

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение  
высшего образования  
«Кузбасский государственный технический университет  
имени Т. Ф. Горбачева»

Кафедра обогащения полезных ископаемых

**ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ  
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.  
ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

**Методические указания к лабораторным работам**  
для обучающихся специальностей 21.05.04 Горное дело,  
21.05.05 Физические процессы горного  
или нефтегазового производства,  
направления подготовки 20.03.01 Техносферная безопасность

Составители Г. Л. Евменова  
Т. Е. Вахонина

Рассмотрены и утверждены  
на заседании кафедры  
Протокол № 1 от 01.02.2021  
Рекомендованы к печати  
учебно-методической комиссией  
специальности 21.05.04  
Протокол № 6 от 15.03.2021  
Электронная копия находится  
в библиотеке КузГТУ

Кемерово 2021

## Содержание

ВВЕДЕНИЕ.....	2
ОПРЕДЕЛЕНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ УГЛЕПРОДУКТОВ.....	3
Лабораторная работа № 1	
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОЛЬНОСТИ.....	3
Лабораторная работа № 2	
ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЛАЖНОСТИ.....	6
ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	9
ГРОХОЧЕНИЕ.....	9
Лабораторная работа № 3	
ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ ПЛОСКОГО КАЧАЮЩЕГОСЯ ГРОХОТА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК.....	11
ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ .....	15
Лабораторная работа № 4	
ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ ЩЕКОВОЙ ДРОБИЛКИ, ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА ДРОБЛЕННОГО ПРОДУКТА.....	17
Лабораторная работа № 5	
ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ ВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК.....	23
Лабораторная работа № 6	
ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ И РАБОТЫ ШАРОВОЙ МЕЛЬНИЦЫ	25
ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ .....	28
Лабораторная работа № 7	
ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК КОНЦЕНТРАЦИОННОГО СТОЛА.....	29
Лабораторная работа № 8	
МАГНИТНЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ МАГНИТНЫХ РУД НА ИНДУКЦИОННО-РОЛИКОВОМ СЕПАРАТОРЕ.....	34
ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.....	38
Лабораторная работа № 9	
ОСВЕТЛЕНИЕ ШЛАМОВЫХ ВОД С ПОМОЩЬЮ ФЛОКУЛЯНТОВ И КОАГУЛЯНТОВ.....	38
Список рекомендуемой литературы.....	44

Настоящие лабораторные работы предусмотрены рабочей программой для закрепления теоретических знаний по дисциплинам «Основы обогащения и переработки полезных ископаемых», «Переработка полезных ископаемых» и предназначены для получения практических навыков работы с классифицирующим, дробильно-размольным оборудованием, машинами для обогащения полезных ископаемых и приобретения обучающимися определенных навыков ведения исследовательской работы.

### **Общие требования**

Прежде чем приступить к выполнению лабораторных работ, необходимо пройти инструктаж по технике безопасности, ознакомиться с порядком проведения конкретной лабораторной работы и рабочим местом, получить необходимые материалы и лабораторный инвентарь у учебного мастера или инженера. Лабораторная работа выполняется группой обучающихся, состоящей из 3–4 человек.

По окончании лабораторной работы необходимо убрать свое рабочее место и сдать лабораторный инвентарь и приступить к обработке и оформлению результатов работы. Отчет должен быть представлен преподавателю для проверки каждым обучающимся на листах формата А4.

Обучающийся, не представивший отчет о выполненной лабораторной работе, не допускается к выполнению последующей.

Обучающийся полностью завершил лабораторный практикум, если выполнил лабораторные работы, предусмотренные рабочей программой, представил все отчеты, объяснил полученные результаты и ответил на контрольные вопросы.

## **ВВЕДЕНИЕ**

Добываемая из недр земли горная масса, представляет собой смесь кусков отдельных минералов, минеральных комплексов, сростков самых разнообразных размеров, формы зерна с различными физико-химическими свойствами. Добытые полезные ископаемые подвергаются ряду последовательных процессов переработки

для получения конечных продуктов: металла, кокса, химических удобрений и т. д.

Совокупность процессов первичной обработки минерального сырья, имеющих целью отделение всех полезных минералов от пустой породы, называется обогащением полезных ископаемых. В процессе обогащения происходит механическое разделение смесей минералов на ряд продуктов: с повышенным содержанием ценных компонентов (концентраты), низким (промпродукты) или незначительным (хвосты, отходы).

Процесс обработки горной массы для получения из нее товарного продукта осуществляется на обогатительных фабриках. На этих предприятиях добытые полезные ископаемые подвергаются последовательным процессам переработки, которые по назначению в технологическом цикле фабрики разделяются на подготовительные, собственно обогатительные и вспомогательные.

*К подготовительным операциям* относят процессы дробления, грохочения и измельчения.

*К основным методам обогащения углей* относят гравитационный, флотационный и магнитный.

*К вспомогательным* процессам относят процессы удаления воды из продуктов обогащения: сгущение, механическое обезвоживание на грохотах, фильтрование, термическая сушка.

## ОПРЕДЕЛЕНИЕ КАЧЕСТВЕННЫХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ УГЛЕПРОДУКТОВ

### Лабораторная работа № 1 ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗОЛЬНОСТИ

**Цель работы:** получить представление о минеральной составляющей угля и изучить метод определения зольности.

**Общие сведения.** Рядовые (необогащенные) угли содержат в определенных количествах минеральные примеси. Удаление минеральных примесей – основная задача технологии обогащения углей.

Минеральные примеси – балласт, так как снижают теплоту

сгорания, требуют дополнительных затрат на транспортировку к потребителю и на золоудаление после сжигания. Исключение составляют минеральные примеси некоторых углей, содержащих редкие элементы (германий, рений, галлий и др.) или полезные для технологии компоненты, например, соединения железа, кальция и магния в углях, используемых для коксования и последующей выплавки чугуна.

При полном сгорании горючих веществ угля в условиях высокой температуры и избытка воздуха несгоревшие минеральные примеси, содержащиеся в угле, образуют остаток, называемый золой. Чем больше минеральных примесей, тем больше золы. Остаток, определяемый согласно ГОСТ 11022-95, называется зольностью ( $A^d$ ) и качественно характеризует уголь. *Зольность* – основной показатель качества угля, определяющий его потребительскую и товарную ценность, есть отношение (в процентах) массы неорганического остатка (золы), получаемый после полного сгорания угля, к единице массы исследованной пробы угля. Зольность косвенно характеризует содержание в угле минеральных примесей.

Рядовой уголь имеет зольность порядка 15–28%, концентрат коксующих углей имеет зольность 7–9 %, энергетических 10–12 %. Зольность отходов обычно более 65 %. Зольность промпродукта составляет 30–35 %.

**Оборудование и материалы:** три вида углепродуктов, крупностью 0–0,2 мм; электронные весы; лодочки 6 шт.; мерная ложка для сыпучих продуктов; шпатель; муфельная печь.

### **Порядок проведения работы**

Из каждого продукта отбирают по две параллельных навески массой 1 г в предварительно взвешенные и пронумерованные лодочки. Легким постукиванием добиваются равномерного распределения слоя материала по дну лодочки. Все взвешивания производят с погрешностью не более 0,02 г. В итоге получают 6 лодочек с тремя различными углепродуктами.

Необходимо записать номера лодочек, свои фамилии, дату выполнения работы и отдать лодочки с углепродуктами инженеру кафедры, который ведет озоление. Этот процесс заключается в сле-

дующем. Лодочки с навесками помещают в холодную муфельную печь. Для озоления начальную температуру муфельной печи повышают в течение 30 мин до 500 °С и в течение следующих 30–60 мин до 800–830 °С. По достижении указанной температуры прокаливают в закрытой муфельной печи образовавшийся зольный остаток в течение 1,5 часов. Лодочки с зольным остатком вынимают из муфельной печи, охлаждают на воздухе до комнатной температуры. На последующей лабораторной работе обучающиеся взвешивают лодочки с зольным остатком.

### Обработка и оформление результатов работы.

Все результаты измерений и расчетов заносят в табл. 1.1.

Таблица 1.1

Результаты определения зольности углепродуктов

Номер			Масса лодочки			Зольность продукта $A^d$ , %	Среднее значение зольности каждого продукта, %	Наименование продукта
опыта	продукта	лодочки	пустой $m_1$ , г	с навеской $m_2$ , г	после сжигания $m_3$ , г			
...	...	...	...	...	...	...	...	...

Зольность аналитической пробы испытуемых углепродуктов ( $A^d$ , %) вычисляют по формуле

$$A^d = \frac{m_3 - m_1}{m_2 - m_1} \times 100, \quad (1.1)$$

где  $m_1$  – масса пустой лодочки, г;  $m_2$  – масса лодочки с навеской, г;  $m_3$  – масса лодочки с остатком после сжигания навески, г.

Вычисление результатов производят до второго десятичного знака, окончательные результаты округляют до первого знака. За результат определения принимают среднее арифметическое результатов двух определений. По результатам работы определяют вид исходных продуктов (рядовой уголь, концентрат, промпродукт, отходы).

### **Контрольные вопросы**

1. Какой процесс называется обогащением угля?
2. Дать определения продуктам обогащения.
3. Назвать элементный состав углей.
4. Дать определение зольности.
5. Что представляют собой минеральные составляющие угля?
6. Как влияет содержание минеральных примесей в угле на его качество?

## **Лабораторная работа № 2** **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ВЛАЖНОСТИ** **АНАЛИТИЧЕСКОЙ ПРОБЫ УГЛЕПРОДУКТОВ**

**Цель работы:** познакомиться с качественным показателем влажность углепродуктов и освоить методику ее определения.

**Общие сведения.** Связь влаги с материалом может быть механической, физико-химической и химической. Влага, находящаяся между частицами материала и на их поверхности, имеет механическую связь с материалом и называется гравитационной (свободной) влагой. Физико-химическую связь с материалом имеет та влага, которая проникает в поры частиц (капиллярная влага) или закрепляется на поверхности в виде гидратной пленки за счет адсорбции или диффузии (адсорбированная влага). Адсорбированная влага, в свою очередь, разделяется на гигроскопическую и адгезионную. Химически связанной является влага гидратная или кристаллизационная.

При обезвоживании углей наиболее легко отделяется гравитационная влага, более трудно – капиллярная и адгезионная, наиболее трудно – гигроскопическая. Химически связанную влагу можно выделить лишь при нагревании минерала до 300 °С.

