

МАТЕРИАЛЫ УРАЛЬСКОЙ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОЙ ДЕКАДЫ

4-14 апреля 2005 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ И ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

О ВОЗМОЖНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ РЫХЛЫХ ЖЕЛЕЗНО-СЛЮДКОВО-МАРТИТОВЫХ РУД ЯКОВЛЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ В МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ПЕРЕДЕЛЕ БЕЗ ОБОГАЩЕНИЯ

ТИХОНОВ О. Н., КУСКОВ В. Б., ЛЕНЁВ Л. А.

Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

Вовлечение в переработку новых видов минерального сырья связано с созданием “уникальной” технологической цепочки. В случае переработки металлосодержащих руд она представляет следующую последовательность операций: добыча – обогащение – металлургия. Добыча и металлургия являются основными операциями, а обогащение промежуточным. Поэтому иногда при высоких содержаниях ценного компонента и низких вредных операцию обогащения применять не рационально.

Переработка сырья по цепочке добыча – металлургия, без подготовки невозможна, поскольку металлургический процесс предъявляет требования на качество исходного сырья. Основным таким требованием является грансостав. К примеру, крупность кусков руд подготовленных для доменной плавки находится в пределах 8-60 мм; для мартеновской 12-150 мм. Руда с рудника в основном доставляется крупностью более 300 мм и операцией дробления можно снизить верхний предел крупности. В результате получается продукт крупностью от 0 до d_{opt} . Использование данного продукта невозможно, поскольку при плавке мелкие классы руды выносятся из печи. При шахтной плавке мелкие классы руды выносятся из печи в виде пыли; кроме того, они увеличивают сопротивление столба шихты прохождению газов и отрицательно влияют на газопроницаемость столба шихты. Проведенными исследованиями, например, установлено, что в доменную плавку следует подавать руды крупностью не меньше 5 мм. Исходя из этих соображений, возникает необходимость исключения из доменной шихты мелочи ниже 5 мм и направление этих продуктов на окускование. Известны три способа окускования мелких руд и концентратов: агломерация, грануляция (окомкование) и брикетирование.

В своей работе была подвергнута исследованиям проба рыхлой железно-слюdkово-мартитовой руды Яковлевского месторождения и определена возможность окускования данного продукта. Была изучена исходная влажность пробы, гранулометрический состав и химический состав. Проба была представлена железной порошокватой рудой. Руда обладает чрезвычайно слабым сцеплением частиц и при малейшем механическом воздействии рассыпалась. Вследствие тонких включений или прожилок магнетита в рудной массе проявлялись слабые магнитные свойства. Насыпная плотность руды при исходной влажности $W=12\%$ составила $3,3 \text{ г/см}^3$.

Результаты гранулометрического состава показали неравномерность распределения материала по классам крупности. Отмечается высокое содержание пылевой фракции ($-0,05+0,00 \text{ мм}$) составляющее 47 %. Содержание данной фракции, по данным геологов, находится в диапазоне 39–79 %. В пробе присутствует класс $-10+5 \text{ мм}$ в количестве 5 %.

Количество наиболее значимых элементов определялось химическим анализом. Содержание элементов руды представлен в таблице.

Химический состав исходной пробы, % масс

Компонент	$Fe_{общ}$	Fe_2O_3	SiO_2	Al_2O_3	ппп	S	CaO	MgO
Содержание	65,91	94,26	2,90	1,43	0,85	0,01	0,33	0,49

Основными рудным минералом данной пробы руды является безводные окислы железа Fe_2O_3 , которые представлены гематитом (красным железняком) и продуктом его окисления – мартитом. По количественному соотношению эти окислы представлены в соотношении: гематит – 10 %, мартит – 90 %. В пробе обнаружено небольшое содержание хрома и марганца.

Коэффициент основности изучаемой руды равен 0,19.

По проделанной работе можно сделать такие выводы:

1. Руду без предварительного окускования невозможно использовать в металлургическом переделе, поскольку крупность её составляет менее 5 мм;
2. Руду без предварительной подготовки по верхнему пределу крупности можно отправлять в операцию окускования. Это обусловлено тем, что материал разрушается при малейшем прикосновении и при добыче будет разрушен;
3. По гранулометрической характеристике материал подходит для агломерации и брикетирования;
4. В пробе руды массовая доля железа высокая, а вредных примесей низкая. Следовательно данную руду можно использовать в металлургическом переделе без операций обогащения;
5. Низкое содержание серы исключает дорогостоящую операцию десульфуризации, которая одновременно протекает при агломерации и обжиге окатышей, следовательно для снижения удельных энергозатрат на подготовку материала к металлургии может быть выбран метод брикетирования;
6. По содержанию вредных примесей, таких как сера и марганец руда удовлетворяет требованиям доменного производства и пригодна для выработки ценных сортов чугуна;
7. Добавка флюсов при плавке данной руды будет значительной.

ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ЦИНКСОДЕРЖАЩИХ ДОМЕННЫХ ШЛАМОВ

СЕЛЯНИНОВА И. В., КОБЕЛЕВ В. А., ВОЙНОВ В. Н., ПЛЮСНИН А. В., СМIRHOV Б. Н.
ГНЦ РФ ОАО "Уральский институт металлов"

В настоящее время на ряде предприятий черной металлургии сбрасывается в шламохранилище около половины всех образующихся мелкокристаллических твердых отходов.

Особого внимания, на наш взгляд, заслуживают шламы с повышенным содержанием цинка, который поступает в доменное производство с железорудным сырьем. Химический анализ показал, что практически на всех предприятиях отрасли в шламах доменных и сталеплавильных газоочисток наблюдается повышенное содержание цинка. Утилизация этих шламов в аглопроизводстве без предварительного обезцинкования вызывает ухудшение работы доменных печей, что обуславливает необходимость сброса значительного количества шлама в шламохранилище.

Содержание железа в доменных шламах колеблется в пределах 20,2-55 %, а цинка – 0,02-16 %, что создает значительные трудности в использовании этих шламов в металлургическом производстве.

С целью увеличения объема утилизации доменных цинксодержащих шламов предложено несколько технологий, которые условно можно разделить на пирометаллургические, гидromеталлургические и механические. В данной работе предлагается комплексная технология, позволяющая не только извлечь цинк из доменных шламов и обеспечить их использование в аглопроизводстве, но и перевести цинк в товарный продукт.

При мокрой очистке от пыли газов доменных и сталеплавильных печей получают шламы, содержащие до 4 % цинка. На практике такие шламы, несмотря на относительно высокое содержание в них железа, не перерабатываются, в первую очередь из-за присутствия в них цинка. В то же время низкое содержание цинка (2-4 %) практически исключает рентабельную переработку шламов с целью получения утилизируемых материалов. Расчет количества цинка, перешедшего в отходы только на ОАО "НТМК", по данным 2004 г. показывает, что невязка по цинку составляет около 1,7 тыс. т. Этот цинк в основном находится в шламах.

В цветной металлургии в ряде процессов получают кеки, пыли, шлаки, клинкер, в которых содержание цинка колеблется в широких пределах. Шлаки свинцовой плавки, например, содержат 8-12 % цинка, цинковые кеки – 18-22 %. Самым бедным по цинку продуктом является клинкер, в котором содержится 1,5-3 % цинка. Поэтому в цветной металлургии процессы извлечения цинка из подобного сырья применяются длительное время.

Расчетами, проведенными проектными институтами цветной металлургии на основе работы предприятий показано, что переработка шламов, не содержащих благородные металлы и медь, рентабельно перерабатывать вальцеванием или фьюмингованием при содержании цинка не ниже 7 %. Поэтому в цветной металлургии часто используют более простые и дешевые технологии.

В настоящее время на большинстве предприятий черной металлургии образуются шламы следующего химического состава (см. табл.). Вопрос о переработке таких шламов можно поднимать не только из-за вовлечения в производство значительного количества железосодержащего сырья, но и в свете решения экологических проблем конкретного предприятия, т.к. при многолетнем складировании шламов в шламохранилищах возникает опасность заражения избыточных вод ионами цинка. Кроме того, следует отметить, что в настоящее время на Урале имеется существенный дефицит в цинксодержащем сырье.

Вторым моментом, оправдывающим проведение работ в данном направлении является возможность возврата главных компонентов шлама – железа и угля в производство после удаления цинка или снижения его содержания до приемлемого для доменного производства.

