

ГОУ ВПО «Донецкий национальный технический университет»  
Кафедра «Обогащение полезных ископаемых»



**Конспект лекций  
по дисциплине  
«Исследования полезных ископаемых на обогатимость»  
(для студентов специальности «Обогащение полезных ископаемых»)**

Одобрено на заседании  
методической комиссии по специальности  
"Обогащение полезных ископаемых"  
Протокол № 6 от 20 января 2017 г.

Донецк  
2017

УДК 622.7

Исследования полезных ископаемых на обогатимость: конспект лекций /  
сост. В.Г. Самойлик. – Донецк: ДонНТУ, 2017. - 125 с.

Конспект лекций предназначен для студентов специальности 21.05.04 "Горное дело" специализации "Обогащение полезных ископаемых" стационарной и заочной формы обучения. В кратком виде представлен учебный материал, предусмотренный программой дисциплины "Исследования полезных ископаемых на обогатимость".

Изложены сведения об основных задачах и стадиях исследований на обогатимость. Приводятся методы измерения и расчета разделительных свойств частиц, определения фракционных характеристик полезных ископаемых и сепарационных характеристик аппаратов и процессов. Освещены вопросы анализа обогатимости гравитационными, магнитными, электрическими, флотационными методами. Даются основы составления и сравнения вариантов схем обогащения и их испытания.

Составитель:            доц. Самойлик В.Г.

## Содержание

Лекция 1. Основные задачи и стадии технологических исследований на обогатимость. Предварительные исследования полезных ископаемых...	4
Лекция 2. Исследование дробимости и измельчаемости полезных ископаемых. Гранулометрический состав.....	16
Лекция 3. Фракционный анализ полезных ископаемых. Исследование гравитационных процессов обогащения.....	36
Лекция 4. Магнитный и электрический анализ полезных ископаемых. Исследование обогатимости полезных ископаемых магнитной и электрической сепарацией.....	55
Лекция 5. Флотируемость полезных ископаемых.....	66
Лекция 6. Исследование обогатимости полезных ископаемых радиометрической сепарацией.....	78
Лекция 7. Техника постановки активного эксперимента при исследовании обогатимости полезных ископаемых.....	87
Лекция 8. Планирование экспериментов при исследовании обогатимости полезных ископаемых.....	97
Лекция 9. Исследование технологических схем обогащения полезных ископаемых.....	110
Список литературы.....	125

## Лекция № 1

# ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ И СТАДИИ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ НА ОБОГАТИМОСТЬ. ПРЕДВАРИТЕЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Цели, задачи и содержание исследований полезных ископаемых на обогатимость. Стадии технологических исследований на обогатимость. Предварительные исследования полезных ископаемых. Минералогический состав полезных ископаемых. Оптический метод. Химический, люминесцентный, спектральный, рентгенометрический фазовый, рентгеноструктурный, термический, электронно-зондовый рентгеноспектральный анализы минерального состава. Исследование физических свойств минералов: плотность, влажность, сыпучесть, магнитная восприимчивость, электрическая проводимость, прочность*

Под обогатимостью понимают предельно возможную точность разделения полезного ископаемого на соответствующие продукты, которая не зависит от эффективности работы обогатительной установки. Обогатимость является технологической оценкой возможной степени изъятия и концентрации минеральных компонентов при обогащении полезных ископаемых. Обогатимость полезного ископаемого - обязательная характеристика месторождения, которая зависит от его минерального состава, текстуры и структуры.

Исследование полезных ископаемых на обогатимость выполняют для оценки и утверждение запасов месторождения, разработки технологии и схем обогащения, получения необходимых данных для проектирования новых обогатительных фабрик и усовершенствования технологии обогащения на действующих фабриках, а также при испытании новых машин и реагентов.

Исследование полезных ископаемых на обогатимость представляют собой комплекс различных испытаний: исследование вещественного состава полезного ископаемого, крупности и характера вкрапления полезных минералов, разработку технологии обогащения выбранными методами и определение технологических показателей с учетом комплексного использования сырья и охраны окружающей среды.

Исследование полезных ископаемых для оценки и утверждение запасов месторождения выполняют главным образом в лабораторном масштабе и в сокращенном объеме, так как в этом случае детальная разработка технологии обогащения не нужна. Для проектирования новых обогатительных фабрик или усовершенствования технологии действующих, исследование во многих случаях проводят в три этапа (лабораторные, полупромышленные, промышленные).

Полупромышленные исследования проводят на исследовательских установках непрерывного действия или на исследовательских фабриках небольшой производительности в условиях, далеких от рассмотренных, иногда с другой целью, и, воз-

можно, не лучшим образом. Поэтому желательно ограничить объем используемой информации только несомненными данными по близким аналогам. Имеющаяся априорная информация не должна сковывать исследователя.

### **1.1 Стадии технологических исследований на обогатимость**

Все исследования на обогатимость можно разбить на ряд последовательных стадий, каждая из которых преследует определённую в какой-то степени самостоятельную цель, хотя и взаимосвязанную с другими стадиями.

*Целью первой стадии* является выделение максимального количества пустой породы при минимальной степени измельчения каким-либо простым и дешёвым способом. Эта стадия обусловлена содержанием в добытой горной массе значительного количества породы, практически не содержащей ценных минералов. Особенно большое значение это имеет при использовании высокопроизводительных методов добычи (открытые методы разработки, системы с массовым обрушением), а также добыче россыпей.

Считается, что отвальные хвосты первой стадии обогащения должны содержать полезного компонента не больше, чем отвальные хвосты в случае такого предварительного обогащения. Однако экономически оправданы и более богатые хвосты первой стадии, так как высокая степень концентрации в этой стадии не только удешевляют всю переработку, но и позволяют в последующих стадиях, перерабатывающих обогащенный продукт, достигать более высокого извлечения.

На первой стадии чаще всего применяют гравитационные методы обогащения (в тяжёлых суспензиях, отсадку и др.), иногда магнитную сепарацию, коллективную флотацию сульфидов, а в последнее время бактериальное выщелачивание.

*Целью второй стадии* (иногда бывает первой) является подготовка сырья к последующему обогащению - максимальное раскрытие ценных минералов с учётом возможности применения тех или иных методов обогащения. При этом следует учитывать, с одной стороны, потери с тонкими классами (шламами) при тонком измельчении, с другой - размеры вкраплений ценных материалов.

Кроме измельчения подготовительная стадия может включать магнетизирующий, сульфатизирующий или другой вид обжига, кондиционирование пульпы перед флотацией (аэрация, обдирка, обработка реагентами).

В этой стадии достигается максимальная обогатимость исходного сырья теми методами, которые будут применены в следующей стадии.

*Третья стадия* исследований включает определение оптимального режима обогащения для получения черного концентрата. Целью этой стадии является получение максимального извлечения всех ценных компонентов. В соответствии с этой целью определяются параметры работы обогатительных аппаратов, реагентный режим основной флотации и т.п.

*В четвёртой стадии* выясняется возможность получения конечных продуктов заданного качества (кондиционных концентратов), определяется вид и режим доводочных операций, выясняется необходимость и возможность использования химических и металлургических методов переработки продуктов.

На пятой стадии исследования отрабатывается схема: выбирается количество перечистных и контрольных операций, определяется целесообразность выделения и способы переработки промежуточных продуктов. Эти исследования не всегда можно осуществить в лабораторных условиях. Иногда их проводят на полупромышленных установках или действующих фабриках.

Последняя (шестая) стадия – технико-экономическое исследование – предусматривает сравнение вариантов по технологическим и экономическим показателям, а иногда и испытание некоторых (комбинированных) вариантов схем.

Необходимо заметить, что чётких правил выбора технологических схем пока не существует. Правильность выбора зависит от опыта исследователя. Вот почему на последней стадии целесообразно привлечения широкого круга специалистов для консультации, изучение опыта переработки руд аналогичного состава и анализ различных методов переработки минерального сырья.

Специфичность каждого месторождения не позволяет заранее определить схему обогащения любой руды. Кроме того, развитие техники обогащения полезных ископаемых часто позволяет в новом исследовании на обогатимость использовать нетрадиционные подходы к выбору схем и методов концентрации тех или иных минералов.

## 1.2 Предварительные исследования полезных ископаемых

Для определения параметров исходного сырья, как объекта обогащения, проводится ряд работ, в состав которых при необходимости входят такие виды исследований: минералогический, гранулометрический и фракционный анализы и определение физических и технологических характеристик минералов и руд.

Минералогический анализ должен выполнять инженер-обогачитель и только в исключительных случаях – специалист-минералог. В процессе исследования на этом этапе диагностируют минералы, составляющие полезное ископаемое, определяют их количество, форму и размер зерен, характер сростания минералов (макро- и микроструктура). Для идентификации минералов применяют ряд инструментальных методов, основными из которых являются:

- микроскопический анализ, применяемый для определения состава рудных компонентов и их взаимного прорастания;
- люминесцентный анализ, применяемый для качественной и количественной оценки люминесцирующих минералов в исходной руде (например, апатита, гипса, доломита, кварца и других минералов, а также некоторых реagentных покрытий);
- химический метод диагностики, применяемый только в случаях слабых отличий минералов по цвету при их анализе в отраженном свете (пленочный, капельный и фазовый анализы);
- специальные виды анализов, которые применяются для минералов со специфическими свойствами (радиографический, фотометрический, рентгеноструктурный и термический фазовый анализы).

Анализ гранулометрического состава полезного ископаемого выполняется преимущественно двумя методами:

- методом рассева исходного материала на стандартном наборе сит (ситовый анализ);
- методом седиментации частичек исследуемого материала из разбавленных суспензий.

Последний из этих методов в современной практике обогащения применяется редко, так как он может быть использован для анализа материалов с максимальным размером частичек не более 40 мкм. Еще реже применяются импульсные методы гранулометрического анализа, которые основаны на возникновении электрических или фотоэффектов при прохождении частичек через объем анализатора. На основании результатов ситового анализа строят частичные и суммарные характеристики крупности, определяют выходы материала каждого класса крупности, а при необходимости и содержимое соответствующих минералов в каждом классе крупности.

Фракционный анализ исходного материала выполняется с целью получения количественной оценки распределения свободных минеральных зерен и сростков по фракциям разной плотности и крупности, а для магнитных минералов также и по фракциям разной магнитной восприимчивости.

Такое распределение характеризует возможность разделения исходного материала на концентрат и отходы, качество и количество которых определяются взаимным засорением и прежде всего количеством сростков с разным соотношением в них разделяемых минералов. Поскольку технически и экономически целесообразно выделять, если это возможно, пустую породу из исходного материала на стадиях обогащения, не предусматривающих мелкого дробления и измельчения, то фракционный анализ полезного ископаемого (в зависимости от результатов минералогического и ситового анализов) необходимо проводить на первых стадиях исследования на обогатимость.

Предварительные исследования выполняются обычно на крупных классах методом ручной рудоразборки. Этот метод может быть использован только для классов, обогащаемых гравитационными процессами, т.е. в пределах крупности от 100 до 3 мм. При ручной рудоразборке частички сортируют на три группы: пустую породу, концентратную фракцию и сростки. После сортировки исследуемого материала каждую группу частичек взвешивают, измельчают и подвергают химическому анализу.

Приведенный способ дает хорошее представление об исходном материале, но полученных данных недостаточно для принятия инженерных решений для проектирования технологической схемы обогащения полезного ископаемого. Для получения более полной информации применяют методы разделения материала на фракции в зависимости от плотности среды (гравитационный метод обогащения), напряженности магнитного поля (магнитный метод обогащения), времени пребывания в разделительном аппарате (флотационный метод обогащения) и т.д. Полученные в результате разделения фракции подвергают химическому анализу и на основании этих данных строят кривые обогатимости, которые устанавливают однозначное соответствие между значением параметра разделения и содержанием полезного компонента в концентрате, отходах, промежуточном продукте и элементарных фракциях анализируемого продукта. Для проведения фракционных

анализов используют разное оборудование, например, установки с применением тяжелых жидкостей (раствор хлористого цинка, тетрабромэтан и др.), электромагнитные сепараторы, электрические сепараторы, флотационные машины и др.

Данные фракционных анализов служат исходным материалом при определении теоретических балансов продуктов обогащения, а, следовательно, и основным исходным материалом при выборе схемы обогащения полезного ископаемого.

Исследование физических и технологических характеристик минералов и руд выполняется с целью определения их параметров, существенно влияющих на процесс разделения (обогащения). К ним в первую очередь необходимо отнести: действительную и насыпную плотность, оказывающих определяющее влияние на все этапы обогатительной технологии; относительную прочность и угол трения, решающим образом влияющих на процессы дробления и измельчения; краевой угол смачивания и сорбционную способность, определяющих возможность и эффективность процессов флотации, фильтрования и флокуляции шламов и т.д.

Исследования по определению физических и технологических характеристик обогащаемого полезного ископаемого выполняются в минимальных, но достаточных объемах, т.е. в объемах, обеспечивающих получение достаточной информации по обогатимости сырья.

Прогнозирование показателей исследуемого полезного ископаемого и предварительный выбор технологической схемы обогащения выполняется по результатам анализа данных, полученных на этапе предварительных исследований. Полученная схема обогащения является объектом для анализа на следующей стадии исследования на обогатимость.

### **1.2.1 Минералогический состав полезных ископаемых**

Минералогический состав дает возможность получить информацию о полезном ископаемом как об объекте обогащения. Он дает информацию о составе минералов в полезном ископаемом и их количестве, физических и химических свойствах минералов, форме и размере минеральных зерен, степени и характере срастания минералов одного с другим, размере и характере вкрапления полезных минералов.

Для идентификации минералов применяют ряд методов, позволяющих определить их физические и химические свойства, такие как отражательная способность, цвет в отраженном свете, явления поляризации, твердость, электропроводность, магнитные свойства, растворимость некоторых минералов химическими реактивами.

Оптический метод является основным при определении минерального состава полезного ископаемого и продуктов обогащения. Прозрачные шлифы исследуют в проходящем свете, а полированные – в отраженном.

Первый этап минералогического анализа – визуальное исследование материала минералогической пробы невооруженным глазом (макроскопическое исследование) и с помощью лупы или бинокулярного микроскопа (микроскопическое исследование). При этом устанавливается текстура полезного



ископаемого, характер оруднения, зернистости и признаки изменения полезного ископаемого (окисление и др.). Потом под микроскопом исследуют прозрачные и полированные шлифы для определения минерального состава полезного ископаемого, размеров минеральных зерен, структурных особенностей, характера сростков и т.п. При определении минерального состава используют все виды оптической диагностики - измерение оптических констант, микротвердости, микрохимические реакции, диагностическое и структурное выщелачивание и влияние разных физических и химических факторов на цвет минерала.

Количественному анализу подвергают препараты, которые приготовлены из средней пробы, т.е. измельченные, усредненные и рассеянные на классы крупности. Приблизительную оценку полезного ископаемого (количественный анализ), включающую подсчет зерен каждого минерала в свободном состоянии и в виде сростков на площади  $1 \text{ см}^2$ , можно выполнять с порошковидными материалами с помощью бинокулярного микроскопа. При этом для сростков указывают приблизительный объем в них полезного минерала  $1/2$  зерна,  $1/4$ ,  $1/8$  и т.д. Обычно подсчет ведут простейшими методами: плоскостным, линейным или точечным. По результатам подсчета зерен полезного и породного минералов определяют объемное и массовое содержание минерала:

$$N = n_1 + n_2, \quad (1.1)$$

$$V = \frac{n_1}{N} \cdot 100, \% \quad (1.2)$$

$$M = \frac{V\delta_1}{\delta_0}, \% \quad (1.3)$$

где  $N$ ,  $n_1$ ,  $n_2$  – общее число зерен, число зерен полезного минерала и число зерен породного минерала;  $V$  – объемное содержание полезного минерала, %;  $M$  – массовое содержание полезного минерала, %;  $\delta_1$ ,  $\delta_0$  – плотность полезного минерала и полезного ископаемого,  $\text{кг/м}^3$ .

Метод определения минерала в порошковидном состоянии может быть применен только для простых полезных ископаемых, в которых полезный минерал отличается цветом от других.

В сложных полезных ископаемых (например, в полиметаллических рудах) этот метод значительно усложняется, поэтому их микроскопический анализ проводят со шлифами в отраженном свете. При исследованиях полезных ископаемых в отраженном свете используют поляризационные микроскопы с рефлекторами для создания вертикально падающего светового потока. Микроскопы, используемые для исследований, позволяют получать увеличение от 33 до 1425. На обогатительных фабриках применяют разные микроскопы, предназначенные для исследования непрозрачных шлифов в отраженном, поляризованном и обычном свете, а прозрачные шлифы – в проходящем свете.

Изготовление полированных шлифов состоит из следующих операций: подготовка пробы, шлифовка, доводка и полировка. Для изготовления шлифов из

дробленых материалов применяют разные цементирующие вещества: щелок, бакелит, эпоксидную смолу и др., при этом шлифы желательнее готовить из классифицированного материала. Физические характеристики идентифицирующих минералов, определяются путем сравнения с эталонным минералом, который изготавливается специально. Цвет минералов в отраженном свете под микроскопом служит одной из наиболее существенных диагностических признаков.

Оптический метод очень трудоемкий и, к сожалению, дает довольно большую погрешность. Для уверенной диагностики минералов оптический метод дополняют другими – химическим, спектральным, рентгенометрическим, термическим, электронной микроскопией, рентгеноспектральным (электронно-зондовым) и др.

Химический анализ применяется для количественного определения содержания минералов и предусматривает выборочное растворение исследуемых минералов. Он основан на отличиях в степени или скорости растворения минералов в определенных растворителях. При диагностике минералов в отраженном свете применяются выщелачивание и реакции кристаллохимического и капельного анализа на отдельные элементы. При определении карбонатных минералов применяют реакции пленочного характера, а при диагностике окисленных руд – фазовый анализ, который проводят с помощью отпечатков и капельного анализа. Химические исследовательские приемы позволяют не только количественно определять минералы, но и устанавливать их взаимосвязи в сложных минеральных комплексах, а также характер вкрапления полезных компонентов. Химический анализ имеет значительные преимущества перед минералогическим: позволяет обрабатывать большие количества анализируемого материала (до 20 г) при малом содержании определяемого минерала, что обуславливает более высокую точность. Однако продолжительность химического анализа для большинства руд составляет от одного до трех дней. Кроме того, большинство методик химического фазового анализа дает количественную оценку только одного элемента.

Люминесцентный анализ применяется для определения качественного и количественного состава полезных ископаемых. Использование люминесценции в минералогическом анализе основано на способности многих минералов светиться под действием ультрафиолетовых лучей или потока электронов (катодная люминесценция). Индивидуальность спектров люминесценции и высокая чувствительность метода позволяет найти и диагностировать мелкие включения минералов, а также их присутствие на поверхности некоторых реагентных покрытий. Известно около 150 минералов, которые люминесцируют: апатит, барит, гипс, доломит, касситерит, кварц, полевые шпаты, рутил, сфалерит, флюорит, шеелит, циркон и др. Люминесценция кристаллов характеризуется положением в спектре полос излучения и полос возбуждения. Идентификация спектров люминесценции проводится по расположению узких полос путем сравнения полученных и справочных данных.

Спектральный анализ применяется для определения химического состава веществ, а также определения характера поверхностной связи “реагент-минерал”. Спектральный анализ основан на использовании спектров электромагнитного излучения, поглощения, отражения или люминесценции. В зависимости от определения атомного или молекулярного состава различают атомный и

молекулярный спектральный анализ, которые в свою очередь делятся на качественный и количественный. Качественный анализ проводится путем сравнения спектра образца со спектром известных веществ. Количественный анализ основан на измерении интенсивности излучений или поглощения (длине волн поглощения, отражения и т.д.), принадлежащих анализируемым атомам и молекулам, и следующим расчетом концентраций по их значениям. Спектральный анализ применяется на всех стадиях геологоразведочных работ, при исследовании месторождений полезных ископаемых, при минералогических исследованиях для определения более 70 элементов при содержании от  $10^{-6}$  до 10% с возможностью одновременного определения до 40 элементов в каждой пробе.

Рентгенометрический фазовый анализ применяется, главным образом, для качественной, а при использовании специальных методик и для количественной характеристики минерального состава полезного ископаемого и продуктов обогащения. Рентгенометрический анализ основан на исследовании дифракции рентгеновских лучей (с определенной длиной волны  $\lambda$ ) от плоских сеток кристаллической решетки минералов. Каждое кристаллическое вещество характеризуется определенным набором дифракционных максимумов, которые получают при разных углах отражения. Анализ выполняют путем съемки рентгенограмм при небольшом количестве порошка (не более 300 мг). В результате расчета рентгенограмм получают набор межплоскостных расстояний и соответствующих им интенсивностей. Расшифровка минерального состава осуществляется с помощью сравнения полученных данных с данными эталонных рентгенограмм минералов. Наличие большого количества эталонных рентгенометрических данных для минералов (около 2000) и разных химических соединений (около 24000) позволяет широко использовать этот метод для диагностических целей. С помощью рентгенометрического метода можно также установить преобладающую структуру поверхности раскола минеральных зерен (для класса крупности не меньше 0,1 мм).

Ускорению выполнения рентгенометрического анализа с прямым получением сведений о количественном минеральном составе проб способствует применение автоматизированных дифрактометров, соединенных с ЭВМ.

Рентгеноструктурный анализ – прямой метод исследований атомной структуры вещества по распределению в пространстве и интенсивности рассеянного на объекте рентгеновского излучения. В основу метода положено явление дифракции рентгеновских лучей в кристаллах и закон отражения их от плоских стенок кристаллов. Применяется для изучения твердых, кристаллических, аморфных веществ, однако наиболее широко и успешно используется для изучения кристаллических объектов. Кроме того, нашел применение для идентификации и определения количественных характеристик надмолекулярных образований в угле.

Термический анализ обычно применяют при наличии в полезном ископаемом минералов в виде тонкодисперсных или коллоидных образований, пленок, корочек и т.п., которые тяжело диагностируются оптическим методом. Термический анализ необходим при исследовании полезных ископаемых, содержащих глины, водные силикаты, карбонаты, бораты, сульфаты и гидроксиды тяжелых металлов. Термический анализ основан на физико-химических изменениях, происходящих

при нагревании или охлаждении вещества и зависят от его состава и структуры. Эти изменения регистрируются графически в виде кривой, характеризующей тепловые изменения в пробе (эндотермический или экзотермический эффект). Каждое вещество имеет свою индивидуальную термическую характеристику, отображаемую кривой дифференциально-термического анализа. Существуют атласы кривых и сводные таблицы, помогающие идентифицировать кривую термического анализа, сравнивая ее с эталонной, и таким образом диагностировать анализируемый минерал.

Электронно-зондовый рентгеноспектральный микроанализ позволяет определить состав образца на участках площадью в несколько  $\mu\text{м}^2$  и глубиной 1  $\mu\text{м}$  по всем элементам от бериллия до урана. Анализ используется на полированных шлифах из кускового или измельченного материала с помощью специальных приборов - электронно-зондовых микроанализаторов. Электронное зондирование дает возможность получить информацию о структуре распределения элементов, их взаимосвязи, размеры вкраплений и т.п. С помощью микрозонда можно проводить качественный и количественный анализ состава минералов. Чувствительность анализа и граница определения элемента по концентрации обычно составляет около 0,01 %. Обработка экспериментальных данных для определения состава образца (массовых и атомных концентраций элементов) достаточно сложна, поэтому для их обработки используют ЭВМ.

В последние годы техника микрозондов развивается большими темпами, что позволяет получать качественно новые результаты. Новейший из них - ионный микрозонд SHRIMP (Sensitive High-Resolution Ion Microprobe) и его более современный аналог CAMECAIMS-1280, созданные для исследования горных пород (возраст, состав) в Австралийском национальном университете в Канберре. Другой пример - микрозонды на основе нанотрубок углерода. Сегодня создаются микрозонды на основе нанотрубок углерода с определенными функциональными группами на их концах, позволяющие распознавать химические и биологические микрообъекты, получать изображение распределения в объекте определенных групп атомов.

### 1.2.2 Исследование физических свойств минералов

Полезные ископаемые и продукты обогащения характеризуются плотностью, магнитными и электрическими свойствами, влажностью, прочностью, а также некоторыми технологическими свойствами, которые учитываются в отдельных операциях.

#### Плотность

Действительная плотность минерального сырья  $\delta$  определяется как отношение массы твердой фазы  $m$  к её объёму  $V$ :

$$\delta = m/V, \text{ кг/м}^3. \quad (1.4)$$

Действительная плотность – одна из характерных свойств минералов и может изменяться в широких пределах – от 900 (озокерит) до 19300  $\text{кг/м}^3$  (золото). Действительная плотность определяется химическим составом и структурой

минерала, при этом важную роль играет атомная масса элементов, составляющих минерал, их валентность, координационное число, размер ионных радиусов.

Действительная плотность минералов – диагностическое свойство, которое имеет большое практическое значение при гравитационном обогащении минерального сырья, где разность в плотности используется для разделения минералов. В большинстве случаев действительную плотность используют при определении других параметров (пористость, дробимость, удельная площадь поверхности) и при инженерных расчетах.

### **Влажность**

Влажность – отношение массы воды, содержащейся в минеральном сырье, к массе влажного сырья (%).

В зависимости от массовой доли воды тонкоизмельченное сырье может иметь твердую, пластическую и текучую консистенцию. Вода в разных формах всегда присутствует в горных породах и тесно взаимодействует с ними. Воду в горных породах по степени ее подвижности, характеру связи и влиянию на состояние и свойства горных пород классифицируют на:

- связанную воду, в том числе химически (вода входит в состав минералов) и физически (вода на поверхности минералов);
- воду связанную капиллярными силами (переходная категория между связанной и свободной водой);
- свободная вода.

Все эти категории воды присутствуют в горных породах одновременно. Границы и соотношения между ними условные и изменяются в зависимости от ряда факторов: минерального состава, степени дисперсности пробы, химического состава воды и концентрации растворенных в ней веществ, температуры воды и пробы, давления и др. Разные формы влаги в измельченных горных породах переходят одна в другую и изменяют физические свойства пробы: объемную и насыпную плотность, сыпучесть, адгезию, смерзание.

Массовую долю влаги в минеральном сырье обычно определяют высушиванием пробы в сушильном шкафу при температуре  $105 \pm 5^\circ\text{C}$ . Проба считается высушенной до постоянной массы, если относительное расхождение между двумя последовательными взвешиваниями составляет не более 0,05%.

### **Сыпучесть**

Сыпучесть минерального сырья оценивается по массе материала, высыпавшегося за единицу времени через единицу площади выпускного отверстия. Сыпучесть сырья в этом случае зависит не только от размеров выпускного отверстия, но и от конструкции прибора: угла и формы выпускной воронки, высоты слоя материала над выпускным отверстием.

Сыпучесть – важная технологическая характеристика сырья, необходимая для расчета выпускных отверстий силосов, бункеров, питателей и других разгрузочно-перегрузочных устройств. Сыпучесть определяется минеральным и

гранулометрическим составом сырья, влажностью и в значительной мере размером и формой самих частичек.

### **Магнитная восприимчивость**

Магнитная восприимчивость – физическая величина, характеризующая способность тела изменять интенсивность собственной намагниченности.

Объёмная магнитная восприимчивость  $\chi_0$  равняется отношению намагниченности тела  $J$  к напряженности магнитного поля  $H$ , в котором находится тело:

$$\chi_0 = J/H \quad (1.5)$$

Основной характеристикой руд, обогащаемых магнитным методом, является удельная магнитная восприимчивость  $\chi$  – объёмная магнитная восприимчивость единицы массы тела:

$$\chi = \chi_0 / \delta, \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (1.6)$$

где  $\delta$  – плотность тела,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

### **Электрическая проводимость**

Электрическая проводимость состоит из объёмной и поверхностной составляющих. Объёмная проводимость минерала зависит от содержания примесей, а поверхностная – от состояния его поверхности.

Методы измерения объёмной проводимости твердых веществ разделяют на две группы: методы, основанные на использовании постоянного тока, и методы, основанные на использовании переменного тока. При лабораторных исследованиях электрической сепарации применяют методы первой группы (двухэлектродный и четырёхэлектродный).

Двухэлектродный метод основан на изменении тока, протекающего через исследуемый образец, при известной разности потенциалов между электродами. В зависимости от электрической проводимости исследуемого образца для регистрации тока используют амперметр, гальванометр или электрометр.

Для исследования минералов с высокой электрической проводимостью применяют амперметр или разные мостовые схемы на постоянном токе; минералов с низкой электрической проводимостью – высокочувствительные тераомметры; минералов с очень низкой электрической проводимостью – электрометры с непосредственным цифровым отсчетом.

### **Прочность**

Прочность – свойство горных пород оказывать сопротивление разрушению, а также необратимому изменению формы под влиянием внешних нагрузок.

Прочность горных пород определяется химическим составом, генезисом, структурой и твердостью минералов. В горной промышленности для оценки прочности минерального сырья пользуются коэффициентом и шкалой прочности, предложенными проф. М. М. Протоdjаконовым. За единицу прочности принято

временное сопротивление одноосному сжатию в  $9,8 \text{ Н/мм}^2$ , которое определяется на образцах кубической формы со стороной равной 50 мм.

### ***Контрольные вопросы***

1. Укажите цели и задачи исследований полезных ископаемых.
2. Перечислите основные стадии технологических исследований на обогатимость.
3. Для чего выполняются предварительные исследования на обогатимость?
4. Какие методы определения минералогического состава полезных ископаемых Вы знаете?
5. Какие параметры определяют при исследовании физических свойств минералов?

Литература к теме: [1-6]

## Лекция № 2

# ИССЛЕДОВАНИЕ ДРОБИМОСТИ И ИЗМЕЛЬЧАЕМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ГРАНУЛОМЕТРИЧЕСКИЙ СОСТАВ

### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Методы исследования дробимости полезных ископаемых: стандартный, Механобрчермета, Уралмеханобра, Механобра и фирмы «Аллис-Чалмерс». Исследование измельчаемости полезных ископаемых. Схемы измельчения. Коэффициент относительной измельчаемости. Методы определения гранулометрического состава: непосредственное измерения размеров зерен, ситовый, седиментационный, электрооптический анализы. Суммарная характеристика крупности. Седиментационная кривая. Приборы-гранулометры для прямого контроля крупности материала*

### 2.1 Исследование дробимости полезных ископаемых

Существует значительное количество методов определения дробимости, которые разработаны в соответствии с требованиями отдельных областей промышленности. Для дробления минерального сырья с целью ее дальнейшего обогащения представляют интерес такие методики: стандартная, Механобрчермета, Уралмеханобра, Механобра и фирмы «Аллис-Чалмерс».

**Стандартная методика.** Дробимость определяется на гидравлическом прессе путем разрушения проб материала крупностью -10+6, -20+10, -40+20 мм. Пробу засыпают в цилиндр диаметром 75(100) мм и вводят в него плунжер. Цилиндр устанавливают на нижнюю плиту прессы. Повышая усилие на плунжер со скоростью 1-2 кН/с, доводят его до 50 кН. При этом плунжер опускается на расстояние  $r$ . Пробу высыпают из цилиндра и просеивают на контрольном сите (1,25; 2,5 или 5 мм в зависимости от крупности исходного материала). Остаток на контрольном сите после сухого или мокрого просеивания взвешивают.

Дробимость  $D^*$  материала определяется по формуле:

$$D^* = 100(m - m_1) / m, \% \quad (2.1)$$

где  $m$  и  $m_1$  – масса соответственно исходной навески и остатка на контрольном сите, кг.

Формула (2.1) отображает относительное изменение крупности материала на растанием содержания какого-то узкого класса. Поскольку израсходованная энергия при условии  $P_{max}/t = const$  может быть определена как  $N = 9,81 \cdot P_{max} \cdot S/t$  (где  $P_{max}$  – усилие разрушения,  $t$  – время разрушения), то ход плунжера определяет энергию разрушения.

**Методика Механобрчермета.** Определение дробимости основано на обратной пропорциональности хода плунжера и разрушающей нагрузки (прочности пород). Энергия дробления в данном случае выражается удельной



работой разрушения, которая базируется на стандартном методе определения коэффициента прочности. Удельная работа разрушения определяется как:

$$a = A/V, \text{ МДж/м}^3, \quad (2.2)$$

где  $A$  – работа разрушения полезного ископаемого, МДж;  $V$  – объем мелочи ( $-0,5$  мм), образовавшейся в процессе разрушения,  $\text{м}^3$ .

Методика состоит в следующем. Отбирают образцы материала крупностью 20-30 мм, из которых готовят 5 идентичных навесок массой по 150 г. Каждую навеску последовательно разрушают в трубчатом копре диаметром 50-60 мм, в котором с высоты 500 мм сбрасывают груз массой 2,4 кг. Число сбрасываний составляет 5-20 (чем крепче материал, тем больше число сбрасываний). Раздробленную навеску просеивают сквозь сито с ячейками 0,5 мм. После уплотнения измеряют объем мелкого продукта и определяют удельную работу разрушения:

$$a = 49Hnm_* / V, \text{ Дж/м}^3, \quad (2.3)$$

где 49 – эмпирический коэффициент,  $\text{м/с}^2$ ;  $H$  – высота сбрасывания груза, м;  $n$  – число сбрасываний;  $m_*$  – масса сбрасываемого груза, кг;  $V$  – суммарный объем мелочи,  $\text{м}^3$ .

Переход от удельной работы разрушения к коэффициенту прочности по М.М. Протодьяконову осуществляется по эмпирической формуле:

$$f = 1,98(a/9,8)^{0,1}. \quad (2.4)$$

**Методика Уралмеханобра.** Предназначена для определения дробимости проб небольшого объема в лабораторной дробилке. В качестве эталонной используют пробу, отобранную на действующем предприятии. Эталонную и исследуемую пробы массой 0,2-5 кг измельчают до крупности 3-20 мм в лабораторной щековой дробилке при ширине разгрузочной щели 3 мм. Определяют мощность рабочего и холостого хода дробилки с помощью ваттметра (с самописцем), а также характеристики крупности исходных и дробленых продуктов. Рассчитывают производительность  $Q$  (кг/ч) и удельный расход энергии  $E$  (кВт·ч/т). По результатам эксперимента определяют такие показатели:

- относительную производительность:

$$Q = Q_{\text{исл}}/Q_{\text{эт}}, \quad (2.5)$$

- относительную крупность:

$$d = d_{\text{исл}}/d_{\text{эт}}, \quad (2.6)$$

- относительный удельный расход энергии:

$$E = E_{\text{исл}}/E_{\text{эт}}, \quad (2.7)$$

где  $Q_{исл}$ ,  $Q_{эм}$  – производительность дробилки на исследуемой и эталонной руде, соответственно;  $d_{исл}$ ,  $d_{эм}$  – крупность исследуемой и эталонной руды, определенная по 5%-му остатку на сите;  $E_{исл}$ ,  $E_{эм}$  – удельный расход энергии при дроблении исследуемой и эталонной руды.

**Методика Механобра.** По этой методике пробу для исследований получают дроблением материала в щековой дробилке ШДП-2,3х3,2 и после удаления из него мелкого класса крупностью меньше ширины разгрузочной щели конусной дробилки КСД-600 направляют на дробление в КСД-600. В конусной дробилке КСД-600 подготовленную пробу массой 150-300 кг крупностью 7(5)-50(40) мм дробят и определяют при этом мощность дробилки при работе под нагрузкой.

В качестве показателя дробимости принят индекс работы  $W_i$  (кВт·ч/т), который пропорционален сопротивлению материала при дроблении или измельчении. Индекс работы соответствует затратам энергии (кВт·ч/т), необходимой для измельчения материала от максимально возможного размера исходных кусков до 80% класса менее 0,1 мм.

