество крупности, так как более крупный класс остается на дне барабана мельницы для доизмельчения, а более мелкий будет подниматься вверх и засасываться в щель.

Таблица 3

Гранулометрический состав продукта

Поставщик 1		Поставщик 2		Поставщик 3	
Класс, мм	Выход, %	Класс, мм	Выход, %	Класс, мм	Выход, %
+5	2	+1	3	+0,5	0
-5+3	16	-1+0,5	7	-0,5+0,3	1
-3+1	37	-0,5+0,3	4	-0,3+0,2	2
-1+0,5	14	-0,3+0,2	7	-0,2+0,1	21
-0,5+0	31	-0,2+0,1	26	-0,1+0	76
Итого	100	-0,1+0	43	Итого	100
		Итого	100		

Из табл. 3 видно, что в готовом продукте действительно появляются зерна избыточного размера.

## ОСОБЕННОСТИ ЗАМКНУТЫХ И РАЗОМКНУТЫХ СХЕМ ФЛОТАЦИИ

*ЕВГРАФОВА Е. Л., СУВОРОВА Е. В.*

ГОУ ВПО «Уральский государственный горный университет»

Одной из современных тенденций совершенствования схем флотации является использование фракционной флотации. Принципиально новым направлением совершенствования схемных решений флотации является использование полностью разомкнутых схем флотации [1, 2, 3]. Главным тезисом обоснования разомкнутых схем флотации является то, что циркуляция продуктов обычно приводит к снижению показателей флотации. Циркуляционные потоки в схемах флотации приводят к существенному увеличению времени пребывания частиц в схеме, а, следовательно, к длительному воздействию кислорода воздуха на их поверхность и, в конечном итоге, к их депрессии и выводу их в камерный продукт или «хвосты флотации».

При разработке разомкнутых схем флотации осуществляется формирование самостоятельных потоков пенных продуктов различного качества. В «голове» основной флотации формируется кондиционный для схемы пенный продукт, который направляется в готовый концентрат. При формировании последующих пенных продуктов по фронту флотации следует стремиться с одной стороны к минимизации количества продуктов, с другой стороны к минимизации смешивания разнокачественных продуктов.

Одним из приёмов повышения технологических показателей флотации является использование «голодного режима» флотации, под которым понимается флотация при пониженной концентрации собирателя в жидкой фазе. При таком режиме собиратель закрепляется, главным образом, на более гидрофобных частицах, обеспечивая тем самым существенное повышение качества пенных продуктов. «Голодный режим» флотации при том же суммарном расходе собирателя достигается путём дробной подачи реагента по фронту флотации. Была выполнена оценка работы 35 камер разомкнутого фронта флотации Сибайской обогатительной фабрики при производительности 50 и 100 т/ч при дробной подаче собирателя: в первую камеру (50 г/т исходного питания), в седьмую (30 г/т) и в двадцать первую (20 г/т) камеру. Для сравнения, на той же фабрике при том же реагентном режиме проведена оценка работы 46 камер основной и контрольной флотаций, работающих в замкнутом цикле (пенный продукт контрольной и камерный первой перечистой флотации направляются в «голову» основной флотации), при производительности по потоку 84 т/ч.

Установлено, что дробная подача собирателя в схеме флотации приводит к ступенчатому формированию качества пенных продуктов по фронту флотации. Наличие ступенчатого формирования массовой доли меди в пенных продуктах облегчает формирование продуктов с минимизацией смешивания разнокачественных продуктов. Однако, в замкнутых схемах показатели флотации значительно ниже. Если в разомкнутой схеме флотации извлечение меди в кондиционный концентрат, то есть продукт с массовой долей меди на уровне 17,4 %, составляет около 50 %, то при флотации в закрытом цикле извлечение в такой продукт составляет 16,66 %. Очевидно, это связано с тем, что при наличии циркуляции продуктов флотации по схеме сложно добиться эффекта «голодного режима», достигаемого с помощью дробной подачи реагентов по фронту флотации. Циркуляция продуктов флотации по схеме нивелирует влияние дробной подачи реагентов по фронту флотации.

Расчёт и сопоставление показателей флотации в кумулятивные пенные продукты от начала к концу и от конца к началу схемы позволил сформировать кондиционные концентраты и разнокачественные промпродукты, для разных режимов флотации. Произведён расчёт показателей флотации при дифференцированном отборе пенных продуктов с таких участков. Анализ результатов показал что, дифференцированный отбор пенных продуктов при флотации в открытом цикле при  $Q=50$  т/ч позволяет выделить на фронте флотации из 35 камер 49,9 % меди в кондиционный концентрат с массовой долей меди 17,4 %; 33,814 % меди –

в промпродукт с массовой долей меди 4,098 % и 3,82 % меди – в продукт с массовой долей меди 0,638 %.

При  $Q=100$  т/ч на фронте флотации из 35 камер, также работающих в открытом цикле, дифференцированный отбор пенных продуктов позволяет выделить 51,1 % меди в кондиционный концентрат с массовой долей меди 17,42 %; 21,15 % меди – в промпродукт с массовой долей меди 9,716 % и 9,99 % меди – в продукт с массовой долей меди 2,033 %.

При флотации в закрытом цикле ( $Q=84$  т/ч) дифференцированный отбор пенных продуктов на фронте флотации из 46 камер позволяет выделить 16,66 % меди в кондиционный концентрат с массовой долей меди 18,32 %; 50,3 % меди – в промпродукт с массовой долей меди 9,431 %; 16,22 % меди – в промпродукт с массовой долей меди 3,43 % и 10,30 % меди – в продукт с массовой долей меди 1,212 %.

Таким образом, установлено, что при «голодном режиме», обеспечиваемом за счёт дробной системы подачи собирателя по фронту флотации, создаются наилучшие условия для получения кондиционных концентратов, отвальных хвостов и промпродуктов различного качества.

Однако эффективность этого приёма зависит от качества схемы. Показатели обогащения для замкнутых схем флотации при наличии дробной системы подачи реагентов значительно ниже, чем для разомкнутых схем. Так, например, если в разомкнутой схеме флотации извлечение меди в кондиционный концентрат, то есть продукт с массовой долей меди на уровне 17,4 %, составляет около 50 %, то при флотации в закрытом цикле извлечение в аналогичный продукт – 16,66 %. Очевидно, это связано с нивелирующим влиянием циркуляции флотационных продуктов на систему подачи реагентов в процесс флотации. Увеличение производительности по потоку создаёт предпосылки для более широкого фракционирования материала по качеству, что позволяет улучшить их с точки зрения извлечения компонента в высококачественные продукты.

#### БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Самыгин В. Д., Щендринин А. Н. Определение фракционного состава продуктов по флотуемости. – Иркутск: ИрГПУ, 1983. – С. 34-40.
2. Щендринин А. Н. О методах определения спектра флотуемости // Физико-технические и технологические проблемы разработки и обогащения твёрдых полезных ископаемых. – М., 1982. – С. 206-210.
3. Динь Нгок Данг. Моделирование и оптимизация процесса флотационного разделения на основе вероятностных представлений: автореф. дис. ... д-ра техн. наук. – М., 1982. 43 с.