Химический состав шлама доменной газоочистки

Компонент	Содержание, % на сухой вес
<i>FeO</i>	49
<i>CaO</i>	10,3
<i>ZnO</i>	2,74
<i>Cr</i>	0,1
<i>Al₂O₃</i>	1,8
<i>SiO₂</i>	0,6
<i>MgO</i>	0,5
<i>PbO</i>	0,46
<i>S_{общ.}</i>	0,3
<i>MnO</i>	0,17
Углерод	14

Проведенные эксперименты показали возможность разделения доменного шлама на два продукта (цинк и железосодержащий), причем содержание железа в одноименном продукте достигает 60-63 % при содержании цинка 0,4 %, что удовлетворяет требованиям черной металлургии. Кроме этого в цинковом промпродукте содержание цинка повышается до 8-10 %. Следовательно, можно получать товарный железосодержащий концентрат, направляемый на агломерационный передел, с содержанием 60-65 % железа и менее 0,5 % цинка. В этом случае цинксодержащий промпродукт будет содержать 6-8 % цинка и 10-12 % железа. Что позволяет достаточно эффективно его перерабатывать обогатительными и гидрометаллургическими способами.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВОЗМОЖНОСТИ РАЗМАГНИЧИВАНИЯ МАГНЕТИТОВЫХ ПУЛЬП С ПОМОЩЬЮ АППАРАТОВ С СИСТЕМОЙ ИЗ ПОСТОЯННЫХ МАГНИТОВ

ПЕЛЕВИН А. Е., МОРОЗОВА Ю. А., МОРОЗОВ А. Е.

Уральский государственный горный университет

В настоящее время на Качканарском ГОК “Ванадий” используются электромагнитные аппараты РА-4 для размагничивания пульпы перед операциями классификации и фильтрования.

Размагничивание магнетитовых пульп применяется с целью их дефлокуляции. Если магнетитовые флоккулы и пряди не разрушить, то они при классификации частично попадут в пески и это приведет к снижению эффективности классификации. Наличие флокул в готовом концентрате, поступающем на фильтрование, приводит к увеличению влажности кека, так как флокулы плохо отдают внутреннюю влагу.

Использование размагничивающих аппаратов РА-4 в технологии обогащения Качканарского ГОК “Ванадий” позволяет:

- повысить содержание класса крупности $-0,071+0$ мм в сливе гидроциклонов на 2-4 % при снижении выхода слива на 1-2 %;
- снизить влажность осадка (кека) вакуум-фильтров на 0,3-0,4 %.

Электромагнитные размагничивающие аппараты РА-4 имеют недостаток, связанный с потреблением электроэнергии (11 кВт).

Для разработки размагничивающего аппарата без потребления электроэнергии выполнены исследования возможности размагничивания пульп системами из постоянных магнитов.

При исследованиях изучено влияние на степень размагничивания магнетитовых пульп следующих факторов:

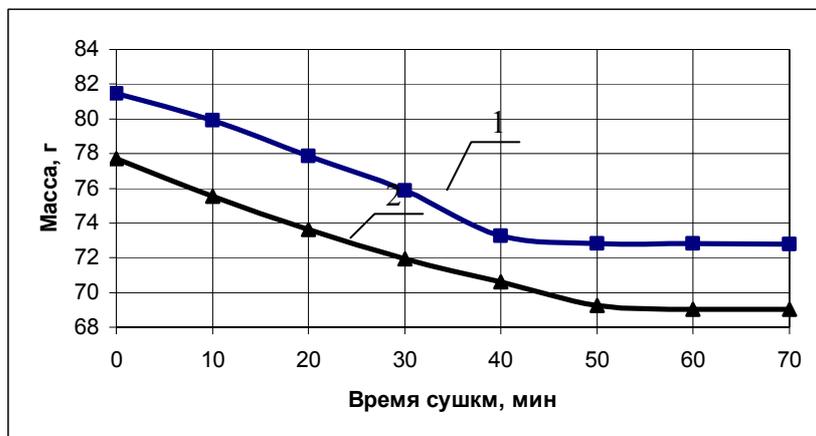
- 1 – Число полюсов магнитной системы;
- 2 – Характер изменения магнитного поля по ходу движения пульпы;
- 3 – Частота магнитного поля;
- 4 – Применение магнитов из феррита-бария и из *Nd-Fe-B*.

Полученные результаты лабораторных исследований позволили сформулировать основные требования к размагничивающему аппарату на постоянных магнитах (РАП) и изготовить лабораторный макет РАП.

Выполнены опыты по классификациям в гидроциклоне ГЦ-100 магнитного продукта ММС-III технологии обогащения Качканарского ГОК “Ванадий” с установленным и не установленным размагничивающим аппаратом РАП между насосом и гидроциклоном. Опыты показали, что размагничивающий аппарат РАП позволяет повысить содержание класса крупности $-0,044+0$ мм в сливе гидроциклона на 4-5 % при снижении выхода на 2-3 %.

На лабораторной вакуум-фильтровальной установке выполнен эксперимент по обезвоживанию предварительно размагниченного в РАП и не размагниченного магнетитового концентрата. В результате предварительного размагничивания влажность кека снизилась на 0,5 %.

На рисунке показана зависимость изменения массы кека вакуум-фильтра от времени сушки. Эти результаты показали, что предварительно размагниченный концентрат быстрее отдает влагу и можно предположить большую удельную производительность вакуум-фильтра.



Зависимость массы осадка вакуум-фильтра от времени сушки:
1 – размагниченный в РАП концентрат; 2 – не размагниченный концентрат.

В настоящее время выполняется разработка макета размагничивающего аппарата на постоянных магнитах для промышленных испытаний на Качканарском ГОК “Ванадий”.

ИЗУЧЕНИЕ ФЛОТИРУЕМОСТИ СУЛЬФИДНЫХ МИНЕРАЛОВ МАСЛЯНЫМИ СОБИРАТЕЛЯМИ.

КОЗОЧКИНА О. А., ЮЗЕЕВА Е. В

Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова

Одним из методов улучшения технологических показателей флотации сульфидных руд является применение дополнительных аполярных собирателей в качестве интенсифицирующих добавок. При флотации сульфидных и окисленных минералов углеводородные масла применяются в сочетании с гетерополярными ионогенными собирателями. Эффективность совместного действия водорастворимых ионогенных собирателей и аполярных реагентов при флотационном разделении частиц обусловлена тем, что эти реагенты действуют в основном на различных границах раздела фаз, дополняя друг друга.

Во флотационной практике применяют, как правило, не индивидуальные соединения, а технические масла или масляные отходы производств, представляющие смесь углеводородов разных классов. Вероятно, повысить флотоактивность таких смесей можно подбором оптимального соотношения углеводородов разных классов. А флотоактивность углеводорода можно повысить искусственно увеличив в нём содержание атомов с локально сконцентрированной электронной плотностью, способных закрепляться на активных центрах минеральной поверхности.

В данной работе была изучена флотоактивность следующих реагентов:

1. Фракция непредельных углеводородов $C_{18} - C_{22}$;
2. Эта же фракция, предельно насыщенная серой (реагент условно назван "АЧ" и является осернённым маслом с массовой долей серы не менее 25);
3. Фракция ароматических соединений.

Представлены результаты исследования флотационной активности смесей углеводородов – масляных реагентов, включающих в свой состав "АЧ" по отношению к сульфидным минералам: пириту, халькопириту, борниту и сфалериту. Практически все реагенты малорастворимы и могут быть введены во флотацию только в виде эмульсий.

В качестве эмульгаторов изучены: алкилбензосульфат (РАС) бутиловый ксантогенат калия (Кх), и новый эмульгатор – неонол. Результаты изучения эмульгирующего действия реагентов показали, что одинаковое время полураспада эмульсии, достаточное для проведения флотационного опыта, наблюдается при концентрации неанола $0,4 \text{ мг/дм}^3$, РАСа – $1,8 \text{ мг/дм}^3$. В случае использования Кх при любой его концентрации до 50 мг/дм^3 эмульсия была менее стабильна. Поэтому подача масляных реагентов в процесс осуществлялась в виде водомасляной эмульсии стабилизированной неонолом.

Флотационные опыты проводилась на чистых минералах крупностью – 100 мкм в трубке Халлимонда. Масла подавались в виде водомасляной эмульсии при соотношении эмульгатор:масло:вода=1:200:1000. Концентрации реагентов изменялась в диапазоне 0-50 мг/дм³.

Результаты показали следующее:

– Для борнита и пирита наилучшие показатели получены при использовании фракции непредельных углеводородов.

– Для халькопирита и сфалерита в диапазоне концентраций до 5мг/дм³ наибольший выход минералов наблюдается при использовании ароматической фракции. При увеличении концентрации до 30 мг/дм³ наиболее флотоактивной для халькопирита становится АЧ, для сфалерита – фракция непредельных углеводородов.

– Зависимости флотуемости сульфидных минералов от расхода реагента АЧ носят экстремальный характер в области концентраций 5-12 мг/дм³. Расход, соответствующий максимальному выходу минерала возрастают в ряду пирит-халькопирит-борнит-сфалерит, что может быть связано с уменьшением доли железа в минерале. Дальнейшее увеличение расхода реагента приводит к росту флотуемости всех минералов кроме пирита.

– Добавка более 10 % АЧ (от массы смеси) к непредельным углеводородам ухудшает показатели флотации фракцией непредельных углеводородов. Однако значения выхода минералов, при содержании АЧ в смеси менее 10 %, превышают результаты флотации каждым реагентом в отдельности.