Индекс работы определяют по формуле:

$$W_i = \frac{0,1(N_p - N_x)}{Q} \cdot \frac{\sqrt{l_1}}{\sqrt{l_1/l_2} - 1}, \text{ кВт}\cdot\text{ч/т}, \quad (2.8)$$

где  $N_p$  – мощность дробилки при работе под нагрузкой, кВт;  $N_x$  – мощность холостого хода дробилки, кВт;  $Q$  – производительность дробилки, т/ч;  $l_1$  и  $l_2$  – размеры квадратных отверстий сит, сквозь которые проходит 80% исходного и дробленого, мм.

Экспериментальные данные позволяют вносить поправки на дробимость пород в расчеты:

- производительности  $Q$  (т/ч) дробилок:

$$\frac{Q_{исл}}{Q_{эм}} = \frac{1 - (0,41W_{i_{исл}})^3}{1 - (0,04W_{i_{эм}})^3}; \quad (2.9)$$

- номинальной крупности  $d$  (мм) дробления:

$$\frac{d_{исл}}{d_{эм}} = \sqrt[3]{\frac{W_{i_{исл}}}{W_{i_{эм}}}}. \quad (2.10)$$

**Лабораторная методика фирмы «Аллис-Чалмерс»** (США) также в качестве показателя дробимости использует индекс работы  $W_i$  (кВт·ч/т). Для исследований применяется двойной маятниковый копер (рис. 2.1) с грузами (молоты) массой 13,6 кг.

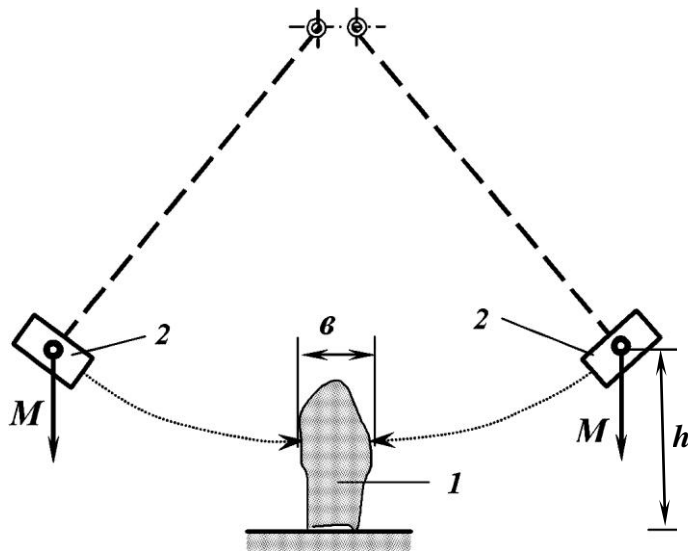


Рисунок 2.1 – Схема двойного маятникового копра:  
1 – образец; 2 - молоты

Грузы фиксируют на определенной высоте  $h$ . В рабочую зону помещают образец таким образом, чтобы его меньший размер был расположен в направлении удара молотов с двух сторон. Высоту  $h$  падения молотов постепенно повышают до тех пор, пока исследуемый образец разрушится. Исследованию подвергают 10 образцов размером 50-65 мм и после исследований рассчитывают индекс работы:

$$W_i = 1,295 \cdot 10^8 h/b, \text{ кВт} \cdot \text{ч/т}, \quad (2.11)$$

где  $h$  – высота падения груза при разрушении образца, м;  $b$  – толщина образца, м.

Основным преимуществом оценки дробимости с помощью индекса работы является одновременный учет энергетических и геометрических изменений материала в процессе его деформирования.

## 2.2 Исследование измельчаемости полезных ископаемых

Наиболее распространенный показатель раскрытия вкрапленного сырья – крупность измельчения. Крупность измельчения характеризуется содержанием заданного класса крупности или удельной поверхностью измельченного материала. Степень раскрытия по этим параметрам для каждого способа определяют с помощью экспериментальных графических зависимостей. Свойства минерального сырья при измельчении учитываются удельной производительностью дробильно-измельчительного оборудования.

Измельчаемость – параметр, характеризующий способность минерального сырья к разрушению в стержневых и шаровых мельницах. Этот параметр предназначен для определения производительности мельниц промышленных типов. Измельчаемость определяют при технологической оценке сырья, а также при разработке и проектировании технологии для новых промышленных объектов.

Сущность метода определения измельчаемости состоит в сравнении удельной производительности лабораторной мельницы при измельчении исследуемого и эталонного сырья до заданной крупности со следующим переходом к показателям

работы промышленных мельниц. В качестве аналогового применяют однотипное с исследуемым сырьем, которое перерабатывается действующей фабрикой по схеме измельчения, близкой к принятой для исследования.

Определение измельчаемости и расчет необходимого количества измельчительного оборудования осуществляют по трем наиболее распространенным в промышленности схемами измельчения (рис. 2.2).

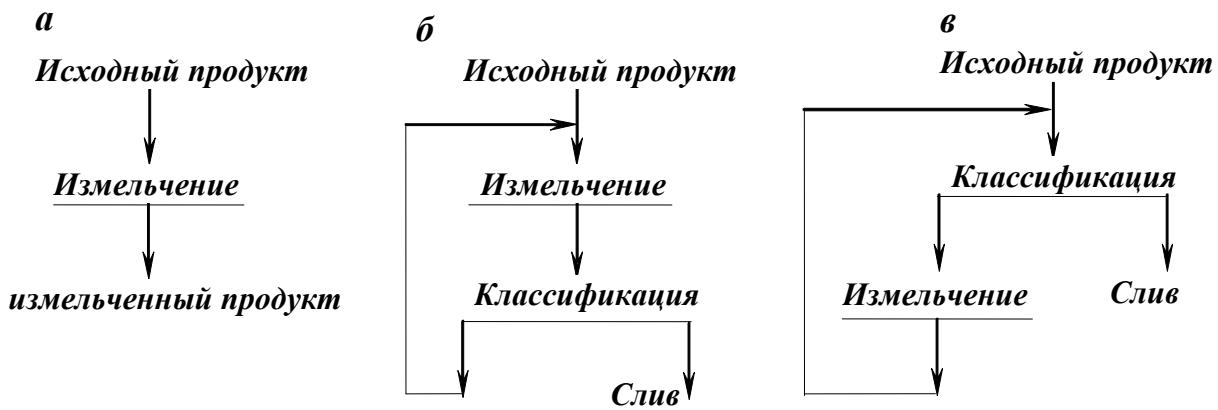


Рисунок 2.2 – Схемы измельчения:  
*а* – открытая; *б в* – замкнутые

Исследования проводят на пробах крупностью – 3 (5) мм. Отобранные навески исследуемого и эталонного материала измельчают в мельнице в условиях открытого цикла на протяжении 5, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 180 мин. После измельчения каждой навески на протяжении одного из указанных промежутков времени мельницу останавливают и разгружают. Измельченный материал после полного отстаивания и отсифонивания осветленного слива (в случае мокрого измельчения) сушат при температуре  $105 \pm 5^\circ\text{C}$  до постоянной массы.

От высушенного материала отбирают пробу для ситового анализа. Масса навески зависит от максимального размера частичек (табл. 2.1).

Таблица 2.1 - Минимальная масса навески

Максимальный размер частичек, мм	3	0,5	< 0,3
Минимальная масса навески, кг	0,3	0,1	0,05

Для просеивания проб используют ситовый анализатор с набором контрольных сит с размерами ячеек 3; 0,5; 0,074 (0,071); 0,044 (0,05) мм. Исследования ограничивают промежутком времени, при котором содержание класса -0,044 (0,05) мм в измельченном материале достигает 95%. Данные ситового анализа исследуемого и эталонного материала используют для построения графической зависимости выхода контролируемого класса крупности от продолжительности измельчения. Результаты измельчения проб исследуемого и эталонного материала являются основой для определения удельной производительности мельниц и измельчаемости исследуемого материала.

Для характеристики измельчаемости используют общую  $g$  и действительную  $q$  удельную производительность мельниц, полученные на исследуемом и эталонном материале и представляющую собой массу новообразовавшегося класса крупности в единице объема мельницы за единицу времени при обычном измельчении и при условии разгрузки готового класса из мельницы по мере его образования.

Для общей удельной производительности:

$$g = [Q(b - a)] / V, \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3); \quad (2.12)$$

$$g = [M(b - a)] / Vt, \text{ т}/(\text{ч} \cdot \text{м}^3), \quad (2.13)$$

где  $Q$  – производительность мельницы, т/ч;  $b$  и  $a$  – массовая часть расчетного класса крупности соответственно в измельченном и исходном материале, доли ед.;  $V$  – объём мельницы, м<sup>3</sup>;  $M$  – масса измельченного материала, т;  $t$  – продолжительность измельчения, ч.

Действительная удельная производительность является параметром уравнения кинетики измельчения:

$$R = R_0 \exp[qVt / M], \quad (2.14)$$

где  $R$  – массовая доля надрешетного класса крупности в продукте, который в данный момент находится в мельнице ( $R = 1 - b$ ), доли ед.;  $R_0$  – массовая доля надрешетного класса крупности в исходном материале ( $R_0 = 1 - a$ ), доли ед.;  $q$  – действительная удельная производительность, т/(ч·м<sup>3</sup>).

Между общей и действительной удельной производительностью существует такая зависимость:

$$g = qR. \quad (2.15)$$

Значение  $R$  при прохождении материала от загрузки до разгрузки изменяются от 1 до 0. В зависимости от схемы измельчения действительная удельная производительность определяется по формулам:

- открытый цикл (рис. 2.2 а):

$$q = \frac{Q}{V} \cdot \ln \frac{R_0}{R}; \quad (2.16)$$

- замкнутый цикл (рис. 2.2 б):

$$q = \frac{Q(1 + C)}{V} \cdot \ln \left[ 1 + \frac{\varepsilon(R_0 - R)}{\varepsilon(1 + C) - b} \right]; \quad (2.17)$$

замкнутый цикл (рис. 2.2 в):

$$q = \frac{CQ}{V} \cdot \ln \left[ \frac{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon)}{\varepsilon C - b(1 - \varepsilon a)} \right], \quad (2.18)$$

где  $C$  – циркуляционная нагрузка, доли ед.;  $\varepsilon$  – извлечение готового класса в слив классификатора, доли ед.;

$$\varepsilon = \frac{[1 + E(1 + C)] \pm \sqrt{[1 + E(1 + C)]^2 - 4(1 + C)Eb}}{2(1 + C)}, \quad (2.19)$$

где  $E$  – эффективность классификации, доли ед.

На основании значений общей и действительной удельной производительности лабораторной мельницы определяют коэффициенты измельчаемости.

Коэффициент относительной измельчаемости представляет собой отношение общей (или действительной) удельной производительности лабораторной мельницы по вновь образованному классу крупности при измельчении исследуемого и эталонного материала:

$$K_g^{исл} = g_{лаб}^{исл} / g_{лаб}^{эт} \quad \text{или} \quad K_q^{исл} = q_{лаб}^{исл} / q_{лаб}^{эт}, \quad (2.20)$$

где  $g_{лаб}^{исл}$ ,  $g_{лаб}^{эт}$  – общая удельная производительность лабораторной мельницы по новообразованному классу крупности при измельчении исследуемого и эталонного материала, соответственно;  $q_{лаб}^{исл}$ ,  $q_{лаб}^{эт}$  – действительная удельная производительность лабораторной мельницы по новообразованному классу крупности при измельчении исследуемого и эталонного материала, соответственно.

При этом содержание расчетного класса крупности в измельченном материале должно быть одинаковым для исследуемого и эталонного материала. Коэффициент измельчаемости для одной стадии измельчения принимается постоянным. Для определения измельченности необходимы такие данные о работе мельниц на эталонном материале: производительность мельниц; крупность исходного и измельченного материала; объем мельниц; величина циркуляционной нагрузки; эффективность классификации; тип схемы измельчения.

При наличии экспериментальной зависимости общей удельной производительности промышленной мельницы на эталонном материале, характеризующей крупность измельченного продукта во всем интервале содержания (0-100%) расчетного класса, определение удельной производительности промышленной мельницы на исследуемом материале сводится к простому перерасчету лабораторных и промышленных данных по формуле:

$$g_{пром}^{исл} = K_g^{исл} g_{пром}^{эт}, \quad (2.21)$$

где  $g_{пром}^{исл}$ ,  $g_{пром}^{эт}$  – общая удельная производительность промышленной мельницы при измельчении исследуемого и эталонного материала до одинаковой массовой доли заданного класса крупности, т/(ч·м<sup>3</sup>).

Действительную удельную производительность промышленной мельницы при измельчении исследуемого материала определяют в соответствии с формулами (2.16) - (2.18) и с учетом:

$$q_{пром}^{исл} = K_g^{исл} q_{пром}^{эт}, \quad (2.22)$$

где  $q_{пром}^{исл}$ ,  $q_{пром}^{эт}$  – действительная удельная производительность промышленной мельницы при измельчении исследуемого и эталонного материала до одинаковой массовой доли заданного класса крупности, т/(ч·м<sup>3</sup>).

Необходимый объём промышленных мельниц для измельчения по схемам, приведенным на рис 2.2, рассчитывают по формулам:

- открытый цикл (рис. 2.2 а):

$$V = [Q_{пром}^{исл} (b - a)] / g_{пром}^{исл}, \text{ м}^3; \quad (2.23)$$

$$V = \left[ Q_{пром}^{исл} \cdot \ln \frac{(1-a)}{(1-b)} \right] / q_{пром}^{исл}, \text{ м}^3; \quad (2.24)$$

- замкнутый цикл (рис. 2.2 б):

$$V = \frac{Q_{пром}^{исл} \cdot (1+C)}{q_{пром}^{исл}} \cdot \ln \left[ 1 + \frac{\varepsilon(b-a)}{\varepsilon(1+C) - b} \right], \text{ м}^3; \quad (2.25)$$

- замкнутый цикл (рис. 2.2 в):

$$V = \frac{CQ_{пром}^{исл}}{q_{пром}^{исл}} \cdot \ln \left[ \frac{\varepsilon C - b(1-\varepsilon)}{\varepsilon C - (b - \varepsilon a)} \right], \text{ м}^3. \quad (2.26)$$

Таким образом, основой для определения параметров мельниц являются результаты измельчения исследуемого и эталонного материалов, которые оформляют в виде таблиц и графиков. Графическую зависимость нормируют нанесением кривых с помощью лекал по экспериментальным точкам. Полученные результаты считаются достоверными, если абсолютные отклонения кривых от экспериментальных точек составляют по массе готового класса в измельченном материале не более 2% в интервале 0-90% и 1% в интервале 90-100%. При более высоких отклонениях экспериментальные исследования повторяют.

### 2.3. Гранулометрический состав полезных ископаемых

Полезные ископаемые после добычи или дробления представляют собой смесь кусков или зерен разной крупности – от частиц микрона до сотен миллиметров. Соотношение массовых количеств зерен разной крупности, входящих в состав полезного ископаемого, называется гранулометрическим составом или гранулометрической характеристикой. Гранулометрический состав материала дает возможность определить нагрузку на обогатительные машины, эффективность работы грохотов, классификаторов и дробилок, необходимую степень измельчения

для раскрытия зерен полезных минералов и т.д. Определение гранулометрического состава состоит в разделении массы полезного ископаемого на классы, ограниченные верхним и нижним предельными размерами.

Для определения гранулометрического состава чаще всего применяют ситовый анализ, но наряду с ним используют методы непосредственного измерения размеров зерен, седиментационный, электрооптический, световой дифракции, фотометрический и прочие.

**Метод непосредственного измерения размеров зерен** применяется обычно для составления гранулометрической характеристики материала крупностью свыше 150-200 мкм. Зерна полезных ископаемых имеют неправильную форму, и их крупность может быть охарактеризована несколькими размерами, но для практических целей желательно характеризовать их одним размером – диаметром.

Для определения диаметра зерен, которые по форме близки к шару или кубу, достаточно измерить их в одном направлении и использовать формулы:

- для зерен близких по форме к шару:

$$d = b, \quad (2.27)$$

- для зерен близких по форме к кубу:

$$d = b\sqrt{2}, \quad (2.28)$$

или

$$d = b\sqrt{3}, \quad (2.29)$$

где  $b$  – размер зерна в одном направлении.

Для определения диаметра зерен, имеющих форму параллелепипеда или пластинки, необходимо измерить их в двух или трех направлениях и использовать формулы:

- для зерен с квадратным сечением:

$$d = (a + b) / 2, \quad (2.30)$$

$$d = \sqrt{ab}, \quad (2.31)$$

- для зерен с разными размерами в трех взаимно перпендикулярных направлениях:

$$d = (a + b + c) / 2, \quad (2.32)$$

$$d = \sqrt{abc}. \quad (2.33)$$

где  $a, b, c$  – размеры зерна в трёх взаимно перпендикулярных направлениях.

В практических условиях часто нужно определить средний и эквивалентный диаметры:

- средний диаметр:



$$d_{cp} = (d_1 + d_2) / 2, \quad (2.34)$$

$$d_{cp} = \sqrt{d_1 d_2}, \quad (2.35)$$

– эквивалентный диаметр (т.е. диаметр шара, объём которой равняется объёму данного зерна неправильной формы):

$$d_e = 1,24 \sqrt[3]{m/\delta}, \quad (2.36)$$

где  $d_1$  и  $d_2$  – диаметры наибольшего и наименьшего зёрен в пробе, мм;  $m$  – масса зерна, кг;  $\delta$  – плотность зерна, кг/м<sup>3</sup>.

Формулы (2.34) и (2.35) используются для определения среднего размера зерен, градация которых по крупности от наибольшего к наименьшему равномерная и число зерен в каждом классе одинаковое; формула (2.36) применяется для смеси зерен, ограниченных узким классом.

**Ситовый анализ** – операция разделения пробы материала по крупности на ряд классов, которые характеризуются наибольшими и наименьшими размерами зерен, содержащихся в них. Ситовый анализ применяется для определения выходов отдельных классов в полезном ископаемом, при этом также определяется содержание в классах исследуемых компонентов.

Разделение пробы на классы производится тщательным просеиванием сквозь набор сит с определенными размерами отверстий. Ситовый анализ применяется для исследования материалов крупностью от 150-200 мм до 0,074 (0,043) мм. Гранулометрический состав материала крупностью меньше 0,074 (0,043) мм обычно определяется по помощи седиментационного анализа. Для ситового анализа применяются контрольные сита из металлических или синтетических сеток с квадратными отверстиями. Набор сит для отсева руд включает сита с размерами отверстий 60; 40; 30; 20; 10; 5; 2,5; 1 мм; для отсева угля – 150; 100; 50; 25; 13; 6; 3; 1; 0,5 мм. Для отсева мелких материалов используют контрольные сита с размерами ячеек 1,6; 1,25; 0,8; 0,56; 0,4; 0,28; 0,2; 0,14; 0,1; 0,071; 0,045 мм, а для особенно точного анализа - с размерами ячеек 0,071; 0,063; 0,56; 0,05; 0,045 мм.

Достоверность характеристики материала по крупности зависит от массы пробы, способа ее отбора и точности ситового анализа. В зависимости от нужной точности анализа, влажности и крупности исходного материала ситовый анализ может выполняться сухим или мокрым способом.

При невысокой влажности материала, а также, если не нужна особая точность, применяют сухой способ отсева.

При повышенной влажности материала крупностью 0-13 мм, затрудняющей отсева сухим способом, пробу предварительно подсушивают. Потери массы распределяют пропорционально выходам отдельных классов, полученных при отсева. Крупные классы не сушат.

При наличии в пробе значительного количества мелочи и необходимости повышенной точности анализа пробу отсевают мокрым способом. Пробу засыпают на сито с наименьшими размерами ячеек (например, 0,074 мм) и отмывают шлам слабой струей воды или погружением в бак с водой. Промывка

длится до тех пор, пока промывная вода не станет прозрачной. Остаток на сите высушивают, взвешивают и по разности масс определяют массу отмытого шлама. Высушенный остаток рассеивают сухим способом с применением набора сит, который включает и наиболее мелкое сито, на котором отмывался шлам. Подрешетный продукт этого мелкого сита прибавляют к полученной прежде массе отмытого шлама.

Ситовый анализ крупных материалов производится на грохотах лабораторного типа. Рассев мелких классов (крупностью до 6 мм) осуществляется на встряхивателях разных конструкций. Чаще всего применяют механические встряхиватели, которые одновременно придают набору сит круговые колебания в горизонтальной плоскости и встряхивают. Но механические встряхиватели постепенно вытесняются более совершенными и простыми электромагнитными вибрационными встряхивателями. Эти встряхиватели имеют регулируемую частоту и амплитуду колебаний, например, встряхиватель может устанавливаться на частоту 3000 колебаний в минуту при амплитуде до 3 мм или на 6000 колебаний в минуту при амплитуде 0,5 мм. Для предотвращения резонансных колебаний сит при режиме 3000 кол./мин предусматривается автоматическое прерывание вибраций на 0,5 с через каждые 3-10 с. Частота 6000 кол./мин применяется при мокром просеивании на микроситах, рабочие поверхности которых имеют отверстия до 5 мкм. Для мокрого отсева на встряхивателе трудно просеиваемых материалов разработаны крышки, сита и поддоны, к которым можно прикрепить форсунки-разбрызгиватели и подвести к ним воду.

Отечественный ситовый вибрационный анализатор 236Б-Гр (рис. 2.3), как и немецкий фирмы Fritsch (рис. 2.4) предназначен для отсева проб сыпучих материалов сухим и мокрым способами, а также для определения их гранулометрического состава с использованием стандартного набора сит.

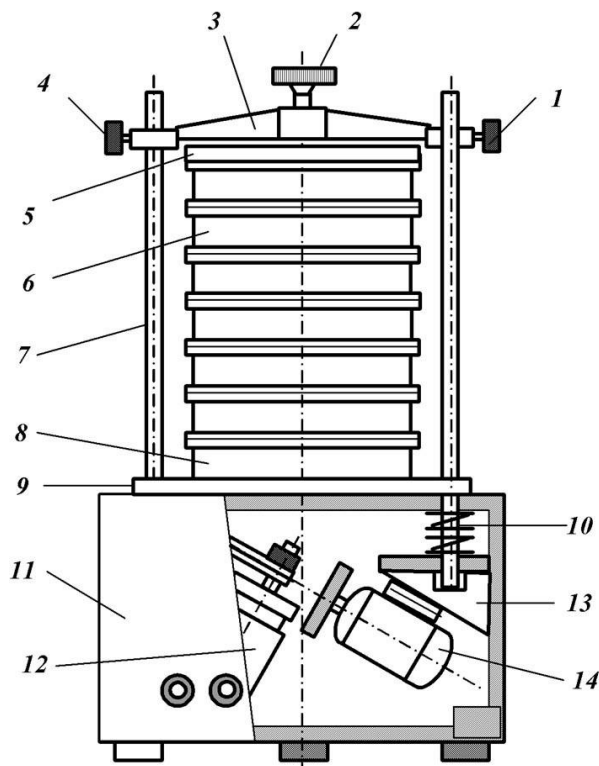


Рисунок 2.3 – Схема ситового вибрационного анализатора 236Б-Гр:

- 1, 2, 4 – крепёжные винты;
- 3 – траверса;
- 5 – крышка;
- 6 – набор сит;
- 7 – стойка;
- 8 – поддон;
- 9 – опора;
- 10 – пружины;
- 11 – корпус;
- 12, 14 – электродвигатели;
- 13 – кронштейны

Анализатор состоит из корпуса 11, в середине которого на кронштейнах 13 расположены электродвигатели 12 и 14, а сверху на четырех пружинах 10 – опора 9 с двумя стойками 7. Набор сит 6 с поддоном 8 и крышкой 5 установлен на опору 9, прижимается траверсой 3 и закрепляется винтами 1, 2 и 4.

Сита получают колебание от двух дебалансных вибраторов, расположенных на опоре 9 (в середине корпуса) и приводятся во вращение через клиноременную передачу. Реле времени РВЧ-4 служит для автоматического отключения анализатора после окончания отсева.

Необходимое количество сит (загружается верхнее сито) обуславливается технологическими требованиями. При мокром отсеве в комплекте сит устанавливается крышка и поддон со штуцерами для подачи чистой воды и отвода пульпы с нижним классом исследуемого материала.

Рассев материала в зависимости от крупности и влажности длится 10-30 мин (мелкий и влажный материал нуждается в большем времени отсева). Рассев считается законченным, если при контрольном просеивании на протяжении 1 мин масса материала, прошедшего сквозь сито, не будет превышать 1% массы материала, оставшегося на сите.



Рисунок 2.4 – Вибрационный анализатор для мокрого отсева сыпучих материалов фирмы Fritsch

Все классы взвешивают и определяют их выход в процентах. Потери при отсеве, не превышающие 1% массы исходной пробы, распределяют пропорционально к выходам каждого класса. Потери более 1% не допускаются. Данные отсева пробы и химического анализа отдельных классов оформляют в виде табл. 2.2.

Графически результаты ситового анализа оформляют в виде суммарной характеристики крупности по «+d» (суммарный остаток материала на ситах) или по «-d» (суммарное количество просеянного материала). Для построения характеристик крупности (рис. 2.5) на оси ординат откладывают суммарный выход, а на оси абсцисс – размер отверстий сит или диаметр зерен в миллиметрах.

Таблица 2.2 – Результаты ситового анализа

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание компонента, %	Суммарный выход, %	
			по «+d»	по «-d»
+ d <sub>1</sub>	γ <sub>1</sub>	β <sub>1</sub>	γ <sub>1</sub>	100,0
- d <sub>1</sub> + d <sub>2</sub>	γ <sub>2</sub>	β <sub>2</sub>	γ <sub>1</sub> + γ <sub>2</sub>	γ <sub>5</sub> + γ <sub>4</sub> + γ <sub>3</sub> + γ <sub>2</sub>
- d <sub>2</sub> + d <sub>3</sub>	γ <sub>3</sub>	β <sub>3</sub>	γ <sub>1</sub> + γ <sub>2</sub> + γ <sub>3</sub>	γ <sub>5</sub> + γ <sub>4</sub> + γ <sub>3</sub>
- d <sub>3</sub> + d <sub>4</sub>	γ <sub>4</sub>	β <sub>4</sub>	γ <sub>1</sub> + γ <sub>2</sub> + γ <sub>3</sub> + γ <sub>4</sub>	γ <sub>5</sub> + γ <sub>4</sub>
- d <sub>4</sub> + d <sub>5</sub>	γ <sub>5</sub>	β <sub>5</sub>	100,0	γ <sub>5</sub>
Вместе	100,0	β <sub>ср</sub>	-	-

Как видно из табл. 2.2, расчет суммарного выхода по «+d» выполняется последовательным суммированием выходов классов сверху вниз, а расчет суммарного выхода по «-d» – последовательным суммированием выходов классов снизу вверх. Чаще всего применяются суммарные характеристики крупности по «+d». Суммарная характеристика крупности по «+d» строится по данным колонок 1 и 4 табл. 2.2.

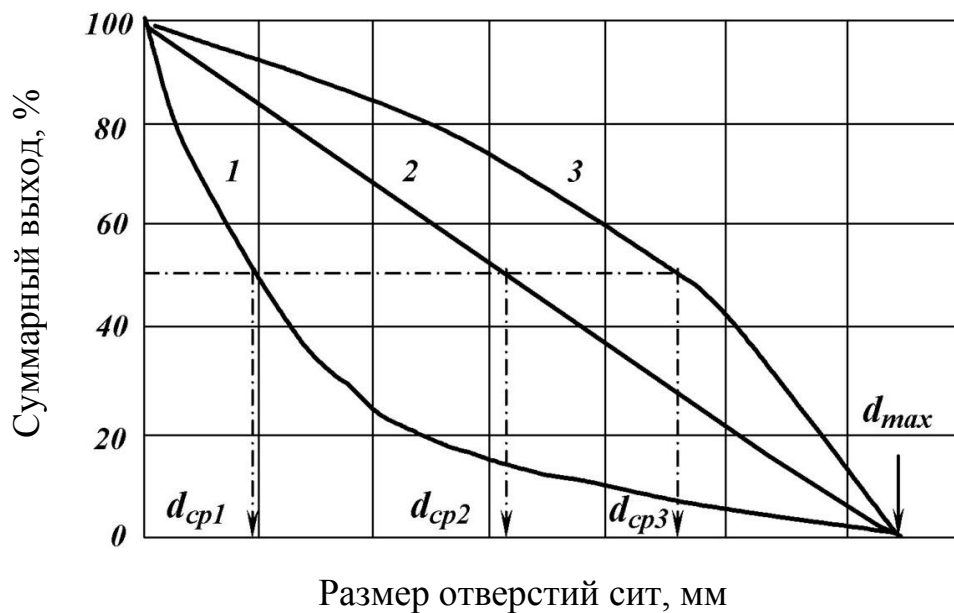


Рисунок 2.5 – Суммарные характеристики крупности

По характеристике крупности, построенной по «+d», можно определить содержание любого класса в исследуемом материале, размер среднего и максимального зёрен.

Вид суммарной характеристики крупности указывает на преобладание тех или других классов в исследуемом материале. Вогнутая кривая 1 указывает на преобладание в смеси мелких зёрен, выпуклая кривая 3 – на преобладание крупных зёрен, прямолинейная зависимость 2 – на равномерное распределение классов крупности.

При построении суммарных характеристик в широком диапазоне крупности зерен исследуемого материала отрезки на оси абсцисс выходят очень малого размера, что затрудняет использование кривых. Во избежание этого недостатка, суммарные характеристики крупности строят в полулогарифмической или логарифмической системе координат. Обработка большого числа данных гранулометрических анализов продуктов дробления и измельчения показала, что функциональная зависимость между суммарным остатком на сите и крупностью зерен в большинстве случаев с достаточной для практики точностью описывается уравнением Розина-Рамлера:

$$R = 100e^{-bx^n}, \% , \quad (2.37)$$

где  $R$  – суммарный выход класса крупнее  $x$  (по «+d»), %;  $x$  – размер отверстий сита;  $b$  и  $n$  – параметры, зависящие от свойств материала и размерности величины  $x$ .

Параметр  $b$  косвенно характеризует содержание мельчайших (меньше 1 мкм) зерен: чем их больше в материале, тем больше  $b$ .

Параметр  $n$  характеризует степень вогнутости кривой суммарных остатков, построенной в координатах  $R = f(d/d_c)$ , где  $d$  – размер ячеек сита, мкм;  $d_c$  – размер ячеек такого сита, на котором получают «стандартный» остаток ( $R_c = 36,8\%$ ).

Уравнение характеристики крупности позволяет определить зависимость между  $R$  и  $x$ , число зёрен в любом классе, площадь поверхности зёрен, удельную поверхность и прочее. Но при использовании уравнения Розина-Рамлера нулевой выход достигается только при бесконечно большой крупности материала, т.е.  $R = 0$  при  $x = \infty$ , поэтому необходимо принимать конечную крупность материала, отвечающую какому-нибудь определенному значению выхода класса.

**Седиментационный анализ** – процесс последовательного выделения из водной фазы частичек разной крупности по скорости их свободного падения (оседания) с целью получения характеристики крупности тонкодисперсного материала.

Седиментационный анализ применяется для определения гранулометрической характеристики материала крупностью не более 0,074 мм. Этот метод часто комбинируется с ситовым анализом. При выполнении седиментационного анализа более всего используются методы отмучивания, базирующиеся на свободном осаждении зерен в спокойном объёме воды. При известных значениях размера граничного зерна и его плотности определяют конечную скорость  $V_0$  падения зерна и время  $t$ , необходимые для того, чтобы оно опустилось на глубину  $h$ . Конечную скорость падения зерна в воде рассчитывают по общеизвестной формуле Стокса. Скорость  $V_0$  при постоянном движении равняется пройденному пути  $h$ , разделенному на время  $t$ , т.е.:

$$V_0 = 545d^2(\delta - 1000) = h/t, \text{ м/с}, \quad (2.38)$$

откуда:

$$d = \sqrt{\frac{h}{545(\delta - 1000)t}}, \text{ м.} \quad (2.39)$$

где  $d$  – диаметр зерна, м;  $\delta$  – плотность зерна, кг/м<sup>3</sup>.

Практика показала, что наиболее точным и универсальным является метод отбора весовых проб, но этот метод не позволяет выделить фракции исследуемого материала разной крупности в количестве, достаточном для дальнейших исследований. Суть метода состоит в последовательном отборе проб на известной глубине в фиксированные моменты времени и определении массы твердой фазы в пробе после ее выпаривания. Прибор ЛИОТ для выполнения седиментационного анализа этим методом (рис. 2.6) состоит из стеклянного цилиндра 1, пипетки 2 и штатива 3. Цилиндр закрыт пробкой 4, внутри которой имеется отверстие диаметром 8 мм. Во время перемешивания исследуемой пульпы отверстие закрывают.

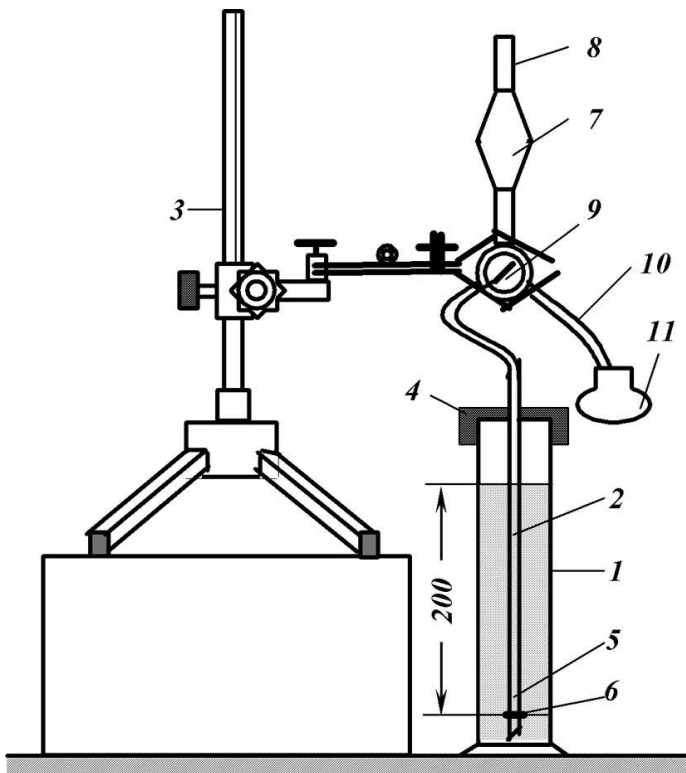


Рисунок 2.6 – Схема прибора для выполнения седиментационного анализа конструкции ЛИОТ:

- 1 – цилиндр;
- 2 – пипетка;
- 3 – штатив;
- 4 – пробка;
- 5 – наконечник;
- 6 – радиальные отверстия;
- 7 – мерная ёмкость;
- 8 – трубка для отсасывания пульпы;
- 9 – трёхходовой кран;
- 10 – сливная трубка;
- 11 – бюкс

При проведении анализа цилиндр заполняют пульпой до верхней отметки (200 мм). Потом пульпу энергично взбалтывают и оставляют в цилиндре на время, необходимое для осаждения граничных зерен. Это время рассчитывают по формуле (2.35). По окончании этого времени в цилиндр сквозь отверстие диаметром 8 мм опускают трубку пипетки. Нижний конец пипетки имеет четыре радиальных отверстия 6 диаметром 0,8-1 мм для отбора пробы. Наконечник 5 приклеен к конусу стеклянной трубки эпоксидной смолой. Верхняя часть пипетки 7 (мерная емкость) имеет объем 10 см<sup>3</sup> и заканчивается трубкой 8, на которую надевается резиновый шланг для отсасывания пульпы. Мерная ёмкость 7 присоединена к трёхходовому крану 9, предназначенному для поочередного присоединения трубки пипетки к ёмкости 7 и к бюксу 11 трубкой 10 в бюкс сливается отобранная

пипеткой проба. Концентрация твердой фазы в анализируемой пробе, не должна быть выше 1% по массе.