Для характеристики количества влаги, содержащейся в твердых телах, используют понятие влажности  $W^d$ , т. е. отношение массы влаги, содержащейся в сыпучем материале, к массе влажного материала (исходного продукта). Влажность выражают в процентах.

В зависимости от влажности продукты обогащения различают:

– обводненные продукты, представляющие собой смеси твердого и воды и содержащие все виды влаги, их влажность составляет не менее 40 %;

– мокрые продукты, содержащие часть гравитационной, капиллярную, адсорбированную и химически связанную влагу, их влажность составляет от 15–25 до 40 %;

– влажные продукты, содержащие только некоторую часть капиллярной влаги, адсорбированную и химически связанную влагу, их влажность составляет от 5–6 до 15–25 %;

– воздушно-сухие продукты, содержащие только адсорбированную (главным образом гигроскопическую) и химически связанную влагу, их влажность составляет 4–6 %.

Присутствие воды в угле понижает его теплоту сгорания. С точки зрения потерь тепла и осложнений, возникающих при сжигании влажного угля, вода, содержащаяся в нем, расценивается не только как балласт, но и как вредная составная часть, на которую затрачивается непроизводительно тепло для ее выпаривания. При наличии во влажном угле глины он плохо транспортируется, замазывает желоба и зависает в бункерах. В зимнее время уголь с высоким содержанием внешней влаги смерзается в железнодорожных вагонах в пути их следования.

При грохочении полезных ископаемых имеет значение содержание внешней влаги, покрывающей пленкой поверхность его зерен. Вода, находящаяся в порах и трещинах зерен, а также химически связанная, на процесс грохочения влияния не оказывает.

Особенно сильно влияет влажность материала при грохочении его на ситах с мелкими отверстиями. Мелкие классы имеют наибольшую внешнюю влажность вследствие их большой удельной поверхности. Внешняя влага в материале вызывает слипание мелких частиц между собой, налипание их на более крупные куски и замазывание отверстий сит вязким материалом. Все это препятствует расслоению материала по крупности на сите и затрудняет прохождение мелких зерен через отверстия, в результате чего они остаются в надрешетном продукте.

При некотором предельном содержании влаги, зависящем от свойств материала и размера отверстий сита, эффективность грохочения резко падает. С увеличением влажности полезного ископаемого сверх этого предела подвижность зерен возрастает, и постепенно наступают условия для мокрого грохочения, т. е. грохочения материала с водой.

**Оборудование и материалы:** лабораторная проба углепродуктов, крупностью 0–3 мм; электронные весы; емкости для сыпучих продуктов, 3 шт.; мерная ложка для сыпучих продуктов; бюксы стеклянные или металлические, 6 шт.; шпатель; сушильный шкаф; стакан для воды; шприц на 6–8 мл; эксикатор; термометр до 200 °С.

### **Порядок выполнения работы**

Влагу пробы определяют, как потерю массы после высушивания в сушильном шкафу при соблюдении следующих условий.

В 3 емкости засыпают по две ложки углепродукта. В каждую емкость вводят шприцем от 5 до 20 мл воды (Задается преподавателем). Полученную смесь углепродукта и воды тщательно перемешивают, накрывают крышками и оставляют на 15 минут. По истечению заданного времени отбирают в предварительно взвешенные бюксы навески материала массой  $(3 \pm 0,1)$  г каждая, взвешивая их на весах. Из каждой емкости отбирают по две навески. Бюксы помещают в предварительно нагретый сушильный шкаф и сушат при температуре  $(160 \pm 5)$  °С в течение 5–10 минут до постоянной величины массы образца.

После окончания сушки бюксы вынимают из сушильного шкафа, охлаждают на металлической или на фарфоровой подставке на воздухе до комнатной температуры, после чего взвешивают.

### **Обработка и оформление результатов работы.**

Результаты опыта заносят в табл. 2.1. Влажность материала ( $W$ , %) вычисляют по формуле

$$W = \frac{m_1}{m} \cdot 100, \quad (2.1)$$

где  $m_1$  – потеря массы после сушки навески топлива, г;  $m$  – масса навески продукта до сушки топлива, г.

Таблица 2.1

## Результаты определения влажности углеродных продуктов

Номер			Масса			Потеря массы после сушки $m_1$ , Г	Влажность продукта $W$ , %	Среднее значение влажности каждого продукта $W_{cp}$ , %	Наименование продукта
опыта	бюкса	продукта	бюкса, г	продукта до сушки $m$ , Г	продукта после сушки, Г				
...	...	...	...	...	...	...	...	...	...

Вычисление результатов производят до второго десятичного знака, и окончательные результаты округляют до первого десятичного знака. За результат определения принимают среднее арифметическое результатов двух определений.

**Контрольные вопросы**

1. Перечислить и охарактеризовать виды влаги.
2. Как влияет влажность угля на транспортировку, теплоту сгорания, процесс грохочения?
3. Дать классификацию продуктов обогащения в зависимости от влажности.
4. Назвать основные методы обезвоживания продуктов обогащения.

## ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ГРОХОЧЕНИЕ

*Грохочение* – процесс разделения сыпучих материалов на классы крупности путем просеивания через одно или несколько сит или классификация материала на просеивающих поверхностях.

Зерна (куски) материала, размер которых больше размера отверстий сита, остаются при просеивании на сите, а зерна меньших размеров проваливаются через отверстия.

Материал, поступающий на грохочение, называется *исходным продуктом*, остающийся на сите – *надрешетным (верхним)* продук-

том, проваливающийся через отверстия сита – *подрешетным* (нижним) продуктом.

При последовательном просеивании материала на  $n$  ситах получают  $(n + 1)$  продуктов. В этом случае один из продуктов предыдущего просеивания служит исходным материалом для последующего просеивания.

Последовательный ряд абсолютных значений величин отверстий сит (от больших к меньшим), применяемых при грохочении, называется *шкалой грохочения или классификации*.

Размер  $d$  наибольших зерен (кусков) подрешетного продукта так же, как и размер наименьших кусков надрешетного продукта, условно принимают равным величине отверстий сита, через которое производится просеивание материала, т. е.  $d = l$ . Соответственно обозначают: подрешетный продукт  $-l$  (минус  $l$ ) или  $-d$  (минус  $d$ ); надрешетный продукт  $+l$  (плюс  $l$ ) или  $+d$  (плюс  $d$ ).

Материал, прошедший через сито с отверстиями  $l_1$  и оставшийся на сите с отверстиями  $l_2$ , причем  $l_2 < l_1$ , называется *классом*. Крупность класса обозначают следующими тремя способами:  $-l_1+l_2$  (минус  $l_1$ , плюс  $l_2$ ) или  $-d_1+d_2$ ;  $l_1-l_2$  или  $d_1-d_2$ ;  $l_2-l_1$  или  $d_2-d_1$ . Например, класс  $-25+10$  мм, класс  $20-10$  мм, класс  $10-25$  мм. Из приведенных способов обозначения крупности классов наиболее широко применяют первый и третий, обязательный для применения при грохочении углей.

Операции грохочения широко применяют на обогатительных фабриках и сортировках, в промышленности строительных материалов, химической и многих других отраслях промышленности.

По технологическому назначению различают четыре вида операций грохочения:

- *вспомогательное грохочение*, применяемое в схемах дробления исходного материала, в том числе *предварительное* (перед дробилкой), *контрольное*, или *поверочное* (после дробилки), и *совмещенное*, когда обе операции соединяют в одну;

- *подготовительное грохочение* – для отсева материала на несколько классов крупности, предназначенных для последующей отдельной обработки;

– *самостоятельное грохочение* – для выделения классов, представляющих собой готовые, отправляемые потребителю продукты (сорта); эту операцию также называют механической сортировкой;

– *обезвоживающее грохочение* (обесшламливание на грохотах) – для удаления основной массы воды, содержащейся в руде после ее промывки, или для отделения суспензии от конечных продуктов.

### **Лабораторная работа № 3** ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ ПЛОСКОГО КАЧАЮЩЕГОСЯ ГРОХОТА И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК

**Цель работы:** ознакомиться с конструкцией плоского качающего грохота, определить его конструктивные и технологические характеристики.

**Общие сведения.** Устройство, предназначенное для реализации процесса грохочения, называется грохотом. По принципу действия грохоты различных типов аналогичны: просеивание мелких классов через отверстия происходит при движении, подвергнутого грохочению, материала по просеивающей поверхности. Перемещение материала осуществляется под действием силы тяжести (гравитационное перемещение), вибраций сита (вибрационное перемещение), а также струи жидкости (гидравлическое перемещение). Различие между грохотами состоит, главным образом, в способе перемещения просеиваемого материала, который, в свою очередь, зависит от конструкции грохота.

Грохоты характеризуются следующими главными особенностями:

- характером движения просеивающей поверхности или способом перемещения материала;
- геометрической формой просеивающей поверхности и конструкцией ее элементов;
- расположением просеивающей поверхности относительно горизонтальной плоскости.

– Основное назначение процесса грохочения – наиболее полное отделение мелкого подрешетного продукта, но для этого необходимо, чтобы зерно попадало к отверстию сита отдельно от других зерен. В действительности же это условие выполнить сложно, так как существует много факторов, препятствующих полному выделению мелкого класса в подрешетный продукт, поэтому часть мелких зерен остается в надрешетном продукте грохота, т. е. точного разделения по крупности не происходит. Качественной оценкой процесса грохочения (полноты отделения мелкого материала от крупного) служит показатель *эффективности грохочения*, который определяют отношением массы подрешетного (нижнего) продукта к массе этого же класса (подрешетного продукта) в исходном материале.

Эффективность грохочения зависит от ряда факторов. К ним относятся: насыпная плотность, геометрическая форма и относительный размер зерен, влажность материала, гранулометрический состав, форма отверстий просеивающей поверхности, размер поверхности грохочения, высота слоя материала, угол наклона просеивающей поверхности, скорость движения зерен по просеивающей поверхности, питание грохота, амплитуда и частота колебаний короба.

**Оборудование и материалы:** плоский качающийся грохот, пробы зернистого материала массой до 3 кг, технические весы и разновесы, штангенциркуль, угломер, секундомер.