– Добавка ароматических углеводородов к непредельным не приводит к значимому изменению флотуемости минералов. Добавка 10 % ароматических углеводородов к осернённому маслу приводит к повышению выхода минералов в концентрат по сравнению с результатами флотации каждым реагентом отдельно. Дальнейшее увеличение доли ароматических соединений в смеси подавляет флотацию.

Результаты показали, что малые добавки реагента АЧ повышают выход минералов в концентрат. Смеси реагентов в определённых соотношениях проявляют более высокую флотационную активность, чем реагенты составляющие смесь. Эффективный масляный собиратель может быть получен смешением разных классов углеводородов в определенных пропорциях. Поиск оптимальных соотношений предполагается провести с помощью симплекс-центрального метода планирования эксперимента.

ВИДЫ СЕПАРАЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК И ИХ ВЛИЯНИЕ НА ФРАКЦИОННЫЙ СОСТАВ ПРОДУКТОВ РАЗДЕЛЕНИЯ

ОВЧИННИКОВА Т. Ю.

Уральский государственный горный университет

На специфический вид кривых сепарационных характеристик оказывает влияние реализуемый в аппарате процесс.

Понятие реального сепаратора связано, прежде всего, с существованием среднестатистических сил взаимодействия частиц между собой в ходе разделения: градиентной и сопротивления от соударений, значение которых возрастает с увеличением концентрации твердых частиц в зоне разделения. Кроме того, на реальных сепарационных характеристиках сказывается влияние технологических факторов и тех физических свойств частиц материала, которые наряду с основным свойством разделения влияют на величину и характер сепарирующих сил.

Все эти факторы интегрально влияют на сепарационную характеристику. Увеличение их числа и степени воздействия приводят к значительному отклонению реальной сепарационной характеристики от ступенчатого вида.

Для большинства гравитационных обогатительных аппаратов (отсадочные машины, тяжелосредные сепараторы, гидравлические классификаторы) главным способом улучшения сепарационной характеристики является оптимизация нагрузки, что приводит к увеличению крутизны в рабочей точке.

Причинами изменения крутизны могут быть:

- изменение способа подачи материала в зону разделения;
- значительное количество мешающих факторов в исходном материале;
- существенное взаимовлияние нескольких физических свойств (плотность-крупность, флотуемость-крупность и т. д.).

Процесс информационного (радиометрического) разделения отличается от других, в силу того, что является двухоперационным. Характеристика радиометрического сепаратора отлична от прочих. На ее вид влияют:

- точность измерения признака разделения;
- точность выполнения механических операций по удалению;
- вид удаляемого продукта.

Анализ вида кривой позволяет выбрать путь совершенствования сепарационной характеристики.

Грохот имеет специфическую сепарационную характеристику. По надрешетному продукту она имеет единичное значение, если d больше размера отверстия сита d_0 . Вероятность перехода частиц, меньших по размеру, чем d_0 , переменна – от минимальных (для $d \ll d_0$) до приближающихся к единице (для $d \approx d_{\text{отв}}$). Увеличение продолжительности грохочения позволяет увеличить крутизну сепарационной характеристики и приблизить граничную крупность разделения к размеру отверстий просеивающей поверхности d_0 .

Для концентраторов – аппаратов с периодической разгрузкой накопленных в рабочем объеме аппарата тяжелых минералов значимым является фактор времени. После заполнения рабочего объема тяжелыми минералами вновь поступающие частицы этих минералов начинают уходить в хвосты. С увеличением времени работы аппарата сверх номинального сепарационная характеристика аппарата ухудшается, больше потери.

Использование сепарационных характеристик аппаратов для преобразования фракционного состава в разделительных операциях технологических схем позволяет повысить точность прогнозных расчетов. Физические признаки ξ коррелированы с α и их связь часто может быть принята линейной, следовательно, аргументы α и ξ легко взаимозаменяемы в сепарационной характеристике. Во многих случаях необходим другой аргумент – d .

Это имеет смысл, поскольку разделение в схемах обогащения ведется как по признакам разделения, связанным с содержанием, так и по признакам, не связанным с содержанием, в случае неселективного раскрытия компонентов одним из таких признаков является крупность.

Кроме того, для многих процессов вероятность перехода частиц определенных фракций в различные продукты зависит не только от некоего физического свойства, но и от крупности, что приводит к необходимости описания процесса разделения двумерными сепарационными характеристиками. Введение в качестве аргумента в сепарационную характеристику d необходимо и для учета мелких и тонких классов, находящихся за границей разделения или в приграничной области допустимой глубины обогащения.

Если провести интегрирование сепарационной характеристики по d во всем диапазоне, можно убедиться, что из-за нечувствительности процесса в области мелких и тонких классов и неудаления их операциями грохочения или классификации итоговая характеристика может существенно ухудшиться в сравнении с характеристикой для номинальной крупности процесса.

Поэтапный пооперационный анализ двумерных плотностей распределения и сепарационных характеристик процессов по ξ и d позволяет проводить количественные расчеты показателей обогащения и выполнять обоснование принципиальной схемы обогащения.

ФЛОТАЦИОННАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПЕРЕРАБОТКИ ГРАНУЛИРОВАННЫХ ШЛАКОВ МЕДНОЙ ПЛАВКИ

ПЕРМИКИНА Н. В.

Уральский государственный горный университет

На предприятиях цветной металлургии ежедневно перерабатываются тысячи тонн руды, концентратов, вторичного сырья, при этом получают отвальные и оборотные шлаки в количествах, близких к массе перерабатываемого сырья. В настоящее время запасы старых шлаков медных заводов России составляют 70-75 млн. т. Среднее содержание в них цинка от 2 до 5 %, меди 0,3-0,8 %, железа около 30 %. В данных отвалах содержится около 1,5 млн. т цинка, 280 тыс. т меди, более 20 млн. т железа. В шлаках практически всегда присутствуют золото, серебро, металлы платиновой группы и редкие металлы.

Отсюда следует, что шлаки медных заводов, находящиеся в отвалах и практически не используемые, нельзя считать отвальными, так как содержание в них цветных металлов такое же или значительно больше, чем в добываемых рудах. Шлаки являются перспективным сырьем, так как находятся в отвалах на поверхности и потому легко доступные. Большинство шлаков в той или иной мере вовлекаются в переработку. Наиболее распространенным является флотационная переработка шлаков в смеси с рудами в различном соотношении. Известны примеры переработки пиро- и гидрометаллургическими способами. В тоже время для гранулированных шлаков, запасы которых только на ОАО "Святогор" составляют около 4 млн. т., на данный момент эффективных технологий нет.

Гранулированные шлаки относятся к кислым кремневидным шлакам и состоят в основном из окислов кремния, железа и кальция. Окислы других металлов и металлоидов входят в состав шлаков медной плавки лишь постольку, поскольку они присутствуют в виде примесей в рудах или флюсах и неизбежно переходят в шлак. В заводской практике в отвальных шлаках медеплавильного производства сумма окислов трех указанных основных шлакообразующих элементов (кремния, железа и кальция) составляет обычно не менее 85 %.

Кремневидные шлаки образуются при быстром охлаждении и большом переохлаждении. В массе шлака возникает большое число центров кристаллизации, которые не успели развиться, и вокруг которых

образовалась стекловидная масса. Медь в гранулированных шлаках может присутствовать в металлической, ферритной, сульфидной и окисленной формах.

Исследования проведены на гранулированных шлаках ОАО "Святогор", измельченных на центробежной дробилке до крупности $-0,1$ мм, с содержанием меди от 0,3-0,8 %. Исследования проведены по трем направлениям флотационным методом, гидрометаллургическим и их сочетанием.

При гидрометаллургической переработке проводилось сернокислотное выщелачивание шлака. Установлено, что можно получить продукты с массовой долей меди от 1,5 до 2,88 % при извлечении до 40 %. Недостатком данной технологии является образование кислого жидкого стекла, препятствующего фильтрации продуктов, то есть осуществить обезвоживание практически не возможно.

В опытах по смешанной технологии, включающей предварительное разупрочнение гранулированного шлака серной кислотой и последующей флотацией, получен медьсодержащий продукт с массовой долей меди до 1,25 % при невысоком извлечении.

Флотационная схема включает основную флотацию в присутствии одного вспенивателя и две контрольных операции флотации в присутствии собирателя и вспенивателя. Исследования проведены с использованием различных реагентов.

Реализация флотационной технологии в различных реагентных режимах позволила получить медьсодержащий продукт с массовой долей меди около 4 % при извлечении меди в этот продукт 49,46 %. Степень концентрации меди может достигать 13,6.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПРОЦЕССА ЦЕНТРОБЕЖНОЙ КОНЦЕНТРАЦИИ С НЕПРЕРЫВНОЙ РАЗГРУЗКОЙ ПРОДУКТОВ

ВОДОВОЗОВ К. А.