Седиментационный анализ пульпы, содержащей зерна крупностью меньше 5-10 мкм, проводится в центробежном поле в пробирочной центрифуге. Причина использования центробежного поля заключается в том, что седиментационный анализ частичек меньше 5 мкм в гравитационном поле протекает очень долго, а для частичек меньше 1 мкм он практически не возможен вследствие броуновского движения.

Наиболее простым и удобным является метод седиментации в центробежном поле с отбором пробы из просветленной части пульпы без остановки центрифуги.

Установка состоит из пробирочной центрифуги, приспособления (рис. 2.7) для отбора проб просветленной части пульпы и вакуум-насоса.

Внутри вращающегося диска центрифуги закреплен небольшой стальной цилиндр 6 ёмкостью 5 мл. В боковые стенки цилиндра впаяны четыре тонкие металлические трубки 8 диаметром 2 мм. На конце трубок надеты гибкие пластмассовые шланги диаметром 1,2 мм. Каждый из них входит в стеклянную пробирку на расстояние  $H$ , которым определяется положение отсчетной черточки или уровень отбора пробы. Цилиндр закрывают завинчивающейся крышкой 4 с отверстием диаметром 3 мм для входа иглы 3 шприца 2. Отверстие закрыто резиновой прокладкой 5.

Для отбора проб используется медицинский шприц 2 ёмкостью 20 мл, из которого удален поршень. Шприц герметически соединен с вакуумом-насосом вакуумным шлангом 1. На шланге установлен кран для регулирования величины вакуума и времени отбора пробы.

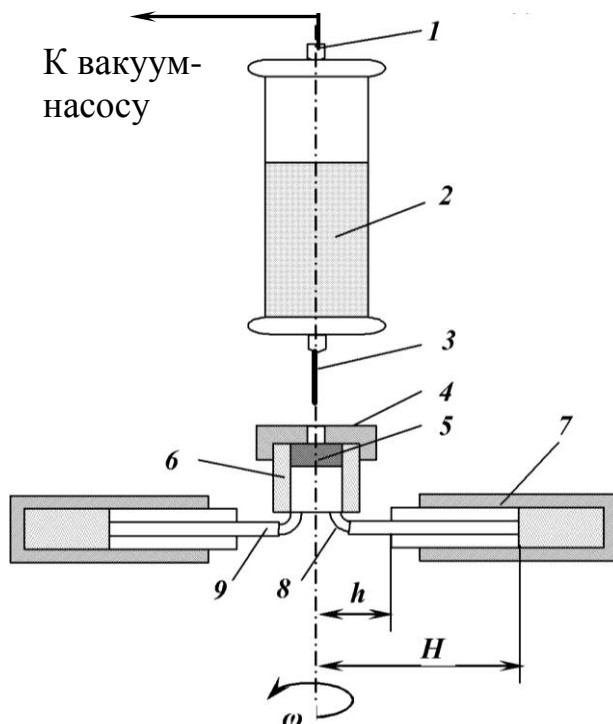


Рисунок 2.7 – Приспособление для отбора проб из центрифуги:

- 1 – вакуумный шланг;
- 2 – шприц;
- 3 – иголка шприца;
- 4 – крышка;
- 5 – прокладка;
- 6 – стальной цилиндр;
- 7 – стеклянная пробирка;
- 8 – металлическая трубка;
- 9 – пластмассовые шланги

Размер частичек  $d$  в отобранной фракции рассчитывают по формуле:

$$d = 4,25 \sqrt{\frac{\mu}{(\delta - \Delta)\omega^2 t} \cdot \ln \frac{H}{h}}, \text{ м,} \quad (2.40)$$

где  $\mu$  – вязкость среды, Па·с;  $\delta, \Delta$  – плотность частички граничной крупности и среды, кг/м<sup>3</sup>;  $\omega$  – угловая скорость, с<sup>-1</sup>;  $h, H$  – расстояние от центра вращения центрифуги до отсчетной черточки и до поверхности жидкости, м.

Концентрацию частичек в пробе можно определить на фотоэлектрокалориметре, показания которого заранее отградуированы. Количество материала, выпавшего в осадок, вычисляют как разность между массой исходной навески и массой частичек в пробе. Для построения кривой осаждения необходимо получить данные о количестве осадка не менее чем при 6-7 экспериментах с разной продолжительностью центрифугирования.

Седиментационный анализ на весах Фигуровского (рис. 2.8) основан на принципе гидростатических микровесов. В качестве весов используется кварцевая нить (рис. 2.8 а) или пружина (рис. 2.8 б).

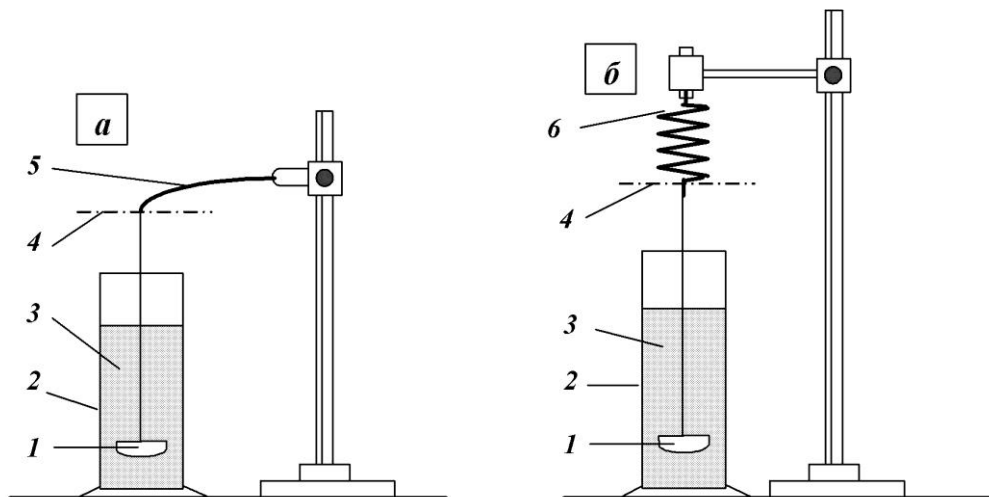


Рисунок 2.8 – Схема весов Фигуровского:

а – с кварцевой нитью; б – с пружиной

1 – чашечка; 2 – цилиндр; 3 – исследуемая пульпа; 4 – ось микроскопа; 5 – кварцевая нить; 6 – пружина

Для нужной точности измерения отклонений весов используют шкалу катетометра и микроскоп, отмечающий черточку разделения на шкале. Пульпу заливают в цилиндр и взбалтывают. На конце кварцевой нити или пружины подвешивают чашечку и помещают ее в цилиндр с исследуемой пульпой и одновременно включают секундомер. Частички, оседающие в чашечку, служат причиной деформации нити или пружины, отмечаемые по шкале микроскопа (длина шкалы 6 мм, цена деления 0,1 мм). Первый отсчет делают через 10 с после того, как прекратятся колебания весов при установке чашечки, а потом через промежутки времени, соответствующие перемещению конца коромысла весов. Сначала смещение конца коромысла достаточно большое (оседают грубые



фракции), а потом становится все меньше и меньше, т.е. седиментационная кривая носит экспонентный характер (рис. 2.9). На оси абсцисс откладывают время  $t$ , отмеренное секундомером, а на оси ординат – положение  $\Delta l$  края коромысла весов.

При высокой дисперсности пульпы промежутки между отдельными отсчетами могут быть продолжительностью в несколько часов. По экспериментальной кривой седиментации находят функцию распределения и определяют радиус частичек:

$$r = K(l + \Delta l) / t, \quad (2.41)$$

где  $K$  – коэффициент пропорциональности, характеризующий условия осаждения в данном приборе (определяется экспериментально при полном осаждении исследуемого материала);  $\Delta l$  – поправка на увеличение высоты  $l$  (мм) осаждения, зарегистрированной микроскопом на момент времени  $t$  (с).

С помощью седиментационной кривой можно рассчитать выход частичек разных размеров и построить характеристику гранулометрического состава.

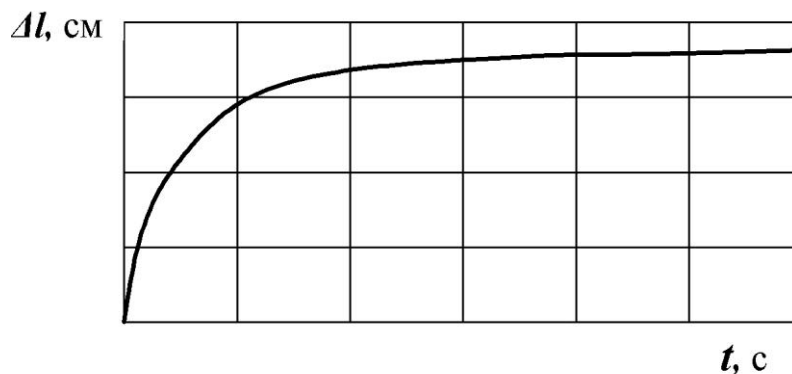


Рисунок 2.9 – Седиментационная кривая

Более совершенное оборудование для седиментационного анализа разработано фирмой Fritsch. Она выпускает сканирующий фото-седиментограф, который позволяет оценить крупность частичек в пределах 0,5-500 мкм с передачей информации на компьютер.

Рассмотренные методы определения гранулометрического состава выполняются вручную. Основными недостатками ручных методов анализа являются их большая продолжительность и стоимость, необходимость применения ручного труда, невысокая точность. Для облегчения работ по исследованию гранулометрического состава полезных ископаемых и повышения точности созданы специальные приборы-гранулометры для прямого контроля крупности материала. Информация, поступающая от них, дает возможность активно влиять на процессы дробления, измельчения и, кроме того, обеспечивать их оптимальные режимы.

Рассмотрим некоторые из этих приборов.

Гранулометр конструкции института Механобр (рис. 2.10) в комплексе с автоматическим пробоотборником может использоваться для контроля беспрерывных потоков полезных ископаемых.

Проба полезного ископаемого через загрузочную воронку 1 подается на грохот 2, состоящий из двух сит расположенных по спирали; между двумя краями сит

имеются щели. Короб грохота подвешен на амортизаторах 3. На коробе грохота закреплены две пары дебалансов 4 со взаимно перпендикулярными осями.

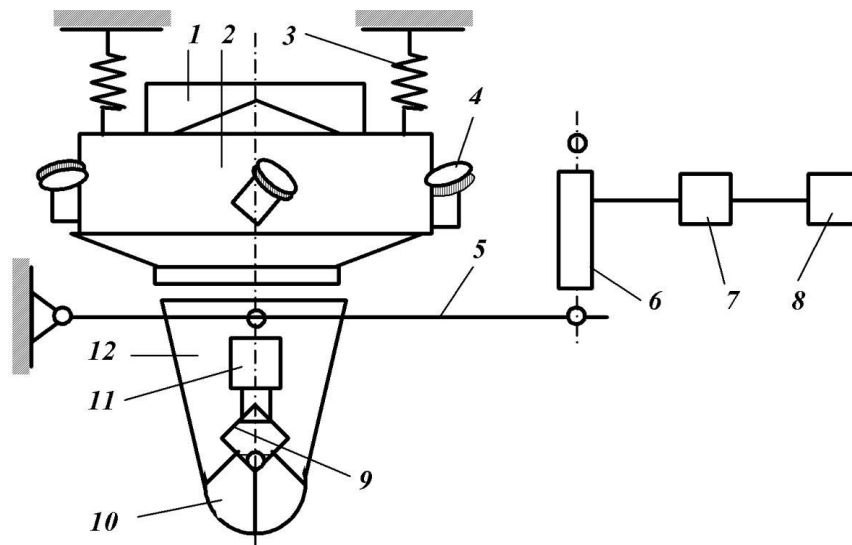


Рисунок 2.10 – Схема гранулометра конструкции института Механобр:  
 1 – загрузочная воронка; 2 – грохот; 3 – амортизаторы; 4 – дебалансы; 5 – рама; 6 – магнитоанизотропный датчик; 7 – выпрямительный блок; 8 – вторичный прибор; 9 – система рычагов; 10 – секторный затвор; 11 – электромагниты; 12 – бункер

Каждой паре дебалансов поочередно передается движение от двух электродвигателей. Под грохотом подвешен бункер 12 с секторным затвором 10, который приоткрывается и закрывается с помощью электромагнитов 11 и системы рычагов 9. Бункер 12 подвешен на раме 5, которая связана с магнитоанизотропным датчиком 6. Сигнал от датчика, пропорциональный массе заполненного материалом бункера 12, направляется в выпрямительный блок 7, а потом во вторичный прибор 8, где этот сигнал запоминается.

Действие прибора основано на том, что на грохоте с заданной величиной ячеек проба полезного ископаемого рассеивается, подрешетный продукт взвешивается, а потом взвешивается и вся проба. Путем «деления» сигнала, пропорционального массе подрешетного продукта, на сигнал, пропорциональный массе исходного материала, рассчитывается процент класса контролируемой крупности.

При рассеве пробы включается первая пара дебалансов, встряхивающих сита. Материал поднимается вверх по спирали и осуществляет при этом круговое движение по поверхности сит. Продолжительность грохочения выбирается достаточной для полного отсева пробы. Подрешетный продукт, который попал в бункер 12, взвешивается, и его масса запоминается. Потом включается вторая пара дебалансов, и движение материала происходит в противоположном направлении. Через щели между краями сит надрешетный продукт поступает в бункер, где взвешивается уже вся проба.

Продолжительность анализа пробы массой до 30 кг составляет приблизительно 2 мин при абсолютной погрешности анализа  $\pm 1,5\%$ .

### ***Контрольные вопросы***

1. Перечислите методики определения дробимости полезных ископаемых.
2. Опишите стандартную методику определения дробимости полезных ископаемых.
3. Для чего проводят исследования измельчаемости полезных ископаемых?
4. Как определяется коэффициент относительной измельчаемости?
5. Для каких целей проводят определение гранулометрического состава полезных ископаемых?
6. Опишите методику проведения ситового анализа.
7. Какую информацию можно получить по суммарным характеристикам крупности?
8. Что такое «седиментационный анализ» и для каких классов крупности его применяют?

Литература к теме: [1-6]

## Лекция № 3

# ФРАКЦИОННЫЙ АНАЛИЗ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ИССЛЕДОВАНИЕ ГРАВИТАЦИОННЫХ ПРОЦЕССОВ ОБОГАЩЕНИЯ

### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Метод фракционного анализа. Характеристики тяжелых жидкостей. Расслоение проб в статических условиях. Расслоение проб с помощью лабораторных центрифуг стаканного типа. Сосуд Петелина. Построение кривых обогатимости. Виды теоретических кривых  $\lambda$ . Исследование обогатимости полезных ископаемых гравитационными процессами обогащения: обогащение в тяжелых суспензиях; обогащение отсадкой; обогащение на концентрационных столах; обогащение на винтовых сепараторах. Разработка схемы гравитационного обогащения*

### 3.1. Фракционный анализ полезных ископаемых

Фракционный состав представляет собой количественную оценку возможности разделения свободных минеральных зерен и сростков по фракциям разной плотности и крупности. Метод фракционного анализа основан на разделении смеси минеральных зерен в тяжелых жидкостях разной плотности. Фракционный анализ проводят с целью выделения мономинеральных фракций, исследования вещественного состава сложных для минералогического исследования объектов, определения теоретически возможных показателей при гравитационном обогащении, количественной оценки раскрытия минералов при измельчении, оценки эффективности примененных технологических процессов и обогатимости полезного ископаемого.

Материал проб не должен содержать посторонних механических примесей металлического железа, свободной (активной) извести и других химических соединений, изменяющих состав тяжелых жидкостей. Продукты флотации должны быть отмыты от флотационных реагентов. Все пробы перед анализом необходимо высушить при температуре  $105 \pm 5^\circ\text{C}$ .

Масса навески для анализа зависит от крупности материала, необходимых стадий разделения и последующего использования полученных фракций и может колебаться от частей грамма до нескольких килограммов.

Для разделения применяют растворы солей тяжелых металлов и органические тяжелые жидкости. Характеристики некоторых тяжелых жидкостей, чаще всего применяемых для анализов и изучения обогатимости полезных ископаемых, приведены в табл. 3.1.

Для приготовления жидкости заданной плотности объем растворителя рассчитывают по формуле:

$$W_p = W_0(\delta_0 - \delta) / (\delta - \delta_p), \text{ м}^3, \quad (3.1)$$

где  $W_p$  – объем растворителя, добавляемого для создания жидкости необходимой плотности,  $\text{м}^3$ ;  $W_0$  – объем первичной жидкости повышенной

плотности,  $\text{м}^3$ ;  $\delta_0$  – плотность первичной жидкости,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $\delta_p$  – плотность растворителя,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $\delta$  – заданная плотность жидкости;  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

В качестве растворителя может быть использована тяжелая жидкость с плотностью меньшей, чем нужна для исследований.

Таблица 3.1 - Характеристики тяжелых жидкостей

Название	Химическая формула	Плотность, $\text{кг}/\text{м}^3$	Растворимость				
			В				
			воде	спирте	бензине	бензоле	эфире
Хлористый цинк	$\text{ZnCl}_2$	2070	+	-	-	-	-
Бромформ	$\text{CHBr}_3$	2890	+	+	+	+	+
Тетраброметан	$\text{C}_2\text{H}_2\text{Br}_4$	2960	-	+	+	+	+
Жидкость Туле	$\text{Hg}_2 + \text{KI}$	3170	+	-	-	-	-
Йодистый метилен	$\text{CH}_2\text{I}_2$	3320	-	+	+	+	+
Жидкость Сушина-Рорбаха	$\text{Ba}_2 + \text{Hg}_2$	3500	+	+	+	+	+
Жидкость Клеричи	$\text{CH}_2(\text{COOTI})_2 \cdot \text{HCOOTI}$	4200	+	-	-	-	-

Примечания. В табл. 3.1 указанная максимальная плотность раствора, которая может быть получена при растворении данного вещества. Знак «+» показывает, что вещество растворимо в указанном растворителе, знак «-», что оно нерастворимо.

Выбор плотности тяжелой жидкости, в которой выполняется разделение, зависит от минерального состава исходного материала и задач исследования. При этом тяжелая жидкость должна отвечать следующим требованиям:

- плотность жидкости должна быть значительно большей плотности легкого минерала, должна быть регулируемой и не должна изменяться со временем;
- вязкость жидкости и ее растворимость в воде должны быть минимальными;
- токсичность жидкости должны быть в пределах санитарных норм и не взаимодействовать с разделяемыми минералами;
- жидкость должна иметь высокую способность к регенерации, а ее стоимость не должна быть высокой.

Полученные при фракционном анализе фракции разной плотности для определения содержания расчетного компонента исследуют методами химического или микроскопического анализа.

Анализ считается удовлетворительным, если абсолютная разность в выходах одноименных проб не превышает 5%. При неудовлетворительном результате анализ выполняется повторно.

Расслоение проб топлива с размером зёрен свыше 1 мм после обесшламливания и обеспыливания выполняют в статических условиях. Расслоения начинают с жидкости наименьшей или наибольшей плотности. Плотность жидкости проверяют перед каждой операцией расслоения (денсиметром). Для расслоения топлива с размером зёрен более 1 мм применяют растворы хлористого цинка плотностью 1100-2000  $\text{кг}/\text{м}^3$  и органические жидкости

плотностью 2000-2600 кг/м<sup>3</sup>. Топливо с размером зерен меньше 1 мм расслаивают в органических жидкостях плотностью 1300-2600 кг/м<sup>3</sup> с помощью лабораторных центрифуг стаканного типа с частотой вращения 2000 мин<sup>-1</sup>. Бурый уголь расслаивают в тяжелых жидкостях плотностью от 1200 до 2000 кг/м<sup>3</sup>, горючие сланцы – от 1100 до 2100 кг/м<sup>3</sup>, каменный уголь – от 1300 до 2600 кг/м<sup>3</sup>, антрациты – от 1500 до 2600 кг/м<sup>3</sup> с интервалом плотности 100 кг/м<sup>3</sup>.

Обычно в тяжелых жидкостях расслаивают более мелкие по сравнению с углем классы руд (крупностью от 20 мкм до 3 мм), что обусловлено их большим удельным весом. Крупные классы руд (3-25 мм) после промывки и разделения на узкие классы расслаивают в суспензиях. Для расслоения используют лабораторные конусы с мешалками или более удобный сосуд Петелина (рис. 3.1).

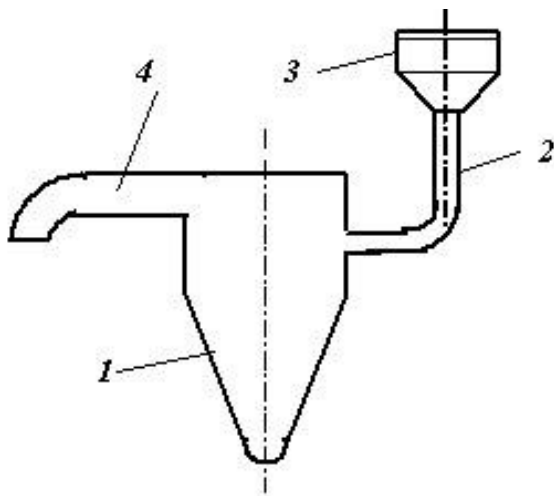


Рисунок 3.1 – Сосуд Петелина:

- 1 – сосуд;
- 2 – капилляр;
- 3 – воронка;
- 4 – сливной желоб

Методика выполнения фракционного анализа с применением сосуда Петелина следующая. Сосуд 1 наполовину заполняют тяжелой жидкостью, засыпают навеску исследуемого порошка массой 3-4 г и старательно перемешивают стеклянной палочкой. После этого сосуд заливают тяжелой жидкостью так, чтобы она не доходила до краёв на 1-2 мм и снова перемешивают. После отстаивания пробы в сосуде еще раз перемешивают, чтобы тяжелые зерна, которые запутались в легкой фракции, могли опуститься вниз, а легкие зерна из тяжелой фракции подняться вверх. Когда разделение закончится, под сливной желоб 4 подставляют воронку Бюхнера с бумажным фильтром, и в воронку 3, соединенную с сосудом 1 капилляром 2, осторожно подливают тяжелую жидкость. Уровень жидкости в сосуде поднимается и легкая фракция по желобу 4 переносится на фильтр. После обработки (обезвоживания, сушки) легкая фракция подвергается запланированным исследованиям. Потом из сосуда удаляют тяжелую фракцию и выполняют с ней те же самые операции, как и с легкой.

В качестве утяжелителя при фракционном анализе чаще всего применяют измельченный до 43 мкм галенит или ферросилиций, который содержит 15-18% кремния. Утяжелитель должен удовлетворять следующим требованиям:

- плотность утяжелителя должна быть достаточной для приготовления устойчивой невязкой суспензии заданной плотности;
- утяжелитель должен легко регенерироваться и не реагировать с водой, не растворяться в воде;
- утяжелитель должен быть нетоксичным, недорогим и недефицитным.

Необходимая масса  $m$  утяжелителя для приготовления тяжелой суспензии заданной плотности определяется по формуле:

$$m = \frac{W_C \delta_o (\Delta - 1000)}{\delta_o - 1000}, \text{ кг}, \quad (3.2)$$

где  $W_C$  – объём суспензии,  $\text{м}^3$ ;  $\delta_o$  – плотность утяжелителя,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ;  $\Delta$  – плотность суспензии,  $\text{кг}/\text{м}^3$ ; 1000 – плотность воды,  $\text{кг}/\text{м}^3$ .

Объём воды  $W$ , необходимый для приготовления суспензии объёмом  $W_C$  и плотностью  $\Delta$  определяют по формуле:

$$W = W_C - m/\delta_o, \text{ м}^3. \quad (3.3)$$

Результаты фракционного анализа полезного ископаемого оформляют в виде таблиц (пример – табл. 3.2), по данным которых строят кривые обогатимости.

Таблица 3.2 – Фракционный анализ угля исследуемой крупности и данные для построения кривых обогатимости

Плотность фракций, $\text{т}/\text{м}^3$	Исходное уголь		Всплывшие фракции		Потонувшие фракции	
	$\gamma$ , %	$A$ , %	$\gamma_B$ , %	$A_B$ , %	$\gamma_{\text{п}}$ , %	$A_{\text{п}}$ , %
< 1,3	$\gamma_1$	$A_1$	$\gamma_{1B} = \gamma_1$	$A_{1B} = A_1$	100,0	$A_{\text{ср}}$
1,3-1,4	$\gamma_2$	$A_2$	$\gamma_{2B}$	$A_{2B}$	$\gamma_{5\text{п}}$	$A_{5\text{п}}$
1,4-1,5	$\gamma_3$	$A_3$	$\gamma_{3B}$	$A_{3B}$	$\gamma_{4\text{п}}$	$A_{4\text{п}}$
1,5-1,6	$\gamma_4$	$A_4$	$\gamma_{4B}$	$A_{4B}$	$\gamma_{3\text{п}}$	$A_{3\text{п}}$
1,6-1,8	$\gamma_5$	$A_5$	$\gamma_{5B}$	$A_{5B}$	$\gamma_{2\text{п}}$	$A_{2\text{п}}$
> 1,8	$\gamma_6$	$A_6$	100,0	$A_{\text{ср}}$	$\gamma_{1\text{п}} = \gamma_6$	$A_{1\text{п}} = A_6$
Вместе	100,0	$A_{\text{ср}}$	–	–	–	–

Фракционный анализ угля проводится последовательным разделением пробы исследуемого материала, в растворах хлористого цинка плотностью 1300, 1400, 1500, 1600 и 1800  $\text{кг}/\text{м}^3$ . Схема выполнения фракционного анализа приведена на рис 3.2.

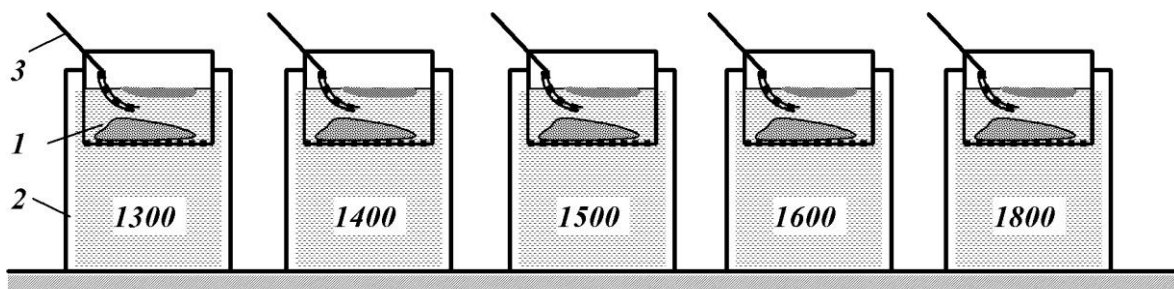


Рисунок 3.2 – Схема проведения фракционного анализа угля:

1 – бачок с сетчатым дном; 2 – бак с раствором хлористого цинка; 3 – сетчатый черпак

Обесшламленный класс угля помещают в емкость 1 с сетчатым дном, которую погружают в ёмкость 2 большего диаметра с раствором хлористого цинка соответствующей плотности. Материал перемешивают и после отстаивания легкую фракцию (всплывшую) отбирают сетчатой ложкой 3. После последнего расслоения отбирают и легкую, и тяжелую фракции. Полученные фракции отмывают от раствора хлористого цинка, сушат, взвешивают и каждую из них анализируют на зольность. Результаты фракционного анализа записывают в таблицу.

Кривые обогатимости (рис. 3.3) строят в системе координат, где по нижней оси абсцисс откладывают зольность фракций (или содержание ценного минерала), по верхней оси абсцисс - плотность разделения, по левой оси ординат - суммарный выход всплывших фракций, по правой оси ординат - суммарный выход потонувших фракций.

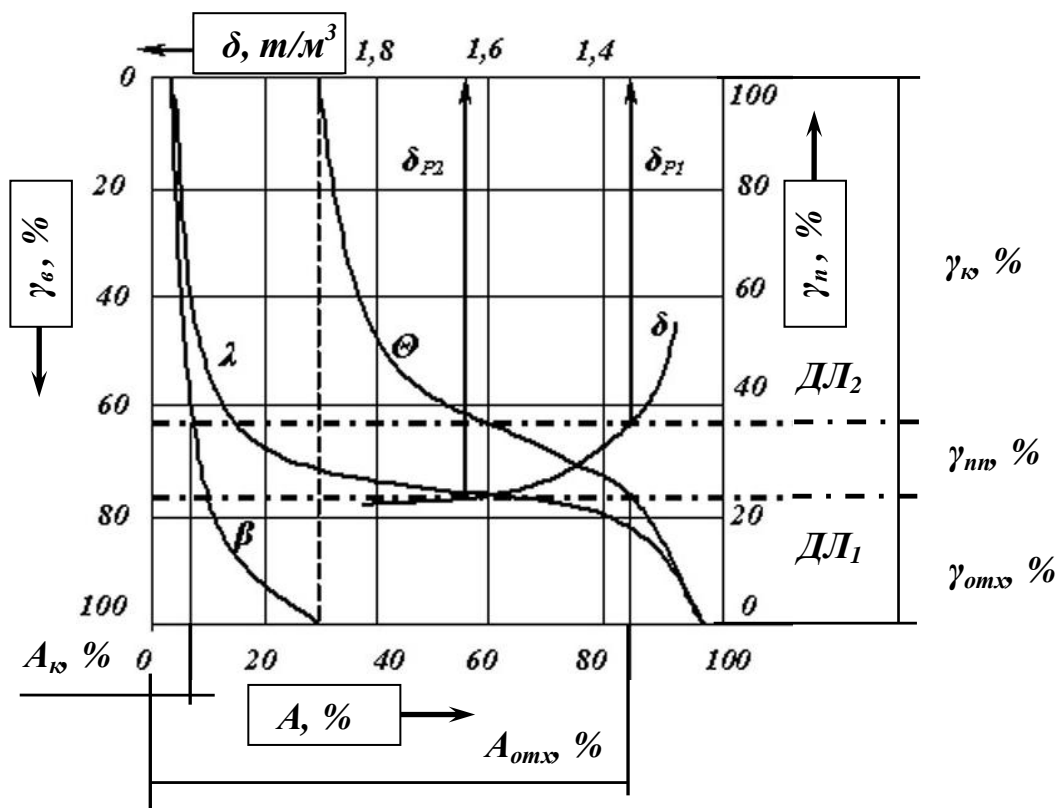


Рисунок 3.3 - Кривые обогатимости угля

При расчете показателей всплывших фракций решают вопросы о том, какой выход и зольность были бы во фракции при последовательном повышении минимальной плотности разделения:

- выход и зольность фракций при минимальной плотности разделения  $1300 \text{ кг/м}^3$  (эти показатели известны):

$$\gamma_1^6 = \gamma_1; \quad A_1^6 = A_1;$$



- выход и зольность фракций при минимальной плотности разделения  $1400 \text{ кг/м}^3$  рассчитывают так:

$$\gamma_2^e = \gamma_1 + \gamma_2; \quad A_2^e = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2) / \gamma_2^e;$$

- выход и зольность фракций при минимальной плотности разделения  $1500 \text{ кг/м}^3$  рассчитывают так:

$$\gamma_3^e = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3; \quad A_3^e = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2 + \gamma_3 \cdot A_3) / \gamma_3^e;$$

и т.д. к  $\gamma_6^e = 100\%; \quad A_6^e = A_{cp}.$

При расчете показателей потонувших фракций, решают вопросы, какой выход и зольность были бы во фракции при последовательном снижении максимальной плотности разделения:

- выход и зольность фракций при максимальной плотности разделения  $1800 \text{ кг/м}^3$  (эти показатели известны):

$$\gamma_1^n = \gamma_6; \quad A_1^n = A_6;$$

- выход и зольность фракций при максимальной плотности разделения  $1600 \text{ кг/м}^3$  рассчитывают так:

$$\gamma_2^n = \gamma_6 + \gamma_5; \quad A_2^n = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5) / \gamma_2^n;$$

- выход и зольность фракций при максимальной плотности разделения  $1500 \text{ кг/м}^3$  рассчитывают так:

$$\gamma_3^n = \gamma_6 + \gamma_5 + \gamma_4; \quad A_3^n = (\gamma_6 \cdot A_6 + \gamma_5 \cdot A_5 + \gamma_4 \cdot A_4) / \gamma_3^n;$$

и т.д. к  $\gamma_6^n = 100\%; \quad A_6^n = A_{cp}.$

Кривые обогатимости показывают зависимости между основными технологическими показателями обогащения:

$\lambda$  - кривая элементарных зольностей, показывающая распределение зольностей по элементарным слоям угля в зависимости от выхода фракций определенной плотности;

$\beta$  - кривая средних зольностей концентрата, показывающая зависимость суммарного выхода всплывших фракций (концентрата) от их средней зольности;

$\Theta$  - кривая средних зольностей отходов, показывающая зависимость суммарного выхода потонувших фракций (отходов) от их средней зольности;

$\delta$  - кривая плотностей, показывающая зависимость суммарного выхода всплывших фракций от плотности разделения.

Кривые обогатимости строятся в такой последовательности. Первой строится кривая  $\lambda$ . Для этого строят прямоугольники, которые символизируют количество золы в каждой фракции (вертикальная сторона -  $\gamma_i$ , горизонтальная -  $A_i$ ). Средние точки вертикальных сторон соединяют плавной кривой таким образом, чтобы площадь под кривой (количество золы) равнялась площади прямоугольников. Концы кривой  $\lambda$  не должны доходить ни до 0% (материнская зола), ни до 100% (порода при контакте с углем углефицируется).

Кривая  $\beta$  строится по точкам показателей ( $\gamma_i^e$  и  $A_i^e$ ) всплывших фракций.

Кривая  $\Theta$  – по точкам показателей ( $\gamma_i^n$  и  $A_i^n$ ) потонувших фракций.

Кривая  $\delta$  строится по данным выхода всплывших фракций и минимальной плотности фракции.

По кривым обогатимости определяют теоретические показатели обогащения полезного ископаемого, плотность разделения, возможность шихтовки разновидностей сырья. Кроме того, по характеру кривой  $\lambda$  можно судить об обогатимости перерабатываемого материала. В зависимости от характера кривой  $\lambda$  можно предположить три теоретических случая разделения материала (рис. 3.4).

Кривая  $\lambda$ , изображенная ломаной линией, характеризует материал, который не содержит сростков и в процессе обогащения идеально разделяется на два продукта (рис. 3.4 а). Если кривая  $\lambda$  имеет вид прямой линии, наклоненной под некоторым углом  $\varphi$ , это означает, что материал содержит значительное количество сростков при неравномерном вкраплении полезного минерала, обогатимость такого материала исключительно трудная (рис. 3.4 б). В том случае, когда кривая  $\lambda$  изображается вертикальной прямой ( $\varphi = 90^\circ$ ), материал обогатить невозможно, так как вся его масса состоит из тончайших сростков минералов, которые не разрушаются при измельчении (рис. 3.4 в).

Влияние степени обогатимости на выбор схемы переработки состоит в следующем: чем более трудная категория обогатимости полезного ископаемого, тем более сложной должна быть схема обогащения и тем более эффективными должны быть используемые в ней процессы обогащения.