#### **Порядок проведения работы**

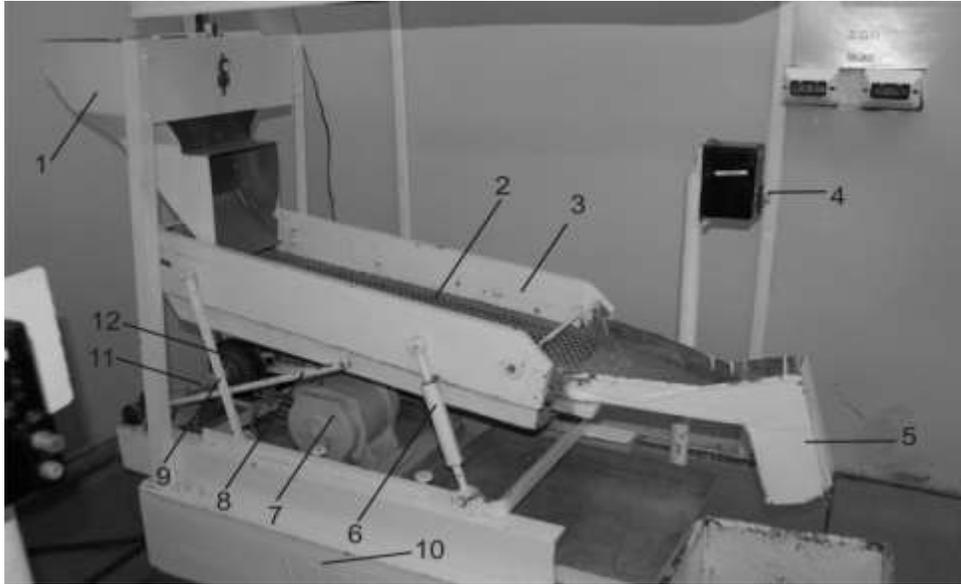
1. Изучить конструкцию и принцип действия плоского качающегося грохота (рис. 3.1) и выполнить его эскиз.

2. Определить влияние угла наклона сита грохота на эффективность грохочения (**углы наклона просеивающей поверхности и масса пробы задается преподавателем**).

Провести три опыта (при трех заданных углах наклона сита грохота) для отсева пробы материала на два класса крупности, определяя при этом время грохочения.

Полученные надрешетный и подрешетный продукты каждого опыта взвесить, определить их выход в процентах от исходного

продукта. *Выходом продукта обогащения* называется отношение массы полученного продукта ( $Q$ ) к массе переработанного исходного сырья ( $Q_{исх}$ ).



*Рис. 3.1. Плоский качающийся грохот:*

*1 – загрузочный бункер; 2 – просеивающая поверхность; 3 – короб грохота; 4 – пускатель; 5 – разгрузочный желоб; 6 – винтовой регулятор угла наклона; 7 – электродвигатель; 8 – жесткая кинематическая передача; 9 – стойка; 10 – фундамент; 11 – горизонтальный вал с эксцентриками; 12 – шкив привода клиноременной передачи*

Выход выражается в процентах или долях единицы и обозначается греческой буквой  $\gamma$  (гамма).

$$\gamma = \frac{Q}{Q_{исх}} \cdot 100. \quad (3.1)$$

Результаты занести в табл. 3.1.

Надрешетный и подрешетный продукт предыдущего опыта объединить и использовать при следующем опыте.

*Массу мелкого класса в надрешетном продукте определяют по разнице масс мелкого класса в исходной пробе и подрешетного продукта, полученного после грохочения.*

В реальных условиях непрерывного процесса на обогатительных фабриках эффективность грохочения рассчитывают по «засо-

рению» надрешетного продукта нижним классом, т. е. по содержанию мелочи в исходном и в надрешетном продуктах.

Таблица 3.1

### Результаты процесса грохочения

Исходный продукт		Угол наклона, град	Время грохочения, с	Подрешетный продукт		Надрешетный продукт				Эффективность, %
Масса мелочи, г	Содержание мелочи, %			Выход		Выход		Масса мелочи, г	Содержание мелочи, %	
				г	%	г	%			

Эффективность грохочения рассчитывают по формуле

$$E = \frac{\alpha - \beta}{\alpha(100 - \beta)} \cdot 10^4, \quad (3.2)$$

где  $E$  – эффективность грохочения, %;  $\alpha$  – содержание мелочи (подрешетного класса) в исходной пробе, % (определяют рассевом вручную на контрольном сите с тем же размером отверстий, что и на просеивающей поверхности грохота);  $\beta$  – содержание нижнего класса в надрешетном продукте, %.

*Содержанием компонента* называется отношение массы компонента в продукте к общей массе этого же продукта.

Эффективность грохочения определяют для каждого заданного угла наклона сита по формуле 3.2.

3. Определить удельную производительность грохота для каждого опыта по формуле

$$Q_{уд} = \frac{G}{St}, \quad (3.3)$$

где  $Q_{уд}$  – удельная производительность т/(м<sup>2</sup>·ч);  $G$  – масса пробы, т;  $S$  – площадь сита грохота определяют замером параметров просеивающей поверхности, м<sup>2</sup>;  $t$  – время грохочения, ч.

4. Построить график зависимости производительности и эффективности грохочения от угла наклона просеивающей поверхности.

5. Сделать выводы по работе, в которых указать, как влияет угол наклона просеивающей поверхности на технологические параметры: эффективность и производительность.

### **Обработка и оформление результатов работы.**

Необходимо выполнить все задания и расчеты согласно пунктам 1–5. Результаты занести в табл. 3.1.

### **Контрольные вопросы**

1. Какие виды операций грохочения существуют при обогащении полезных ископаемых?

2. Перечислить виды просеивающей поверхности грохотов. Назвать области их применения.

3. Дать определение эффективности грохочения.

4. Как влияет на эффективность процесса грохочения:

- амплитуда и частота колебаний;
- скорость движения зерен по просеивающей поверхности;
- форма отверстий просеивающей поверхности;
- наличие в материале «трудных», «затрудняющих» и «легких» зерен;
- форма зерен;
- влажность материала;
- наклон просеивающей поверхности?

## ДРОБЛЕНИЕ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЕ

Дроблением и измельчением называются процессы уменьшения размеров кусков полезных ископаемых путем разрушения их действием внешних сил, преодолевающих внутренние силы сцепления, связывающие между собой частицы твердого вещества. Сущность процессов дробления и измельчения заключается в разрыве зерен различных минералов, содержащихся в полезном ископаемом, тесно переплетенных и сросшихся между собой. Чем полнее раскрываются минералы при дроблении, тем успешнее последующее обогащение полезного ископаемого. Между дроблением

и измельчением нет принципиальных различий. Условно принято считать, что при дроблении получают продукт с размером максимальных зерен более 5 мм, а при измельчении – менее 5 мм. Для дробления применяют дробилки, а для измельчения – мельницы.

Процессы дробления и измельчения могут быть подготовительными операциями (например, на обогатительных фабриках перед обогащением полезного ископаемого) или иметь самостоятельное значение (дробление и измельчение угля перед коксованием, перед пылевидным его сжиганием и т. д.).

На обогатительных фабриках дробление и измельчение руд обычно производят последовательно в несколько приемов (стадий), т.к. получить необходимую степень дробления для полного раскрытия минерала в одной дробильной машине не представляется возможным. Оценка результатов дробления и измельчения производится по степени дробления (измельчения) и эффективности работы дробилок (мельниц).

Дробимый материал отличается большим разнообразием, как по прочности, так и по размеру кусков. Требования, предъявляемые к дробленому продукту, также разнообразны. Поэтому имеется большое количество конструкций дробильных машин, вызванное стремлением приспособить дробильные машины к свойствам дробимого материала и требованиям, предъявляемым к продукту дробления. Однако, несмотря на разнообразие конструкций дробилок, количество методов или способов (т. е. видов разрушающей силы на куски дробимого материала) весьма невелико. Основными из них являются: раздавливание, раскалывание, удар. В меньшей степени могут присутствовать истирание, излом, срезывание.

Крупность зерен, до которой надо дробить или измельчать исходный материал перед обогащением, определяется размером вкрапленности полезных минералов и процессом, принятым для обогащения данного ископаемого. Эта крупность устанавливается опытным путем.

Обычно используют сухой способ дробления. В тех случаях, когда горная масса содержит глину, применяют мокрое дробление.

Измельчение производят в большинстве случаев мокрым способом. Сухое измельчение применяют лишь тогда, когда добавка воды нежелательна: приготовление пылевидного топлива, если продукт измельчения подвергается сухому обогащению и др.

При дроблении и измельчении не следует допускать переизмельчения материала, так как это ухудшает результаты обогащения и удорожает процесс. Необходимо соблюдать принцип «не дробить ничего лишнего».

**Лабораторная работа № 4**  
**ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИЩЕКОВОЙ ДРОБИЛКИ,**  
**ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК**  
**И ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКОГО СОСТАВА**  
**ДРОБЛЕННОГО ПРОДУКТА**

**Цель работы:** ознакомиться с конструкцией щековой дробилки, определить ее технологические характеристики.

**Общие сведения.** Дробилки, применяемые на обогатительных фабриках, по механико-конструктивным признакам и основному методу дробления разделяют на щековые, конусные, валковые и дробилки ударного типа. Основные технологические параметры дробилок: угол захвата, частота качаний подвижной щеки, производительность дробилки и потребляемая мощность.

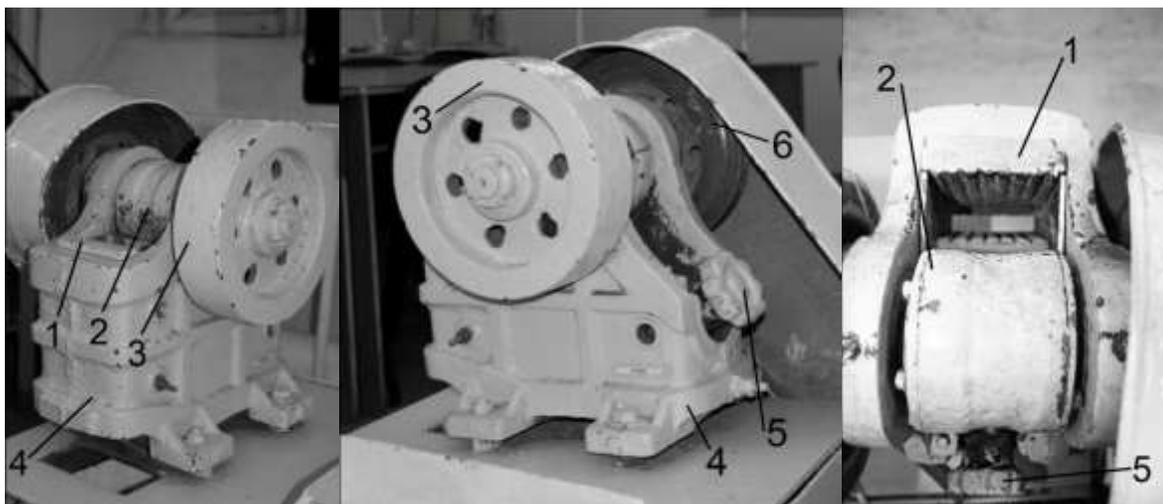
Щековые дробилки чаще всего применяют для крупного дробления твердых и средней твердости полезных ископаемых. Степень дробления в щековых дробилках  $i = 3-4$ . В дробилках материал раздавливается между двумя щеками, из которых одна неподвижная, а другая подвижная – качающаяся.