Уральский государственный горный университет

Центробежная концентрация в настоящее время является одним из перспективных методов гравитационного обогащения. Центробежные концентраторы находят все более широкое применение при обогащении золотосодержащих и других руд. Метод центробежной концентрации основан на разделении частиц по плотности под действием центробежного поля.

В концентраторах Нельсона, Итомак и др. для турбулизации пристеночного слоя используется подача воды снаружи конуса через отверстия. Этот метод турбулизации обладает существенными недостатками, связанными с большим расходом воды, повышенными требованиями к чистоте воды, забиванием отверстий и сложностью конструкции.

С целью увеличения эффективности процесса центробежной концентрации предложена новая конструкция центробежных концентраторов с внутренней турбулизацией пристеночного слоя материала. Данные аппараты отличаются надежностью и простотой конструкции, позволяют на порядок снизить расход турбулизирующей воды и улавливают частицы благородных металлов крупностью более 10 мкм.

При обогащении материала с большой массовой долей тяжелых минералов требуются концентраторы с непрерывной разгрузкой тяжелой фракции. С целью обеспечения эффективной непрерывной разгрузки тяжелой фракции выполнен теоретический анализ формирования пристеночного слоя материала при различных режимах центробежной концентрации. В качестве аргументов при математическом моделировании использованы скорость вращения чаши, давление турбулизирующей воды, конструктивные параметры чаши.

При разделении частиц гравитационными методами определяющую роль играет характер их движения в среде под действием сил тяжести, сопротивления среды и подъемной (Архимедовой).

Сила тяжести G определяется по формуле:

$$G = V\rho g, \quad (1)$$

где V – объем частицы; m^3 ; ρ – плотность частицы, kg/m^3 ; g – ускорение свободного падения, m/c^2 ; d – диаметр частицы, м.

Архимедова сила G_1 равна:

$$G_1 = V\Delta g, \quad (2)$$

где Δ – плотность среды, kg/m^3 .

Вес тела в среде G_0 (гравитационная сила) равен:

$$G_0 = G - G_1 = V(\rho - \Delta)g. \quad (3)$$

Для шара (формула 3) приобретает вид:

$$G_0 = \frac{\rho d^3}{6}(c - \Delta)g. \quad (4)$$

Силы сопротивления среды возникают вследствие трения между элементарными слоями среды при их перемещении относительно друг друга, а также из-за динамического сопротивления среды, обусловленного перепадом давления перед и позади движущегося тела.

Величина силы вязкостного сопротивления P_B при отсутствии скольжения жидкости по поверхности шара определяется по уравнению Стокса:

$$P_B = 3\pi\mu g d, \quad (5)$$

где μ – динамический коэффициент вязкости среды, Н·с/м²; g – скорость движения частицы, м/с; d – диаметр шарообразной частицы, м.

Величина силы динамического сопротивления P_D определяется по уравнению Ньютона:

$$P_D = \frac{1}{2} k F g^2 \Delta, \quad (6)$$

где k – коэффициент пропорциональности; F – площадь проекции тела на плоскость, перпендикулярную направлению его движения, м².

На основании сил, действующих на частицу выполнено имитационное моделирование процесса расслоения материала пристеночном слое при различных режимах. Установлены зависимости между конструктивными параметрами концентратора и технологическими параметрами процесса центробежной концентрации, позволяющие проектировать оптимальные конструкции аппаратов для конкретного вида сырья.

На основе проведенных теоретических исследований разработана конструкция центробежного концентратора К-1000 с диаметром чаши 1000 мм с непрерывной разгрузкой, который испытан в промышленных условиях при переработке хвостов Семеновской золотоизвлекательной фабрики. В оптимальном режиме при производительности 20 т/ч получен черновой концентрат с массовой долей золота 38 г/т при извлечении 71 %.

АНАЛИЗ ВЛИЯНИЯ РАСКРЫТИЯ ФАЗ РУДЫ В СТАДИЯХ РУДОПОДГОТОВКИ НА СЕПАРАЦИОННЫЕ ХАРАКТЕРИСТИКИ СУХОЙ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

РИХТЕР П. В.

Уральский государственный горный университет

Раскрытие минеральных фаз является определяющим фактором эффективности обогащения. Для предварительного обогащения, которое применяется в стадиях рудоподготовки и играет важную технологическую и экономическую роль, характерно, как правило, не полное раскрытие фаз.

Существует ряд методов сокращения крупности руды (ударное дробление, самоизмельчение), обеспечивающих более селективное разрушение по сравнению с традиционными методами, а значит обеспечивающих более эффективное последующее обогащение.

На пример, на Качканарском ГОКе (Гусевогорское месторождение) предварительным обогащением является сухая магнитная сепарация надрешетного продукта грохочения мелкодробленной руды, немагнитный продукт которой реализуется как щебень. Эффективность предварительного обогащения, с учетом объемов производительности данного предприятия, является актуальным вопросом.

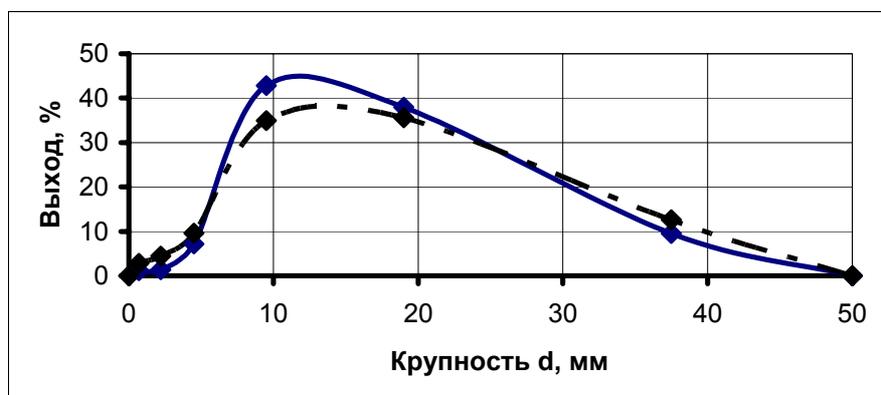
Динамика изменения раскрытия фаз по стадиям рудоподготовки показывает, что степень раскрытия минералов повышается с уменьшением крупности, т.е. с увеличением числа стадий сокращения крупности. Но так как операции сокращения крупности являются дорогостоящими процессами, выделение крупнокусковой пустой породы целесообразно экономически и технологически.

Поэтому целью работы является:

- оценка эффективности СМС по отдельным классам крупности;
- изучение закономерностей раскрытия фаз в зависимости от крупности руды и его влияния на эффективность разделения;
- возможность применения гравитационных методов в качестве предварительной концентрации;
- возможность применения ударного дробления с целью обеспечения большей степени раскрытия;

Для изучения раскрытия фаз руды Гусевогорского месторождения на обогатительной фабрике Качканарского ГОКа были отобраны пробы питания и хвостов СМС, а так же питания I стадии измельчения. Пробы питания и хвостов были рассеяны на классы крупности, гранулометрическая характеристика этих продуктов представлен на рис. Важным фактором является, что крупность питания, в отличии от приводимой в литературе, не составляет –25 мм. Крупные классы –50, –25, –13+3 мм были сокращены до представительных проб, в которых количество кусков составляло примерно 100 шт. Каждый кусок был подготовлен и проанализирован на содержание в нем железа.

Вышеуказанные классы крупности питания сухой магнитной сепарации являются менее контрастными, чем аналогичные классы хвостов СМС, вследствие наличия в хвостах кусков с большим содержанием железа и обладающих относительно большой массой, что указывает на недостаточную эффективность сепарации. Сепарационные характеристики как отдельных классов крупности, так и всего материала обладают малой крутизной (весьма далеки от идеальной сепарационной характеристики)



— Питание СМС - - - - - Хвосты СМС
Гранулометрический состав питания и хвостов СМС

Применение ударного дробления для класса $-50+13$ мм обеспечит меньшую крупность и большую степень раскрытия минеральных фаз питания, а значит и повышение эффективности сухой магнитной сепарации.

Применение гравитационных методов в качестве предварительной концентрации нецелесообразно, так как требует большую степень раскрытия минеральных фаз, т. е. значительно большее уменьшение крупности.

Схема с применением ударного дробления крупных классов, несмотря на необходимость дополнительных капитальных и энергетических затрат, имеет ряд преимуществ перед традиционной схемой. Она обеспечивает:

- повышение раскрытия минералов в питании СМС, за счет уменьшения максимального размера кусков;
- повышение эффективности сухой (крутизны сепарационной характеристики) магнитной сепарации, за счет повышенного раскрытия минералов и более узкого диапазона крупности в питании данного процесса, и снижения удельной нагрузки сепаратора;
- уменьшение крупности питания I стадии измельчения и повышение степени раскрытия минералов в питании I стадии мокрой магнитной сепарации, что обеспечит улучшение показателей обогащения данной операции;
- уменьшение потерь железа в хвостах (уменьшение извлечения железа в хвосты).