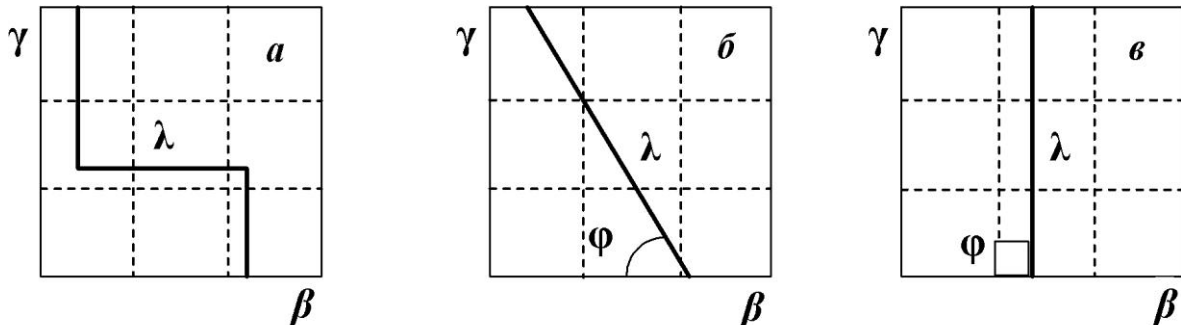


Рисунок 3.4 – Вид теоретических кривых  $\lambda$

При раздельном обогащении двух машинных классов или полезных ископаемых двух шахт (карьеров) вариантов разделения может быть много, но выбрать необходимо тот, который позволит получить максимальный выход концентрата заданного качества.

Соответственно теореме о максимальном выходе концентрата: «При заданном качестве суммарного концентрата его максимальный выход может быть получен только в том случае, если разделение отдельных классов (или материалов) в каждой отдельной операции осуществляется по элементарным фракциям с одинаковым разделительным признаком (например, зольностью)».

Так при обогащении двух классов угля гравитационной крупности строят кривые обогатимости не только этих классов, но и для их шихты. На кривых обогатимости для шихты при заданных суммарных зольностях концентрата и отходов оп-

ределяют зольности элементарных фракций разделения, которые потом используют на кривых обогатимости машинных классов для определения выходов и зольностей продуктов разделения этих классов. В этом случае выход концентрата заданной зольности будет максимальным.

### **3.2 Исследование гравитационных процессов обогащения полезных ископаемых**

Гравитационное обогащение – один из наиболее распространенных методов переработки минерального сырья. К нему относятся следующие процессы: обогащение в тяжелых средах, отсадка, концентрация на столах, винтовая сепарация и ряд других специальных методов разделения, основанных на действия массовых сил (гравитационных, центробежных, магнитогидродинамических и магнитогидростатических).

Использование гравитационных процессов в практике обогащения полезных ископаемых определяется: вещественным составом обогащаемого материала и его крупностью, характеристикой обогатимости полезного ископаемого, климатическими условиями региона, технико-экономическими показателями. Крупность полезных ископаемых, перерабатываемых гравитационными процессами, составляет от 0,02 до 300 мм. По этим причинам гравитационные процессы занимают ведущее место в практике переработки угля, золотосодержащих, оловянных, вольфрамовых, молибденовых руд и руд черных металлов. Гравитационные процессы могут использоваться как самостоятельно, так и вместе с другими процессами обогащения: флотацией, промывкой, магнитной или электрической сепарацией и др. В комбинированных схемах переработки полезных ископаемых гравитационные процессы используют для удаления в начале технологического процесса до 30% отвальной породы, что способствует повышению экономичности обогатительного передела за счет сокращения фронта измельчения и флотации.

Условием эффективного применения гравитационных процессов является достаточная разница в плотностях разделяемых минералов. При обогащении кускового материала в тяжелых средах или отсадкой эта разница должна быть не менее  $100-150 \text{ кг/м}^3$ , а при разделении тонкозернистого материала – в 2-3 раза больше. Кроме плотности на поведение минеральных зерен существенно влияет их размер и форма, а для тонкозернистого материала также свойства поверхности.

Определение обогатимости гравитационными процессами выполняется для всех видов минерального сырья, где их использование принципиально возможно. Задачи гравитационных исследований – оценка обогатимости данного сырья гравитационными процессами, разработка рациональной технологии обогащения и определение качественно-количественных показателей разделения.

На первом этапе гравитационных исследований выполняется фракционный анализ сырья по классам крупности. Данные фракционного анализа позволяют сделать вывод о принципиальной возможности гравитационного обогащения полезного ископаемого, дают представление о степени раскрытия основных минералов в разных классах крупности, а также используются для выбора начальной и конечной крупности обогащения, составления схемы исследований обогатимости, приблизи-

тельного прогнозирования показателей гравитационного обогащения. При использовании обогащения в тяжелых средах или отсадки крупных классов эти данные служат основой для определения параметров процесса и расчета технологических показателей. Перед началом исследований пробу полезного ископаемого доводят до крупности – 50 мм. Шкалу плотности подбирают на основании информации о минеральном составе полезного ископаемого. Для получения точных данных о возможном выходе и качестве продуктов разделения готовят 4-5 суспензий с интервалом плотности 100-150 кг/м<sup>3</sup>. При выполнении исследований по обогащению в тяжелых средах или отсадкой крупных классов данные фракционного анализа исследуемых классов крупности представляют в графическом виде. Графическая интерпретация дает возможность иметь представления о составе и выходе различных фракций в продукты, выбрать оптимальную плотность разделения, рассчитать возможные результаты разделения. Графическая интерпретация чаще всего выполняется с использованием кривых Анри-Рейнгарда (кривых обогатимости), которые строятся по данным фракционного анализа.

Проведение гравитационных исследований на обогатимость выполняют с использованием лабораторных тяжелосредних сепараторов, отсадочных машин, концентрационных столов, винтовых сепараторов.

### 3.2.1 Обогащение в тяжелых суспензиях

Исследование обогащения в тяжелых суспензиях начинаются с приготовления суспензии нужной плотности. В качестве утяжелителя при исследованиях применяют магнетит, гранулированный ферросилиций или их смесь. Суспензию для исследований готовят немного большей заданной плотности и в объеме в два раза больше, чем нужно. Необходимую массу сухого утяжелителя определяют по формуле:

$$m_o = \frac{W_c \delta_o (\Delta_c - 1000)}{\delta_o - 1000}, \text{ кг}, \quad (3.4)$$

где  $m_o$  – масса сухого утяжелителя, кг;  $W_c$  – объем суспензии, м<sup>3</sup>;  $\delta_o$  – плотность сухого утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>;  $\Delta_c$  – плотность суспензии, кг/м<sup>3</sup>.

Объем воды для приготовления суспензии определяется по выражению:

$$W_v = W_c - m_o / \delta_o, \text{ м}^3. \quad (3.5)$$

Лабораторные исследования обогащения в тяжелых суспензиях обычно проводят в конусе с мешалкой (рис. 3.5). Суспензию заливают в конус и старательно перемешивают. Во время перемешивания в небольшую колбу отбирают пробу для определения плотности суспензии. Для этого предварительно взвешивают пустую колбу и колбу, заполненную водой. Плотность суспензии определяют по формуле:

$$\Delta_c = \frac{m_3 - m_1}{m_2 - m_1} \cdot 10^3, \text{ кг/м}^3, \quad (3.6)$$

где  $m_1$  – масса пустой колбы, кг;  $m_2$  – масса колбы с водой, кг;  $m_3$  – масса колбы с суспензией, кг.

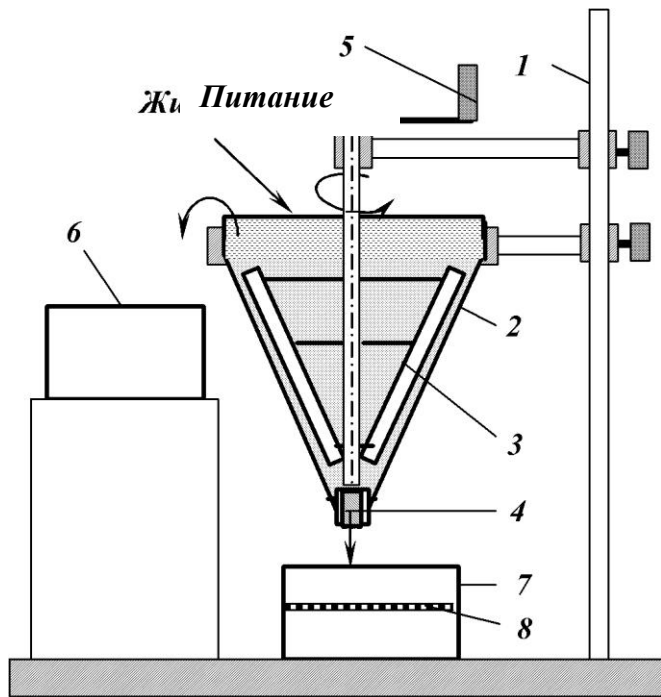


Рисунок 3.5 – Схема лабораторного конусного сепаратора:

- 1 – штатив;
- 2 – корпус;
- 3 – мешалка;
- 4 – устройство для выгрузки тяжелого продукта;
- 5 – рукоятка для вращения мешалки;
- 6 – ёмкость для сбора лёгкого продукта;
- 7 – ёмкость для сбора тяжелого продукта;
- 8 – сито

Если плотность суспензии в конусе соответствует заданным характеристикам, начинают исследования; если разница между заданными и реальными характеристиками суспензии в конусе большая, то добавляют или густую суспензию, или воду, старательно перемешивают и снова определяют плотность суспензии.

Когда получена суспензия нужной плотности, при медленном вращении мешалки на поверхность суспензии насыпают слой полезного ископаемого, предварительно смоченного суспензией той же консистенции. Через несколько секунд зерна полезного ископаемого, плавающие на поверхности, вычерпывают сетчатой ложкой. Если количество утонувших зерен значительное, то после сбора легкого продукта содержимое конуса выпускают на сито с размером ячеек 1 мм для отделения суспензии. После этого конус снова заполняют суспензией, суспензию перемешивают, доводят ее плотность до нужной и при медленном вращении мешалки загружают следующую порцию полезного ископаемого и т.д.

Вместо конуса при исследованиях можно применять обычные ёмкости диаметром и высотой по 200 мм.

Легкую и тяжелую фракции, полученные при сепарации в конусе, промывают водой, сушат, взвешивают и анализируют.

Эффективность обогащения в тяжелых суспензиях зависит от состояния среды разделения, которое наиболее полно характеризуется реологическими свойствами – вязкостью и предельным напряжением сдвига суспензии. Загрязнение суспензии шламами наряду с довольно существенным увеличением пластической вязкости особенно резко увеличивает предельное напряжение сдвига. Влияние шламов на

реологические свойства суспензии в значительной мере зависят от их природы. Если содержание в рабочей суспензии относительно инертных примесей (породные, угольные шламы и т.п.) достигает иногда довольно значительных величин (до 25%) без резкого ухудшения реологических свойств, то добавка легкоразбухающих глин (типа бентонита), даже в небольших количествах (до 2%) может привести к полной потере текучести суспензией. Существует два пути улучшения свойств тяжелых суспензий: физико-химическое воздействие (добавка реагентов) и физическое воздействие (вибрация суспензии).

Для магнетитовых суспензий, содержащих шламы, наиболее эффективными являются неорганические реагенты – гексаметафосфат натрия и жидкое стекло. Используют также органические вещества: лигнин, полифенольный лесохимический понизитель вязкости. Эти реагенты при концентрации 0,2-1,0 кг/м<sup>3</sup> существенно улучшают физико-механические свойства магнетитовой суспензии (вязкость снижается на 17-26%, предельное напряжение сдвига на 50% и более). Разработанный Г.Д. Красновым метод низкочастотных вибраций позволяет ускорить процесс обогащения благодаря разрушению структур при одновременном повышении кинетической стойкости объема суспензии.

### 3.2.2 Обогащение отсадкой

Отсадка применяется для обогащения угля и руд в классифицированном и неклассифицированном виде. Для проведения опытов по отсадке используют лабораторную отсадочную машину, гидравлический пульсатор Механобра или ручную отсадочную машину.

Гидравлический пульсатор Механобра (рис. 3.6) состоит из двух стеклянных цилиндров 1 с сеткой 4.

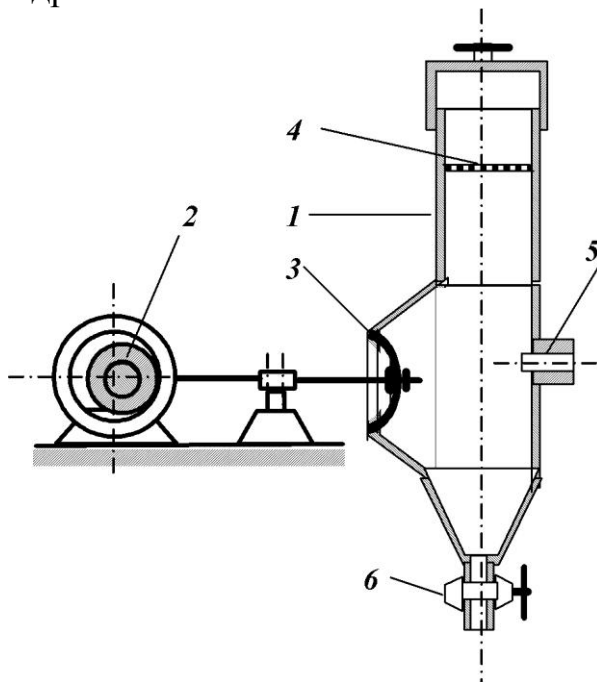


Рисунок 3.6 - Гидравлический пульсатор Механобра:

- 1 – стеклянный цилиндр;
- 2 – эксцентрик;
- 3 – диафрагма;
- 4 – сетка;
- 5 – патрубок подвода воды;
- 6 – кран для выпуска подрешетного продукта

Под сетку 4 через патрубок 5 подводится вода, расход которой можно регулировать. Пульсации в цилиндрах создаются с помощью диафрагмы 3, ход которой и число пульсаций регулируются. Величина хода диафрагмы от 0 до 8 мм

изменяется эксцентриком 2, а число её ходов от 0 до 1500 мин<sup>-1</sup> вариатором скорости. После окончания опыта подрешетный продукт выпускают через кран 6.

Применение стеклянных цилиндров дает возможность наблюдать за процессом отсадки и быстро подбирать наиболее благоприятный ход диафрагмы и число пульсаций.

Для разделения небольших проб при минералогическом анализе, поисковых работах в лаборатории или геологических партиях может быть полезной ручная отсадочная машина (рис. 3.7).

Ручная отсадочная машина состоит из сосуда 1 с широкой горловиной диаметром около 90 мм и высотой 200-250 мм. В сосуд вставляют стеклянный или пластмассовый цилиндр 4 через пробку 3, плотно входящую в горловину сосуда. Цилиндр внизу имеет сетку 9, которая закреплена с помощью крючковатых держателей 6 и резинового кольца 7. Через пробку проходит трубка 5 с кольцом 2, которое имеет отверстия и охватывает цилиндр. Трубка соединена с грушей 8. Если в цилиндр налить воды и на сетку загрузить пробу исследуемого материала, то с помощью груши можно подобрать такое число пульсаций воды, при котором происходит расслоение материала: тяжелые зерна сконцентрируются в нижних слоях, а легкие – в верхних. После расслоения материала цилиндр с пробкой вынимают, дают воде стечь, а потом в цилиндр вставляют деревянный стержень 10, плотно входящий в цилиндр, до слоя минеральных зерен. Цилиндр переворачивают, снимают сетку и выдавливают материал из цилиндра слоями. Весь материал разделяют на определенное число фракций, отличающихся по составу, и анализируют их.

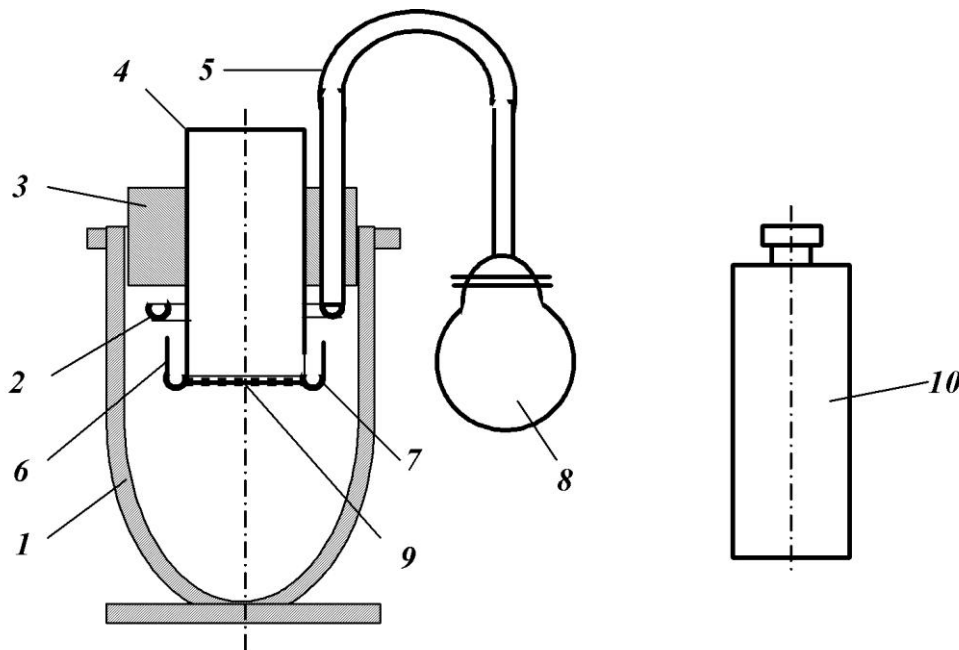


Рисунок 3.7 – Ручная отсадочная машина:

1 – сосуд; 2 – кольцо; 3 – пробка; 4 – стеклянный или пластмассовый цилиндр; 5 – трубка; 6 – держатели; 7 – резиновое кольцо; 8 – резиновая груша; 9 – сетка; 10 – деревянный стержень

Отсадку тонкого материала в ручной отсадочной машине можно осуществлять с постелью из зерен, которые близки по плотности к зернам тяжелых минералов исследуемого материала. Тяжелые зерна, прошедшие через постель, собираются в сосуде 1. Постель служит своеобразным клапаном, пропускающим зерна тяжелых минералов и задерживающим зерна легких минералов. Сетка решета при работе с постелью должна иметь отверстия, через которые могут пройти зерна тяжелого минерала, т.е. диаметр отверстий должен быть немного большим максимального диаметра рудных зерен, но меньшим зерен постели. В среднем диаметр зерен постели в 1,5-2,5 раза больше максимального диаметра рудных зерен. Плотность зерен постели должна быть меньше плотности зерен тяжелого минерала, но больше плотности легкого. Толщина слоя постели зависит от крупности материала постели и должна составлять два-три диаметра зерна постели. Чем выше слой постели, тем выше качество отходов и концентрата.

Для отсадки материалов крупностью до 12 мм используют лабораторные отсадочные машины ОМСК-2 со съемными камерами размером 200x200 и 200x120 мм, полупромышленные машины «Механобр-1» с размером камер 300x300 мм и малогабаритные отсадочные машины ОМЛ конструкции ЦНИГРИ со съёмными камерами размером 120x85 мм. Наиболее удобной является машина ОМСК-2 (рис. 3.8), которая обеспечивает бесступенчатое регулирование амплитуды пульсаций в пределах до 20 мм и частоты пульсаций в пределах 5–420 мин<sup>-1</sup>.

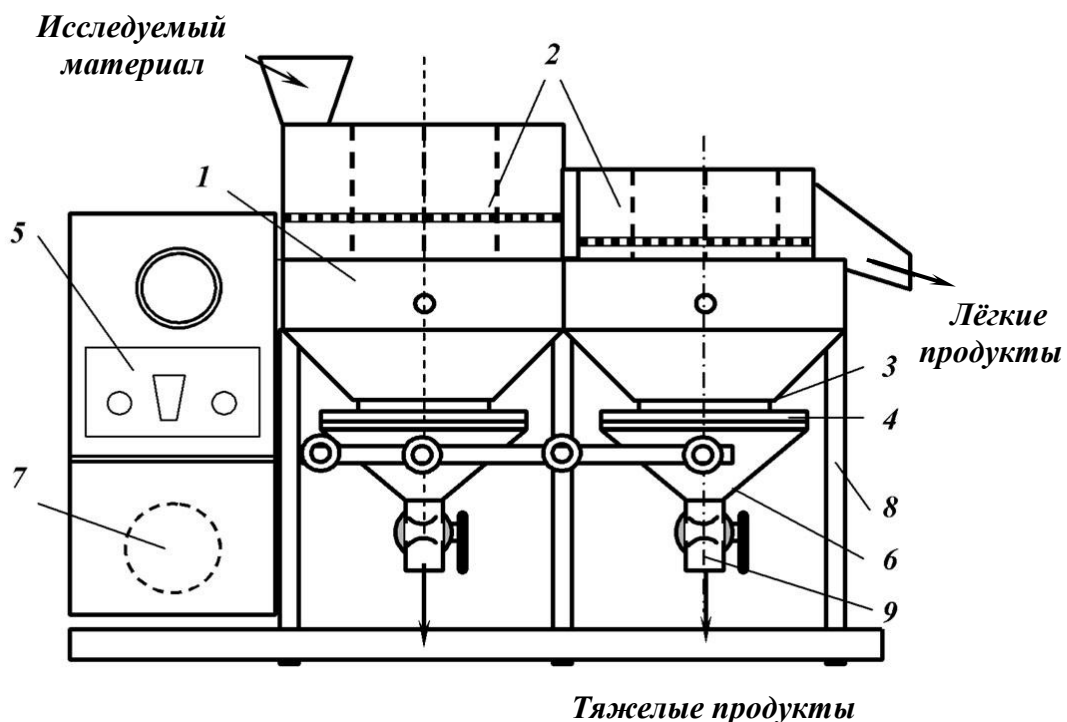


Рисунок 3.8 – Лабораторная отсадочная машина ОМСК-2:

- 1 – корпус; 2 – камеры; 3 – цилиндрическая обечайка; 4 – кольцевая диафрагма; 5 – пульт управления; 6 – конические днища; 7 – электродвигатель; 8 – рама; 9 – выпускные краны



Машина ОМСК-2 состоит из корпуса 1, имеющего две камеры 2 с коническими днищами 6. Подвижные конические днища связаны с неподвижной частью камеры резиновой кольцевой диафрагмой 4 и цилиндрической обечайкой 3. Пульсации конусов осуществляются от кривошипно-шатунного механизма. На решето отсадочной машины укладывается трафарет, в который загружается постель.

Крупность исследуемого материала в отсадочной машине ОМСК-2 составляет от 0,04 до 12 мм.

После включения машины регулируют гидравлический режим работы. Расход подрешетной воды можно определить по эмпирической формуле:

$$W_{np} = 0,2V_0S, \text{ л/мин.}, \quad (3.7)$$

где  $V_0$  – конечная скорость падения наибольшего зерна тяжелого минерала, м/с;  $S$  – площадь решета, м<sup>2</sup>.

Чем мельче материал, тем меньше потери подрешетной воды. Для регулирования скорости слива легкой фракции через порог в машину подается транспортная вода.

После регулирования режима работы машины в нее загружается исследуемый материал. При непрерывном процессе отсадки производительность машины ОМСК-2 достигает 300 кг/ч. Масса пробы для исследований зависит от содержания полезного компонента и крупности материала и составляет от 20 до 100 кг. При проведении опытов в непрерывном режиме получают 5-6 фракций, которые анализируют отдельно. При детальном исследовании процесса отсадки определяют влияние отдельных факторов (расход подрешетной воды, амплитуда и число пульсаций и др.)

### 3.2.3 Обогащение на концентрационных столах

Исследование обогатимости на концентрационных столах применяют для руд и россыпей крупностью до 4 мм. Более высокие технологические показатели можно получить при обогащении классифицированной руды. Концентрационные столы имеют малую удельную производительность и нуждаются в больших площадях для установки, поэтому они применяются, главным образом, в перечистных операциях.

Лабораторный концентрационный стол СКЛ-2 (рис. 3.9) предназначен для обогащения материалов крупностью 0,04-1 мм.

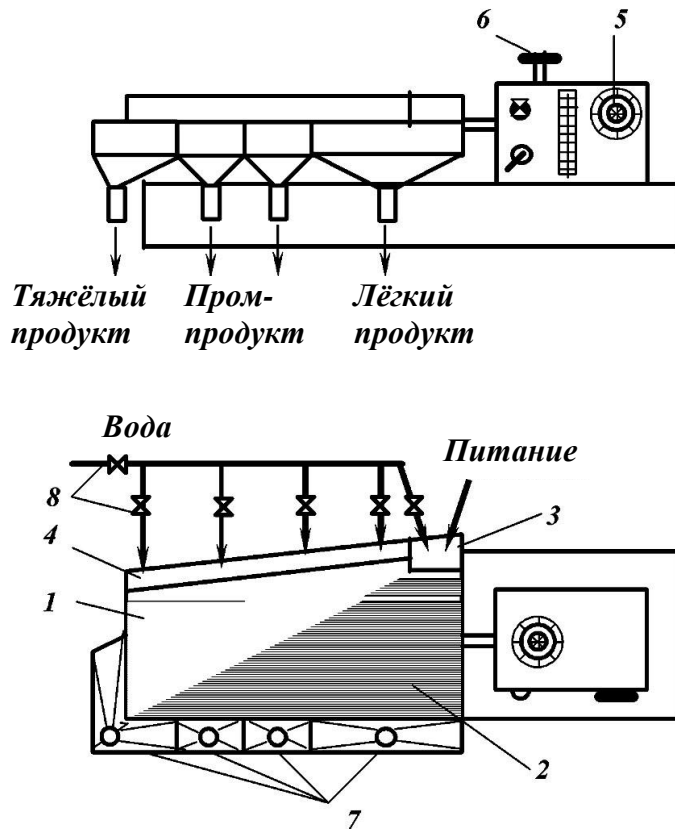


Рисунок 3.9 – Лабораторный концентрационный стол СКЛ-2:

- 1 – дека;
- 2 – рифли;
- 3 – приёмный лоток;
- 4 – желоб сливной воды;
- 5 – регулятор частоты колебаний деки;
- 6 – регулятор амплитуды колебаний деки;
- 7 – сборники продуктов;
- 8 – краны

Стол имеет дюралюминиевую деку 1 трапециевидной формы с рифлями 2. Подача пульпы и воды регулируется кранами 8. Дека опирается на роликовые сопротивления. Регулирование угла поперечного наклона деки осуществляется креновым механизмом в диапазоне  $0-10^{\circ}$ . Регулирование частоты колебаний (от 200 до  $600 \text{ мин}^{-1}$ ) и величины хода деки (от 2 до 12 мм) осуществляется регуляторами 5, 6.

Продукты концентрации удаляются со стола в сборники 7, взвешиваются и анализируются. Производительность концентрационного стола СКЛ-2 составляет 15 кг/ч.

Лабораторный концентрационный стол (рис. 3.10) предназначен для обогащения материалов крупностью 0,1-3 мм.

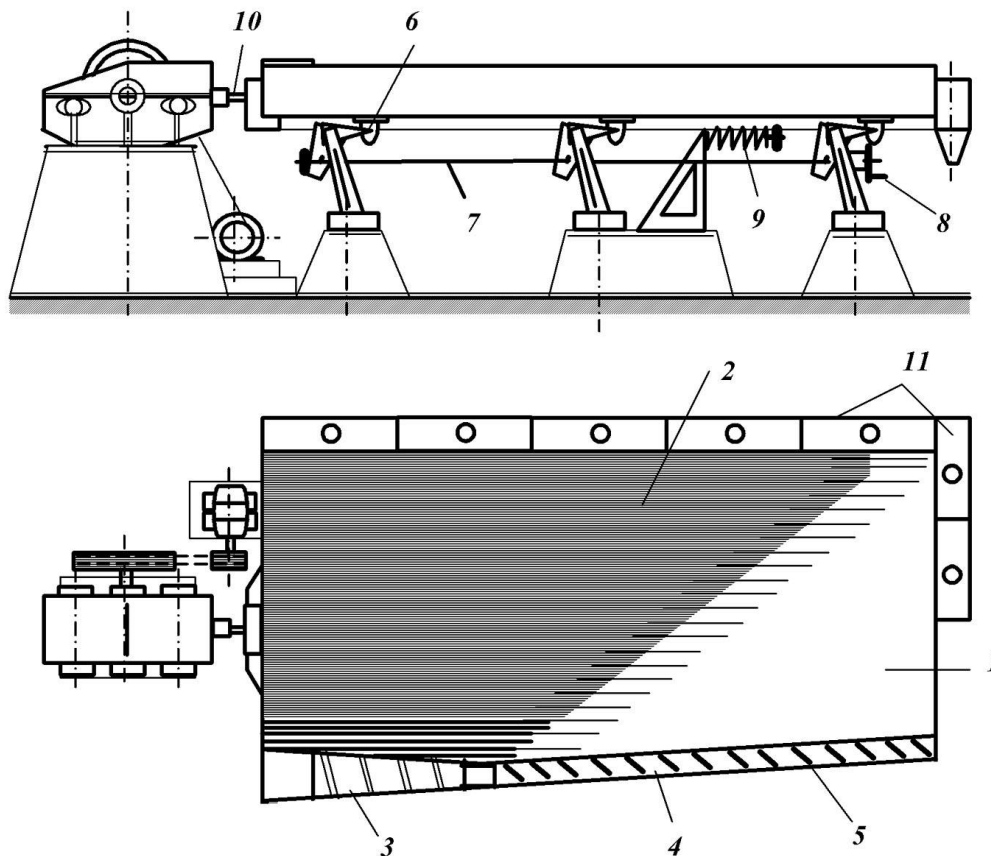


Рисунок 3.10 – Лабораторный концентрационный стол:

1 – дека; 2 – рифли; 3 – приёмный лоток; 4 – желоб сливной воды; 5 – планка для регулирования подачи сливной воды; 6 – опора; 7 – винт кренового механизма; 8 – маховичок кренового механизма; 9 – натяжное устройство; 10 – тяга; 11 – сборники продуктов

Стол имеет одну деревянную деку 1 трапециевидной формы. Поверхность деки покрыта линолеумом, на котором закреплены рифли 2 прямоугольного сечения шириной 7 см, но длина и высота рифлей – переменная. Короткие рифли (1200 мм) закреплены возле приёмного лотка, наиболее длинные (4500 мм) – в нижней части деки. Наибольшую высоту рифли имеют возле загрузочного торца деки. Приёмный лоток, установленный на деке, имеет два отделения: одно (3) – для приема и распределения пульпы, второе (4) – для смывной воды. Подача пульпы и воды регулируется изменением размера отверстий лотка и подвижными планками 5. Дека опирается на шесть роликовых опор скольжения 6. Регулирование угла поперечного наклона деки осуществляется креновым механизмом 7, 8. Возвратно-поступательное движение в плоскости деки осуществляются от эксцентрикового механизма через тягу 10 (при прямом ходе) и пружину 9 (при обратном ходе).

Исследоваться может классифицированный и неклассифицированный материал. Обогащение классифицированного материала обеспечивает лучшие результаты, но обогащение неклассифицированного материала проще, поэтому целесообразно выполнить исследования как классифицированного материала, так и неклассифицированного.

Стол готовят к исследованиям: число колебаний деки стола устанавливают в пределах  $275-325 \text{ мин}^{-1}$ , величину хода – 10-16 мм. Колебание и ход деки должны

обеспечить движение всех частичек в направлении к разгрузочному концу стола. Если некоторые частички задерживаются или передвигаются очень медленно, ход стола увеличивают, если продвижение частичек происходит очень энергично, ход стола уменьшают. После проверки величины хода и колебаний стола деку промывают, устанавливают приемные коробки продуктов, придают деке стола небольшой наклон и открывают воду. Вода подается в три точки смывного желоба в таком количестве, чтобы вся поверхность деки была покрыта тонким слоем воды.

После этого начинают загрузки материала в приёмный лоток. Наблюдая за созданием веера продуктов на деке, регулируют её наклон и количество воды в средней и конечной части стола. Основное внимание должна быть направлено на правильное отсечение крайней части веера, где сосредоточены тяжелые минералы (это так называемая головка). Каждый из полученных продуктов обезвоживают, сушат, взвешивают и анализируют.

### **3.2.4 Обогащение на винтовых сепараторах**

Винтовые сепараторы наиболее эффективны для обогащения россыпей минералов средней крупности. Они имеют достаточную производительность, просты в эксплуатации и занимают небольшую площадь.

При большом количестве глины или шламов в питании сепаратора (более 20%) нужна предварительная дезинтеграция и обезиливание песков. На винтовых сепараторах хорошо выделяются ценные минералы крупностью 0,25-4 мм, частички крупностью – 0,074 мм практически полностью находятся во взвешенном состоянии и потому из потока не выпадают. При высоком содержании в исходных песках минералов тяжелой фракции с первых отсекателей можно получить богатые, а иногда и кондиционные продукты. В таком случае целесообразно предусматривать вывод таких продуктов отдельно. Для песков с содержанием минералов тяжелой фракции более 3-4% нужно двух- или трёхстадийное обогащение.

При винтовой сепарации большое значение имеет форма минеральных частичек. Зерна пластинчатой формы вследствие сравнительно большей силы трения скольжения удерживаются на стенках желоба и попадают в тяжелый продукт, зерна сферической формы двигаются возле внешнего борта и удаляются вместе с легким продуктом.

Перед обогащением проб на винтовых аппаратах проводят предварительную дезинтеграцию материала и определяют его крупность. Если проба песков представлена материалом мельче 2 мм и не содержит шламов, ее можно перерабатывать на винтовом сепараторе; если крупность пробы менее 0,5 мм, ее обогащают на винтовом шлюзе.

При работе на винтовых аппаратах необходимо выдерживать равномерность питания. Количество воды в питании задается из расчета получения пульпы плотностью 20-30% твердого. Пульпу в аппараты необходимо подавать параллельно касательной к сферической поверхности внутреннего сечения желоба. Процесс концентрации на винтовых аппаратах (главным образом степень

концентрации) зависит от расхода смывной воды, которая подается на внутренний борт. Излишек смывной воды выносит тяжелые минералы, а ее недостаток приводит к загрязнению тяжелого продукта. Расход воды регулируется визуально и в среднем составляет 0,05-2 л/с.

В состав установки с винтовыми аппаратами (рис. 3.11) входят: винтовой желоб 1 (взаимозаменяемые сепаратор или шлюз) с пульпоприёмником 2, водораспределителем 3 и струйным делителем 4; бункер с дозирующей воронкой 5 и сборники продуктов обогащения 6. Все узлы установки монтируются на опоре 7.