Щековые дробилки разделяются на два основных типа: с простым (ЩДП) и сложным (ЩДС) движением щеки.

**Оборудование и материалы:** лабораторная щековая дробилка со сложным движением щеки; набор стандартных лабораторных сит с размером отверстий 10, 7, 5, 3, 2, 1 мм; линейка и штангенциркуль; технические весы и разновесы; электронные весы; секундомер; проба руды.

## Порядок выполнения работы

1. Ознакомиться с принципом действия и конструкцией щековой дробилки (рис. 4.1). Начертить принципиальную схему щековой дробилки, включив основные детали и узлы дробилки.



*Рис. 4.1. Щековая дробилка со сложным движением щеки:*

*1 – неподвижная щека; 2 – эксцентрик с подвижной щекой;  
3 – маховик; 4 – корпус дробилки; 5 – винт для регулировки ширины  
выпускной щели; 6 – шкив привода клиноременной передачи*

2. Определить производительность щековой дробилки.

В желоб, установленный одним концом на неподвижную щеку дробилки, засыпать заданную преподавателем пробу руды. Затем запустить дробилку, желоб наклонить, и руду подавать в дробилку непрерывно и равномерно. Необходимо, чтобы руда в рабочем пространстве была всегда, но полностью его не заполняла, так как щековая дробилка не может работать «под завалом». Время начала и окончания дробления фиксировать по секундомеру.

Действительную производительность определить, измеряя массу дробимого материала в единицу времени:

$$Q = \frac{G}{t}, \quad (4.1)$$

где  $Q$  – производительность дробилки, т/ч;  $G$  – количество (масса) материала, т;  $t$  – время дробления, ч.

3. Определить степень дробления.

*Степенью дробления (измельчения) (i) называют отношение диаметра максимального куска до дробления ( $D_{\max}$ ) к диаметру максимального куска после дробления (измельчения) ( $d_{\max}$ ):*

$$i = \frac{D_{\max}}{d_{\max}}. \quad (4.2)$$

Для определения этой величины из исходных проб отбирают три визуально максимальных по крупности куска. Размер куска измеряют штангенциркулем по трем взаимно перпендикулярным направлениям:

$$D_{\text{cp}} = \frac{a + b + c}{3}, \quad (4.3)$$

где  $a$ ,  $b$ ,  $c$  – размер куска в трех измерениях (средний диаметр трех максимальных кусков в пробе после дробления определяется аналогично определению размера куска в исходной руде). Результаты опытов заносятся в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Результаты определения размеров максимальных зерен  
до и после дробления

№ изме- рений	Размер зерна, мм							
	до дробления				после дробления			
	$a$	$b$	$c$	$D_{\text{cp}}$	$a$	$b$	$c$	$d_{\text{cp}}$
1								
2								
3								
Итого	$D_{\max}$				$d_{\max}$			

**Пробы материала дробить при размере разгрузочной щели, задаваемой преподавателем. Максимальный размер (мм) зерен до и после дробления определить по формулам:**

$$D_{\max} = \frac{\sum D_{\text{cp}}}{3}; \quad (4.4)$$

$$d_{\max} = \frac{\sum d_{\text{cp}}}{3}, \quad (4.5)$$

где  $D_{\text{ср}}$  и  $d_{\text{ср}}$  – средние размеры зерен, определяемые по трем взаимно перпендикулярным направлениям, соответственно до и после дробления, мм.

4. Определить гранулометрический состав дробленого материала.

Гранулометрический состав – это количественная характеристика полезного ископаемого по линейным размерам кусков (т. е. по крупности) в сыпучей массе. Для определения гранулометрического состава применяют ситовый, седиментационный, микроскопический и метод непосредственного измерения.

Гранулометрический состав дробленого продукта в данной работе определяют ситовым методом. Выбор сит в каждом конкретном случае зависит от требований и целей исследования. В данной лабораторной работе для определения гранулометрического состава дробленого продукта его рассеивают на ситах с размером отверстий 10; 7; 5; 3; 2; 1 мм. Сита устанавливают одно над другим, сверху вниз, от крупных размеров отверстий к мелким. Снизу устанавливают поддон. Дробленный продукт засыпают на верхнее сито, закрывают крышкой, и весь набор сит встряхивают вручную. Продолжительность просеивания 5 минут. По окончании отсева каждое сито последовательно (начиная с верхнего) отделяют от набора и взвешивают на весах материал на каждом сите и поддоне. Результаты взвешивания каждого класса заносят в столбец 2, табл. 4.2.

#### **Обработка и оформление результатов ситового анализа**

По результатам взвешивания каждого класса определяют их выход с точностью до 0,1 % (столбец 3, табл. 4.2):

$$\gamma_i = 100Q_i / Q_{\text{исх}}, \quad (4.6)$$

где  $\gamma_i$  – выход класса, %;  $Q_i$  – масса класса, г;  $Q_{\text{исх}}$  – масса исходной пробы, г.

Подсчитывают сумму выходов и корректируют до 100 % за счет классов с наибольшим выходом. Результат заносят в табл. 4.2.

Суммарный выход классов крупности по «плюсу» рассчитывают последовательным сложением выходов отдельных классов, начиная с наиболее крупного класса (сверху вниз), суммарный вы-

ход классов по «минусу» – сложением выходов отдельных классов, начиная с наиболее мелкого класса (снизу-вверх) и заносят в столбцы 5 и 7 табл. 4.2 (стрелками ↓ и ↑ показан порядок заполнения соответствующих столбцов).

Таблица 4.2

## Результаты ситового анализа

Класс крупности, мм	Выход		Класс крупности, мм	Суммарный выход по «плюсу», ↓ %	Класс крупно- сти, мм	Суммарный выход по «минусу», ↑ %
	г	%				
1	2	3	4	5	6	7
$-d_{\max} + 10$			$-d_{\max} + 10$		$-d_{\max} + 0$	100
$10 + 7$			$-d_{\max} + 7$		$10 + 0$	
$-7 + 5$			$-d_{\max} + 5$		$-7 + 0$	
$-5 + 3$			$-d_{\max} + 3$		$-5 + 0$	
$-3 + 2$			$-d_{\max} + 2$		$-3 + 0$	
$-2 + 1$			$-d_{\max} + 1$		$-2 + 0$	
$-1 + 0$			$-d_{\max} + 0$	100	$-1 + 0$	
Итого	$Q_{\text{исх}}$	100	–	–	–	–

По результатам, представленным в табл. 4.2, строят суммарные характеристики крупности в прямоугольной системе координат: суммарный выход (по оси ординат) – диаметр отверстий сит (по оси абсцисс), рис. 4.2.

Контролем правильности построения характеристики крупности являются их граничные точки и точка пересечения, при условии построения в одной системе координат. Характеристика крупности по «плюсу» должна пересекать ось ординат в точке, соответствующей 100 %, а ось абсцисс в точке, соответствующей крупности максимальных кусков. Характеристика крупности по «минусу» должна выходить из начала координат, а ордината, соответствующая максимальной крупности, равна 100 %. Кривые крупности по «плюсу» и по «минусу» должны пересекаться в точке, соответствующей суммарному выходу, равному 50 %.

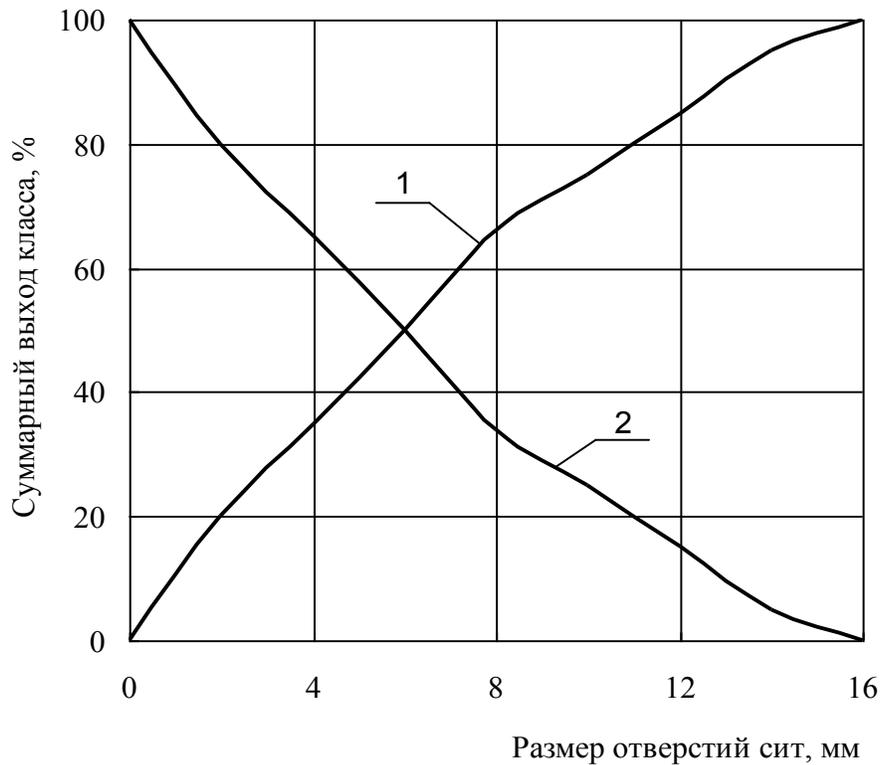


Рис. 4.2. Суммарные характеристики крупности:  
1 – по «минусу»; 2 – по «по плюсу»

### **Контрольные вопросы**

1. Дать определение процессам дробления и измельчения.
2. Назвать способы разрушения полезных ископаемых.
3. Дать определение степени дробления или измельчения.
4. Отличие процесса дробления от процесса измельчения.
5. Назвать виды дробилок, применяемых для дробления полезных ископаемых.
6. Назвать методы определения гранулометрического состава, сыпучего материала.