ОБОГАЩЕНИЕ С ПОМОЩЬЮ КОРОТКОКОНУСНЫХ ГИДРОЦИКЛОНОВ

НАЧАРОВ Е. В., ПОРТНОВ А. В.

Уральский государственный горный университет

В последнее время перед золотодобывающей промышленностью среди многих встала проблема извлечения золота, которое ранее в силу ряда причин не могло быть извлечено. В частности, с помощью большинства технологических линий не могло и не может быть извлечено так называемое "тонкое" золото, представленное частицами, крупность которых не превышает 30 мкм. Это золото повсеместно выбрасывалось и продолжает выбрасываться в отвалы. Сказанное выше относится и к другому благородному металлу – платине.

В связи с этим в настоящее время резко возрос интерес к технологиям, позволяющим извлекать "тонкие" частицы. Одним из направлений поисков решения данной проблемы является обогащение материалов, содержащих тонкие тяжелые частицы, в гидроциклонах.

Целью данной работы является проектирование короткоконусного гидроциклона с периодической разгрузкой песков, с целью получения золотосодержащего концентрата из кварцево-сульфидных руд.

С целью обеспечения периодической разгрузки песковую насадку предполагается оснастить патрубком с затвором (шиберный затвор, колпак или какой-либо другой тип затвора) или же для простоты и удобства

проведения эксперимента закрепить на песковой насадке эластичный резиновый шланг с зажимом. По мере накопления продукта затвор (зажим) открывается для выпуска полученного концентрата.

С целью снижения стоимости проведения экспериментов вместо золота в работе предполагается использовать железный порошок. Так как плотность железа ($7,3-7,8 \text{ т/м}^3$) существенно меньше плотности золота ($15,6-19,3 \text{ т/м}^3$), то, согласно распределению частиц по плотности в центробежных аппаратах, при обеспечении одних и тех же условий проведения эксперимента золото будет увлекаться центробежной силой к стенкам циклона сильнее, чем в тех же условиях увлекалось бы железо. То есть такое допущение не скажется отрицательно на результатах эксперимента.

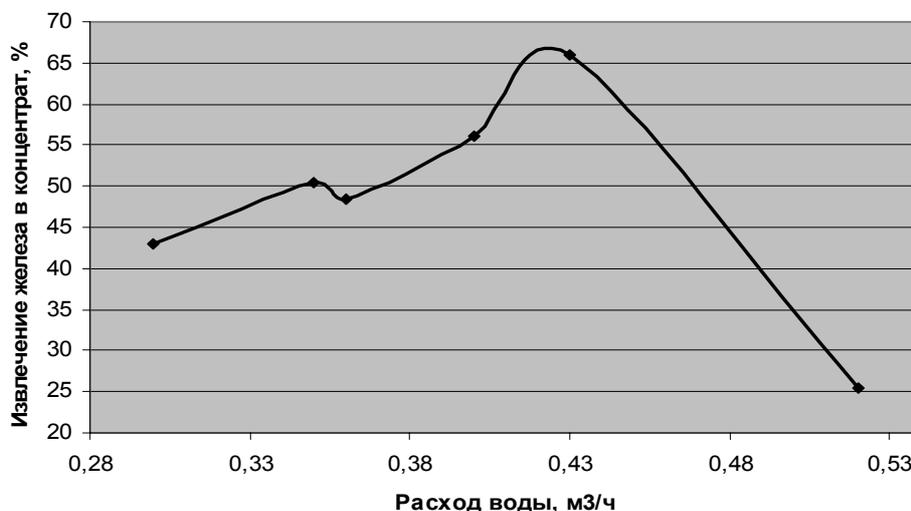
Установка для классификации состоит из гидроциклона и загрузочного зумпфа, закрепленных неподвижно на раме, центробежного насоса и системы шлангов. Гидроциклон – двухпродуктовый короткоконусный, диаметр загрузочного патрубка – 19 мм, диаметр сливного патрубка – 14 мм, диаметр пескового отверстия – 12 мм, угол конусности – 135° . В качестве насоса используется бытовой центробежный насос БЦ-0,4-20-У11 "Агидель", производительностью 0,4 л/с и рабочим напором 20 м (около 2 атм.).

Исходя из объема загрузочного зумпфа установки для классификации, при проведении эксперимента было взято такое количество материала, чтобы содержание твердого в зумпфе, заполненным водой и исходным материалом (плотность пульпы), равнялось 10 %, то есть 2200 г.

Для того чтобы гидроциклон работал, как обогатительный аппарат в установку были внесены следующие изменения: на песковую насадку был надет шланг, посредством которого в гидроциклон подавалась вода. Таким образом, созданный встречный поток воды повысил граничную крупность разделения гидроциклона, теперь в песок уходили только самые крупные и плотные частицы. Слив гидроциклона собирался. Момент окончания работы установки определялся путем визуального контроля чистоты (прозрачности) слива гидроциклона. В собранной таким образом установке в слив уходит большая часть материала, за исключением того количества песков, которые осели в шланге свежей воды. Для разгрузки песков из шланга шланг отсоединялся от гидроциклона, и материал вымывался потоком воды в емкость. Эксперименты проводились при разном расходе воды 0,3; 0,35; 0,36; 0,40; 0,43 и 0,52 м³/ч. Для создания искусственной смеси в пробу было добавлено 2 грамма железного порошка крупностью –0,25 мм, после проведения эксперимента металл извлекался из продуктов обогащения ручным магнитом РЧМ.

Все эксперименты проведены на лабораторном оборудовании кафедры ОПИ УГГУ.

По результатам экспериментов получена зависимость извлечения железного порошка из искусственной смеси в концентрат гидроциклона (см. рис.).



Зависимость извлечения железного порошка из искусственной смеси в концентрат гидроциклона

Следует отметить, что концентрат в последнем опыте представлен в основном крупными зернами сульфидов и железом (1,58 г), однако крупность большей части железа (+0,417 мм) говорит о загрязнении пробы аппаратным железом, так как в пробу добавлялся железный порошок крупностью –0,25 мм. Количество мелкого железного порошка в концентрате составляет 0,51 г, то есть излишнее увеличение расхода свежей воды ведет к улучшению качества концентрата, но существенно снижает извлечение.

По результатам проведенных экспериментов можно сделать вывод, что использование установки гидроциклона с встречным потоком воды в песковую насадку возможно в качестве процесса обогащения. Регулирование расхода воды позволяет корректировать граничную плотность разделения.

ИССЛЕДОВАНИЯ ВНУТРИСЛОЕВЫХ ПРОЦЕССОВ ПРИ ВИБРАЦИОННОМ ВОЗДЕЙСТВИИ

ВАСИЛЬЕВ А. М.

Санкт-Петербургский государственный горный институт (технический университет)

БОГДАНОВИЧ А. В.

ЗАО "Механобр инжиниринг"

Общеизвестно вредное и положительное влияния сегрегации (расслоение, стратификации, фракционирования), проявляющееся при обогащении, транспорте, хранении на складах и переработки различных руд. При отсутствии специальных мероприятий, явление сегрегации, проявляется на всех стадиях добычи, транспортировки и переработки руды. Расслоение наблюдается в газообразной и жидкой среде, в присутствии потенциальных сил и в их отсутствии при тангенциальной и нормальной вибрации границ зернистого материала, а также при деформации границ [1]. Однако данный процесс при механическом воздействии до сих пор слабо изучен.

Создание новых высокоэффективных гравитационных обогатительных аппаратов в значительной степени сдерживается из-за отсутствия количественных методов исследования сегрегации. Необходима разработка методов исследования процесса сегрегации в жидкой среде. Работ такого рода, которые можно было бы непосредственно использовать при анализе механизма гравитационного разделения на различных аппаратах, очень мало [2-7].

Для исследования процессов сегрегации нами было сконструировано устройство.

С его использованием были поставлены опыты: на смесях двух классов крупности кварцевого песка месторождения Центральное (Тамбовская область): $-1+0,8$ мм и $-0,2+0,1$ мм и ферросилиция различной крупности.

Для определения скоростей перемещения частиц разной крупности и плотности под воздействием вибраций на различной глубине постели, образованной зернистым материалом, была тщательно разработана методика проведения опытов.

После проведения нескольких серии опытов, были получены некоторые зависимости:

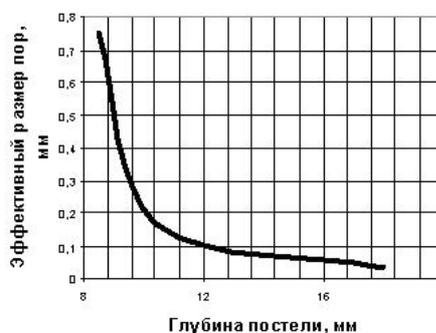
1. Частицы различной крупности движутся в постели с разными скоростями. Это изменение распределения частиц ферросилиция ярко выражено на крупности 0,036 мм в слоях кварцевой постели на разной глубине.