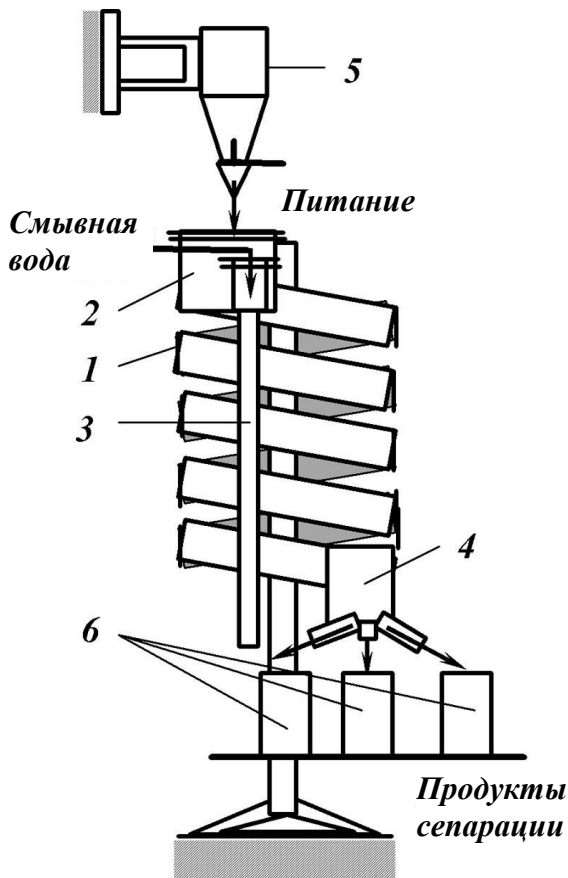


Рисунок 3.11 – Лабораторная установка с винтовым аппаратом:

- 1 – винтовой желоб;
- 2 – пульпоприёмник;
- 3 – водораспределитель;
- 4 – струйный делитель;
- 5 – бункер;
- 6 – сборники продуктов обогащения;
- 7 – опора

Для исследований процесса винтовой сепарации используют преимущественно трёхвитковые сепараторы диаметром 250 мм, которые имеют один отсекатель в конце желоба. Производительность сепаратора 30-60 кг/ч (на россыпях – до 100 кг/ч).

Для укрупненных испытаний применяют пятивитковые сепараторы диаметром 500 мм с тремя отсекателями. Производительность сепаратора 300-500 кг/ч (на россыпях – до 1000 кг/ч).

Минимальная масса пробы для исследований на первом сепараторе составляет 5 кг, во втором – 30-50 кг.

### 3.2.5 Разработка схемы гравитационного обогащения

Заключительный этап исследований гравитационного обогащения – разработка технологической схемы. Прежде всего, по результатам фракционного

анализа определяют целесообразность применения гравитационного обогащения. Если гравитационное обогащение целесообразно, проводят обогащение в тяжелой суспензии с целью уточнения крупности обогащаемого материала и предельной плотности разделения. При переработке руд обогащение в тяжелой суспензии применяют для предварительного отделения отвальных отходов, при переработке угля – для получения конечных продуктов. Для обогащения в тяжелых суспензиях используют пробу массой не меньше 50 кг.

Пробу материала крупностью до 12 мм подвергают отсадке с целью уточнения ее режимных параметров (режим пульсаций, расход подрешетной и транспортной воды, необходимость искусственной постели).

Если в схеме предполагается применение винтовой сепарации, то она чаще всего используется для предварительной концентрации и кондиционирования продукта перед последующими операциями. Концентрат винтовой сепарации переочищают на концентрационных столах, где достигается более высокая эффективность. Отходы винтовой сепарации или непосредственно направляют в отвал, или после перечистки.

В результате выполнения исследований определяют качественно-количественные показатели продуктов гравитационного обогащения, проводят минералогическое изучение полученных продуктов, прослеживают поведение каждого класса крупности в отдельных операциях.

При экспериментальной отработке технологии на конкретной руде подбирают крупность дробления или измельчения, компоновку оборудования, технологические режимы, распределение потоков (выходы промпродуктов), необходимое число перечистных и контрольных операций.

### ***Контрольные вопросы***

1. Для чего проводят фракционный анализ полезных ископаемых?
2. Как рассчитывается объём растворителя для приготовления жидкости заданной плотности?
3. Перечислите требования, предъявляемые к характеристикам тяжёлых жидкостей.
4. Перечислите требования, предъявляемые к характеристикам утяжелителей.
5. Какие виды кривых обогатимости Вы знаете?
6. Укажите условия эффективного применения гравитационных процессов при исследовании обогатимости полезных ископаемых.
7. Какие аппараты используются при исследовании обогатимости отсадкой?
8. Опишите состав установки с винтовыми аппаратами.

Литература к теме: [1-6]

## Лекция № 4

# МАГНИТНЫЙ И ЭЛЕКТРИЧЕСКИЙ АНАЛИЗ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ. ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ МАГНИТНОЙ И ЭЛЕКТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИЕЙ

### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Магнитный анализ. Магнитные сепараторы и анализаторы. Сильномагнитные и слабомагнитные руды. Исследование обогатимости магнитными методами. Электрическая сепарация в электростатическом поле. Коронная сепарация в электрическом поле коронного разряда. Исследования обогатимости полезных ископаемых электрической сепарацией*

### 4.1 Магнитный анализ полезных ископаемых

Магнитный анализ применяется для исследования обогатимости руд, содержащих магнитные минералы, и контроля работы магнитных сепараторов. При изменении величины электрического тока в катушке электромагнита, а, следовательно, и напряженности магнитного поля между его полюсами руду можно разделить на фракции с разной магнитной восприимчивостью. Для ферромагнитных минералов (магнетита, ильменита и др.) магнитная восприимчивость зависит от напряженности магнитного поля, поэтому при исследовании руды, содержащей магнитные минералы, необходимо определить зависимость между магнитной восприимчивостью и силой тока. В этом случае напряженность магнитного поля является аналогом плотности разделения в гравитационных процессах. Для построения кривых обогатимости по нижней оси абсцисс откладывают содержание магнитного компонента, а по верхней – магнитную восприимчивость; по левой оси ординат откладывают выход магнитной фракции, а по правой – выход немагнитной фракции.

Для выполнения магнитного анализа применяют магнитные сепараторы небольших размеров и анализаторы (табл. 4.1).

Таблица 4.1 – Магнитные сепараторы и анализаторы

Сепараторы и аппараты для магнитного анализа		Руда	
Тип	Напряженность магнитного поля, кА/м	Тип	Крупность, мм
1	2	3	4
Сепаратор ПБСЦ-63/50	100	Сильномагнитная	1-50
Трубчатый анализатор 25Т-СЭМ	до 160	Сильномагнитная	-1

Окончание таблицы 4.1

1	2	3	4
Электромагнитный анализатор АМ-1	80-160	Сильномагнитная	-1
Магнитофугальный анализатор (с бегающим полем) МФА	до 80	Сильномагнитная	-0,5
Электромагнитный анализатор с сильным полем АЭС-1	0-1200	Слабомагнитная	-5
Электромагнитный роликовый сепаратор ЭРС-12/10	0-950	Слабомагнитная	-1
Универсальный электромагнитный анализатор УЭМ-ИТ	0-2000	Слабомагнитная	-1
Электромагнитный изодинамический сепаратор СИМ-1	80-950	Слабомагнитная	-1
Полиградиентный анализатор Механобра 208-СЭ	до 800	Слабомагнитная	-0,5

Кусковые сильномагнитные руды крупностью 1-50 мм подвергаются магнитному анализу с целью определения целесообразности применения сухого магнитного обогащения, а также определения минимально возможного содержания металла в отходах и возможности получения сухого концентрата.

Анализ выполняется в два этапа (рис. 4.1). На первом этапе руду крупностью до 50 мм разделяют на узкие классы, и каждый класс обогащают на сепараторе со слабым полем, например, ПБСЦ с получением отходов и магнитного продукта.

На втором этапе выполняют магнитный анализ каждого класса отходов магнитного обогащения с помощью ручного магнита с напряженностью магнитного поля 100 кА/м. Определяют выход продуктов обогащения из каждого класса при взвешивании с точностью  $\pm 0,1$  г.

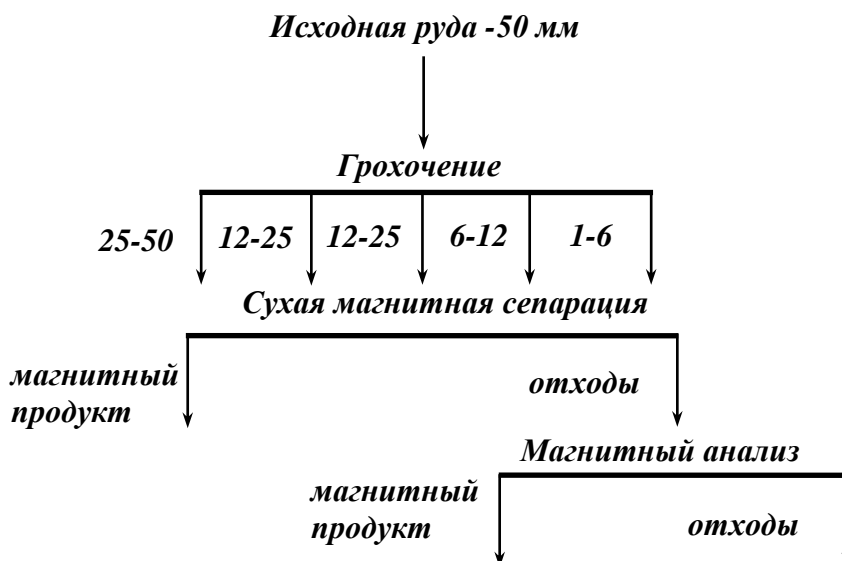


Рисунок 4.1 –  
Схема магнитного  
анализа сильно-  
магнитных руд  
крупностью 1-50  
мм



Погрешность эксперимента этого метода магнитного анализа не должна превышать 5%.

Мелкие сильномагнитные руды (крупностью менее 1 мм) подвергаются сухому или мокрому магнитному анализу с использованием разных аппаратов (табл. 4.1).

Из общей пробы отбирают навеску для анализа и навеску для определения содержания общего железа. Конечная масса пробы для магнитного анализа зависит от содержания магнетитового и общего железа в исходной пробе (табл. 4.2).

Таблица 4.2 – Минимальная масса пробы для магнитного анализа

Массовая доля железа, %	< 10	10-30	30-40	>40
Масса пробы, г:				
общей	110	70	50	30
конечной	50	30	20	10

Магнитный анализ может выполняться на неклассифицированном материале крупностью не меньше 1 мм.

Пробу подвергают действию ультразвука частотой 22 кГц и интенсивностью  $23 \cdot 10^{-4}$  Вт/м<sup>2</sup> в течение 1 мин при помощи диспергатора УЗДН-1 в сосуде ёмкостью 0,1 дм<sup>3</sup> при Т:Ж = 1:3. При исследовании сильномагнитных руд на обогатимость анализ проводят на анализаторах 25Т-СЭМ и МФА по схеме, представленной на рис. 4.2.

Методика исследований состоит в следующем. Трубку анализатора заполняют водопроводной водой до уровня выше полюсов магнитов и устанавливают постоянную скорость промывной воды с целью поддержания постоянного уровня воды (выше полюсов магнитов).



Рисунок 4.2 – Схема магнитного анализа сильномагнитных руд крупностью до 1 мм

Включают электромагнит и регулируют ток в его обмотках до величины, отвечающей напряженности магнитного поля 88 кА/м. Подготовленную пробу

равномерно загружают через верхний торец трубки и включают привод анализатора. Магнитная фракция удерживается магнитным полем возле полюсов, а немагнитная непрерывно разгружается в сборник. Продолжительность промывки материала, обработанного ультразвуком, составляет 5 мин, а необработанного – 25 мин. Потом выключают ток и разгружают магнитную фракцию во второй сборник.

Продукты разделения обезвоживают декантацией и высушивают в сушильном шкафу при температуре  $100 \pm 5^\circ\text{C}$  до постоянной массы. Магнитную фракцию анализируют на магнитофугальном анализаторе. Продукты разделения взвешивают, рассчитывают их выход, квартованием отбирают пробы для химического анализа на общее железо, а из немагнитной фракции, кроме того, и на магнетитовое железо.

Расхождение между массой исходной пробы и суммарной массой продуктов не должно превышать 1,5% по отношению к массе исходной пробы. Расхождение между содержанием железа в исходном материале и средневзвешенным содержанием железа в продуктах анализа не должно превышать 0,5%. В противном случае анализ повторяют на дубликате пробы.

Пробы слабомагнитных руд отбирают от исходной измельченной руды или от продуктов обогащения. Неоднородные по гранулометрическому составу пробы предварительно классифицируют на классы +0,5; -0,5; +0,045 и -0,045 мм и анализируют их отдельно. Целесообразность предварительной классификации определяется в каждом конкретном случае в зависимости от вещественного состава и однородности гранулометрического состава анализируемого продукта. Предварительная классификация рекомендуется при анализе продуктов, содержащих менее 40% класса -0,045 мм.

Магнитный анализ проб крупностью +0,5 мм неклассифицированных или классифицированных по классу 1 мм, можно проводить сухим способом на сепараторе ЭРС-12/10. Перед анализом пробу массой 100 г высушивают до воздушно-сухого состояния. Пробу помещают в загрузочное устройство анализатора, устанавливают нужную силу тока и включают электродвигатель, который двигает ролик, питатель, подающий руду в магнитное поле, и электромагнит. Магнитный анализ выполняется последовательно с выделением магнитной фракции при повышении напряженности от 160 до 950 кА/м.

Продукты анализа каждого приема взвешивают, просматривают через бинокляр для выявления засорений и от фракций отбирают пробы для химического анализа.

Расхождение между массой исходной пробы и массой фракций магнитного анализа не должно превышать 5% от массы пробы. Расхождение между содержанием железа в исходном материале и средневзвешенным содержанием железа в продуктах анализа не должно превышать 0,5%.

Магнитный анализ проб слабомагнитных железных руд крупностью -0,5 мм проводят мокрым способом, например, на полиградиентном анализаторе конструкции Механобра (208-СЭ). Перед анализом из пробы массой 50 г удаляют магнетит при напряженности магнитного поля 160 кА/м. Продукты анализа взвешивают и подвергают химическому анализу на содержание общего железа.

Рабочее пространство анализатора 208-СЭ заполняют фильтрующими телами (шарами), включают электромагнит и устанавливают необходимую для разделения

силу тока. Немагнитный продукт механической мешалкой перемешивают в воде (Т:Ж = 1:4) на протяжении 5 мин. Температура воды – 20-25°C, содержание солей – не более 5 мг-экв/л. При анализе класса -0,045 мм подают специальные реагенты (например, NaOH) для диспергирования минералов пульпы. Навеску материала после перемешивания постепенно переносят в рабочее пространство анализатора. Для промывки немагнитной фракции в рабочее пространство подают порцию воды, объём и скорость подачи которой зависит от крупности пробы. После окончания промывки немагнитной фракции выключают магнит, подают воду и в другую ёмкость смывают магнитную фракцию. Магнитный анализ выполняют постепенным выделением магнитной фракции при повышении напряженности магнитного поля от 160 до 900 кА/м с интервалом 100-150 кА/м.

Магнитные и немагнитные фракции сушат, взвешивают с точностью до 0,1 г и от каждого продукта отбирают пробы для химического анализа. Расхождение между массой исходной пробы и суммарной массой фракций магнитного анализа не должно превышать 5% массы пробы. Расхождение между содержанием железа в исходном материале и средневзвешенным содержанием железа в продуктах анализа не должно превышать 0,5%.

## **4.2 Исследование обогатимости полезных ископаемых магнитной сепарацией**

Исследование обогатимости магнитными методами обычно начинают с магнитного анализа отдельных классов руды с применением разных анализаторов. Пробу сильномагнитной руды крупностью до 50 мм и до 3 (5) мм слабомагнитной разделяют на 3-4 класса, и каждый класс подвергается магнитному анализу. На основании результатов проведенного анализа делают вывод о возможности обогащения данной руды магнитной сепарацией, устанавливают приблизительную крупность измельчения руды и определяют ориентировочные выход и качество полученных продуктов.

Материал перед магнитным обогащением проходит ряд подготовительных операций: дробление, измельчение, классификацию, обесшламливание (или обеспыливание), намагничивание (или размагничивание), сушка, выжигание (в зависимости от вещественного состава обогащаемого материала и условий магнитной сепарации).

Исследование обогатимости сильномагнитных руд проводят на магнитных сепараторах со слабым магнитным полем. Для исследований применяются сепараторы лабораторного и промышленного типов, а также непрерывно действующие исследовательские установки. Таким оборудованием может быть барабанный магнитный сепаратор ПБСЦ-63/56, схема которого приведена на рис. 4.3.

Магнитный сепаратор ПБСЦ-63/50 с верхней подачей питания предназначен для сухого магнитного обогащения зернистых сильномагнитных руд и обезжелезивания немагнитных материалов крупностью до 50 мм.

Напряженность магнитного поля сепаратора составляет 120 кА/м.

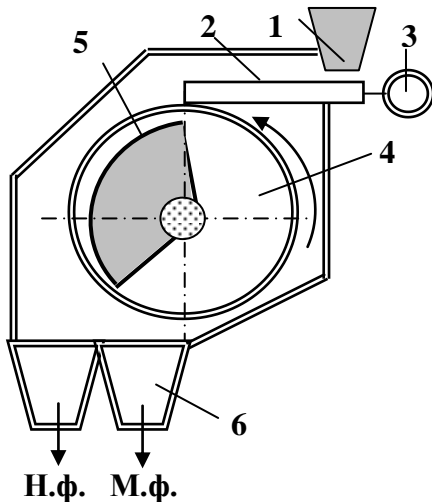


Рисунок 4.3 – Барабанный магнитный сепаратор типа ПБС:

- 1 – бункер;
  - 2 – вибропитатель;
  - 3 – электродвигатель;
  - 4 – барабан;
  - 5 – магнитная система;
  - 6 – сборники продуктов;
- Н.ф. – немагнитная фракция;  
М.ф. – магнитная фракция

После установления необходимой для разделения напряженности магнитного поля исследуемый материал загружают в бункер 1 магнитного сепаратора. Из бункера с помощью вибропитателя 2 материал равномерным потоком подается на вращающийся барабан 4, в середине которого находится неподвижная магнитная система 5. После разделения продукты сепарации направляются в сборники 6.

При переработке сильномагнитных руд крупностью 0-50 или 0-25 мм их предварительная классификация на классы +6 и 0-6 мм повышает эффективность магнитной сепарации.

Сухой магнитной сепарацией обогащают, как правило, зернистые магнетиты и титаномагнетитовые руды с крупновкрапленной пустой породой, а также руды редких металлов. Целью использования сухой магнитной сепарации является получение отвальных отходов. Черновой концентрат сухой магнитной сепарации (промпродукт) направляют на измельчение и мокрую магнитную сепарацию.

Тонковкрапленные магнетитовые руды обогащают мокрой магнитной сепарацией в две-три стадии. Крупность измельчения на отдельных стадиях определяют в зависимости от вкрапления рудных и породных минералов по данным магнитного анализа. Для лабораторных исследований может применяться электромагнитный барабанный сепаратор конструкции Механобра – ЭБМ-60/50 (рис. 4.4) с нижней подачей питания и прямоочной ванной.

Напряженность магнитного поля сепаратора регулируется и составляет до 90 кА/м. Содержание твердого в питании магнитной сепарации при обогащении руды крупностью до 3 мм составляет 45%, при обогащении тонкоизмельченной руды крупностью 0,1 мм – 20-25%.

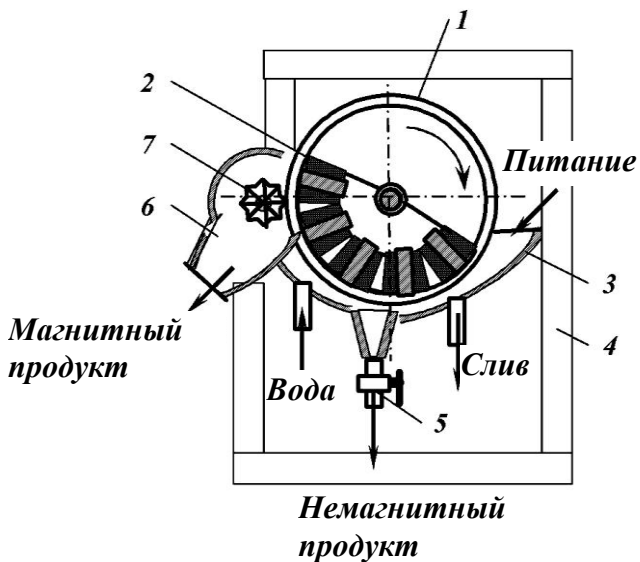


Рисунок 4.4 – Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБМ-60/50:

- 1 – барабан;
- 2 – электромагнитная систем;
- 3 – ванна;
- 4 – рама;
- 5 – насадка для выпуска немагнитного продукта;
- 6 – разгрузочный желоб;
- 7 - щётка

Исследование обогатимости слабомагнитных руд проводят на магнитных сепараторах с сильным магнитным полем. Для лабораторных исследований сухой магнитной сепарации применяются электромагнитные роликовые сепараторы ЭРС-12/10 (рис. 4.5) с нижней подачей питания, а для исследований мокрой магнитной сепарации - полупромышленные роторные сепараторы, напряженность магнитного поля в которых регулируется и составляет до 900 кА/м.

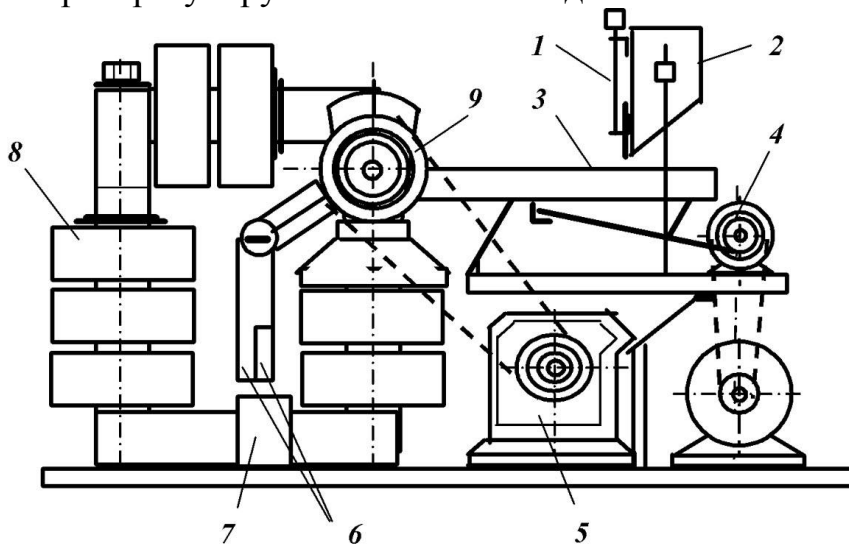


Рисунок 4.5 - Электромагнитный роликовый сепаратор ЭРС-12/10:

- 1 – питатель; 2 – бункер; 3 – лоток; 4 – привод лотка; 5 – привод вала; 6 – разгрузочный желоб; 7 – сборники продуктов сепарации; 8 – электромагнит; 9 – валок

Перед обогащением в сепараторах со слабым магнитным полем из исходного материала должны быть удалены сильномагнитные минералы и металлический скрап.

Технологические исследования процесса магнитной сепарации проводят с целью отработки и усовершенствования параметров работы сепараторов на данной конкретной руде. Регулируемые параметры электромагнитных сепараторов: напряженность магнитного поля в рабочем зазоре, частота вращения барабана, валков или ротора, рабочий зазор, размер разгрузочных щелей в полюсных

наконечниках, разжиженность питания, расход воды и производительность сепараторов.

Напряженность магнитного поля выбирается из условий получения из руды наиболее чистой магнитной фракции с минимальными потерями магнитных компонентов. Частота вращения рабочего органа сепараторов зависит от содержания магнитных минералов в руде, требуемой производительности и необходимого качества продуктов сепарации.

Таким образом, важную роль в процессе магнитной сепарации играет водный режим. Водный режим работы сепаратора регулируется высотой сливного порога и подачей промывной воды. Для получения более чистого магнитного или немагнитного продукта в концентрационное отделение или ванную для немагнитного продукта подают промывную воду. Скорость разгрузки продуктов сепарации и объём воды, которая подается в магнитные сепараторы, регулируются размерами разгрузочных насадок.

### **4.3 Исследование обогатимости полезных ископаемых электрической сепарацией**

Электрическое обогащение основано на разности электрических свойств разделяемых минералов: электрической проводимости, диэлектрической проницаемости и др.

При обогащении полезных ископаемых наибольшее распространение получили такие методы:

- электрическая сепарация в электростатическом поле; зарядка разделяемых частичек осуществляется при контакте с заряженной поверхностью и трением;
- коронная сепарация в электрическом поле коронного разряда; зарядка частичек осуществляется ионизацией;
- коронно-электростатическая сепарация в комбинированном коронно-электростатическом поле; зарядка частичек осуществляется ионизацией.

Электрическую сепарацию применяют при обогащении зернистых материалов крупностью 0,05-2 мм, для разделения и доводки коллективных концентратов (титано-циркониевых, тантало-ниобиевых, оловянно-вольфрамовых и др.).

Необходимым условием успешной электрической сепарации является предварительная подготовка материала: классификация по крупности, сушка, нагрев и, в отдельных случаях, оттирка и обработка реагентами.

Классификация исходного материала обычно осуществляется на классы: 0,074-0,2; 0,2-0,5; 0,5-1; 1-2 мм. Наличие в руде материала крупностью меньше 0,074 мм ухудшает показатели электрической сепарации, материал крупнее 2-3 мм электрической сепарацией не разделяется.

Нагрев руды перед сепарацией, как правило, ведут до 50-600°C, чаще всего до 80-120°C, но в некоторых случаях руду нагревают до 400-600°C. После нагрева (перед сепарацией) руду охлаждают до 100-200°C. Температура нагрева в каждом конкретном случае определяется экспериментально. Перед испытанием нагревают осадительный электрод и питатель сепаратора.

Эффективность сепарации в меньшей мере зависит от свойств самих минералов, в большей – от состояния их поверхности. Естественное состояние минеральной поверхности можно изменить очисткой поверхности частичек и удалением из них некоторых составляющих или созданием поверхностных пленок с помощью реагентов, селективно действующих на разные вещества.

Обрабатывать рудный материал поверхностно-активными и пленкообразующими веществами можно как при сухом (газообразном), так и влажном (в виде раствора) состоянии. Но в последнем случае после реагентной обработки материал необходимо подсушивать.

Подсушка материала устраняет влияние влажности, стабилизирует поведение разделяемых частичек и обеспечивает их свободное перемещение в сепараторе под действием механических и электрических сил.

При исследованиях обогатимости полезных ископаемых электрической сепарацией устанавливают такие параметры: разность потенциалов; расстояние между электродами и их форма; скорость вращения барабана сепаратора и производительность на 1 см длины барабана; крупность и температура подогрева исследуемого материала; материалы для изготовления питательного лотка, барабана и др. Выбор типа электродов и режим электрической сепарации определяется разницей в значениях электрического сопротивления, диэлектрической проницаемости, трибоэлектрических зарядов и формы частичек минералов.

Для разделения минералов, существенно отличающихся электрической проводимостью, а также для классификации по крупности применяют лабораторный коронно-электростатический барабанный сепаратор типа ЭС-1 (рис. 4.6) и его модернизированный аналог ЭС-2.

Производительность сепараторов ЭС-1 и ЭС-2 составляет до 50 кг/ч, диаметр осадительного (заземленного) электрода 150 мм, его линейная вращательная скорость – 0,3-4,6 м/с, напряжение до 30 кВ, мощность 200-450 Вт. В сепараторе предусмотрена возможность изменения полярности высокого напряжения, подаваемого на электроды, нагрев вибрлотка и осадительного электрода от 20 до 150°С.

При проведении исследований необходимо следить, чтобы слой материала на барабане был толщиной в одно зерно. Проводящую и непроводящую фракции или промпродукт перечищают два-три раза. Минералы со слабой электропроводностью (кварц, полевой шпат и др.) разделяют после предварительной трибоэлектрической зарядки при движении минералов по вибрлотку питателя сепаратора или в кипящем слое. Продукты разделения перечищают три-четыре раза.

Продукты анализируют и определяют извлечение каждого минерала в продукты, после чего строят кривые распределения для каждого минерала. Для построения кривых распределения по оси абсцисс откладывают расстояние от вертикальной плоскости, которая проходит через ось барабана, вправо и влево от неё, а по оси ординат – процент извлечения в каждый продукт. По взаимному положению кривых определяют точку по оси абсцисс, которая обеспечивает максимальное извлечение в разноименные концентраты.

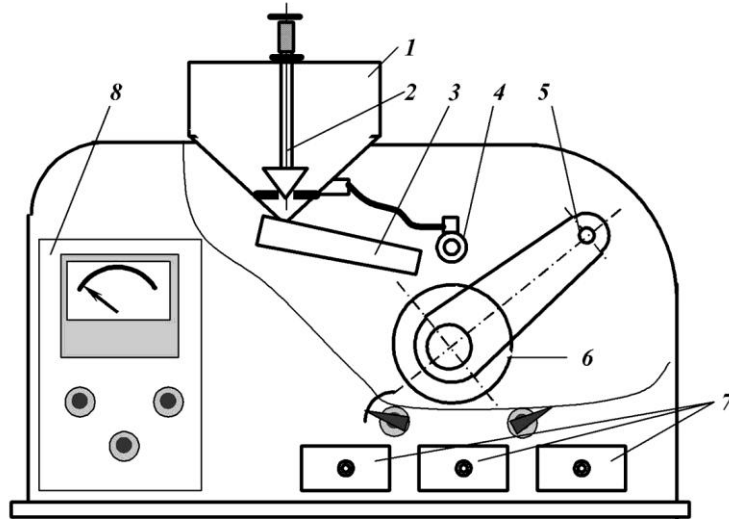


Рисунок 4.6 – Лабораторный коронно-электростатический барабанный сепаратор типа ЭС-1:

1 – бункер; 2 – питатель; 3 – лоток; 4 – коронирующий электрод; 5 – отклоняющий электрод; 6 – осадительный электрод; 7 – сборники продуктов сепарации; 8 – панель управления

Для предварительной оценки электрических свойств минералов можно использовать простое устройство (рис. 4.7), которое состоит из медной пластинки 1 размером 90x120 мм, по углам которой наклеены изоляторы 2 размером 15x15 мм и высотой 4-5 мм.

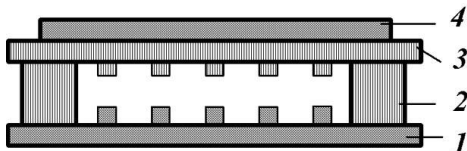


Рисунок 4.7 – Схема устройства для электрического разделения минералов:

1 – медная пластинка; 2 – эбонитовые изоляторы; 3 – эбонитовая пластинка; 4 – медная сетка

На изоляторы накладывается эбонитовая пластинка 3 того же размера, что и медная. На эбонитовой пластинке для ее зарядки наклеенная медная сетка 4, которая не достигает краев на 5 мм. На медную пластинку насыпают слой исследуемого материала, накрывают эбонитовой пластинкой, сетку которой соединяют с регулируемым источником высокого напряжения. Напряжение увеличивают до момента, когда электропроводные зерна начнут притягиваться к пластинке. После этого прибор отсоединяют от источника напряжения, не касаясь медной сетки и кондуктора, и осторожно снимают эбонитовую пластинку с прилипшими к ней зернами, чтобы не разрядить её при снятии. Опыт повторяют несколько раз, пока не будут разделены все зерна.

Для лабораторных исследований электрических свойств минералов широко используется и микроэлектросепаратор МЭП-2 (рис. 4.8).

Он позволяет разделять малые навески минералов по их электропроводности. Характерной особенностью этого сепаратора является высокое напряжение, регу-



лируемое в пределах 0-5 кВ. Манипулятор 4 позволяет изменять зазор в рабочей зоне и угол наклона нижнего электрода. В процессе разделения электропроводная фракция сбрасывается на дно рабочей ячейки, непроводящая – собирается на верхнем электроде.

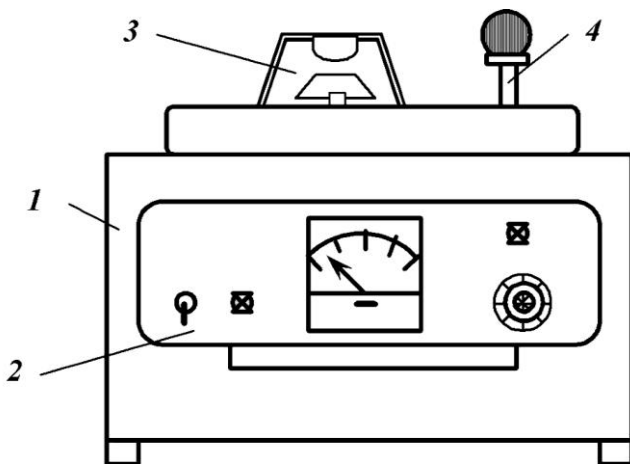


Рисунок 4.8 – Микроэлектросепаратор МЭП-2:

- 1 – корпус;
- 2 – пульт управления;
- 3 – ячейка разделения;
- 4 – манипулятор нижнего электрода

### ***Контрольные вопросы***

1. Для каких целей применяется магнитный анализ?
2. Опишите основные этапы магнитного анализа кусковой сильномагнитной руды крупностью 1-50 мм.
3. Как проводится анализ слабомагнитных руд?
4. Опишите последовательность исследований обогатимости сильномагнитных руд.
5. Укажите особенности процесса исследования обогатимости слабомагнитных руд.
6. Охарактеризуйте основные методы электрического обогащения полезных ископаемых.
7. Перечислите необходимые условия успешной электрической сепарации.
8. Опишите принцип работы лабораторного коронно-электростатического барабанного сепаратора типа ЭС-1.

Литература к теме: [1-6]

## Лекция № 5

### ФЛОТИРУЕМОСТЬ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Флотиримость. Исследование обогатимости пенной флотацией. Лабораторные флотационные машины механического типа. Отработка реагентного режима. Разработка схемы флотации. Одно- и двухстадийная флотация. Схема последовательной селективной флотации. Схема коллективно-селективной флотации. Контрольные и пересчетные операции. Исследование обогатимости пенной сепарацией*

Флотиримость – способность минерала селективно прилипать к воздушным пузырькам, которые вводятся в пульпу, и всплывать с ними на поверхность с образованием пенного слоя. Различают естественную флотиримость минерала и флотиримость, создаваемую искусственно. Естественную флотиримость имеет ограниченное число минералов (уголь, графит, тальк, некоторые слюды и др.) с высокой степенью гидрофобности поверхности.

Различная степень флотиримости минералов позволяет выделять их в отдельные продукты. Для повышения эффективности разделения применяют флотационные реагенты, которые способствуют гидрофобизации или гидрофилизации поверхности, повышают или снижают флотиримость. Исследование флотиримости полезных ископаемых предусматривает: определение основных факторов, влияющих на процесс флотации; поиск и подбор флотационных реагентов; определение режимов флотации и проведение опытов в замкнутом цикле, который моделирует промышленные испытания. Результаты флотационного процесса зависят от многих факторов: минерального состава, характера вкрапления, физических свойств минералов полезного ископаемого, гранулометрической характеристики твердой фазы, плотности и температуры пульпы, состава воды, реагентного режима, конструкции флотационной машины и др.

#### 5.1 Исследование обогатимости полезных ископаемых пенной флотацией

При лабораторных исследованиях полезных ископаемых на обогатимость флотацией обычно берут навески массой от 0,1 до 3 кг, чаще 0,5-1 кг.

Во-первых, перед исследованиями необходимо выяснить какая система работ применяется на горнодобывающем предприятии, сырье которого будет исследоваться. Между процессом дробления пробы и началом проведения испытаний на флотиримость должен быть выдержан такой же интервал времени, что и с момента добычи полезного ископаемого и до момента поступления его в мельницы обогатительной фабрики. Во-вторых, перед исследованиями анализируют состав воды и по результатам анализа готовят воду, которая по своему составу не отличается от фабричной, так как из практики флотации известно, что состав жидкой фазы существенно влияет на флотиримость минералов.

Полезное ископаемое для опытов по флотации измельчают, например, в лабораторных шаровых мельницах конструкции Механобр (рис. 5.1) или других. Такие мельницы можно использовать для определения измельчаемости полезных ископаемых, а также для подготовки пульпы к опытам по гравитации, флотации и другим методам обогащения.