## Лабораторная работа № 5

### ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ ВАЛКОВОЙ ДРОБИЛКИ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЕЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК

**Цель работы:** ознакомиться с конструкцией валковых дробилок, определить их конструктивные и технологические характеристики.

**Общие сведения.** В валковых дробилках материал дробится двумя параллельно расположенными валками, вращающимися навстречу друг другу. Исходный материал подается сверху в пространство между валками, захватывается ими и дробится. Валковые дробилки не переизмельчают материал. Основное дробящее действие раздавливания и раскалывания материала. Валки дробилок бывают гладкими, рифлеными и зубчатыми. Степень дробления у валковых дробилок 3–6, иногда до 10.

Для крупного и среднего дробления применяют зубчатые дробилки. Для среднего и мелкого дробления применяют дробилки с гладкими или рифлеными валками. Валковые дробилки отличаются простотой конструкции, надежностью работы, удобством обслуживания и ремонта. К недостаткам относятся низкая производительность, быстрый и неравномерный износ футеровки валков.

**Оборудование и инструменты:** валковая дробилка с гладкими валками, линейка, штангенциркуль, тахометр.

#### Порядок выполнения работы

1. После ознакомления с конструкцией валковой дробилки составить схематический эскиз машины с указанием размеров и спецификацией основных частей.

2. Определить фактическое число оборотов каждого валка с помощью тахометра или предельное число оборотов валков ( $n$ , об/мин) по формуле проф. Л. Б. Левенсона:

$$n = 616 \sqrt{\frac{f}{\delta d D}}, \quad (5.1)$$

где  $\delta$  – плотность материала в монолите, т/м<sup>3</sup> (для руды средней твердости  $\delta = 2,7$  т/м<sup>3</sup>);  $f$  – коэффициент трения между рудой и фу-

теровкой валков (0,2–0,3);  $d$  – диаметр максимального куса исходной руды, см;  $D$  – диаметр валка, см.

При выборе валковых дробилок с гладкими валками считают, что диаметр валка должен быть больше диаметра максимального куса в 20 раз.

3. Отношение между диаметром валков и диаметром максимального куса руды можно определить из выражения

$$2r = \frac{2R(1 - \cos \alpha) + s}{\cos \alpha}, \quad (5.2)$$

где  $s$  – расстояние между валками, см;  $\alpha$  – угол захвата валковой дробилки, град.

При сдвинутых вплотную валках формула (5.2) примет вид

$$2r = \frac{2R(1 - \cos \alpha)}{\cos \alpha}. \quad (5.3)$$

Произвести необходимые преобразования формулы (4) для определения угла захвата  $\alpha$ .

4. Определяют окружную скорость гладких валков ( $v$ , м/с):

$$v = \frac{\pi D n}{60}, \quad (5.4)$$

где  $D$  – диаметр валка, м;  $n$  – частота вращения валков, об/мин.

Результаты вычислений по формуле (5) должны соответствовать действующим практическим рекомендациям для валков диаметром меньше 1000 мм ( $v \leq 4,2 - 6,5$  м/с) [5].

5. Рассчитывают теоретическую производительность валковой дробилки  $Q$ , т/ч:

$$Q = 60n\pi D L s \mu \delta, \quad (5.5)$$

где  $\mu$  – коэффициент разрыхления руды (0,24–0,40);  $\delta$  – насыпная плотность руды,  $1,6$  т/м<sup>3</sup>;  $L$  – длина валков, м;  $D$  – диаметр валков, м;  $n$  – частота вращения валков, об/мин;  $s$  – ширина щели между валками, м.

### **Обработка и оформление результатов работы.**

Необходимо провести все измерения и расчеты согласно пунктам 1–5, а также выполнить эскизы с проставлением размеров и

спецификации. Все найденные характеристики валковой дробилки сводятся в табл. 5.1.

Таблица 5.1.

Техническая характеристики валковой дробилки

Тип дробилки	Диаметр валка, мм	Длина валка, мм	Теоретическая частота вращения валков, об/мин	Производительность, т/ч
...	...	...	...	...

**Контрольные вопросы**

1. Какие виды валковых дробилок применяются для дробления руды?
2. Назвать область применения валковых дробилок.
3. Перечислить преимущества и недостатки валковых дробилок.
4. Дать определение углу захвата валковых дробилок.

**Лабораторная работа № 6**  
**ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ И РАБОТЫ**  
**ШАРОВОЙ МЕЛЬНИЦЫ**

**Цель работы:** изучить конструкцию шаровой мельницы и определить ее конструктивные характеристики.

**Общие сведения.** Измельчение является заключительной операцией в цикле подготовки руды перед обогащением, связанной с уменьшением крупности ее кусков. Как правило, на измельчение поступает материал после дробления и имеет крупность менее 1025 мм. Крупность частиц измельченного продукта чаще всего составляет 0,040–0,074 мм для полного раскрытия сростков полезного компонента и пустой породы.

Процесс измельчения осуществляется в аппаратах, называемых мельницами.

На обогатительных фабриках и в рудоподготовительных отделениях металлургических предприятий применяются вращающиеся барабанные мельницы. Вращающиеся барабанные мельницы пред-

ставляют собой пустотелый барабан, закрытый торцевыми крышками, заполненный определенным количеством измельчающих тел и вращающийся вокруг горизонтальной оси. При вращении барабана измельчающие тела благодаря трению увлекаются внутренней поверхностью барабана и поднимаются на некоторую высоту, затем свободно падают или перекатываются вниз. При этом измельчение частиц материала происходит ударом падающих измельчающих тел, истиранием и раздавливанием частиц между телами. Разгрузка измельченного материала производится либо через центральное отверстие в разгрузочной крышке, либо через решетку со щелевидными или круглыми отверстиями, либо через отверстия на конце цилиндрической части барабана.

В зависимости от формы барабана различают мельницы цилиндрические и цилиндроконические. Первые, в свою очередь, классифицируются на три типа: короткие, длинные и трубные. К коротким мельницам относятся такие, у которых длина барабана меньше его диаметра; к длинным – у которых длина барабана от одного до трех его диаметров; к трубным – мельницы с длиной барабана больше трех его диаметров.

В зависимости от вида измельчающей среды различают мельницы шаровые, стержневые, галечные, рудно-галечные, самоизмельчения и полусамоизмельчения.

Измельчение может быть мокрым и сухим.

**Оборудование и материалы:** лабораторная шаровая мельница.

### **Порядок выполнения работы**

1. Определить тип мельницы (по способу разгрузки, по длине барабана, по виду измельчающей среды) и ознакомиться с ее конструкцией.

2. Указать какой способ измельчения (сухое или мокрое) можно реализовать на данной мельнице.

3. Начертить принципиальную схему мельницы согласно варианту, указанному преподавателем и составить спецификацию основных узлов и деталей.

4. Определить критическую скорость вращения барабана шаровой мельницы и угол отрыва шаров внешнего слоя по данным табл. 6.1 (вариант задается преподавателем).

Критическую скорость определяют:

$$n_{кр} = \frac{30}{\sqrt{R}}, \quad (6.1)$$

где  $R$  – внутренний радиус барабана мельницы при снятой футеровке, м.

5. Определить, какую долю  $\Psi$  составляет частота вращения барабана  $n$  от критической:

$$\Psi = \frac{n}{n_{кр}}. \quad (6.2)$$

Таблица 6.1

Исходные данные для расчета

Вариант	Тип мельницы	Размеры мельницы $D \times L$ , мм	Частота вращения барабана, об/мин	Степень заполнения дробящими телами объема мельницы $\varphi$ , %
1	МШЦ	900×900	40	30
2	МШР	2100×3000	24,4	35
3	МШР	2700×2100	21	40
4	МСЦ	4500×6000	12,5	35
5	МГР	5500×7500	13,6	60
6	МШЦ	1500×3100	30	35
7	МГР	4000×7500	17,4	55

6. Определить массу дробящей нагрузки:

$$M_{ш.н.} = 3,61\varphi D^2 L, \dots\dots\dots (6.3)$$

$$M_{с.н.} = 4,9\varphi D^2 L, \dots\dots\dots (6.4)$$

$$M_{г.н.} = 1,53\varphi D^2 L, \dots\dots\dots (6.5)$$

где  $M_{ш.н.}$ ,  $M_{с.н.}$ ,  $M_{г.н.}$  – масса шаровой, стержневой, галечной нагрузок, т;  $\varphi$  – степень заполнения шарами, стержнями или галькой объема мельницы, %;  $D$  – внутренний диаметр при снятой футеровке, м;  $L$  – длина барабана мельницы, м.

### **Обработка и оформление результатов работы.**

Необходимо выполнить все задания и расчеты согласно пунктам 1–6.

### **Контрольные вопросы**

1. По каким параметрам производят классификацию барабанных мельниц?
2. В чем заключается назначение футеровки барабанных мельниц (цапф, торцевых крышек, цилиндрической части)?
3. В чем заключается различие между шаровой мельницей с центральной разгрузкой, мельницей с разгрузкой через решетку и стержневой мельницей?
4. Какая частота вращения барабана мельницы называется критической?
5. Перечислить скоростные режимы работы мельниц.
6. Изложить преимущества и недостатки процесса самоизмельчения.
7. Способы разрушения материала в мельницах.
8. Назвать виды мельниц в зависимости от мелющих тел.

## **ОБОГАТИТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ**

При всем разнообразии процессов обогащения полезных ископаемых все они основаны на использовании различий в тех или иных физических и физико-химических свойств минералов.

Известны следующие основные методы обогащения полезных ископаемых: гравитационный, флотационный, магнитный и электрический. Другие методы (специальные и химические) находят ограниченное применение, однако их роль постоянно возрастает в связи с непрерывным ухудшением качества добываемого сырья и

по мере развития смежных отраслей техники и химической технологии.

Каждый из методов обогащения полезных ископаемых дает возможность выделить из добываемого сырья полезный компонент, но отличаются друг от друга разделяющими силами и конструкциями машин и аппаратов

Процесс обогащения полезных ископаемых позволяет:

- выделить из добытых ископаемых ценные продукты и использовать их с большим экономическим эффектом;
- увеличивать промышленные запасы полезных ископаемых, так как становится возможным добывать руды бедные и многоблагородные угли;
- повышать производительность труда и упрощать системы разработки, так как снижаются затраты по добычи полезных ископаемых (можно вести не выборочную, а сплошную выемку и механизировать горные работы);
- извлекать все ценные компоненты, содержащиеся в исходном сырье и комплексно использовать полезные ископаемые;
- снижать транспортные расходы, так как на большие расстояния перевозятся ценные компоненты, а не пустая порода.