2. Частицы ферросилиция одной крупности движутся с разными скоростями, практически подчиняющимися нормальному закону распределения (достоверность, подсчитанная по критерию Фишера, достигала 90-95 % и выше). Это наглядно демонстрируется при вычислении доли частиц ферросилиция.

3. Зависимости средних скоростей движения частиц ферросилиция разной крупности на различной глубине кварцевой постели. Т. е. скорости перемещения на одной и той же глубине постели мелких частиц ферросилиция больше, чем крупных.

4. Эффективные размеры пор. На некоторой глубине, характерной для каждой крупности частиц ферросилиция скорость их перемещения снижается почти до нуля (рис.), то есть расстояние между зёрнами кварцевой постели становится слишком малым для проникновения в неё частиц тяжелого компонента.

Эффективный размер пор, безусловно, будет зависеть от параметров вибрационных воздействий, возможность его определения в дальнейшем позволит оптимизировать режимы работы вибраторов и создавать новые конструкции гравитационных разделительных аппаратов.



Зависимость эффективных размеров пор кварцевой постели от глубины

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Краснов А. А. Исследование процессов, машин и аппаратов разделения материалов по крупности// Изд. Ленинград. 1988. С. 50-64
2. Daier F. Reverse classification by grobweed setting in ore-dressing// Eng. a. Mining J. 1929. Vol. 127, No. 26.
3. Непомнящих В.А. К теории самосортирования сыпучих смесей// Изв. ЛЭТИ. 1961. Вып. 46. С. 217-227.
4. Блехман И. И., Горловский В. В., Птушкина Г. Е. Движение частиц в колеблющейся среде при наличии сопротивления типа сухого трения// Изв. АН СССР. Механика и машиностроение. 1963. №4. С. 31-41.

5. Учитель А. Д. Исследование процессов, машин и аппаратов разделения материалов по крупности// Изд. Ленинград. 1988. С. 71-80
6. Исаев И.Н. Концентрационные столы.// Изд. ГНТИ, М.,1962, 100 с.
7. Кизевальтер Б. В. Теоретические основы гравитационных процессов обогащения. М. 1979. 295 с.

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПОДЗЕМНЫХ РАССОЛОВ В КАЧЕСТВЕ СЫРЬЯ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ СОЛЕЙ МЕТАЛЛОВ

ВОРОНИНА Е. Ю., ЗЕЛИНСКАЯ Е. В.

Иркутский государственный технический университет

Интерес к подземным водам как к объекту промышленного использования в несомненен, но, несмотря на это, они остаются нетрадиционным сырьем и опыт их переработки немногочислен. Сложный химический состав подземных рассолов, их высокий общий солевой фон, содержание макро– и микрокомпонентов, близких по свойствам, затрудняют разработку эффективной унифицированной технологии извлечения металлов из гидроминерального сырья.

При комплексном использовании гидроминерального сырья можно получить множество товарных продуктов, требуемых в промышленности – соли стронция, рубидия, лития, натрия, гидроксиды кальция и магния. При тенденции увеличения мирового потребления редких и полезных компонентов комплексное использование рассолов становится особенно актуальным.

Области применения продуктов, которые могут быть получены из гидроминерального сырья, представлены в таблице.

Возможные области применения продукции из рассолов

Соединение	Области применения в промышленных масштабах
<i>LiCl</i>	Получение металлического лития, для кондиционирования воздуха, производство фотореагентов, сухих батарей, флюсов
<i>RbCl</i>	Электротехника и рентгенография, керамическая и стекольная промышленность; использование в качестве катализатора; для получения гидридов и бороводородов; фармацевтическая промышленность
<i>NaCl</i>	Получение Na_2CO_3 , Cl_2 , $NaOH$, хлорной извести; производство пластмасс; органический синтез; пища
<i>SrCl₂</i>	Пиротехника – при изготовлении сигнальных, осветительных, трассирующих ракет и фейерверков, в металлургии стронций используется как раскислитель и флюсующая добавка при выплавке стали, улучшает механические свойства и повышает хладостойкость; соли стронция повышают химическую и термическую стойкость стекла.
<i>Ca(OH)₂</i>	Производство цемента; футеровка печей; как вяжущее вещество в строительстве; в металлургии в качестве флюса; сахарное и кожевенное производство; пищевая промышленность; используется для изготовления стекла; сельское хозяйство; очистка сточных вод
<i>Mg(OH)₂</i>	Применяется в составе магнезиальных цементов; изготовление огнеупоров; наполнитель в резиновой промышленности

Вымораживание – один из методов опреснения солёных вод. При формировании льда из солоноватых, солёных и рассольных вод происходит совместная кристаллизация льда и солей. При этом концентрация компонентов химического состава и суммарное содержание их во льду обычно ниже, чем в льдообразующей воде. К такому распределению приводят адсорбция, адсорбционная окклюзия, дифференциация ионов под влиянием электрических потенциалов. Установлено, что химический состав льда, получаемого из рассола, - функция дифференциации растворимых веществ между ледовой и жидкой фазами.

Авторами предложена технология переработки подземных рассолов с применением вымораживания, позволяющая извлекать из них соли щелочных и щелочноземельных металлов.

Работа выполнена в соответствии с грантом МД 4645. 2004. 5 и грантом Минобразования (единый заказ-наряд) № 1.2.04.

ОБОГАЩЕНИЕ ТОНКОДИСПЕРСНЫХ ЧАСТИЦ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПУЛЬСАЦИОННОЙ КОНЦЕНТРАЦИЕЙ

КОЗЛОВ П. В.

Уральский государственный горный университет

При процессе отсадки в концентрат извлекаются частицы крупностью более 0,1 мм. Низкое извлечение тонкодисперсных частиц обусловлено малой вероятностью попадания этих частиц в постель и прохождения их через постель. Движение тонкодисперсных частиц тесно связано с движением потоков жидкости. В известных отсадочных машинах основная масса тонкодисперсных частиц уносится потоками жидкости над поверхностью постели в хвосты.

Задачами совершенствования отсадки в части извлечения тонкодисперсных частиц полезных ископаемых являются исключение их уноса потоками жидкой фазы в хвосты, снижение циркуляционных перемешиваний материала на постели и в самой постели, обеспечение целенаправленного движения этих частиц вниз через постель при исключении попадания в постель тонкодисперсных частиц породы. В соответствии с этим разработан ряд новых технических решений, общим признаком которых является реализация затопленного варианта отсадки с предварительным удалением тонкодисперсных породных частиц и гарантированным попаданием частиц полезных ископаемых в постель.

В соответствии с общими представлениями теории отсадки снижение предела извлекаемых частиц благородных металлов может быть достигнуто за счет исключения турбулентных перемешиваний материала на поверхности постели и в самой постели. Этим условиям отвечает рассматриваемый затопленный вариант отсадки. Проведение отсадки под слоем жидкости резко снижает турбулентные перемешивания материала в постели и практически переносит турбулентные возбуждения на поверхность жидкой фазы.

Визуальными наблюдениями вариантов отсадки с различной высотой слоя жидкости над постелью установлено, что видимое влияние турбулентных вихрей поверхностного слоя жидкости на перемешивание (взмучивание) материала на постели проявляется при относительной толщине слоя жидкости к амплитуде пульсаций менее 20–30. Чем меньше крупность разделяемого материала, тем выше критическое значение толщины слоя жидкости над постелью.

При исследовании гидродинамических потоков тонкослойного загрузочного устройства установлено, что при различных режимах подачи воды скорости потоков по высоте устройства распределялись равномерно. При подаче пульпы за счет осаждения и движения частиц на нижней поверхности тонкослойных каналов возникают нисходящие потоки. В волнообразных каналах нисходящие потоки образуются только в углублениях нижней поверхности и оказывают слабое влияние на равномерность восходящих потоков. Следовательно, эффективность классификации в тонкослойном модуле с волнообразными каналами должна быть существенно выше, чем у аналогичного оборудования подобного типа.

Скорость движения частиц в $\vec{g}_ч$ каналах тонкослойного модуля определялась векторной суммой скорости падения $\vec{g}_п$ и скорости потока $\vec{g}_п$:

$$\vec{g}_ч = \vec{g}_0 + \vec{g}_п.$$

Вертикальная составляющая скорости движения частиц:

$$g_ч = g_0 + g_n \cdot \sin \alpha,$$

где α - угол наклона канала по отношению к горизонтальной плоскости, град.

Визуально определено, что в нисходящем потоке частицы движутся вниз при перемешивании. В каналах волнообразного модуля интенсивность перемешивания слоя движущихся вниз частиц значительно выше. Легкие частицы при перемешивании высвобождаются из слоя движущихся вниз частиц и возвращаются в восходящие потоки. Происходят переходы частиц из восходящих в нисходящие потоки и наоборот.