Необходимая частота вращения мельницы определяется по формуле:

$$n = 1100 / (D - d)^{-0,5}, \text{ мин}^{-1} \quad (5.1)$$

где  $D$  – диаметр мельницы (внутренний), мм;  $d$  – диаметр шара, мм.

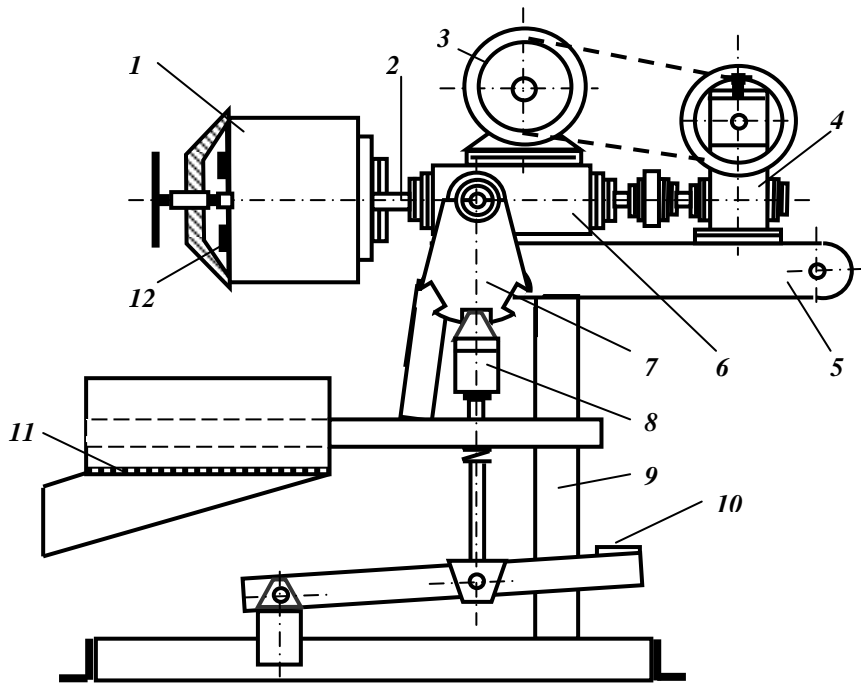


Рисунок 5.1 – Лабораторная шаровая мельниц конструкции Механобр:

1 – барабан; 2 – приводной вал; 3 – электродвигатель; 4 – редуктор; 5 – платформа; 6 – корпус привода; 7 – сектор фиксатора; 8 – стержневой фиксатор; 9 – станина; 10 – педаль фиксатора; 11 – перфорированный желоб; 12 – крышка барабана

В мельницу сначала загружают шары (диаметром 10-25 мм), потом наливают воду и в конце концов загружают полезное ископаемое и реагенты. Объем измельчительной среды должен составлять 45-50% от объема мельницы. Количество воды в мельнице по объему должна соответствовать объему руды.

После измельчения полезного ископаемого мельницу разгружают в ковш-решето, установленный над приемником для пульпы. После того как содержание мельницы полностью смыто в ковш, обмывают шара и снова загружают их в мельницу – мельница готова для следующих исследований.

Для получения ситовых характеристик измельченного полезного ископаемого проводят несколько опытов при разной продолжительности измельчения. Потом ставят опыты по флотации полезного ископаемого разной крупности для определения степени измельчения, при котором достигается максимальное извлечение полезных компонентов в концентрат.

Лабораторные исследования флотуемости минералов проводят в однокамерных лабораторных флотационных машинах механического типа (рис. 5.2). Флотационные машины ФМ-1Г выпускаются серийно. Машины оборудованы типоразмерными импеллерами и съемными камерами вместимостью 0,25; 0,5; 0,75; 1; 1,5; 3 л, что позволяют испытывать флотационные схемы с большим числом операций в одной машине. Для исходного материала рекомендуется применять машину с вместительностью камеры не менее 1 л. Перед загрузкой материала камеру флотомашины промывают водой. Затем закрывают трубку подвода воздуха, включают электродвигатель, выливают пульпу в камеру и перемешивают её. Потом добавляют в определенном порядке реагенты, перемешивают с ними пульпу на протяжении необходимого времени и впускают воздух. Если уровень пульпы оказывается низким, в машину добавляют воду в таком количестве, чтобы пеносъёмник касался уровня пульпы.

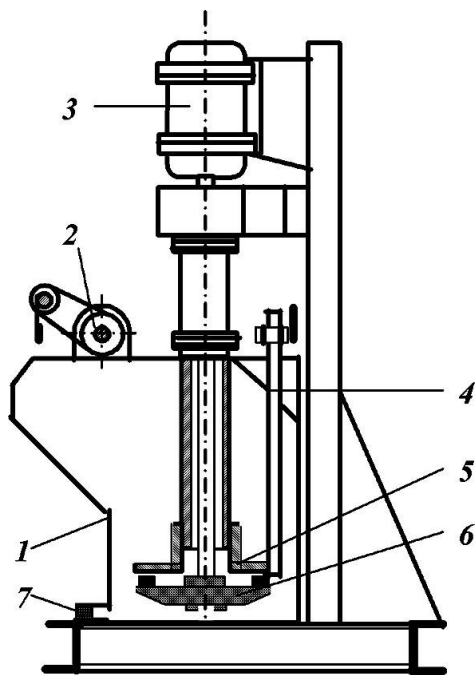


Рисунок 5.2 – Однокамерная лабораторная флотационная машина механического типа:  
 1 – корпус;  
 2 – пеносъёмник;  
 3 – электродвигатель;  
 4 – воздушная трубка;  
 5 – статор;  
 6 – импеллер;  
 7 – отверстие для выпуска камерного продукта

При снятии пены вместе с ней захватывается значительное количество воды и уровень пульпы снижается, поэтому для поддержки постоянного уровня добавляется вода, с таким же значением рН, что и у флотационной пульпы. Окончание флотации определяется по изменению цвета пены, которая становится пустой - белой.

После выбора предварительного режима флотации определяют рациональную (или, при возможности, оптимальную) крупность материала, направляемого на флотацию, и рациональный (оптимальный) режим флотации. Устанавливают расход реагентов, порядок их подачи в процесс, продолжительность контакта с пульпой, а также исследуют кинетику флотации.

С учетом результатов исследования вещественного состава полезного ископаемого и вкраплений полезных компонентов в первую очередь проводят обычно флотационные опыты по определению влияния крупности измельчения полезного ископаемого на флотуемость минералов. Для этого навески полезного

ископаемого, как правило, массой по 1 кг, измельчают до разной крупности, определяют содержание класса -0,074 мм в каждой навеске, после чего их флотируют в одинаковых условиях. Результаты флотации представляют в виде графической зависимости извлечения полезного компонента (ось ординат) от содержания класса -0,074 мм. По графику определяют оптимальную крупность материала, при которой происходит лучше всего раскрытие полезного минерала и последующее извлечение его флотацией.

Флотационные реагенты выбирают из числа наиболее распространенных в практике флотации соответствующих полезных ископаемых. Исследование флотируемости минералов начинают с постановки поисковых опытов по выбору флотационных реагентов и принципиальных параметров флотации. При исследовании флотируемости минералов реагенты подают в определенной последовательности: сначала в пульпу добавляют реагенты-регуляторы, которые изменяют рН среды, депрессоры или активаторы, потом собиратели и в последнюю очередь – вспениватели. Для улучшения взаимодействия реагентов с минеральными частичками необходим предварительный контакт пульпы с реагентами, который осуществляют во флотационной машине или в контактном чане на протяжении 1-10 мин. Перед подачей реагентов-собирателей необходимо пульпу предварительно смешать с реагентом-регулятором, поэтому в некоторых случаях эффективным является введение регуляторов среды в мельницы. Иногда целесообразно применять дробную подачу реагентов, которая особенно важна, если собиратель не обладает высокой избирательностью. Реагенты обычно дозируют в виде разбавленных растворов, концентрацию которых выбирают с учетом данных практики или на основе эксперимента. Реагенты с расходом более 500 г/т подают в виде 2-10%-х растворов, с расходом менее 500 г/т – в виде 0,5-2%-х растворов. Очень разбавленные растворы применять неудобно, так как их необходимо вводить в большом объеме, что приводит к разрежению пульпы. Не рекомендуется применять и концентрированные растворы, имеющие высокую вязкость, что затрудняет их дозирование.

После отработки реагентного режима определяют оптимальную плотность пульпы. Пульпу разной плотности готовят из одной навески измельченного материала делением её на несколько частей. При изменении плотности пульпы изменяется эффективность действия собирателей, поэтому необходимо провести опыты по уточнению их расхода. Кроме того, при изменении плотности пульпы изменяется и скорость флотации – она может снижаться как в очень густых, так и в очень разбавленных пульпах.

Потом определяют время флотации. Проводят порционное снятие концентрата, например, последовательно снимают концентрат за первые 2; 5; 10 мин и т.д. до окончания флотации исследуемого минерала. Результаты исследования могут быть представлены в виде графической зависимости между временем флотации и извлечением полезного компонента в концентрат. По этому графику определяют необходимую продолжительность флотации для получения заданных значений извлечения полезного компонента и качества концентрата. Продолжительность флотации зависит от режима работы флотационной машины. Следует учитывать, что лабораторные флотационные машины, в сравнении с

промышленными, обычно работают с повышенным удельным расходом воздуха и обеспечивают более интенсивное перемешивание пульпы и, соответственно, более быструю флотацию частичек.

Расход воздуха существенно влияют на результаты флотации. Увеличение расхода воздуха приводит к увеличению выхода пенного продукта и разубоживанию его пустой породой. Снижение расхода воздуха уменьшает выход пенного продукта и повышает его качество.

Следующий этап лабораторных исследований флотационного обогащения полезных ископаемых – разработка схемы флотации: определение числа стадий и циклов обогащения, числа основных, контрольных и перечистных операций. Различают одно-, двух- и трехстадийные схемы флотации.

Обычно одностадийная схема предусматривает флотацию измельченной классифицированной руды. При необходимости дополнительного измельчения промпродуктов их направляют на измельчение в голову процесса.

Эффективный способ повышения показателей – флотация в несколько стадий, обычно две или три (рис. 5.3).

Стадиальная флотация, которая предусматривает чередование операций измельчения и флотации, позволяет успешно извлекать в концентрат частички полезного минерала по мере освобождения их от сростков с породой. Как правило, первую стадию флотации проводят на материале, верхняя граница крупности которого в 2-4 раза выше, чем у второй стадии. Расход реагентов и продолжительность двухстадийной флотации обычно не выше, чем одностадийной.

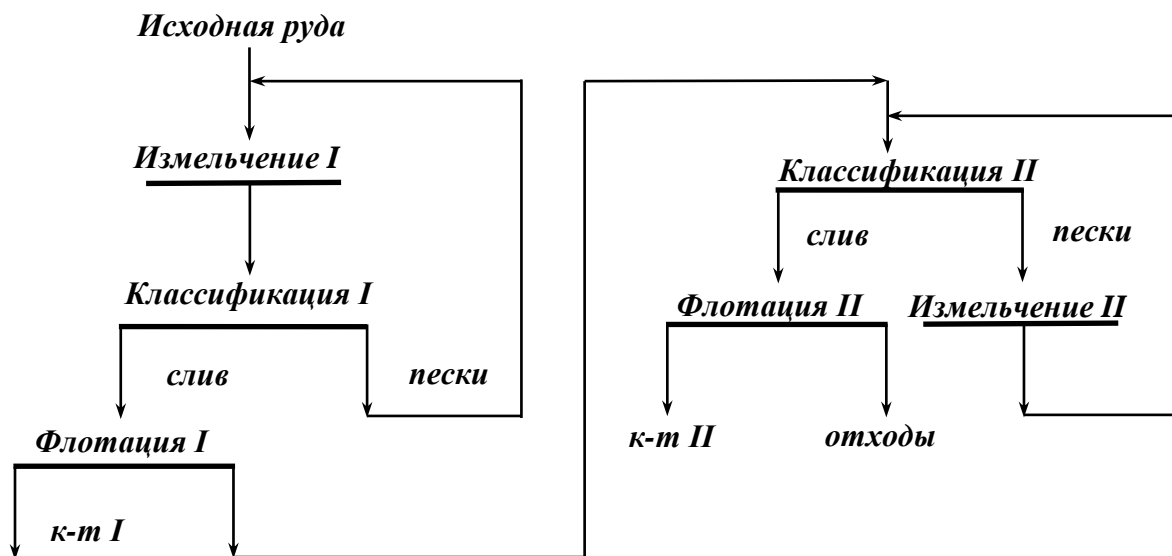


Рисунок 5.3 – Схема двухстадийной флотации

При исследовании шламистых руд, где особенно заметно влияние тонких шламов на флотацию, измельченную пульпу целесообразно сначала подвергать классификации и обесшламливанию, а затем проводить отдельную флотацию песков и шламов (рис 5.4).

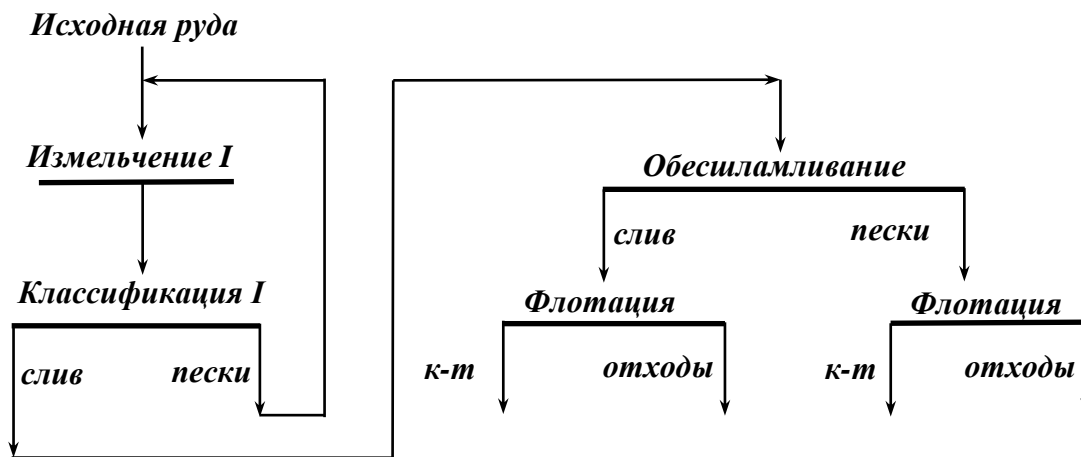


Рисунок 5.4 – Схема раздельной флотации песков и шлама

В каждой стадии флотации может быть несколько циклов, т.е. групп операций флотации, в которых выделяют один или несколько продуктов.

При флотации многокомпонентных руд, если нужно получить несколько концентратов, применяют коллективную флотацию, последовательную селективную и коллективно-селективную.

При коллективной флотации получают концентрат, содержащий одновременно несколько полезных компонентов. Использование последовательной селективной флотации обеспечивает получение нескольких концентратов, при этом обычно сначала выделяют легкофлотируемые минералы, а потом труднофлотируемые (рис 5.5).

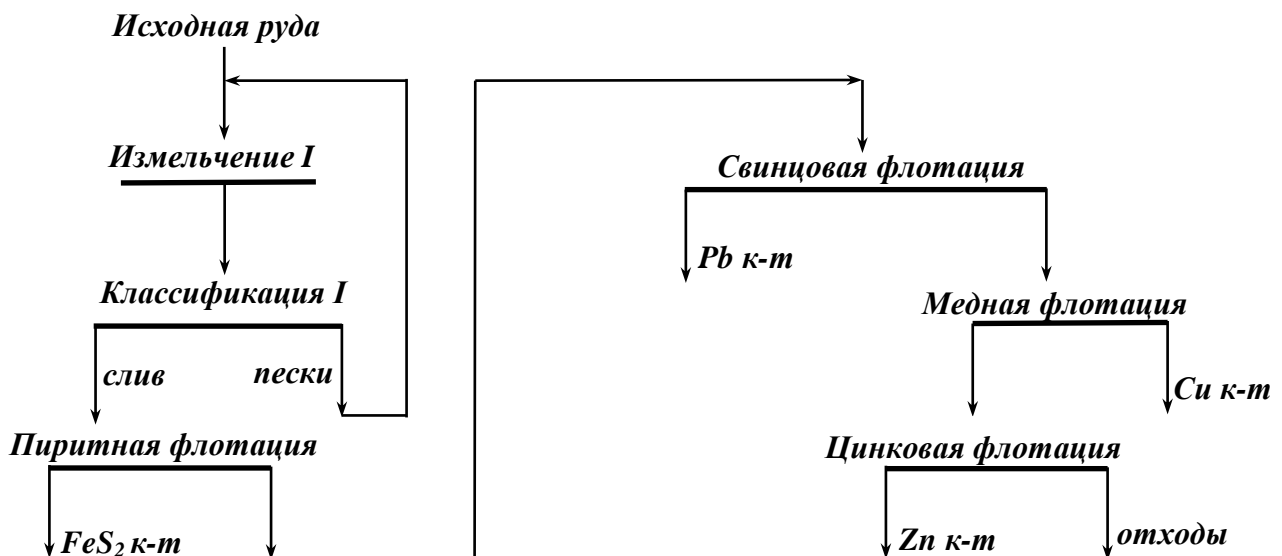


Рисунок 5.5 – Схема последовательной селективной флотации

Схемы коллективно-селективной флотации отличаются тем, что сначала все полезные компоненты выделяются в коллективный концентрат, который потом разделяют селективной флотацией (рис. 5.6). В ряде случаев коллективные концентраты перед селективной флотацией дополнительно измельчают.

Применение коллективно-селективных схем целесообразно в том случае, если полезные минералы тонко вкраплены один в другой, но их сростки относительно крупно вкраплены в пустую породу, которая является основной составной частью полезного ископаемого.

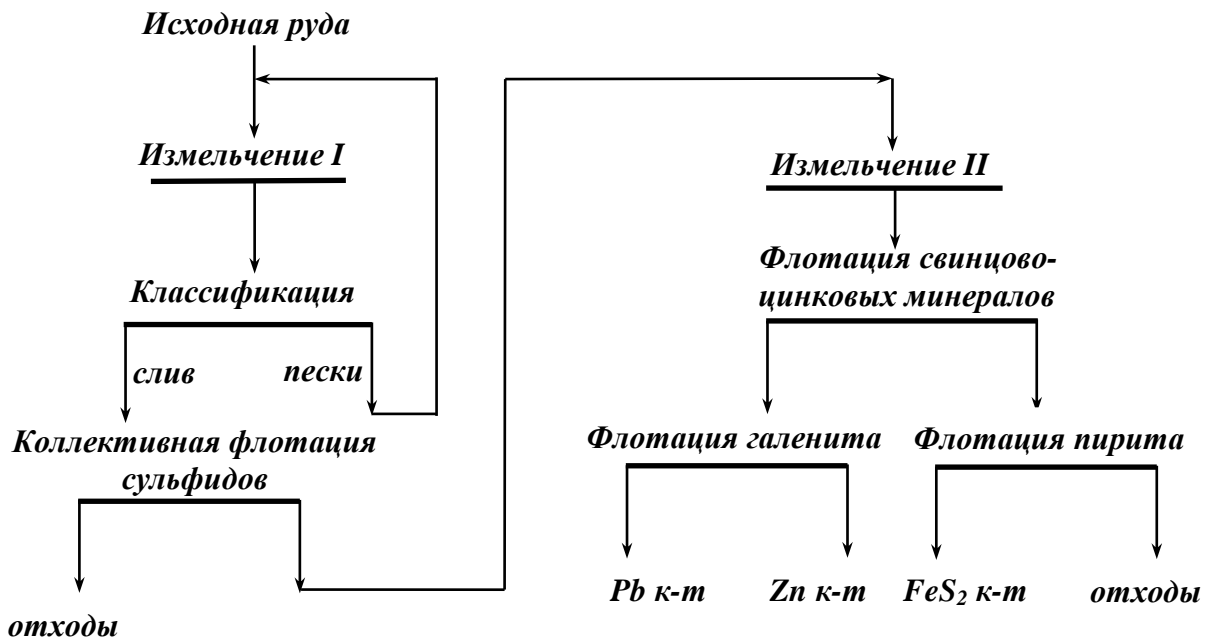


Рисунок 5.6 – Схема коллективно-селективной флотации

При этом можно всю руду измельчить относительно грубо и выделить из неё сростки полезных минералов в коллективный концентрат, потом разделить его после дополнительного измельчения сростков.

При определении числа контрольных и перечистных операций целесообразно применять такие положения:

- число контрольных операций необходимо увеличивать при флотации богатых руд и руд, содержащих труднофлотируемые полезные минералы;
- число перечистных операций может быть достаточно большим (до пяти-шести), если нужно из относительно бедной руды получить концентрат высокого качества, а извлекаемые минералы хорошо флотируются.

Промпродукт, который получают в контрольных и перечистных операциях, целесообразно проанализировать, изучить его вещественный состав и после этого выбрать рациональный способ его переработки. Существует два принципиально разных способа флотации промпродуктов:

- в замкнутом цикле с основным циклом флотации (рис. 5.7);
- в отдельном цикле (рис. 5.8).

Обработка в отдельном цикле целесообразна, если промпродукты при подаче в основной флотационный цикл отрицательно влияют на процесс вследствие наличия тонких шламов или реагентов, а также приводят к большой разжиженности пульпы. Однако обычно стремятся найти возможность флотации промпродуктов в первых циклах флотации, так как в этом случае значительно упрощается регулирование процесса и компоновка оборудования.



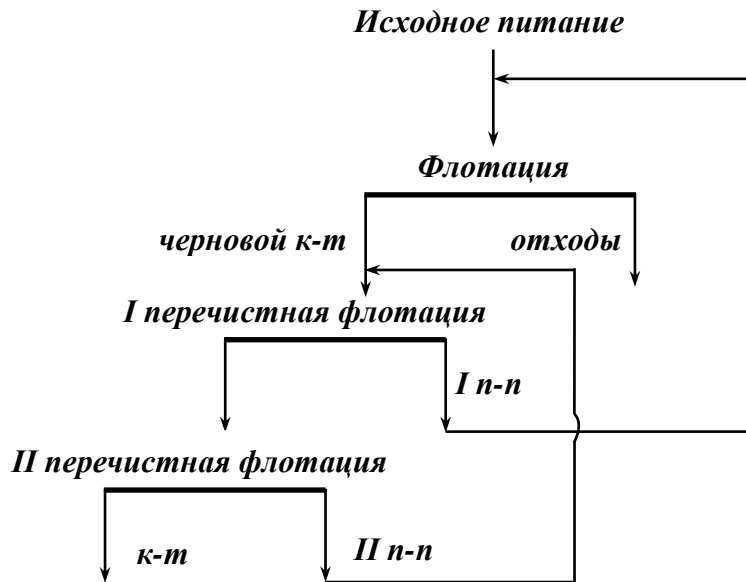


Рисунок 5.7 – Схема флотации промпродукта в замкнутом цикле с основным циклом флотации

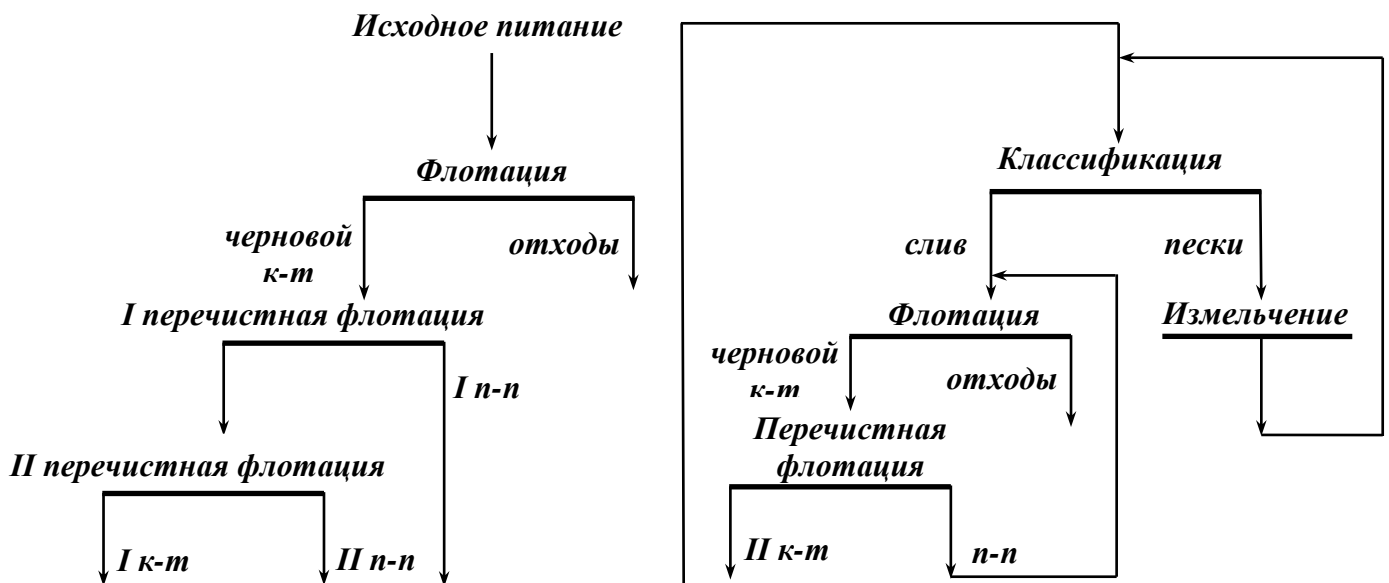


Рисунок 5.8 – Схема флотации промпродукта в отдельном цикле

При определении точек возврата промпродукта необходимо придерживаться таких основных условий:

- промпродукт следует подавать в ту точку процесса, где находятся продукты с близким содержанием флотируемого компонента и флотационными свойствами;
- минеральные частички должны иметь выход с каждого участка схемы во все конечные продукты флотации, чтобы частички, случайно попавшие в любую операцию, смогли благодаря перечистой или контрольной операции перейти в соответствующие продукты.

При построении схемы флотации необходимо учитывать также влияние промпродукта на смену плотности пульпы в соответствующих операциях флотации таким образом, чтобы эта плотность была достаточно близкой к оптимальной.

После того, как отдельными опытами установлены режимы флотации, составляют полную флотационную схему обогащения исследуемого полезного ископаемого и проводят опыты по флотации в открытом и замкнутом циклах. Исследования флотации в замкнутом цикле моделируют непрерывный процесс обогащения полезного ископаемого в промышленных условиях. Результаты таких опытов позволяют с достаточной уверенностью судить о качестве полученных концентратов, правильности выбранной схемы флотации и реагентного режима.

Принципиальная схема проведения флотационных опытов в замкнутом цикле приведена на рис. 5.9.

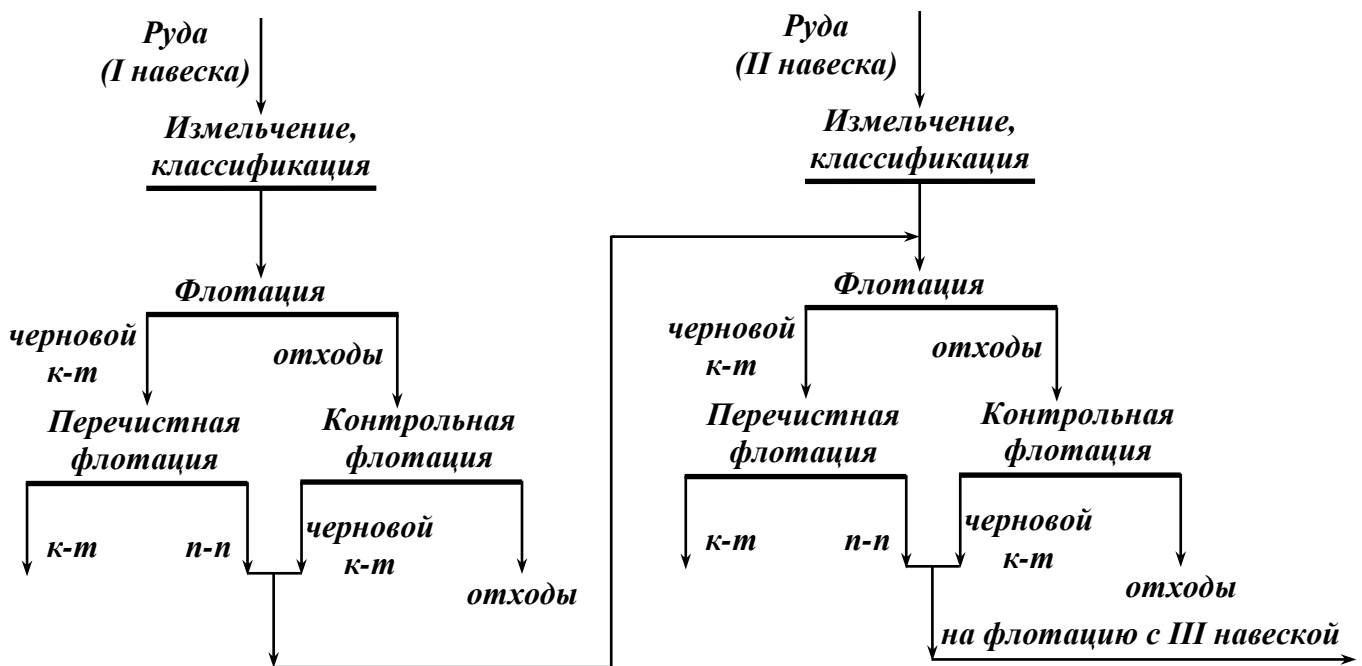


Рисунок 5.9 – Схема проведения лабораторных флотационных опытов в замкнутом цикле

Последовательной флотации обычно подвергают 8-10 навесок полезного ископаемого (масса каждой 1 кг). При этом промпродукты от предыдущей навески направляют в соответствующие операции флотации следующих навесок. Расход реагентов при флотации второй и следующих навесок обычно уменьшают вследствие поступления реагентов с промпродуктами. Конечные продукты после флотации каждой навески взвешивают и анализируют. Начиная со второй навески, масса конечных продуктов увеличивается, однако часто такое увеличение происходит только к четвертой-пятой навеске, после чего процесс в замкнутом цикле стабилизируется. Признаками такой стабилизации является равенство суммарной массы конечных продуктов флотации последней навески и массы первой, постоянство выхода конечных продуктов флотации последних двух-трех навесок и содержания в этих продуктах извлекаемого компонента. Если после флотации 8-10 навесок процесс не стабилизируется, необходимо тщательно

изучить вещественный состав продуктов и попробовать обогатить их другими методами.

Разработанные в лабораторных условиях флотационные схемы и реагентный режим, как правило, проверяют в полупромышленном масштабе на исследовательских обогатительных установках производительностью 1,5-25 т/сутки.

Таким образом, для выяснения влияния многих факторов на результаты флотации по описанной методике нужна постановка значительного числа опытов. Поэтому для получения достоверных данных целесообразно применять математические методы планирования экспериментов и обрабатывать полученные данные на ЭВМ.

## **5.2 Исследование обогатимости полезных ископаемых пенной сепарацией**

Верхняя граница частичек, которые эффективно флотируются в машинах механического и пневмомеханического типа, обычно не превышает 0,5 мм. Увеличение крупности частичек, которые селективно извлекаются в пенный продукт, может быть достигнуто пенной сепарацией, подбором оптимальных реагентных режимов, созданием оптимальных аэро- и гидродинамических параметров движения пульпы в машине, использованием аппаратов специальной конструкции.

При пенной сепарации обработанный реагентами грубозернистый исходный материал подают на слой пены таким образом, что гидрофобные частички выносятся потоком пены в концентрат, а в камерный продукт удаляют в отходы. Крупность частичек, извлекаемых в процессе пенной сепарации, в 3-7 раз выше, чем в механических флотационных машинах. Применение пенной сепарации позволяет удалить основную массу пустой породы в крупнозернистом состоянии, вывести в товарный концентрат крупновкрапленные рудные минералы в голове процесса, удалить из процесса измельченные крупнозернистые хрупкие минералы, повысить качество товарных концентратов за счет обогащения крупнозернистых шламов.

Опыты, направленные на оптимизацию технологического режима пенной сепарации, проводят на лабораторных установках (рис. 5.10), позволяющих вести исследования как на разовых навесках, так и в беспрерывном режиме.

Лабораторную пробу массой 0,3-1 кг измельчают обычно в стержневых мельницах. Поскольку время пребывания гидрофобизированных частичек в аппарате не превышает 10 с, а период минерализации пузырьков в зоне подачи материала в пену еще меньше, процессу кондиционирования пульпы уделяют максимальное внимание. Для извлечения частичек повышенной крупности применяют добавки вяжущих аполярных реагентов – масел (мазут, нигрол, веретенное масло и др.). Поэтому реагентные смеси эмульгируют. Время кондиционирования пульпы, как правило, не превышает 3 мин.

Опыты проводят при разовой подаче материала на пенный слой, когда на протяжении нескольких секунд получают конечные продукты обогащения, а также при многократной сепарации в пенном слое камерного продукта. В последнем

случае сжатый воздух подают в аэраторы камеры сепарации и аэролифта. Первый способ обычно применяют для обогащения обесшламленного материала оптимальной крупности, второй – для материала недостаточно обесшламленного.

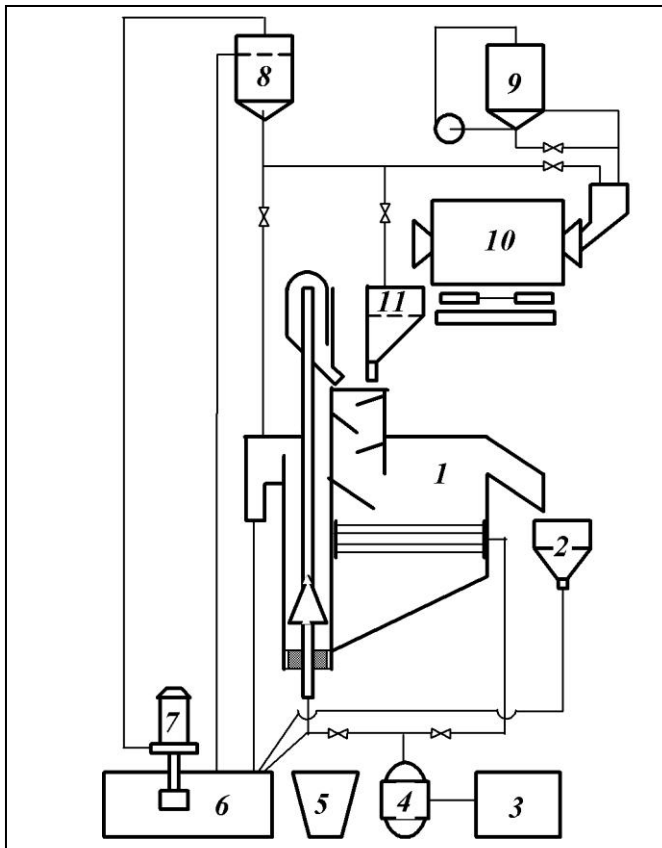


Рисунок 5.10 – Схема лабораторной установки пенной сепарации:

- 1 – пенный сепаратор;
- 2 – сборник концентрата;
- 3 – компрессор;
- 4 – ресивер;
- 5 – сборник отходов;
- 6 – нижняя ёмкость для раствора вспенивателя;
- 7 – насос;
- 8 – верхняя ёмкость для раствора вспенивателя;
- 9 – эмульгатор;
- 10 – кондиционер;
- 11 – загрузочная лейка

В процессе исследований определяются такие параметры: нагрузка по твёрдому и пульпе, плотность и гранулометрический состав питания, продолжительность кондиционирования и расход реагентов, аэрация и толщина пенного слоя, условия подачи материала в пену и скорость снятия пены.