### **Лабораторная работа № 7** **ИЗУЧЕНИЕ КОНСТРУКЦИИ И** **ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ХАРАКТЕРИСТИК** **КОНЦЕНТРАЦИОННОГО СТОЛА**

**Цель работы:** Изучить принцип работы концентрационного стола и определить технологические показатели обогащения.

**Общие сведения.** Обогащение минералов на концентрационном столе является одним из гравитационных методов обогащения и относится к процессу разделения полезных ископаемых по плотности в тонком потоке воды, текущей по слабонаклонной плоскости.

Качающийся концентрационный стол (рис. 7.1) представляет собой наклонную поверхность  $З$  трапецеидальной формы, которую

называют декой. Дека с помощью шарнирных опор крепится на раме. Дека стола совершает возвратно-поступательные движения за счет приводного механизма от электродвигателя 1. Ассиметричный возвратно-поступательный характер движений деки стола (более быстрый обратный ход деки) приводит к тому, что дека как бы выдергивается в горизонтальном направлении из-под материала, находящегося на ее поверхности, за счет чего материал продвигается вдоль деки. Длина хода деки 10–30 мм, частота качаний 300–350 в минуту. Наклон деки в поперечном и продольном направлениях регулируется с помощью специальных механизмов. На поверхности деки стола набиты планки – рифли 4, расположенные параллельно движению стола. Вдоль верхней стороны деки укреплены загрузочная камера для подачи питания и распределительный желоб для воды. Во время работы стола вода равномерным потоком течет поперек всей деки.

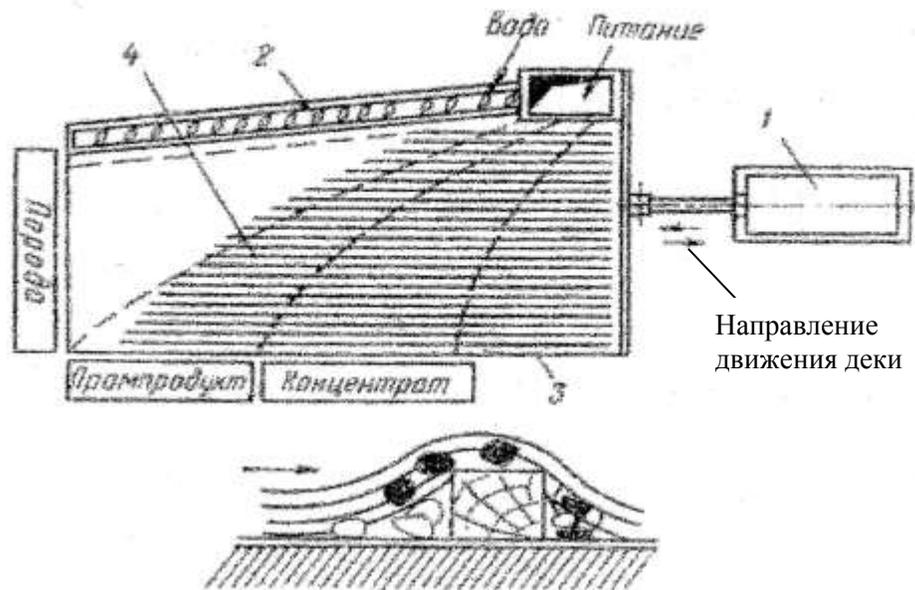


Рис. 7.1. Концентрационный стол:

1 – электропривод; 2 – продольный желоб для подачи воды; 3 – дека; 4 – рифли

Питание подается в загрузочную камеру и стекает со скоростью, зависящей от наклона стола (2–9 градусов) и отношения жид-

кого к твердому суспензии (Ж:Т от 3:1 до 6:1) в направлении, поперечном нарифлениям. При движении потока суспензии тяжелые минералы задерживаются набитыми на деке рифлями (планками) и благодаря возвратно-поступательному движению деки двигаются вдоль них, а легкие частицы продолжают движение с потоком в поперечном направлении. По мере движения материала вдоль стола высота нарифлений становится все меньше, и легкие частицы последовательно смываются вниз. В результате образуется полоса легких частиц (концентрат), затем частиц промежуточной плотности (промпродукт) и, наконец, полоса тяжелых зерен (порода). Отдельные полосы продуктов («веера») собираются в разные приемники.

Концентрационные столы нашли применение при обогащении вольфрамовых, оловянных, золотосодержащих руд, крупностью зерен от 0,04 до 3 мм. Столы обеспечивают большое извлечение полезных (тяжелых) минералов, незначительные их потери в отходах производства, высокую степень концентрации. Однако концентрационные столы имеют относительно низкую удельную производительность.

**Оборудование и материалы:** лабораторный концентрационный стол.

### **Порядок проведения работы**

1. Ознакомиться с конструкцией концентрационного стола, начертить эскиз с указанием основных узлов и деталей, указать размеры, составить спецификацию.

2. Согласно табл. 7.1 определить вариант задания и произвести расчеты.

3. Определить площадь деки.

4. Определить теоретическую производительность концентрационного стола ( $Q_1$ , т/ч):

$$Q_1 = 0,1\delta_p m \sqrt{F d_{cp} \frac{\delta_T - 1}{\delta_D - 1}}, \quad (7.1)$$

где  $\delta_p$  – плотность руды, г/см<sup>3</sup>;  $m$  – число дек у стола;  $F$  – площадь одной деки, м<sup>2</sup>;  $d_{cp}$  – средний диаметр зерен обогащаемой руды,

мм;  $\delta_T$  – плотность тяжелого ценного минерала, извлекаемого в концентрат, г/см<sup>3</sup>;  $\delta_L$  – плотность легкого минерала пустой породы, удаляемой в отходы, г/см<sup>3</sup>.

Таблица 7.1

## Исходные данные для расчета

Исходные данные	Варианты						
	1	2	3	4	5	6	7
Обогащаемый материал	Рядовой уголь	Антрацит	Медно-цинковая руда	Медно-никелевая руда	Вольфрамомолибденовая руда	Свинцово-цинковая руда	Медно-свинцовая руда
Размер деки, мм:							
ширина	1000	1800	1000	1937	1700	1550	1600
длина	2100	4500	2050	3970	2000	2500	3000
$m$ , шт.	1	2	1	3	1	2	2
$\delta_p$ , кг/м <sup>3</sup>	1800	1900	4000	2900	5700	2800	3700
$\delta_T$ , кг/м <sup>3</sup>	2100	2200	5000	3200	6100	3300	4200
$\delta_L$ , кг/м <sup>3</sup>	1400	1500	3750	2400	4700	2350	3100
$d_{cp}$ , мм	2	5	0,1	0,05	0,2	0,5	0,3
$K_p$	0,35	0,38	0,41	0,44	0,41	0,35	0,38
$f'_{тр}$	0,5	0,4	0,6	0,65	0,75	0,8	0,65
$f''_{тр}$	0,6	0,6	0,7	0,55	0,8	0,7	0,85
$f$	0,5	0,55	0,6	0,65	0,6	0,5	0,55
$u_{cp}$ , м/с	0,1	0,15	0,12	0,11	0,09	0,13	0,1
$Q$ , т/ч	0,8	1,4	0,9	1,3	0,5	0,6	1,2

5. Определить поперечную скорость движения частиц ( $v$ , м/с) по деке стола при их диаметре  $d$ , мм, плотности  $\delta_L$  и  $\delta_T$ , кг/м<sup>3</sup>, коэффициентах трения о деку  $f'_{тр}$  и  $f''_{тр}$ , средней скорости потока воды  $u_{cp}$ , м/с, коэффициент формы частиц  $f$ .

Определяют поперечную скорость движения частицы ( $v$ , м/с) по деке стола:

$$v = u_{cp} - v_0 \sqrt{f_{тр}}, \quad (7.2)$$

где  $u_{\text{ср}}$  – средняя скорость потока воды, м/с;  $v_0$  – конечная скорость свободного падения частицы в воде, м/с;  $f_{\text{тр}}$  – коэффициент трения частицы о деку.

6. Определить конечную скорость свободного падения  $v_0$ , м/с, частиц неправильной формы в воде:

– по формуле Ньютона–Риттингера для крупных частиц ( $d > 2,5$  мм)

$$v_0 = 4,43K_p \sqrt{\frac{d(\delta - \Delta)}{\Delta}}, \dots\dots\dots(7.3)$$

где  $K_p$  – коэффициент, учитывающий форму частиц;  $d$  – диаметр частицы, м;  $\delta$  – плотность частицы, кг/м<sup>3</sup>;  $\Delta$  – плотность воды, кг/м<sup>3</sup>;

– по формуле Алена для средних частиц ( $d = 0,1-2,5$  мм)

$$v_0 = 120K_a d^3 \sqrt[3]{\frac{(\delta - \Delta)^2}{\Delta}}, \dots\dots\dots(7.4)$$

где  $K_a = f$ ;

– по формуле Стокса для мелких частиц ( $d < 0,1$  мм)

$$v_0 = \frac{0,545K_c d^2 (\delta - \Delta)^2}{\mu}, \dots\dots\dots(7.5)$$

где  $K_c = \sqrt{f}$ ;  $\mu = 0,001$  Па·с – динамический коэффициент вязкости воды.

7. Рассчитать число концентрационных столов  $i$  для обогащения исходной руды в количестве  $Q$ , т/ч:

$$i = \frac{Q}{Q_1}, \dots\dots\dots(7.6)$$

где  $Q$  – количество материала, поступающего на столы, т/ч;  $Q_1$  – производительность одного стола, т/ч.

### **Обработка и оформление результатов работы.**

Необходимо выполнить все задания и расчеты согласно пунктам 1–7.

### **Контрольные вопросы**

1. *Какие методы гравитационного обогащения вы знаете?*
2. *Объяснить принцип действия концентрационного стола.*
3. *Перечислить силы, действующие на минеральные зерна, находящиеся на деке стола.*
4. *Факторы, влияющие на работу концентрационного стола.*
5. *Область применения концентрационных столов.*

### **Лабораторная работа № 8**

#### **МАГНИТНЫЙ МЕТОД ОБОГАЩЕНИЯ МАГНИТНЫХ РУД НА ИНДУКЦИОННО-РОЛИКОВОМ СЕПАРАТОРЕ**

**Цель работы:** Ознакомиться с технологией сухой магнитной сепарации магнитных руд и сравнить качественно-количественные показатели при различных режимах сепарации.