Наложение пульсаций создает колебательные движения потоков в каналах. Скорость пульсаций векторно суммируется со скоростью движения потока. Экспериментально установлено, что пульсации жидкости увеличивают равномерность распределения скоростей по сечению потоков. Отмечено, что скорость движения нисходящих потоков при наложении пульсаций существенно повышается, а их толщина уменьшается. Интенсифицируются турбулентные перемешивания нисходящих потоков и вымывание из них легких и мелких частиц.

Экспериментальные исследования пульсационной концентрации выполнены на отсадочной машине ОМЗ-0,1 с площадью решета 0,1 м². При переработке различных продуктов драги (хвостов, серых шлихов, хвостов ШОУ) установлена высокая эффективность процесса.

Две машины ОМЗ-0,1 внедрены на ШОУ артели старателей "Фарта" для переработки хвостов ШОУ и различных промпродуктов драг и промприборов. В процессе эксплуатации установлена высокая надежность и эффективность машин ОМЗ-0,1. Удельная производительность машин составляет 0,8 т/м² решета.

На драге № 26 артели старателей "Фарта" установлена двухкамерная отсадочная машина ОМЗ-2*0,5 с площадью решет в каждой камере по 0,5 м².

В целом, предложенный метод пульсационной концентрации открывает новые возможности использования отсадки для извлечения тонкодисперсных частиц полезных ископаемых, в особенности благородных металлов крупностью более 20 мкм.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФРИКЦИОННЫХ ХАРАКТЕРИСТИК АСБЕСТА И УГЛЕСОДЕРЖАЩИХ ПРОДУКТОВ

МАТВЕЕВ Д. В., ПОТАПОВ В. В., ЛЯПЦЕВ С. А.

Уральский государственный горный университет

Ухудшение качества и условий добычи асбестовых руд приводят к возрастанию затрат на их переработку. Для сохранения объемов производства асбеста асбестообогащительные фабрики увеличивают количество перерабатываемой руды, что приводит к перегрузкам технологического оборудования и, как следствие, снижению эффективности разделения и ухудшению качества асбестового волокна из-за многократного прохождения через дробильные аппараты.

Для снижения эксплуатационных затрат на обогащение асбестовых руд предлагаются аппараты, основанные на новых признаках разделения. В качестве таких признаков предлагаются, прежде всего, динамический коэффициент трения и упругость разделяемых частиц. Для обоснования конструкции аппаратов и выбора их параметров выполнены теоретические и экспериментальные исследования процесса разделения на полупромышленных моделях сепараторов с неподвижной и подвижной разделительными поверхностями. Получены положительные результаты по сепарации продуктов различных крупностей, которые свидетельствуют о возможности создания аппаратов для предварительного обогащения обработки промпродуктов.

Физические характеристики материала, связанные с упругостью и трением, определялись на основе экспериментов, выполненных на лабораторных установках.

Динамические коэффициенты трения определялись по известной методике на основе измерения угла наклона плоскости скольжения и времени прохождения частицей отрезка фиксированной длины.

Упругие свойства частиц характеризуются коэффициентом восстановления K , равным отношению нормальных составляющих скоростей частицы после и до удара (рис. 1).

$$k = \frac{U \cos \alpha_{от}}{V_{п} \cos \alpha_{п}}, \quad (1)$$

где $V_{п}$ – скорость падения частицы; U – скорость отражения после взаимодействия с плоскостью;

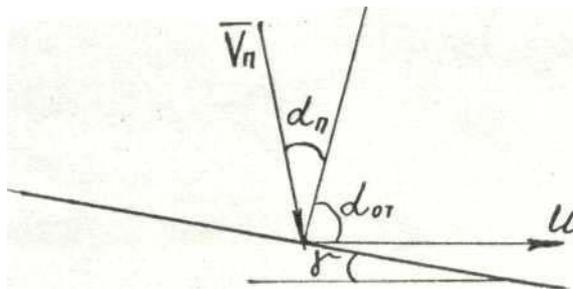


Рис. 1. Схема к определению коэффициента восстановления

Методика проведения экспериментов по определению коэффициента восстановления скорости заключалась в сбрасывании частиц на наклонную плиту и измерении дальности отражения частиц при разных углах ее наклона.

Расчет коэффициента восстановления скорости производился на основе данных, полученных при максимальной дальности полета частиц, соответствующей направлению вектора скорости частицы после удара под углом 45° к горизонту. Для этих условий угол падения равен углу наклона плиты к горизонту $\alpha_{п} = \gamma$, угол отражения $\alpha_{от} = 45^{\circ} - \gamma$.

Из схемы на рис. 1 следует

$$k = \frac{\sqrt{l_{\max} g \cos(45^{\circ} - \gamma)}}{\sqrt{2hg \cos \gamma}}, \quad (2)$$

где h – высота сбрасывания частиц; l_{\max} – максимальная горизонтальная дальность полета частицы; g – ускорение силы тяжести

Коэффициент мгновенного трения λ представляет собой относительное снижение касательной составляющей скорости частицы после удара о плоскость (например, при $\lambda=0,7$ касательная составляющая скорости снижается на 70 %).

Коэффициент мгновенного трения определяется по формуле:

$$\lambda = k \frac{tg\alpha_{от}}{tg\alpha_{п}} . \quad (3)$$

Очевидно, что этот коэффициент должен зависеть от угла падения частицы на плоскость, поскольку при больших углах падения (по касательной к плоскости) взаимодействие частицы с плоскостью незначительно сказывается на касательной составляющей скорости (рис. 2).

На рис. обозначено: V_n , V_k – составляющие скорости (нормальная и касательная) до удара; U_n , U_k – составляющие скорости (нормальная и касательная) после удара.

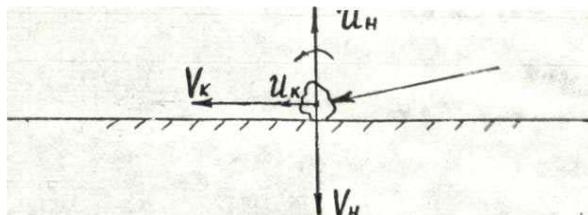


Рис. 2. Схема к расчету коэффициента мгновенного трения

Если f – коэффициент трения скольжения породы о плоскость; τ – время взаимодействия частицы с плоскостью; m – масса частицы, то

$$V_k - U_k = a_k \tau, \quad (4)$$

где a_k – среднее значение касательной составляющей ускорения частицы за время взаимодействия с плоскостью.

$$a_k = \frac{F_k}{m} = \frac{F_n f}{m} = \frac{m a_n f}{m} = a_n f, \quad (5)$$

где a_n – среднее значение нормальной составляющей ускорения частицы за время взаимодействия с плоскостью.

$$a_n = \frac{V_k + U_n}{\tau} = \frac{V_n + k V_n}{\tau} = \frac{V_n (1 + k)}{\tau}. \quad (6)$$

Отсюда

$$\lambda = \frac{V_n (1 + k)}{V_n} f = (1 + k) f \operatorname{ctg} \alpha_{п}. \quad (7)$$

Очевидно, значение λ не может превышать 1, поэтому окончательно имеем

$$\lambda = \min \{1; (1 + k) f \operatorname{ctg} \alpha_{п}\}. \quad (8)$$

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ БИТУМНЫХ ЭМУЛЬСИЙ ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ КОМПОЗИЦИОННЫХ БРИКЕТОВ ОТСЕВОВ РУД И ОТХОДОВ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ПРОИЗВОДСТВА

ГРЕВЦЕВ Н. В., ТЯБОТОВ И. А., БУХАРКИН Д. В.
Уральский государственный горный университет

Опытно-промышленные испытания показали, что композиционные брикеты на основе торфа, отсеков руд и отходов металлургических производств имеют недостаточную технологическую прочность. С целью повышения прочности композиционных брикетов было предложено повысить связующие свойства смеси с помощью добавок битумной эмульсии.

Битумные эмульсии широко применяются в народном хозяйстве для окусковывания тонкодисперсных рудных частиц и отходов металлургических производств. Тонкослоевое распределение битумной эмульсионной клеевой пленки позволяет значительно увеличить механическую прочность брикетов.

В таблице приведены результаты исследований по брикетированию композиционных брикетов на основе торфяного связующего с добавлением щелочной битумной эмульсии (содержание щелочной битумной эмульсии в торфе 5 % от массы торфа по сухому веществу) и шихты. Состав шихты: мелкая марганцевая руда – 60 %, колосниковая пыль – 30 %, шлам – 10 %. Все компоненты шихты взяты с Саткинского чугуноперерабатывающего завода.