Продукты сепарации подвергают ситовому, фракционному и минералогическому анализу. На основе результатов исследований вещественного состава пробы, оптимизации режимов её измельчения, кондиционирования и обогащения определяют место пенной сепарации в технологии переработки исследуемого полезного ископаемого.

### ***Контрольные вопросы***

1. Что такое «флотуемость» минералов?
2. Опишите последовательность проведения опытов по исследованию флотуемости минералов.
3. Как определяют влияние крупности измельчения полезного ископаемого на флотуемость минералов?
4. В каких случаях применяется одностадийная схема флотации?

5. Укажите особенности стадийной флотации.
6. Опишите схему коллективно-селективной флотации.
7. Охарактеризуйте возможные способы флотации промпродуктов.
8. Укажите основные особенности процесса пенной сепарации.
9. Как проводятся исследования обогатимости полезных ископаемых пенной сепарацией?

Литература к теме: [1-6]

## Лекция № 6

### ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ РАДИОМЕТРИЧЕСКОЙ СЕПАРАЦИЕЙ

#### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Радиометрическая сепарация. Этапы оценки радиометрической обогатимости. Основные факторы применения радиометрической сепарации. Показатель контрастности. Принципиальная схема обработки технологических проб. Рентгенорадиометрический метод. Рентгенолюминесцентный метод. Фотометрический метод. Авторадиометрический метод. Нейтронно-абсорбционный метод*

Радиометрическая сепарация – это процесс крупнокускового разделения полезных ископаемых по содержанию ценных компонентов, основанный на использовании отличий в свойствах компонентов в гамма-излучении (эмиссионный) или ослаблении проникающих гамма-лучей (абсорбционный).

Наиболее продуктивными методами радиометрического обогащения являются: рентгенорадиометрический, рентгенолюминесцентный, фотометрический, авторадиметрический и нейтронно-абсорбционный. С помощью этих методов решаются следующие технологические задачи:

- предварительное обогащение для удаления из полезного ископаемого пустой породы;
- выделение технологических разновидностей и сортов со следующим обогащением по отдельным схемам;
- выделение продуктов, пригодных для химико-металлургического передела.

Оценка радиометрической обогатимости осуществляется в два этапа: изучение свойств полезных ископаемых и экспериментальное определение технологических показателей обогащения.

На первом этапе изучают основные свойства: содержание ценных и вредных компонентов, гранулометрический состав, одно- и многокомпонентная контрастность полезных ископаемых. На этом этапе устанавливают принципиальную возможность применения крупнокускового обогащения, определяют предельные показатели сепарации, выбирают методы и признаки разделения, оценивают их эффективность, определяют теоретические показатели сепарации, разрабатывают принципиальную схему радиометрического обогащения с учетом особенностей технологии последующей переработки.

На втором этапе определяют режимы и практические результаты сепарации, проводят укрупненные лабораторные исследования схемы радиометрического обогащения, выбирают рациональный вариант схемы на основе технико-экономического сравнения комбинированной технологии (с радиометрической сепарацией в голове схемы) с базовой (традиционной) технологией.

Требования к массе и крупности пробы определяются масштабом исследований и их целями: масса проб для лабораторных исследований – 0,03-0,5 т при крупности до 100 мм; для укрупненных лабораторных исследований масса – 1-5 т при крупности до 200 мм; для полупромышленных исследований масса – 100-500 т при крупности до 300 мм. В каждом конкретном случае массу, крупность и число технологических проб устанавливают в зависимости от свойств руды и особенностей строения месторождения.

Основными факторами применения радиометрической сепарации являются гранулометрический состав, содержание ценных компонентов и равномерность их распространения в рудном массиве, а также содержание примесей, которые изоморфно связаны с ценными минералами и играют роль индикаторов.

Контрастность руды (распределение полезного минерала между кусками дробленной руды) относится к важнейшим технологическим характеристикам, определяющим показатели обогащения. Контрастность характеризует степень различия кусков руды по содержанию в них ценного компонента и зависит, в основном, от природных свойств руды, условий добычи и предварительной подготовки ее к обогащению. В идеально контрастных рудах полезный компонент сосредоточен в кусках, состоящих только из полезного компонента. В предельно неконтрастных рудах содержание полезного компонента во всех кусках одинаково и равно содержанию в руде. Количественная оценка контрастности осуществляется величиной показателя контрастности, определяемой как среднее относительное отклонение содержания полезного компонента в кусках руды от среднего его содержания в руде:

$$M = \frac{\sum_{i=1}^n |(y_i - \alpha)q_i|}{\alpha}, \quad (6.1)$$

где  $\alpha$  – среднее содержание полезного компонента в руде, %;  $y_i$  – то же, в отдельных кусках пробы, %;  $q_i$  – доля массы куска в общей массе пробы, доли ед.

Показатель контрастности можно определить также по кривым обогатимости (рис. 6.1). Для этого через точку пересечения кривой  $\lambda$  с линией среднего содержания полезного компонента в руде проводится горизонтальная прямая, которая, пересекаясь с кривыми  $\beta$ ,  $\vartheta$  и осью ординат, позволяет получить исходные данные для расчета показателя контрастности по формулам:

$$M = 2(1 - \gamma_k)(1 - \vartheta/\alpha); \quad (6.2)$$

$$M = 2\gamma_k(\beta/\alpha - 1), \quad (6.3)$$

где  $\vartheta$ ,  $\beta$  и  $\alpha$  – содержание полезного компонента соответственно в отходах, концентрате и исходном продукте, %;  $\gamma_k$  – выход концентрата, доли ед.

Пределы изменения коэффициента контрастности составляют от 0 до 2, что легко определяется из формулы. Предположим, что содержание полезного компонента во всех кусках одинаково (руда неконтрастная), то есть содержание в хвостах будет равно содержанию в концентрате и в руде ( $\alpha=\beta=\vartheta$ ). Тогда величина в скобках будет равно 0, и  $M \rightarrow 0$ . В другом крайнем случае руду можно представить как совокупность кусков, со-

стоящих только из полезного компонента, и множества кусков пустой породы (например, алмазы). В этом случае  $\vartheta \rightarrow 0$ ,  $\gamma \rightarrow 1$ , а  $M \rightarrow 2$ .

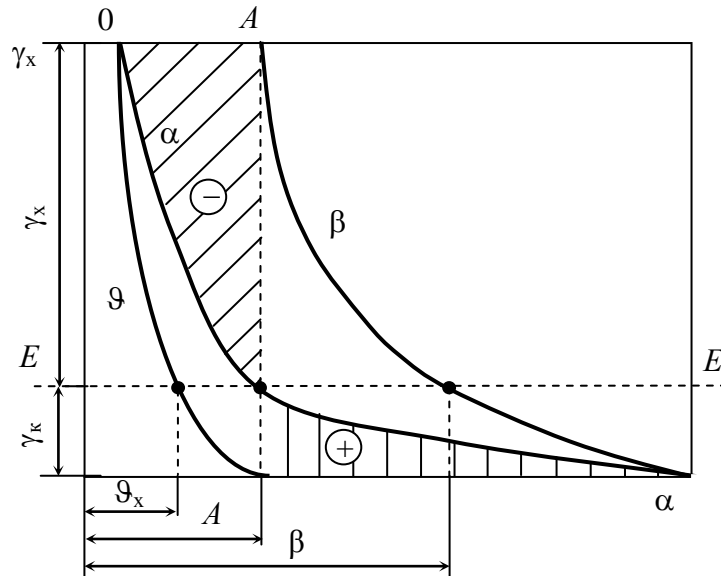


Рисунок 6.1 – Кривые контрастности

По величине коэффициента контрастности руды делят на:

- весьма слабо контрастные,  $M = 0-0,5$ ;
- слабо контрастные,  $M = 0,5-0,7$ ;
- средне контрастные,  $M = 0,7-1,1$ ;
- сильно контрастные,  $M = 1,1-1,5$ ;
- весьма сильно контрастные,  $M = 1,5-2$ .

Первый тип руд практически не обогащается радиометрической сепарацией, второй обогащается плохо, при обогащении третьего можно ожидать хороших результатов, два последних относят к легкообогатимым рудам.

Производительность радиометрических сепараторов зависит от крупности обогащаемого материала (снижается при уменьшении крупности). При исследованиях пробы разделяют на классы: +300; 100-300; 50-100; 25-50; 25-15 мм; класс +300 мм додрабливают. Границы классов крупности можно изменять, но модуль шкалы классификации не должен превышать 3.

При выборе оптимального режима настройки аппаратуры подбирают уровень дискриминации (для выделения полезных сигналов), напряжение питания фотоэлектрического устройства (ФЭП), для каждого класса измеряют скорость следования импульсов от источника и контрольных эталонов. Оптимальным является режим, при котором показатель разделения  $S_0$  достигает наибольшего значения:

$$S_0 = \frac{J_1 - J_2}{1,65(\sqrt{J_1} + \sqrt{J_2})} \rightarrow \max, \quad (6.4)$$

где  $J_1$  и  $J_2$  – скорость следования импульсов от контрольных эталонов.



В рабочем режиме показатель  $S_0$  должен составлять не менее 1,8-2,5 для классов -50 мм и 4-5 для классов +50 мм. При этом от источника активностью  $1,05 \cdot 10^6 \text{ с}^{-1}$  скорость следования регистрируемых импульсов составляет 600-800  $\text{с}^{-1}$  на классах -50 мм и 300-600  $\text{с}^{-1}$  на классах +50 мм.

При проведении экспериментальных работ с помощью показателя эффективности разделения выбирают наиболее эффективный процесс. Показатель эффективности – параметр разделения  $E_p$  характеризуется отношением показателей признака разделения  $P$  и контрастности  $K$ . Показатель признака разделения рассчитывают по формуле:

$$P = \sum_{i=1}^n [(1 - \beta_i^0) \gamma_i] \quad (6.5)$$

где  $n$  – число фракций;  $\beta_i^0$  – относительное содержание ценного компонента в  $i$ -той фракции, доли единицы;  $\gamma_i$  – выход  $i$ -той фракции, доли единицы.

При равенстве показателей признака разделения  $P$  и контрастности  $K$  показатель эффективности разделения руды  $E_p = 1$ .

По показателю эффективности руды подразделяются на такие группы: с высокой эффективностью ( $E_p > 0,9$ ), с хорошей эффективностью ( $E_p = 0,81 \div 0,9$ ), с удовлетворительной эффективностью ( $E_p = 0,71 \div 0,8$ ), с низкой эффективностью ( $E_p = 0,61 \div 0,7$ ), с неудовлетворительной эффективностью ( $E_p \leq 0,6$ ).

При исследовании обогатимости полезных ископаемых проверяют несколько методов и выбирают тот, для которого эффективность признака разделения максимальная.

Принципиальная схема обработки технологических проб (рис. 6.2) предусматривает грохочение материала на рекомендованные выше классы и додрабливание класса +300 мм.

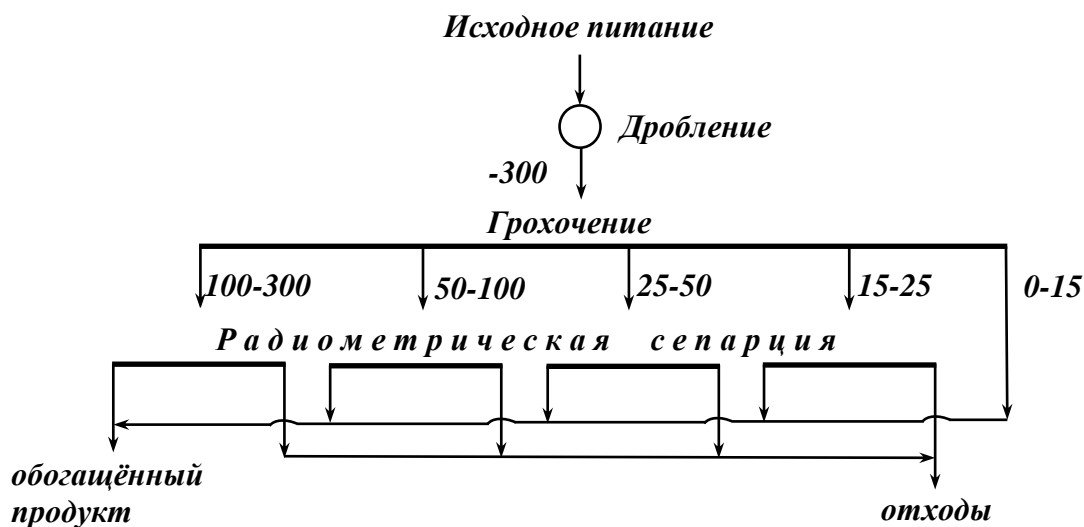


Рисунок 6.2 – Принципиальная схема радиометрической сепарации

Нижняя граница крупности в зависимости от ценности полезного ископаемого и чувствительности метода обогащения изменяется в пределах от 25 до 2 мм (табл. 6.1).

Таблица 6.1 – Крупность материалов при разных методах радиометрической сепарации

Метод радиометрической сепарации	Крупность обогащаемого материала, мм
Рентгенорадиометрический	20-200
Рентгенолюминесцентный	2-150
Фотометрический	5-150
Авторадиометрический	15-300
Нейтронно-абсорбционный	25-200

Для проведения исследований сепараторы настраивают с помощью эталонов, отвечающих заданным предельным содержаниям обогащаемых компонентов. По результатам исследований определяют показатели сепарации, а также эффективность работы сепаратора по выделению отходов:

$$E = \gamma_{\phi} / \gamma_m, \quad (6.6)$$

где  $\gamma_{\phi}$  – фактической выход отходов при сепарации, %;  $\gamma_m$  – теоретически возможной выход отходов при заданном предельном содержании, которое определяется по кривым обогатимости.

Эффективность радиометрического разделения полностью зависит от избранного признака разделения, а соответственно и метода радиометрической сепарации.

**Рентгенорадиометрический метод.** Рентгенорадиометрический (рентгенофлуоресцентный) метод основан на регистрации возбужденного рентгеновскими трубками либо источниками гамма-излучения характеристического рентгеновского излучения (ХРИ) атомов определяемых элементов, входящих в состав горных пород. Это излучение атомов теснейшим образом связано со строением их электронных оболочек. Возбуждение атома и испускание ХРИ происходит при выбивании электрона с его внутренних орбит. При этом атом переходит в возбужденное (неустойчивое) состояние с повышенной энергией, избыток которой практически мгновенно снимается переходом внешнего электрона на внутреннюю орбиту – атом переходит в нормальное состояние (состояние с минимальной энергией).

Данный метод применяется при переработке руд чёрных, цветных, благородных металлов и нерудных полезных ископаемых. Является одним из наиболее универсальных методов.

На эффективность разделения наиболее существенно влияет наличие элементов-помех с характеристическим излучением, близким по энергетике к излучению ценных компонентов. Неблагоприятным фактором для этого метода является низкая энергия характеристического излучения (< 5 кэВ) анализируемого элемента. Эффективность признака разделения в этом случае значительно

снижается от поглощения излучения воздухом, наличия на поверхности куска влаги и шламов. Лучшие условия разделения достигаются применением источника с энергией излучения, которая приблизительно в 1,5 раза превышает энергию соответствующей границы поглощения извлекаемого элемента. Как фактор разделения при рентгенорадиометрическом методе используют спектральное отношение:

$$\eta = N_x / N_s, \quad (6.7)$$

где  $N_x$  и  $N_s$  – зарегистрированные в соответствующих энергетических интервалах значения скорости импульсов, которые характеризуют, соответственно, интенсивность флуоресцентного рентгеновского излучения исследуемого компонента и рассеянного от анализируемой среды гамма-излучения источника,  $\text{с}^{-1}$ .

Признак разделения оценивают с помощью рентгенорадиометрической аппаратуры, которая включает узел облучения и регистрации в оптимальной геометрии измерений, устройство подачи куска в зону измерений, рентгенорадиометрический анализатор (рис. 6.3).

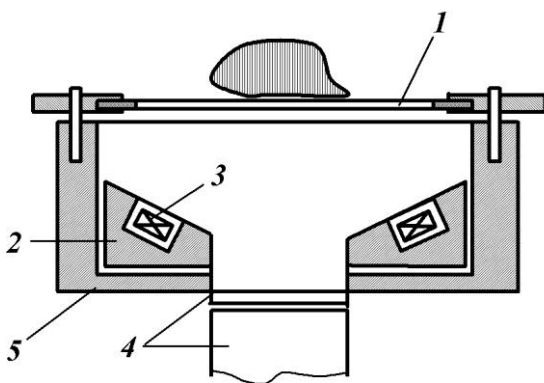


Рисунок 6.3 – Рентгенорадиометрический анализатор:

- 1 – рамка для ввода куска в зону облучения;
- 2 – свинцовый коллиматор;
- 3 – радиоизотопный источник;
- 4 – детектор;
- 5 – корпус датчика

Кусок руды вводится в камеру измерения с помощью планки, которая перемещается по направляющим пазам. В зоне облучения реализуется геометрия прямой видимости в широком спектре, который разрешает регистрировать характеристическое излучение со всех сторон облучаемого куска. Камера измерения сделана в виде «избушки», которая экранирована свинцовым стеклом. Признак разделения оценивают по результатам измерения куска с двух сторон.

**Рентгенолюминесцентный метод.** Подготовка полезного ископаемого к исследованиям этим методом предусматривает определение спектров рентгенолюминесценции всех основных минералов исследуемого материала, выбор «окна» (рабочего участка спектра рентгенолюминесценции) и условий регистрации полезного светового излучения.

Режим разделения выбирают на основе анализа двух спектров – нормированных и эталонных. Нормированные спектры (максимум интенсивности основной полосы рентгенолюминесценции минерала принимают за единицу) используют для качественной оценки люминесцентных характеристик минералов. Эталонные кривые, выполненные в сопоставимых единицах с привязкой к интенсивности эталона – стандартного люминофора ЛГ-29 ( $\text{MgWO}_4$ ) – в максимуме

полосы 480 нм, обеспечивают не только качественную, но и количественную сравнительную оценку спектров рентгенолюминесценции полезных минералов и минералов-помех, позволяют оценить интенсивность их свечения и определить те участки спектра, в которых они более всего различаются.

Признак разделения (зарегистрированное напряжение, которое характеризует интенсивность рентгенолюминесценции исследуемого минерала) измеряют с помощью рентгенолюминесцентной аппаратуры, которая включает блок возбуждения из рентгеновской трубки 5БХВ-6; блок регистрации излучения (фотоумножитель с обоймой интерференционных светофильтров; цифровой вольтметр Щ-1312); высоковольтный источник питания, стойку автоматического управления и устройство подачи куска в зону облучения.

**Фотометрический метод.** Для выяснения возможности фотометрической сепарации полезного ископаемого необходима информация о соотношении отражательной способности её основных минералов, отличающихся содержанием полезного компонента. Сравнение интенсивности спектров отражательной способности различных минеральных составляющих полезного ископаемого позволяет провести качественную оценку данного признака разделения и подобрать спектральные параметры («окно») для настройки оптической системы сепаратора. К числу сменных параметров принадлежат участки спектра, отвечающие максимальной неравноценности руды по признаку разделения. Эти участки выделяются светофильтрами. Надежное разделение минералов фотометрической сепарацией возможно при разнице в их отражательной способности не менее чем на 5-10% (за 100% принимается отражательная способность эталона Mn).

Для количественной оценки признака разделения используют регистрационные двухлучевые спектрофотометры СФ-18 и «Specord» М-40.

**Авторадиометрический метод.** В качестве признака разделения используется интенсивность (число импульсов в 1 с) гамма-излучения. Признак разделения оценивают на аппаратуре СК-80, которая выполняет функции контрастомера и сепаратора (рис. 6.4).

За один цикл работы установка выдает информацию об интенсивности гамма-излучения данного куска руды, его массе, характеристику продукта (концентрат, отходы). В целом по пробе определяют выход продуктов, среднюю интенсивность излучения концентрата и отходов. Получаемая информация вводится в ЭВМ для расчета кривых контрастности, обогатимости и эффективности признака разделения по специальным программам. Установка СК-80 позволяет выполнять исследования в диапазоне крупности 15-150 мм при изменении содержания радиоактивных элементов от 0,001 до 5%.

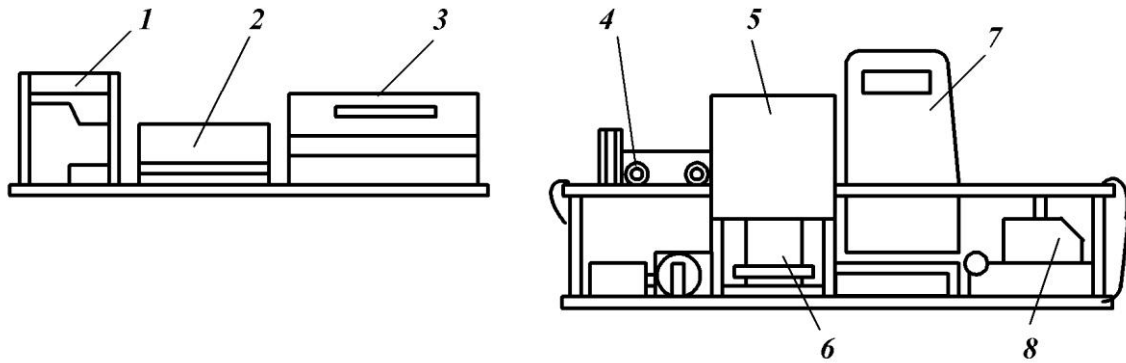


Рисунок 6.4 – Авторадиометрическая аппаратура СК-80:

1– ленточный перфоратор; 2 – печатное устройство; 3 – радиометр; 4 – транспортное устройство; 5 – защитный экран; 6 – сцинтилляционный датчик; 7 – электронные весы; 8 – электромеханический шибер

**Нейтронно-абсорбционный метод** основан на разной способности минералов ослаблять поток медленных и тепловых нейтронов. Степень ослабления первичного потока нейтронов зависит от сечения поглощения нейтронов ядрами химических элементов. Для медленных нейтронов сечение поглощения убывает обратно пропорционально их скорости. Радиометрическое обогащение нейтронно-абсорбционным методом можно применить к рудам, содержащим химические элементы с большим сечением захвата нейтронов, например, борным, литиевым, рудам содержащим кадмий, редкоземельные элементы.

При облучении руды нейтронами ослабление их потока тем сильнее, чем выше содержание компонента, который имеет повышенное сечение поглощения нейтронов. Признаком разделения является плотность потока нейтронов, прошедших сквозь куски обогащаемой руды. Поскольку в нейтронно-абсорбционном методе используется ядерное взаимодействие, значение признака разделения зависит не от вида минералов, входящих в состав обогащаемых руд, а от содержания химических элементов, которые ослабляют излучение. Эффективность разделения снижают расхождение в массе разделяемых кусков (с повышенным сечением поглощения нейтронов), низкое содержание выделяемого компонента, чувствительность и разрешительная способность использованных приборов.

### **Контрольные вопросы**

1. Что такое «радиометрическая сепарация»?
2. Какие технологические задачи решаются с помощью радиометрической сепарации?
3. Опишите этапы процесса оценки радиометрической обогатимости руд?
4. Как определяется показатель контрастности руды?
5. Как подразделяются руды по величине коэффициента контрастности?
6. Как вычисляется показатель признака разделения?
7. Опишите принципиальную схему обработки технологических проб при исследованиях на обогатимость радиометрической сепарацией.

8. Укажите пределы крупности материалов при разных методах радиометрической сепарации.

9. Как проводятся исследования обогатимости полезных ископаемых рентгенорадиометрическим методом?

Литература к теме: [1-6]

## Лекция № 7

# ТЕХНИКА ПОСТАНОВКИ АКТИВНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Классический и статистический методы планирования экспериментов. Активное планирование эксперимента. Этапы планирования. Определение критерия эффективности процесса обогащения и независимых факторов. Выбор структуры модели и плана эксперимента. Критерии оптимальности планов*

### 7.1 Классический и статистический методы планирования экспериментов

Исследования на обогатимость полезных ископаемых, подбор оптимальных режимов и схем обогащения являются очень сложными задачами со многими неизвестными. Каждый фактор, влияющий на технологический процесс, связан с десятками других, от которых он зависит и которые зависят от него, а также друг от друга. Для определения влияния этих факторов на эффективность разделения необходимо проводить большое количество экспериментов.

В таких условиях вряд ли возможен достаточно полный анализ влияния всех факторов на процесс. Дело ещё усугубляется тем, что в большинстве случаев мы имеем только качественные характеристики и зависимости факторов, многие из которых экстремального характера, то есть в одном диапазоне влияют на технологический параметр положительно, а во втором диапазоне – отрицательно.

Для сокращения объёма исследований технологических операций, полного учета влияния отдельных факторов и их взаимодействия на процесс разделения необходимо использовать методы планирования экспериментов.

Существует два метода планирования эксперимента: классический (метод Гаусса-Зейделя) и статистический.

При классическом методе поочередно меняется каждый фактор до определения частичного максимума при постоянном значении всех факторов. Число опытов, необходимое для нахождения оптимальных условий процесса, зависит от числа факторов, взаимного влияния факторов и числа вариаций каждого из них. Минимальное число опытов будет соответствовать предположению, что взаимодействие факторов отсутствует, а максимальное число опытов будет соответствовать предположению, что оптимальное значение любого фактора будет существенно меняться в зависимости от взаимодействия всех остальных. Например, при четырёх факторах и пяти вариациях минимально необходимое число опытов будет  $5^4 = 625$ .

При исследовании сложных руд делают выборочную постановку отдельных серий опытов. При этом в большинстве случаев удаётся подобрать не оптимальный режим обогащения, а только некоторое приближение к нему. Постановка же полного эксперимента для учёта взаимодействия факторов, если и возможна, то мало полезна, потому что до окончания экспериментов результаты первых окажутся несопоставимы с результатами последних, так как происходят неконтролируемые изменения свойств исходных материалов, оборудования и т.д. Большинство результа-

тов, полученных в таких громоздких экспериментах, не представляют интереса, так как нет необходимости знать зависимость параметра оптимизации в области, которая находится далеко от оптимальных условий исследуемого процесса.

Область применения классического метода ограничивается нахождение частных зависимостей между двумя-тремя параметрами. Эти зависимости представляют интерес, главным образом для теоретической интерпретации, особенно в случае наличия двух или нескольких экстремумов. В этом случае необходимо получить экспериментальные точки во всем диапазоне изменения параметра.

Если целью исследования является нахождение оптимальных условий процесса, классический метод оказывается неэффективным. Кроме того, сложные системы, например, флотационные, часто вообще не допускают изменения одного фактора вследствие их внутренней взаимосвязи. Изменение одного фактора может служить причиной изменения других.

Методы статистического планирования экспериментов основаны на одновременной смене многих факторов, при этом планы экспериментов допускают такую следующую статистическую обработку данных, которая позволяет выделить влияние каждого отдельного фактора и их совокупности на изменение исходных параметров процесса. Метод статистического планирования можно применять при таких ограничивающих условиях:

- существует выходной параметр (функция цели) процесса, который количественно и однозначно определяет его эффективность (возможно при ограничениях, налагаемых на другие выходные параметры);
- функция отклика непрерывная, то есть при изменении значений факторов функция цели изменяется непрерывно;
- функция отклика имеет один экстремум, то есть существует одно оптимальное соотношение факторов, при котором функция цели имеет максимальное (минимальное) значение;
- известны все факторы, существенно влияющие на процесс, и эти факторы управляемые, то есть возможно изменять их значения по предварительно составленному плану;
- результаты экспериментов воспроизводимые: ошибка воспроизводимости существенно меньше изменения выходного параметра под влиянием заданного изменения значений факторов с учётом ошибки, вносимой точностью поддержания факторов на заданном уровне.

Экспериментально-статистические методы позволяют даже при низком уровне теоретических знаний о механизме процесса получить математическую модель, которая включает все существенные факторы независимо от их физического смысла. Эти методы позволяют при значительном сокращении количества опытов получить больше информации, чем при классическом методе. Статистика позволяет оценить надёжность полученных результатов рассчитать доверительные интервалы отдельных опытов, экстремальных точек и коэффициентов уравнений.

Предположим, что на процесс влияет только один фактор, тогда изменение параметра оптимизации  $y$  в зависимости от фактора  $x$  может быть представлено графически в виде кривой *ab* (рис. 7.1) и аналитически:



$$Y = f(X). \quad (7.1)$$

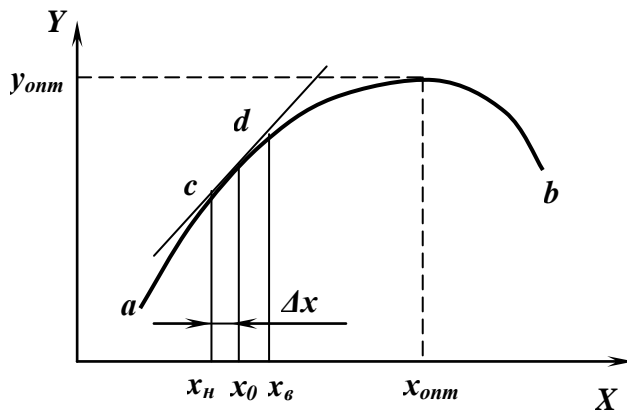


Рисунок 7.1– Одномерная функция отклика

Такая функция называется функцией отклика, экстремуму которой соответствуют координаты  $x_{онм}$  и  $y_{онм}$ . При планировании первой серии опытов уровень фактора  $x_0$  называется нулевым уровнем;  $\Delta x$  – интервал варьирования  $x_n$  – нижний уровень (кодируется «-»),  $x_в$  – верхний уровень (кодируется «+»). В результате первых двух опытов можно сделать вывод, что значение  $x$  необходимо увеличивать.

При двух факторах функция отклика графически может быть представлена как поверхность в трёхмерном пространстве или уравнением:

$$Y = f(X_1, X_2). \quad (7.2)$$

На рис. 7.2 нанесены кривые равного значения параметра оптимизации для двух переменных  $X_1$  и  $X_2$ .

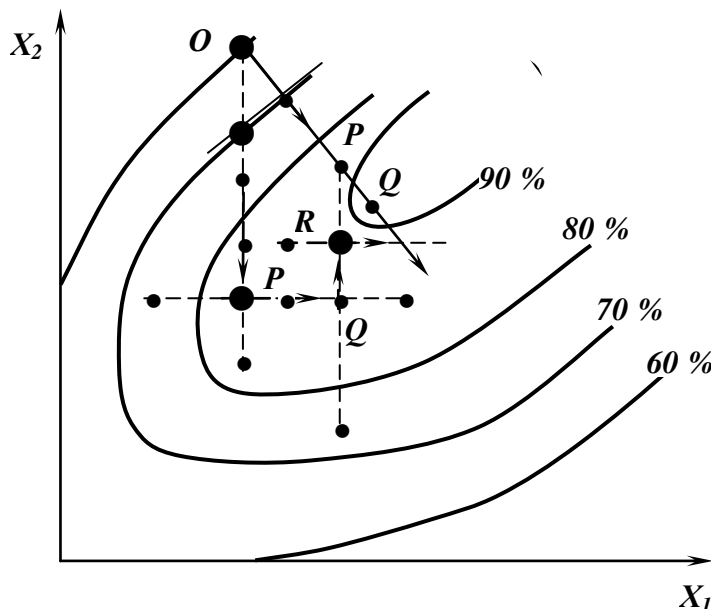


Рисунок 7.2 – Движение до максимума поверхности отклика методами однофакторного эксперимента и крутого восхождения

При классическом методе сначала исследователь фиксирует переменную  $X_1$ , движется из точки  $O$  в направлении переменной  $X_2$  и определяет точку  $P$ , соответствующую экстремальному значению параметра оптимизации. В точке  $P$  фиксируется переменная  $X_2$  и начинается движение в направлении оси  $X_1$ , что позволяет найти точку  $Q$ . Опять фиксируется  $X_1$  и продолжается движение по  $X_2$  и т.д. до дос-

тижения оптимума. Очевидно, что более эффективен план, по которому первоначально определяется направление  $Q$ , а детальное изучение поверхности отклика осуществляется в оптимальной области.

В случае большого числа факторов графическое представление функции невозможно, а аналитическое уравнение будет иметь вид:

$$Y = f(X_1, X_2, \dots, X_n). \quad (7.3)$$

Эффективность планирования тем выше, чем больше факторов влияет на процесс.

Опыты должны быть рандомизированы, то есть они должны проводиться в последовательности, устанавливаемой с помощью таблицы случайных чисел, или любой другой процедурой, обеспечивающей случайный характер проведения опытов. Рандомизация позволяет нивелировать систематические (например, периодические) влияния неконтролируемых факторов.

## 7.2 Техника постановки активного эксперимента

Планирование эксперимента предполагает постановку опытов по некоторой ранее составленной схеме (матрице), которая обладает специальными свойствами. Планирование эксперимента предусматривает применение математических методов на всех этапах: при анализе априорной информации, планировании эксперимента, обработке его результатов и принятии решений на промежуточных этапах (для выбора стратегии исследований) и в конце работы (для интерпретации полученных данных).

С усложнением объектов исследований эффективность традиционного подхода к осуществлению активного эксперимента, согласно которому варьировался один фактор, а остальные поддерживались на постоянном уровне, резко снижается, так как не учитывалось взаимное влияние факторов, возмущающее действие среды и наличие обратных связей. Кроме того, при традиционном подходе требовалось проведение большого числа опытов, а надёжность и достоверность результатов, компактность их представления были очень невысоки.

При активном планировании эксперимента все факторы, определяющие процесс, меняют (варьируют) одновременно в соответствии с правилами планирования, а результаты эксперимента представляют в виде математической модели. Выделяют следующие этапы планирования:

- сбор и анализ априорной информации;
- обоснование критерия эффективности исследуемого процесса;
- выбор зависимых и независимых переменных, области изменения независимых переменных;
- определение методов контроля параметров;
- выбор типа математической модели;
- разработка методики и плана (последовательность проведения) экспериментов;
- разработка схемы и методики испытания;

- определение метода анализа экспериментальных данных;
- осуществление эксперимента и проверка статистических предпосылок для получения данных;
- обработка результатов получения математической модели и её интерпретация;
- выдача рекомендаций.

Рассмотрим подробнее некоторые этапы экспериментов.

### 7.3 Определение критерия эффективности процесса обогащения

Критерий эффективности, оптимизации, функция цели, выходной параметр – всё это формализованный смысл наших стремлений и степень понимания, что хорошо, а что плохо. В любых исследованиях выбор критерия определяет их успех.

Выбор критерия – сложная и важная задача. Любой обогатительный процесс характеризуется рядом выходных показателей. Среди них:

- непосредственно измеряемые, такие как выход продуктов, содержание полезного компонента в продуктах, объём переработки;
- технологические критерии, которые вычисляются: извлечение, коэффициент селективности и многочисленный ряд других;
- технико-экономические, вычисляемые с использованием первых двух групп, цен и затрат: себестоимость переработки, рентабельность, прибыль, производительность труда и т.д.

Извлечение в концентрат ценного продукта является одной из важнейших характеристик разделительных процессов. Производительность процесса по готовому продукту – второй важнейший показатель. Третья характеристика процесса разделения – качество концентрата. Указанные критерии процесса связаны между собой так, что рост эффективности каждого из них снижает в какой-то степени эффективность других. Очевидно, что один показатель, например, извлечение, не может быть критерием разделения без учета качества концентрата. Иначе, выгоднее будет не обогащать руду, поскольку извлечение в этом случае будет 100%.