**Общие сведения.** Магнитный метод обогащения полезных ископаемых основан на различии в магнитных свойствах разделяемых компонентов руды. Основным физическим свойством, определяющим поведение частиц в магнитном поле, является магнитная восприимчивость (способность вещества или тела намагничиваться под воздействием внешнего магнитного поля). Процессы магнитного обогащения находят применение при переработке руд черных, редких и цветных металлов.

Важность рассматриваемого метода трудно переоценить: для одних руд, например, сильномагнитных, магнитный метод обогащения является основным и единственным, для других только комбинация гравитационного, электрического и магнитного методов позволяет разделить руду на мономинеральные концентраты высокого качества.

Согласно технологической классификации минералов по магнитным свойствам все минералы по величине их удельной магнитной восприимчивости делятся на три группы.

*Сильномагнитные (ферромагнитные) минералы* – к ним относятся магнетит, пирротин, франклинит, маггемит, титаномагнетит

и др.). Эти минералы извлекаются на магнитных сепараторах со слабым полем.

*Слабомагнитные минералы* – к ним относят многие минералы, например вольфрамит, гранат, биотит, гематит. Минералы этой группы извлекаются на магнитных сепараторах с сильным магнитным полем.

*Немагнитные (диамагнитные) минералы* – к ним относят кварц, полевой шпат, кальцит, касситерит, а также цинк, медь, золото, серебро, кремний и другие. Минералы этой группы магнитными методами не обогащаются.

Осуществляется магнитное обогащение в аппаратах – магнитных сепараторах. При движении материала через рабочую зону сепаратора под воздействием магнитной силы минералы с различными магнитными свойствами перемещаются по различным траекториям, что позволяет выделить магнитный и немагнитный продукт. На частицы материала, кроме магнитной силы, действует целый ряд механических сил – силы тяжести и сопротивления среды, силы молекулярного сцепления, центробежная сила. Чем больше различаются минералы по величине магнитной восприимчивости, тем легче происходит их разделение в магнитном поле. Процесс разделения называется мокрой или сухой магнитной сепарацией в зависимости от того, в какой среде он осуществляется (водной или воздушной).

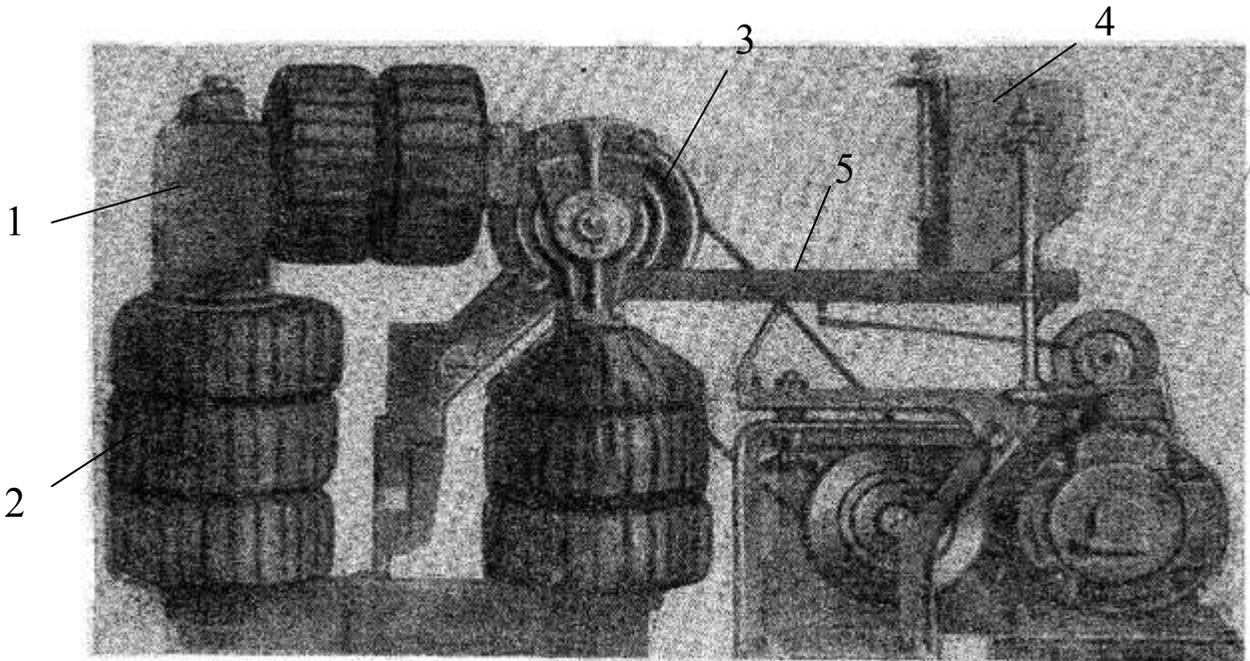
Выбор типа и режима работы сепараторов зависит от магнитных свойств перерабатываемой руды. По магнитным свойствам судят также о качестве продуктов обогащения.

Магнитные системы большинства сепараторов неподвижны и отделены от рабочего пространства поверхностью, транспортирующей магнитный продукт (барабан, валок, лента, диск). Наиболее распространены барабанные сепараторы.

**Оборудование и материалы:** лабораторный индукционно-роликовый сепаратор сухого обогащения с сильным магнитным полем, пробы руды массой не менее 200 г каждая; весы электронные; емкости, лопатки для сыпучих продуктов, магнит, калька

### Порядок выполнения работы

1. Изучить конструкцию лабораторного магнитного сепаратора (рис. 8.1). Начертить принципиальную схему обогащения руды при помощи магнитного сепаратора.



*Рис. 8.1. Лабораторный роликовый сепаратор для сухого обогащения руд:  
 1 – магнитопровод; 2 – обмотки электромагнитной системы;  
 3 – индукционный транспортирующий ролик (валок); 4 – бункер исходной руды с дозатором; 5 – вибрлоток*

2. Пробу руды загрузить в бункер сепаратора и провести сепарацию при трех различных токах намагничивания (*масса пробы и ток намагничивания задается преподавателем*). Ток намагничивания устанавливается с помощью рукоятки автотрансформатора. Процесс сепарации протекает следующим образом. Руда движется по вибрирующему лотку под индукционный ролик. Магнитные частицы притягиваются выступами ролика и движутся вместе с ним до выхода из зоны действия магнитного поля, здесь магнитная сила резко уменьшается и магнитные частицы под действием сил тяжести отрываются от поверхности ролика. Немагнитные частицы движутся по поверхности лотка и разгружаются под делительной

перегородкой в емкость для немагнитной фракции. Полученные концентрат и отходы собрать, взвесить, результаты занести в табл. 8.1.

Для определения содержания полезного компонента (магнетита) в продуктах обогащения используют магнит. Магнит заворачивают в кальку и погружают в объем концентрата или отходов, магнитные частицы налипают на поверхность кальки, а немагнитные остаются. После удаления магнита магнитные частицы осыпаются в предварительно подготовленную емкость, после чего их нужно взвесить.

Таблица 8.1

## Результаты обработки опытных данных

№ опыта	Продукты обогащения	Выход		Ток намагничивания, А	Содержание полезного компонента,		Извлечение полезного компонента, %
		г	%		г	%	
1	Концентрат						
	Отходы						
	Итого						

Содержание полезного компонента определяют из выражения

$$\beta = \frac{\text{масса магнитной фракции в продукте}}{\text{масса продукта}} 100\%. \quad (8.1)$$

Выделение магнитных и немагнитных фракций из концентрата и отходов происходит по схеме, изображенной на рис. 8.2.

Содержание полезного компонента в исходной руде рассчитывают по балансовому уравнению:

$$100 \cdot \alpha = \gamma_{\text{к}} \cdot \beta_{\text{к}} + \gamma_{\text{отх}} \cdot \beta_{\text{отх}}, \quad (8.2)$$

где  $\alpha$  – содержание полезного компонента в исходной руде, %;  $\beta_{\text{к}}$ ,  $\beta_{\text{отх}}$  – содержание полезного компонента в концентрате и отходах, %;  $\gamma_{\text{к}}$ ,  $\gamma_{\text{отх}}$  – выход концентрата и отходов, %.

Определяют извлечение магнетита в продукты обогащения:

$$\varepsilon = \frac{\gamma \cdot \beta}{\alpha}, \quad (8.3)$$

где  $\varepsilon$  – извлечение полезного компонента, %.

3. Сделать выводы о влиянии тока намагничивания на содержание магнитной фракции в продуктах обогащения и извлечения.



Рис. 8.2. Схема выделения магнетита методом магнитной сепарации

### **Обработка и оформление результатов работы.**

Необходимо выполнить все задания и расчеты согласно пунктам 1–3. Результаты заносят в таб. 3.1.

### **Контрольные вопросы**

1. Какие процессы называют обогатительными?
2. На каких известных вам свойствах минералов основаны процессы магнитного обогащения?
3. Сущность разделения минералов в магнитном поле.
4. Что называют концентратом, отходами и промежуточным продуктом
5. Что такое выход, содержание, извлечение?
6. Принцип действия и виды магнитных сепараторов.

## ВСПОМОГАТЕЛЬНЫЕ ПРОЦЕССЫ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### Лабораторная работа № 9 ОСВЕТЛЕНИЕ ШЛАМОВЫХ ВОД С ПОМОЩЬЮ ФЛОКУЛЯНТОВ И КОАГУЛЯНТОВ

**Цель работы:** получить представление о действии флокулянтов и коагулянтов при очистке шламовых вод.

**Общие сведения.** На углеобогатительных фабриках Кузбасса применяют мокрые методы обогащения, что приводит к накоплению тонких угольно-глинистых частиц в воде, поэтому возникает проблема очистки воды для возвращения ее в технологический процесс. Для этой цели применяют специальные химические вещества (реагенты) – коагулянты и флокулянты.

В качестве коагулянтов применяют электролиты, например, сернокислый алюминий и др.

Применение высокомолекулярных синтетических флокулянтов является одним из наиболее перспективных и экономичных методов очистки шламовых вод углеобогатительных фабрик. Добавки флокулянтов интенсифицируют разнообразные процессы углеобогащения:

- сгущение твердой фазы шламовых вод;
- осветление вод отходов флотации;
- обезвоживание флотационных концентратов и отходов флотации;
- очистку оборотных вод от тонкодисперсных частиц.