Физико-механические характеристики композиционных брикетов с использованием битумной щелочной эмульсии

Состав композиционного брикета	Содержание влаги, %	Плотность брикета, кг/м ³	Прочность брикета, кг/см ²
1. Торф переходный: шихта (мелкая марганцевая руда, колосниковая пыль, шлам)-1:3 по сухому веществу	5,0	1410	14-16
2. Торф переходный с битумной щелочной эмульсией: шихта – 1:3 по сухому веществу	4,1	1550	22-25
3. Торф переходный с битумной щелочной эмульсией: шихта – 1:5 по сухому веществу	4,1	1750	25-29

Анализ результатов исследований показал, что добавка битумной щелочной эмульсии в торфяное связующее повышают прочность композиционных брикетов. Однако требуемая технологическая прочность композиционных брикетов (100 кг/см²) и в этом случае не достигается. Испытания образцов композиционных брикетов на прочность также выявили, что основной причиной снижения прочности композиционных брикетов является крупность частиц марганцевой руды (3-5 мм). Таким образом, для дальнейшего повышения прочности композиционных брикетов необходимо либо снизить крупность частиц марганцевой руды до 1-2 мм либо уменьшить ее содержание в шихте.

ИЗУЧЕНИЕ ПРОЦЕССА КЛАССИФИКАЦИИ ДЛЯ ДОВОДКИ ФЛЮОРИТОВОГО КОНЦЕНТРАТА

ДЕГОДЯ Е. Ю.

Магнитогорский государственный технический университет им. Г. И. Носова

Добыча и производство флюоритовых концентратов сосредоточены в восточных районах страны России, в то время как основные потребители флюоритовой продукции располагаются на Урале и к западу от него. До недавнего времени и республика Башкортостан импортировала флюорит из других регионов страны. Именно поэтому, из-за высоко увеличенных расходов, связанных с грузовыми перевозками, новая залежь на Урале – существенный случай. Наиболее исследуемая залежь – Суранское месторождение, которое представлено достаточно труднообогатимыми флюоритовыми рудами с низкой массовой долей ценного компонента. Поэтому, разработка комбинированной технологии обогащения данных руд для обеспечения потребителей плавлеными концентратами необходимого качества является весьма актуальной задачей.

Характерная черта локализации метасоматических флюоритовых руд Суранского месторождения – наличие экранирующих горизонтов: сланцев и пологозалегающих тектонических зон с глиной. Верхние горизонты содержат около 30 %. В нижних горизонтах содержание глины значительно уменьшается, но возрастает содержание кальцита, углистых сланцев и кварца. Ранее проведенные исследования показали целесообразность применения предварительной промывки руды и включение в технологическую схему сланцевой флотации [1]. В качестве собирателя применялась олеиновая кислота, депрессора диоксида кремния и других породных минералов – жидкое стекло, модификатора – сернистый натрий. Однако, использование оптимального реагентного режима флотации и схемы, включающей основную, контрольную флотации и 5-6 перечистных операций для руд с нижнего горизонта не позволяют получать кондиционные флюоритовые концентраты, так как при существующей технологии концентраты с высокой массовой долей флюорита имеют повышенное содержание кальцита (более 5-7 %). Используемые реагенты при флотации для подавления кварца и минералов вмещающей породы не обеспечивают эффективной депрессии кальцита. Возникла необходимость изыскания других путей депрессирования кальцита. С учетом распределения кальцита и кварца по классам крупности для их депрессии разработана комбинированная гравитационно-флотационная технология, предусматривающая применение процесса классификации флюоритового концентрата в короткоконусном гидроциклоне с углом конусности 75°. Пески гидроциклона содержат 94-96 % флюорита. Слив гидроциклона подвергается пропарке с жидким стеклом при температуре равной 60° С и времени пропарки – 30 минут. После пропарки продукт направляется на основную флотацию и две перечистные

Лабораторные испытания по отсадке исходной руды крупностью – 10+0 мм и промпродуктов крупных классов додробленных до крупности 10 мм и 3 мм показали, что невозможно достичь концентрации 50 % Cr_2O_3 в тяжелых фракциях. Это связано с неполным раскрытием минеральных фаз. Лучшие результаты получены при обогащении на винтовых сепараторах материала крупностью – 1+0 мм. Выход концентрата с содержанием Cr_2O_3 50,70 % и модулем 3,73 составил 24,00 % к руде и выход хвостов с массовой долей Cr_2O_3 20,90-22,15 % к руде. Высокие потери Cr_2O_3 с хвостами обогащения обусловлено большим количеством тонких (менее 20-40 мкм) шламов хромшпинелида, которые в гравитационных аппаратах плохо извлекаются в тяжелый продукт.

Результаты отсадки

класс -80+50						
Продукт	Выход, %		Массовая доля, %		Извлечение, %	Модуль
	к классу	к руде	Cr_2O_3	FeO		
Концентрат	44,98	14,21	45,46	12,74	56,36	3,6
Промпродукт	37,89	11,97	35,02	14,52	36,57	2,4
Хвосты	17,13	5,41	14,96	18,71	7,07	0,8
Итого:	100	31,60	36,28	14,02	100	2,6
класс -50+10						
Продукт	Выход, %		Массовая доля, %		Извлечение, %	Модуль
	к классу	к руде	Cr_2O_3	FeO		
Концентрат	47,56	22,21	45,04	12,84	59,21	3,5
Промпродукт	27,39	12,79	39,43	13,59	29,85	2,9
Хвосты	25,05	11,70	15,8	15,65	10,94	1
Итого:	100	46,70	36,18	13,75	100	2,6

Назначение промежуточных операций отсадки на машинных классах от 10 до 1 мм нецелесообразно так, как это увеличит число стадий дробления измельчения и приведет к увеличению доли шлама.

Таким образом, реализовав стадийную гравитационную схему с использованием процессов отсадки и винтовой сепарации можно достичь сквозного извлечения Cr_2O_3 с учетом всех операций обогащения 79 % и получить кондиционные концентраты для выплавки низкоуглеродистого феррохрома.

ПОЛУЧЕНИЕ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ КОНЦЕНТРАТОВ ИЗ РУДЫ ГУСЕВОГОРСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

ПЕЛЕВИН А. Е., НАРТОВА М. В., ИРТЕГОВ Н. А.
Уральский государственный горный университет

В настоящее время на Качканарском ГОКе "Ванадий" получают концентрат для производства окатышей с массовой долей железа 62,3 %. Крупность концентрата составляет 92 % класса -0,071+0 мм.

По опыту работы ГОКов, получающих концентраты с массовой долей железа более 66 % для получения богатых концентратов необходимо:

- 1 - увеличить степень измельчения до 90 % класса -0,044+0 мм;
- 2 – для удаления шламов пустой породы использовать магнитные дешламаторы;
- 3 – увеличить общее число операций мокрой магнитной сепарации.

Эти мероприятия без существенных капитальных затрат невозможно реализовать на Качканарском ГОКе "Ванадий", тем более, что получать полностью весь концентрат с массовой долей железа 66 % и более из бедной руды Гусевогорского месторождения экономически невыгодно.

В настоящей работе исследована возможность получения части высококачественного концентрата с массовой долей железа 66 % из концентрата для производства окатышей Качканарского ГОКа "Ванадий".

Опыты выполнены по схеме, приведенной на рисунке.

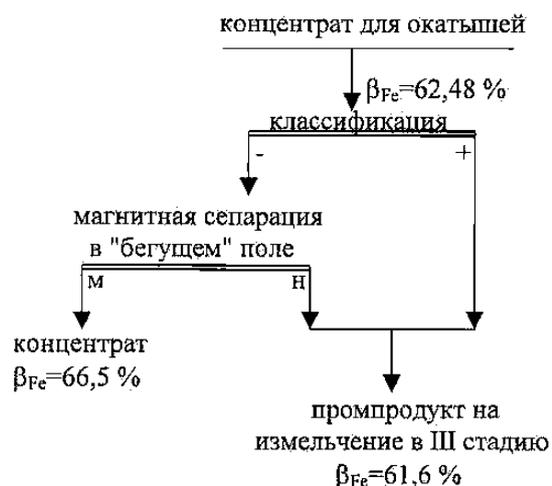


Схема проведения опытов

Операция классификации осуществлена на гидроциклоне ГЦ-100. Крупность слива составила 95 % класса крупности $-0,044+0$ мм.

Магнитная сепарация выполнена на лабораторном сепараторе бегущего магнитного поля конструкции УГГУ с частотой 200 Гц.

Результаты опытов приведены в таблице.

Технологический баланс получения высококачественного концентрата

Продукт	Выход, %	Массовая доля Fe, %	Извлечение Fe, %
Концентрат (магнитный)	18	66,50	19,16
Промпродукт (пески г/ц, немагнитный)	82	61,60	80,84
Исходный (концентрат для окатышей)	100	62,48	100,00

Таким образом, проведенные исследования показали возможность получения высококачественного концентрата железа 66,5 % из концентрата для производства окатышей Качканарского ГОКа "Ванадий" при выходе до 18 %.

Дальнейшие исследования выполняются по использованию сепараторов ПБМ с повышенной частотой смены полярности полюсов для получения высококачественного железного концентрата.