Сгущением называется процесс осаждения твердой фазы и выделения жидкой фазы из пульпы. При сгущении получают два продукта: сгущенный, с концентрацией твердых частиц выше, чем в исходном питании, и слив. Если основная цель – получение сгущенного продукта с максимально возможной концентрацией твердой фазы, то такой процесс называют обычно сгущением, если ос-

новная цель – получение слива с минимальной концентрацией твердых частиц, то такой процесс называют осветлением.

Флокулянтами называют природные или синтетические химические соединения, которые при введении в дисперсные системы могут образовывать связи между частицами твердой фазы и вызывать ускоренное осаждение частиц. В зависимости от молекулярной массы (ММ) флокулянты различают:

- низкомолекулярные с ММ менее  $1 \cdot 10^3$ ;
- среднемолекулярные с ММ  $1 \cdot 10^3 - 1 \cdot 10^6$ ;
- высокомолекулярные с ММ более  $1 \cdot 10^6$ .

Высокомолекулярные флокулянты обычно подразделяются на три группы: неорганические полимеры, вещества природного происхождения и синтетические органические полимеры. Для интенсификации процессов сгущения и обезвоживания угольно-глинистых суспензий, осветления сточных вод на угольных предприятиях в последние годы получили распространение синтетические высокомолекулярные полимерные флокулянты. Это растворимые в воде полимеры с большой ММ и линейной структурой.

Большинство флокулянтов производят на базе полиакриламида (ПАА) с молекулярной массой в пределах  $(1-15) \cdot 10^6$ . Они разделяются на анионные, катионные и неионогенные. За рубежом (США, Япония, Англия, Германия, Франция) выпускается большой ассортимент полиакриламидных флокулянтов в порошкообразном, гранулированном и гелеобразном виде под разнообразными коммерческими названиями: Суперфлок, Санфлок, Праестол, Магнафлок, Зетаг, Карбофлок и др.

Отечественные полиакриламидные флокулянты выпускают либо в виде геля с содержанием полимера от 7 до 11 %, либо сухого с содержанием основного вещества 52–54 % и ММ  $(3-5) \cdot 10^6$ .

Наиболее универсальным является неионогенный отечественный полиэтиленоксид (ПЭО), представляющий собой белый зернистый порошок, молекулярную массу в пределах  $(1-5) \cdot 10^6$ . Полиэтиленоксид независимо от величины молекулярной массы имеет ли-

нейную структуру, содержит до 98 % основного вещества и является одним из самых активных флокулянтов.

Катионный отечественный флокулянт ВПК–402 (производство г. Стерлитамак) имеет молекулярную массу порядка  $0,4 \cdot 10^6$ . Это вязкая жидкость желтого цвета, однородная по консистенции. Массовая доля основного вещества не менее 25 %.

Флокуляция основана на действии высокомолекулярных материалов, где они физически формируют мостик между двумя или несколькими частицами. По своей химической структуре молекулы флокулянта представляют собой углеводородные цепи с боковыми группами, которыми закрепляются на поверхности флокулируемых суспензий. Одним из вероятных механизмов может быть закрепление концов нитевидной полимерной молекулы одновременно на двух частицах. Возможен также механизм возникновения флокул, при котором полимер закрепляется своими промежуточными функциональными группами одновременно в нескольких точках твердой поверхности. Посредством возникающих при этом выступов петель, со свободными функциональными группами, обращенными в сторону жидкой фазы, такая макромолекула адсорбируется сразу на нескольких оказавшихся, на достаточно малом расстоянии твердых частицах. Возникающие агрегаты – флокулы, скрепленные механическими связями – мостиками (отсюда название рассматриваемого процесса «мостиковая флокуляция»), седиментируют в десятки и сотни раз быстрее отдельных частиц, образуя осветленный слой воды и осадки, структура которых способствует повышению скорости фильтрации.

Для эффективного действия флокулянтов в промышленности необходимо готовить гомогенные водные растворы, поскольку это единственный способ придать форму макромолекуле, которая способствовала агрегации минеральных частиц. Это дает возможность повысить качество очистки воды от минеральных частиц и возвращать очищенную воду в технологический процесс обогащения.

**Оборудование и материалы:** электронные весы, отходы флотации, мерные цилиндры емкостью 250 мл, 5 шт., секундомер, рас-

творы коагулянтов и флокулянтов, линейка, шприцы на 5–6 мл, лопатка для сыпучих продуктов.

### **Порядок выполнения работы**

Для проведения опытов берут 5 навесок отходов флотации. Масса навесок задается преподавателем (4–6 г). Навески материала высыпают в мерные цилиндры, затем цилиндры заливают водой до метки 250 мл. Содержимое цилиндров перемешивают и оставляют на 20 минут.

По истечению времени изучают влияние типа и расхода флокулянтов (коагулянтов) на эффективность сгущения и осветления, каждая подгруппа студентов выполняет 5 опытов осаждения с применением флокулянтов и коагулянтов. Тип и расход реагентов задаются преподавателем.

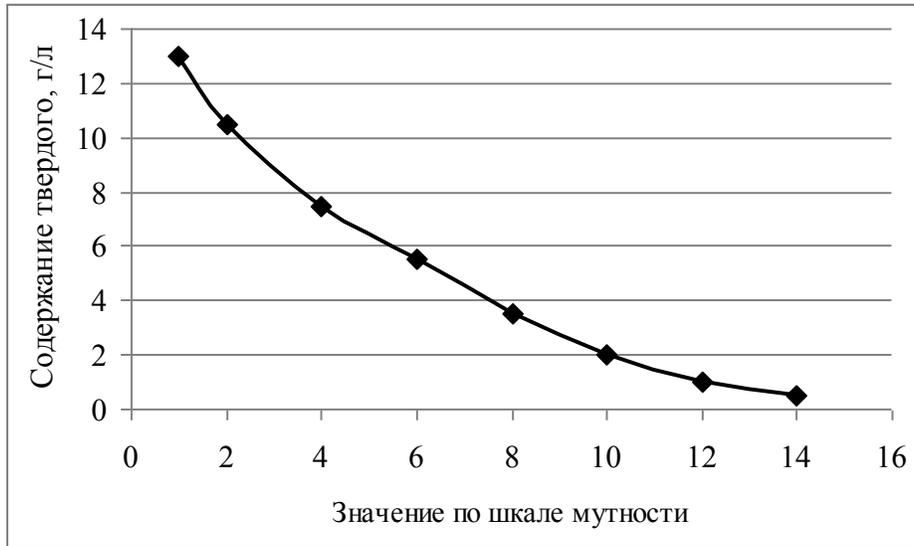
В цилиндры дозируют необходимый объем раствора флокулянта (коагулянта). Затем пульпу тщательно перемешивают, переворачивая цилиндр 5-6 раз с постоянной скоростью. После добавления реагента по секундомеру замеряют время осаждения частиц, по линейке – высоту осветленного слоя (10 см).

Затем определяют скорость движения границы осветленного слоя по формуле

$$V = S / t, \quad (9.1)$$

где  $V$  – скорость движения границы осветленного слоя, см/с;  $S$  – путь, пройденный границей осветленного слоя, равный 10 см;  $t$  – время движения, с.

Определения содержания твердого в осветленном слое по окончании процесса осаждения и уплотнения образовавшегося осадка осуществляется при помощи конуса мутности следующим образом. После окончания опыта слив из каждого цилиндра переливается в конус мутности и по видимым значениям на шкале конуса по калибровочному графику определяют содержание твердого в сливе рис. 9.1.



*Рис. 9.1. Калибровочный график для определения содержания твердого в сливе*

Расход флокулянта на единицу объема  $Q_{\text{ф}}$ , г/л, рассчитывают по формуле

$$Q_{\text{ф}} = \frac{V_{\text{ф}} \cdot C_{\text{ф}} \cdot 10}{V_{\text{п}}}, \quad (9.1)$$

где  $V_{\text{ф}}$  – объем раствора флокулянта, мл;  $C_{\text{ф}}$  – концентрация раствора флокулянта, %;  $V_{\text{п}}$  – объем пульпы в одном опыте, л.

### **Обработка и оформление результатов**

Полученные результаты измерений и расчетные данные заносят в табл. 9.1.

Таблица 9.1

#### Результаты флокуляции отходов флотации

№ опыта	Тип флокулянта	Расход флокулянта		Время движения, с	Скорость осаждения, см/с	Значение по шкале мутности	Содержание твердого, г/л
		мл	г/т				
...	...	...	...	...	....	...	...

По результатам анализа полученных данных выбирают наиболее эффективно действующий реагент и его оптимальный расход.

### ***Контрольные вопросы***

- 1. Дать определение процессу флокуляции.*
- 2. Какие вещества применяются в углеобогащении для интенсификации процессов сгущения, осветления, фильтрования?*
- 3. Рассказать о механизме агрегирования частиц.*
- 4. Дать определение реагентам, интенсифицирующим процесс очистки шламовых вод.*
- 5. Перечислить виды флокулянтов.*

### **Список рекомендуемой литературы**

1. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Т. 1. Обогащительные процессы и аппараты : учебник для вузов. – 2-е изд. – Москва : Изд-во Моск. гос. горного ун-та, 2004. – 470 с.

2. Шилаев, В. П. Основы обогащения полезных ископаемых : учебное пособие для вузов. – Москва : Недра, 1986. – 296 с.

3. Евменова, Г. Л. Технология обогащения полезных ископаемых: практические занятия : учебное пособие / ГУ КузГТУ. – Кемерово, 2006. – 75 с.

<http://library.kuzstu.ru/meto.php?n=90091&type=utchposob:common>.

Составители  
Галина Львовна Евменова  
Вахонина Татьяна Евгеньевна

**ОСНОВЫ ОБОГАЩЕНИЯ И ПЕРЕРАБОТКИ  
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ.  
ПЕРЕРАБОТКА ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

**Методические указания к лабораторным работам**  
для обучающихся специальностей 21.05.04 Горное дело,  
21.05.05 Физические процессы горного  
или нефтегазового производства,  
направления подготовки 20.03.01 Техносферная безопасность

Печатается в авторской редакции

Подписано в печать 05.04.2021. Формат 60×84/16.

Бумага офсетная. Отпечатано на ризографе. Уч.-изд. л. 2,4.

Тираж 54 экз. Заказ .

Кузбасский государственный технический университет  
имени Т. Ф. Горбачева. 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28.

Издательский центр Кузбасского государственного технического  
университета имени Т. Ф. Горбачева. 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4А.