Проф. Барский Л.А. сформулировал требования к критериям эффективности процесса:

- критерий должен быть численным и однозначным;
- критерий должен учитывать конечную цель производства;
- критерий должен быть максимально простым и, по возможности, иметь физический смысл.

В настоящее время существует более 100 критериев, и ни один из них не удовлетворяет сформулированным требованиям. В каждом конкретном случае в зависимости от поставленной цели принимают наиболее универсальный критерий.

При планировании экстремальных экспериментов часто в качестве критерия принимается два показателя. Один из них – основной, по которому ищется оптимальный режим (экстремум), и дополнительный, который учитывает, как правило, какие-либо ограничения. Например, при исследовании процесса обогащения угля, в качестве критерия можно принять условие:

$$A_{omx} \rightarrow \max;$$

$$A_{к-т} < 8\% \text{ (любое допустимое значение),}$$

где  $A_{omx}$ ,  $A_{к-м}$  – зольность отходов и концентрата, соответственно.

В этом случае при поиске экстремума, или наибольшего значения ( $A_{omx}$ ) эксперименты прекращают при достижении порогового значения ( $A_{к-м}$ ).

#### 7.4 Определение независимых факторов

При исследовании обогатительных процессов очень важно выявить все факторы, влияющие на процесс, а также оценить степень их влияния. Если какой-либо из значимых факторов не включён в рассмотрение, но имеет случайные отклонения в некотором диапазоне значений, то погрешности результатов эксперимента резко возрастают. С одной стороны, включение в план исследований всех факторов, которые существенно влияют на процесс, очень важно, потому что эксперимент, который направлен на отыскание оптимальных условий, может потерять всякое значение, если один или несколько факторов не учтены. С другой стороны, включение в программы исследований всех факторов, которые существенно влияют на процесс, усложняет задачу – увеличивает её размерность.

Степень влияния различных факторов на процесс неодинакова. Обычно только несколько факторов оказывают существенное влияние на конечную величину, а другие влияют на неё незначительно. Задача заключается в выявлении и идентификации существенных факторов на «нулевом» фоне всех остальных, при этом необходимо учитывать как качественные, так и количественные характеристики существенных факторов. Выделить существенные факторы можно на основе анализа, публикаций и опроса мнений специалистов. Для анализа такой априорной информации применяют различные методы экспертных оценок: дисперсионный анализ, использование дробных и полных насыщенных планов эксперимента, методы случайного баланса и разветвлённой стратегии. При выборе факторов необходимо соблюдать следующие условия:

- диапазоны изменения факторов должны быть технологические и «умные», нельзя допускать таких значений, при которых возможны выпуск брака или авария;
- факторы в середине диапазона должны подчиняться всем предпосылкам метода наименьших квадратов;
- при очень узком диапазоне модель может быть неинформативной.

Последнее обстоятельство может быть проиллюстрировано следующим примером: известно, что извлечение горючей массы во флотационный угольный концентрат зависит от удельного расхода собирателя и изменяется по экспоненциальному закону (рис. 7.3).

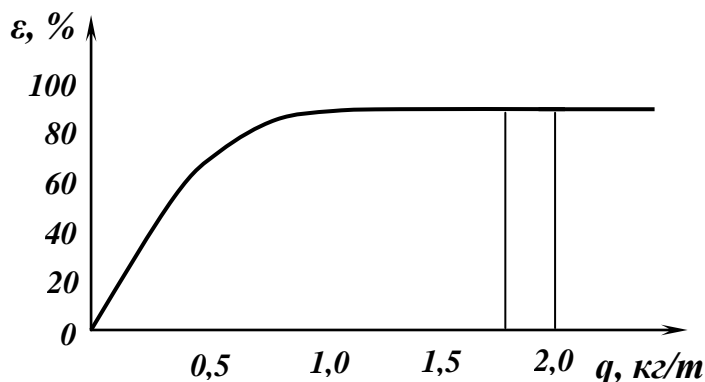


Рисунок 7.3 – Зависимость извлечения горючей массы от удельного расхода собирателя

Однако при анализе изменения извлечения  $\epsilon$  в диапазоне расхода собирателя  $q = 1,7-2$  кг/т можно сделать парадоксальный вывод о независимости извлечения от расхода собирателя.

Факторы могут иметь и качественные отличия, например, различные реагенты, различные конструкции и т.п.

При экспериментах на оборудовании, работающем в непрерывном режиме, необходимо определить продолжительность переходного процесса после изменения значения какого-либо фактора. Отбор проб, снятие показаний можно делать только в установившемся режиме. Опробование следует делать только по истечении времени  $t$  (рис. 7.4).

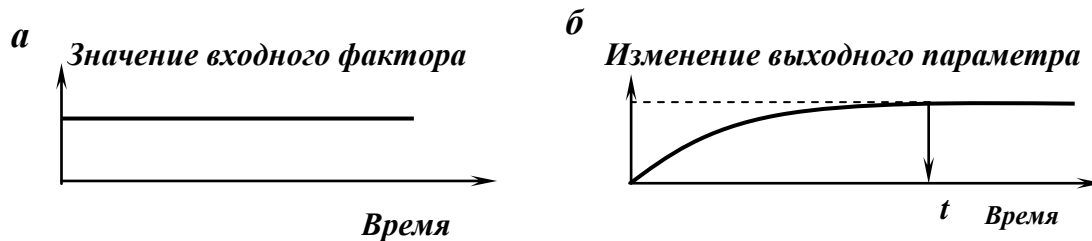


Рисунок 7.4 – Режимы работы оборудования:  
а – непрерывный; б – переходный

При исследовании необходимо выбрать независимую переменную, отклик (функцию отклика) на воздействие факторов. Отклик зависит от цели и специфики исследований. Он может быть технологическим (извлечение полезного компонента в концентрат, индекс селективности и т.п.), экономическим (прибыль, рентабельность и т.д.), статистическим и т.п. Отклик должен быть чувствительным к изменению факторов, легко вычисляемым, выражаться одним числом, иметь физический смысл.

Структуру модели исследователь выбирает на основе априорных знаний и интуиции, при этом выбор модели зависит также от знаний об объекте исследований, математического аппарата и цели исследований. Если вид функции отклика неизвестен, её раскладывают в степенные ряды и представляют в виде полинома. Полиномиальные модели очень эффективны, при определённых условиях разложение в степенные ряды возможно для всех функций. С использованием экспериментальных данных получают оценки параметров модели:

$$\hat{y} = b_0 + \sum_{i=1}^n b_i x_i + \sum_{\substack{i,j=1 \\ i \neq j}}^n b_{ij} x_i x_j + \sum_{i=1}^n b_{ii} x_i^2 + \dots, \quad (7.4)$$

где  $\hat{y}$  – оценка отклика;  $b$  – оценки коэффициентов.

Для определения оценок коэффициентов применяют метод наименьших квадратов. Чтобы убедиться в правильности оценки, осуществляют статистический анализ, при котором проверяют значимость коэффициентов и адекватность модели. Под проверкой значимости коэффициента подразумевают проверку гипотезы о равенстве его нулю, под адекватностью понимают соответствие модели опытным данным.

## 7.5 Выбор структуры модели и плана эксперимента

Благодаря возможности использования ЭВМ можно выбирать структуру модели в соответствии с концепцией «веера моделей». Традиционно при исследованиях рассматривалась одна модель или совокупность различных моделей и из них выбиралась единственная (осуществлялась дискриминация). Концепция «веера моделей» заключается в том, что модель, которая подходит для прогнозирования значений отклика, часто оказывается не пригодной для экстраполяции, а модель, хорошо описывающая процесс в лабораторных условиях, оказывается не пригодной для промышленных условий. Всё это и обусловило необходимость рассмотрения различных моделей без их дискриминации.

Например, сначала рассматривают достаточно простую модель, которая учитывает только линейные эффекты:

$$\hat{y} = b_0 + \sum_{i=1}^n b_i x_i. \quad (7.5)$$

Затем рассматривают эффекты взаимодействия факторов, то есть  $x_i x_j$  при  $i \neq j$ :

$$\hat{y} = b_0 + \sum_{i=1}^n b_i x_i + \sum_{i \neq j}^n b_{ij} x_i x_j, \quad (7.6)$$

после чего учитывают квадратичные эффекты  $x_i^2$ ; осуществляют перестройку независимых переменных:  $\ln x$ ,  $\sqrt{x}$ ,  $x^{3/2}$ ,  $e^x$  и т.п.

Рассмотрим методы построения моделей вида (7.6) с применением идеи активного планирования эксперимента.

После выбора модели (или их совокупности) осуществляют эксперимент, по результатам которого определяют параметры выбранной модели. Активное планирование эксперимента предполагает проведение опытов в соответствии с планом эксперимента.

План эксперимента определяет расположение опытных точек в пространстве независимых переменных (факторном пространстве), то есть условия проведения опыта. План эксперимента задаётся в виде матрицы плана, например в виде таблицы, каждая строка которой соответствует условиям опыта, а столбец – значению независимой переменной в каждом опыте. С использованием матричных обозначений модель (7.6) можно записать как:

$$\hat{Y} = XB, \quad (7.7)$$

где  $\hat{Y}$  – вектор-столбец оценок отклика;  $X$  – матрица плана;  $B$  – вектор-столбец оценок коэффициентов.

Модель (7.6) имеет вид:

$$Y = XB + E, \quad (7.8)$$

где  $Y$  – вектор-столбец наблюдений значений отклика;  $E$  – вектор-столбец погрешностей.

Стандартный способ определения значений  $B$  – применение метода наименьших квадратов:

$$B = (X^T X)^{-1} X^T Y. \quad (7.9)$$

В статистическом анализе фундаментальную роль играет информационная матрица  $(X^T X)/s_y^2$ , а также обратная ей дисперсионная матрица. Выбором элементов матрицы плана (матрицы  $X$ ) можно определённым образом формировать статистические свойства модели.

Для представления планов в стандартной форме их обычно центрируют с переносом начала координат в центр факторного пространства. Кроме того, при составлении матрицы плана  $X$  независимые переменные  $x$  нормируют и задают для них факторное пространство:

$$-1 \leq x_i \leq 1; \quad i = 1, 2, \dots, n; \quad x_i = (x_i^* - x_{i0}^*) / \Delta x_i^*, \quad (7.10)$$

где  $x_i^*$  – значение фактора  $i$  в натуральном масштабе;  $x_{i0}^*$  – значения координат  $i$ -го фактора в центре плана в натуральном масштабе, то есть  $x_{i0}^* = (x_{i \max}^* - x_{i \min}^*) / 2$ ;  $\Delta x_i^*$  – интервал варьирования  $i$ -го фактора, то есть  $x_{i0}^* = (x_{i \max}^* - x_{i \min}^*) / 2$ .

При составлении матрицы плана можно задаться условием ротатабельности, которое заключается в том, что дисперсия оценки функции отклика зависит от удаления  $r$  точки  $x$  от центра плана. В соответствии с уравнением (7.9) это условие может быть записано так:

$$\begin{cases} Y^T (X^T X)^{-1} Y = const; \\ r = \sqrt{(x - x_0)^T (x - x_0)} = const. \end{cases} \quad (7.11)$$

План является насыщенным, если число запросов равно числу коэффициентов модели и ненасыщенным, если число опытов больше числа коэффициентов.

Таким образом, планирование эксперимента заключается в том, чтобы до постановки опытов обеспечить оптимизацию анализа данных, игнорирование которой значительно усложняет вычисления и интерпретацию данных.

Понятие оптимальности плана можно трактовать по-разному. Одну и ту же задачу можно решать с помощью различных планов. Если свойства плана известны, можно осуществить эксперимент и анализ данных с наибольшей эффективностью.

Критерии оптимальности планов связаны со свойствами информационной и дисперсионной матриц. Планы можно формировать с использованием критериев оптимальности оценок коэффициентов, например, с минимизацией обобщённой дисперсии коэффициентов. Обобщённая дисперсия коэффициентов модели определяется как дисперсия вектора коэффициентов, она задаётся определителем дисперсионной матрицы. Чем меньше обобщённая дисперсия, тем меньше определитель. Для ортогональных планов обобщённая дисперсия равна произведению дисперсий коэффициентов модели. Подобная оптимальность планов называется  $D$ -

*оптимальностью* (по первой букве слова *Determinant* – определитель). При *D*-оптимальности точность определения одного коэффициента может быть повышена за счёт снижения точности определения других. Если экспериментатора не удовлетворяет ситуация, в которой он рискует получить некоторые коэффициенты с очень большими дисперсиями оценок, то он может применить другие критерии оптимальности. Например, использовать *A-оптимальные планы* (от слов *Average value* – среднее значение), для которых характерна минимальная средняя дисперсия оценок коэффициентов. При этом точность оценок всех коэффициентов будет одинаковой. *A-оптимальным* планам соответствует минимум следа дисперсионной матрицы, то есть минимум суммы диагональных элементов. Можно принять условия, при которых дисперсии оценок коэффициентов не были бы слишком велики. Этим требованиям соответствуют *E-оптимальные планы* (от слов *Eigen value* – собственное значение), в которых минимизируется максимальное собственное число дисперсионной матрицы. Используют также другие критерии оптимальности планов. Среди критериев оптимальности планов, связанных с прогнозными свойствами модели, можно назвать *G-критерий*, который минимизирует максимальную дисперсию прогноза. К планам, связанным с прогнозными свойствами модели, относятся ротатабельные планы.

При осуществлении любого эксперимента естественно желание экспериментатора сократить число экспериментов, упростить расчёты, перейти от простой модели, например, первого порядка, к более сложной, используя результаты предыдущих опытов (свойство композиционности плана) – эти требования необходимо учитывать при выборе того или иного плана.

Очень немногие планы одновременно удовлетворяют различным критериям оптимальности. Часто критерии оптимальности противоречивы, поэтому экспериментатору следует искать компромиссный план: оптимальный по одному критерию и квазиоптимальный по другим.

В следующей лекции мы рассмотрим несколько наиболее показательных планов эксперимента, которые могут быть использованы при исследовании обогатимости полезных ископаемых.

### ***Контрольные вопросы***

1. Раскройте сущность классического метода планирования экспериментов.
2. Перечислите условия применения метода статистического планирования.
3. Опишите график одномерной функции отклика.
4. Укажите основные этапы активного планирования эксперимента.
5. На основании каких факторов выбирается критерий эффективности исследуемого процесса обогащения?
6. Перечислите условия, которые необходимо соблюдать при выборе независимых факторов.
7. В чём заключается выбор модели процесса обогащения?
8. Чем характеризуются *D-оптимальные* планы?

Литература к теме: [7-11]



## Лекция № 8

### ПЛАНИРОВАНИЕ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Полный факторный эксперимент (ПФЭ). Интервал варьирования. Оценка дисперсии воспроизводимости. Определение значимости коэффициентов регрессии. Проверка адекватности модели. Дробный факторный эксперимент (ДФЭ). Генераторы плана ДФЭ. Определяющий контраст. Обобщающий контраст. Метод крутого восхождения. Шаговый процесс движения по поверхности отклика. Симплексный метод планирования экспериментов. Вершина симплекса. Ротатабельное центрально-композиционное планирование. Расчёт коэффициентов модели*

#### 8.1 Факторное планирование экспериментов

Факторное планирование позволяет оценивать линейные эффекты взаимодействия при большом числе независимых переменных и получать модели, связывающие зависимую и независимые переменные.

##### 8.1.1 Полный факторный эксперимент

В полном факторном эксперименте (ПФЭ) для каждого фактора выбирается определённое число уровней и затем осуществляются все возможные их комбинации. В факторных экспериментах варьируют одновременно всеми переменными. Недостатком ПФЭ является необходимость постановки большого числа опытов, так как с ростом числа факторов число опытов растёт по степенному закону:

$$N = k^n, \quad (8.1)$$

где  $N$  – число опытов;  $k$  – число факторов;  $n$  – число уровней каждого фактора.

Все возможные комбинации варьирования двух факторов на двух уровнях будут исчерпаны при постановке четырёх опытов ( $N = 2^2$ ), а трёх факторов на двух уровнях – при постановке восьми опытов ( $N = 2^3$ ). Геометрическая интерпретация ПФЭ показана на рис. 8.1.

План экспериментов формально представляется матрицей, где каждая строка соответствует одному опыту и определяет его условия. При реализации матрицы каждый фактор может принимать только два значения – «верхнее» и «нижнее». Знаки «+1» или «-1» обозначают, на каком уровне находятся значения факторов («+1» – на верхнем уровне, «-1» – на нижнем уровне).

При заполнении матрицы руководствуются правилом: частота смены знака (уровня) каждого следующего фактора вдвое меньше предыдущего. Если в матрице перебраны все возможные комбинации значений факторов, то матрица представляет полный факторный эксперимент «ПФЭ».

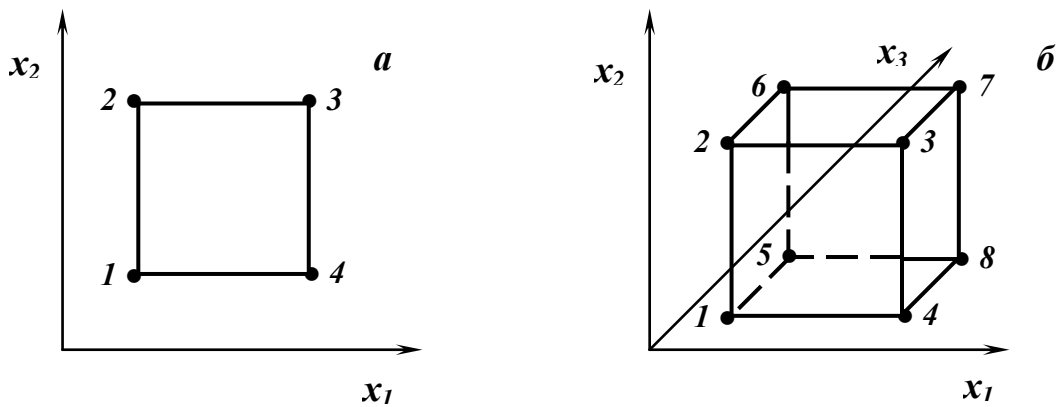


Рисунок 8.1 – Геометрическая интерпретация полного факторного эксперимента:  
а – план типа  $2^2$ ; б – план типа  $2^3$

Матрица полного факторного эксперимента при трёх факторах приведена в табл. 8.1. Число строк матрицы –  $N = 2^3 = 8$ . В матрице условно не показаны «1», но они там незримо присутствуют.

Перед экспериментом (реализацией матрицы планирования) задаются основными уровнями факторов (в натуральных единицах: %, г/л, кг/т и т.д.) и интервалами варьирования для каждого фактора. Основной уровень обозначают:  $X_{oi}$ , интервал варьирования –  $\Delta x_i$ . Кодовое обозначение основного, верхнего и нижнего уровней соответственно «0», «+1» и «-1».

Тогда для матрицы (табл. 8.1) условия проведения первого, второго и третьего опытов (значения факторов):

$$\begin{array}{lll} X_1 = X_{o1} - \Delta x_1 & X_2 = X_{o2} - \Delta x_2 & X_3 = X_{o3} - \Delta x_3 \\ X_1 = X_{o1} + \Delta x_1 & X_2 = X_{o2} - \Delta x_2 & X_3 = X_{o3} - \Delta x_3 \\ X_1 = X_{o1} - \Delta x_1 & X_2 = X_{o2} + \Delta x_2 & X_3 = X_{o3} - \Delta x_3 \text{ и т.д.} \end{array}$$

Таблица 8.1 – Полный факторный эксперимент для трёх независимых переменных (планирование типа  $2^3$ )

№ опыта	Факторы			Параметр оптимизации
	$X_1$	$X_2$	$X_3$	$Y$
1	-	-	-	$Y_1$
2	+	-	-	$Y_2$
3	-	+	-	$Y_3$
4	+	+	-	$Y_4$
5	-	-	+	$Y_5$
6	+	-	+	$Y_6$
7	-	+	+	$Y_7$
8	+	+	+	$Y_8$

Полный факторный эксперимент для трёх факторов позволяет отдельно оценить основные эффекты **A**, **B**, **C**, эффекты взаимодействия первого порядка **AB**, **AC**, **BC** и эффект взаимодействия второго порядка **ABC**.

Выбор нулевой точки (центра эксперимента) соответствует оптимальным значениям факторов на основе априорной информации, опыта экспериментатора и результатов обогащения аналогичных полезных ископаемых. При выборе интервала варьирования  $\Delta x_i$  руководствуются следующим:

- все значения факторов в матрице должны быть реализованы, то есть должны находиться в области существования этих факторов;
- величина интервала от «+1» до «-1» должна существенно превышать ошибку фиксирования данного фактора;
- интервал варьирования данного фактора должен обеспечивать влияние на выходные параметры процесса.

При постановке эксперимента опыты следует рандомизировать. Рандомизация заключается в случайном выборе очередности постановки опытов. Для случайного выбора номеров опытов можно использовать таблицу случайных чисел или лотерею. Рандомизацию применяют для исключения возможной систематической ошибки опытов и придания ей случайного характера.

Функция отклика моделируется полиномом первого порядка с учётом парных взаимодействий факторов:

$$\hat{y} = b_0 + b_1x_1 + b_2x_2 + b_3x_3 + b_{12}x_1x_2 + b_{13}x_1x_3 + b_{23}x_2x_3 + b_{123}x_1x_2x_3. \quad (8.2)$$

Благодаря ортогональности планов ПФЭ, их симметричности коэффициенты уравнения регрессии определяются по формулам:

$$b_0 = N^{-1} \sum_{u=1}^N \bar{y}_u; \quad (8.3)$$

$$b_i = N^{-1} \sum_{u=1}^N \bar{y}_u x_{iu}; \quad i, j = 1, 2, \dots, n; \quad (8.4)$$

$$b_{ij} = N^{-1} \sum_{u=1}^N \bar{y}_u x_{iu} x_{ju}; \quad i \neq j; \quad (8.5)$$

$$b_{ijk} = N^{-1} \sum_{u=1}^N \bar{y}_u x_{iu} x_{ju} x_{ku}; \quad i \neq j \neq k, \quad (8.6)$$

где  $x_{ijk}$  – элементы матрицы планирования (+1 или -1), в которой  $ij$  – номер фактора, а  $u$  – номер опыта.

Различные знаки при коэффициентах свидетельствуют о том, что влияние одного коэффициента слабеет при росте другого. Если коэффициенты имеют один знак, то совместное изменение факторов оказывает большее влияние на функцию отклика, чем индивидуальное изменение каждого фактора.

Гипотезу об однородности выборочных дисперсий воспроизводимости проверяют по критерию Кохрена со степенями свободы  $f_1 = m - 1$  ( $m$  – число опытных данных в каждой серии опытов),  $f_2 = N$  и степени риска  $\alpha$ :

при 
$$G = \frac{S_{y \max}^2}{\sum_1^n S_y^2} < G_{табл} \quad (8.7)$$

гипотеза об однородности не отвергается.

Рассчитывается оценка дисперсии воспроизводимости со степенью свободы  $f = f_1 \cdot f_2$ :

$$S^2 = \left( \sum_1^n S_y^2 \right) / N . \quad (8.8)$$

В случае непринятия гипотезы об однородности оценки дисперсий воспроизводимости можно увеличить число параллельных опытов для вариантов варьирования с большими значениями выборочных дисперсий или признать невоспроизводимость эксперимента. Для выявления источников неоднородности применяют методы дисперсионного анализа.

Значимость коэффициентов регрессии проверяют с помощью критерия Стьюдента. Коэффициент значим, если:

$$|b_i| \geq t S_{bi} . \quad (8.9)$$

Возможны такие причины незначимости коэффициента регрессии:

- интервал варьирования фактора близок к оптимуму;
- интервал варьирования узкий; чем меньше интервал варьирования, тем вероятнее, что даже фактор с сильным влиянием не обнаружит себя как существенный;
- параметр оптимизации процесса не зависит от варьирования фактора.

Если имеет место первая или третья причина, значение фактора стабилизируется на определённом уровне; во втором случае увеличивают интервал варьирования.

После исключения незначимых коэффициентов проверяют адекватность модели – выясняют соотношение между дисперсией адекватности  $S_{ад}^2$  и дисперсией воспроизводимости опытных данных  $S^2$ . Дисперсия адекватности  $S_{ад}^2$  характеризует рассеяние результатов наблюдений вблизи уравнения регрессии:

$$S_{ад}^2 = m^{-1} (N - d)^{-1} \sum_{u=1}^N (y_u - \bar{y}_u)^2 , \quad (8.10)$$

где  $m$  – число параллельных опытов;  $d$  – число оцениваемых параметров в уравнении регрессии. Дисперсия адекватности оценивается с  $f = N - d$  степенями свободы.

Если  $S_{ад}^2$  не превышает погрешности эксперимента, оценкой которой является  $S^2$ , то считается, что модель адекватна, а если  $S_{ад}^2 > \delta^2$ , то модель нельзя считать пригодной. Адекватность проверяется по критерию Фишера с уровнем значимости  $1 - \alpha$  и степенями свободы  $f_1 = N - d$  и  $f_2 = N(m - 1)$ .

Модель признается адекватной если отношение:

$$F = S_{ad}^2 / S^2 \prec F_{кр}. \quad (8.11)$$

В случае непринятия гипотезы об адекватности модели переходить к рассмотрению более сложной модели не следует, целесообразнее, если это возможно, провести эксперимент с меньшим интервалом варьирования факторов.

Использование полного факторного эксперимента не всегда целесообразно, так как с одной стороны необходимо большое число опытов, с другой стороны на первом этапе исследования не требуется высокая точность уравнений аппроксимирующей поверхности. Поэтому чаще используют дробный факторный эксперимент (ДФЭ).

### 8.1.2 Дробный факторный эксперимент

При увеличении числа факторов число вариантов варьирования в ПФЭ растёт по степенному закону, например, для исследования 15 факторов с применением ПФЭ нужна постановка как минимум  $2^{15} = 32768$  опытов.

Реализовать столько экспериментов практически невозможно, в первую очередь из-за значительных затрат времени и средств. Но если последние и найдутся, то за время проведения опытов состоятся неконтролируемые изменения сырья, оборудования и других факторов, в результате чего полученные результаты окажутся несопоставимыми. Кроме того, при проведении исследований во многих случаях достаточно получить только линейную аппроксимацию функции отклика без оценки некоторых факторов взаимодействия.

Уменьшить необходимое число опытов можно введением в план  $2^n$  факторов в большем количестве, чем предполагается матрицей планирования, т.е. насыщением плана до числа опытов, кратного двум, например, для трёхфакторного плана нужно поставить четыре опыта ( $2^2$ ). Для сокращения числа опытов в матрицу планирования следует ввести дополнительные столбцы, характеризующие эффекты взаимодействия, которыми можно пренебречь. Например, для трёхфакторного плана нужно ввести фиктивный фактор  $x_3$  и варьировать его как вектор-столбец  $x_1x_2$ . Таким образом, можно поставить четыре опыта вместо  $2^3 = 8$ .

Обычно планы дробного факторного эксперимента (ДФЭ) обозначают  $2^{n-p}$ . Из множества  $n$  факторов отбирают  $p$  вспомогательных и  $n - p$  основных факторов, для которых строят полный факторный план. Этот план потом дополняют  $p$  столбцами, соответствующими оставшимся факторам.

Способ построения каждого из  $p$  столбцов определяется генераторами плана ДФЭ – произведениями основных факторов. В случае плана  $2^{n-p}$  должно быть  $p$  генераторов.

В случае ДФЭ с планом  $2^{3-1}$  генератор может быть равен  $x_3 = x_1x_2$ . Полученный план (табл. 8.2) является полуреplikой (половиной) полного факторного плана. При этом все свойства полного факторного эксперимента сохранены.

Матрица ДФЭ представляет собой  $1/2$ ,  $1/4$ ,  $1/8$  и т.д. реплику, в которой столбец одного из эффектов получают перемножением столбцов других эффектов.

При выборе дробных реплик необходимо определить и проанализировать с учётом априорной информации смешивание оценок коэффициентов модели. Для этого рассчитывают *определяющий контраст* ДФЭ.

Таблица 8.2 – Дробный факторный эксперимент для трёх независимых переменных (планирование типа  $2^{3-1}$ )

№ опыта	Факторы			Параметр оптимизации
	$x_1$	$x_2$	$x_3 = x_1x_2$	$Y$
1	-	-	+	$y_1$
2	-	+	-	$y_2$
3	+	+	+	$y_3$
4	+	-	-	$y_4$

Поясним его на примере дробной реплики  $2^{3-1}$ . Для произведения трёх столбцов матрицы выполняется соотношение  $x_1x_2x_3 = +I$  – это и есть определяющий контраст. Таким образом, контраст – это произведение левой и правой частей равенства, определяющего генераторы плана. Например, для плана  $2^{5-2}$  в качестве генераторов взяты соотношения  $x_4 = x_1x_3$  и  $x_5 = x_1x_2x_3$ . Тогда определяющими контрастами являются  $I = x_1x_3x_4$  и  $I = x_1x_2x_3x_5$ .

*Обобщающий контраст* плана строится из определяющих контрастов и их произведений во всех возможных сочетаниях  $n = 2, 3, \dots, p$ . Перемножая контрасты и считая, что  $x^2 = I$ , получим ещё один контраст  $x_2x_4x_5$ . Таким образом, обобщающий контраст равен  $x_1x_3x_4 = x_2x_4x_5 = x_1x_2x_3x_5$ .

Умножая все составляющие обобщающего контраста на факторы и учитывая, что  $x^2 = I$ , получаем правило смешивания коэффициентов:

$$x_1 = x_3x_4 = x_1x_2x_4x_5 = x_2x_3x_5;$$

$$x_2 = x_1x_2x_3x_4 = x_4x_5 = x_1x_3x_5;$$

$$x_3 = x_1x_4 = x_2x_3x_4x_5 = x_1x_2x_5;$$

$$x_4 = x_1x_3 = x_2x_5 = x_1x_2x_3x_4x_5;$$

$$x_5 = x_1x_3x_4x_5 = x_2x_4 = x_1x_2x_3;$$

$$x_{12} = x_2x_3x_4 = x_1x_4x_5 = x_3x_5;$$

$$x_{23} = x_1x_2x_4 = x_3x_4x_5 = x_1x_5,$$

то есть  $b_1 = \beta_{34} + \beta_{1245} + \beta_{235} + \beta_1$  и т. д.

В зависимости от выбора генераторов получают дробные факторные планы с различной разрешающей способностью. Число элементов в контрасте определяет разрешающую способность плана.

Следует отдавать предпочтение дробным факторным планам с наибольшей разрешающей способностью – главным дробным факторным планам.

Для оценок коэффициентов и анализа моделей с использованием ДФЭ и ПФЭ применяют одни и те же формулы.

## 8.2 Метод крутого восхождения

Факторное планирование может успешно применяться только тогда, когда исследователь находится в оптимальной области. Рассмотренное выше факторное планирование, как правило, не позволяет определить рациональные технологические режимы изучаемого процесса. Однако выбор преимущественных факторов и оценка их значимости по коэффициентам линейной регрессии позволяет спланировать следующие эксперименты для достижения оптимальной области кратчайшим путём.

Кратчайшее расстояние до максимума (минимума) непрерывной однозначной функции отклика из любой точки определяется градиентом – прямой, перпендикулярной изолинии параметра оптимизации (рис. 7.2):

$$\Delta f = \frac{\partial f}{\partial X_i} \bar{i} + \frac{\partial f}{\partial X_j} \bar{j} + \dots + \frac{\partial f}{\partial X_m} \bar{m}, \quad (8.12)$$

где  $\partial f / \partial X_i$  – частная производная функции отклика по  $i$ -му фактору;  $\bar{i}, \bar{j}, \bar{m}$  – единичные векторы в направлении координатных осей факторного пространства.

Оценками частных производных  $\partial f / \partial X_i$  являются коэффициенты линейной регрессии  $b_i$ , следовательно, для движения по градиенту необходимо менять факторы пропорционально их коэффициенту регрессии и в ту сторону, куда указывает знак коэффициента. Это изменение факторов называют шагом крутого восхождения. В большинстве случаев за шаг крутого восхождения каждого фактора можно принимать его коэффициент в модели, выраженный в единицах измерения фактора. Для этого вычисляется произведение коэффициентов на интервале варьирования  $b_i \Delta x_i$ , и фактор с максимальным произведением принимается за базовый  $b_{iB}$ . Для него выбирают шаг варьирования  $\Delta x_{iB}$ . Пропорционально базовому определяют шаги и по другим факторам:

$$\Delta x_i = \Delta x_{iB} b_i / b_{iB},$$

где  $\Delta x_i$  – новый шаг варьирования для  $i$ -го фактора.

Шаговый процесс движения по поверхности отклика продолжается до тех пор, пока исследователь не попадёт в экстремальную область, где линейное приближение уже оказывается недостаточным. Момент перехода через экстремум будет сопровождаться ухудшением значения выходного параметра (параметра оптимизации). Таким образом определяется оптимальная область.

Базовый шаг варьирования определяется на основе тех же соображений, что и первоначальный интервал варьирования. На расчёт градиента величина  $b_0$  влияния не оказывает. Для качественных факторов на двух уровнях или фиксируется лучший уровень, или градиент реализуется дважды для каждого уровня отдельно. Незначительные факторы стабилизируются на любом уровне в интервале  $\pm 1$ . Если нет специальных соображений, выбирают нулевой уровень. Если же, например, по экономическим соображениям целесообразно поддерживать нижний уровень, то выбирают его. В движении по градиенту эти факторы не участвуют.

Движение по градиенту возможно и в случае получения неадекватной модели. В эксперимент могут быть включены и некоторые факторы, коэффициенты при которых оказались незначимыми, но важные по технологическим соображениям, так как причины незначительности коэффициентов могут зависеть от неверного выбора интервалов варьирования.

### 8.3 Симплексный метод планирования экспериментов

Симплексный метод планирования экспериментов по сравнению с методом крутого восхождения при анализе одного параметра оптимизации более громоздкий и менее точен.

Сущность симплексного метода состоит в том, что первая серия экспериментов ставится так, чтобы точки, которые отвечают условиям проведения опытов, создавали правильный (регулярный) симплекс в многомерном пространстве. Правильный симплекс – это множество  $n + 1$  равноудалённых друг от друга точек в  $n$ -мерном пространстве. Для  $n = 2$  это равносторонний треугольник, для  $n = 3$  – тетраэдр и т.д.

Правильный симплекс с центром в начале координат в  $n$ -мерном пространстве задаётся матрицей:

$$\begin{pmatrix} -k & -k_2 & \dots & -k_{n-1} & -k_n \\ R_1 & -k_2 & \dots & -k_{n-1} & -k_n \\ 0 & R_2 & \dots & -k_{n-1} & -k_n \\ \dots & \dots & \dots & \dots & \dots \\ 0 & 0 & \dots & k_{n-1} & -k_n \\ 0 & 0 & \dots & R_{n-1} & -k_n \\ 0 & 0 & \dots & 0 & R_n \end{pmatrix} \quad (8.13)$$

где  $k_i = 1/\sqrt{2i(i+1)}$ ;  $R_i = 1/\sqrt{2(i+1)}$ ;  $i = 1, 2, \dots, n$ .

В матрице каждая строка соответствует одному из опытов серии. В столбцах указаны кодированные значения факторов при единичной длине ребра симплекса. Например, для двухмерного пространства  $k_1 = 0,5$ ;  $R_1 = 0,5$ ;  $k_2 = 0,2887$ ;  $R_2 = 0,4082$ . Вершины начального симплекса имеют такие координаты:  $(-0,5; -0,2887)$ ;  $(0,5; -0,2887)$ ;  $(0; 0,4082)$ . Перед проведением экспериментов необходимо выбрать интервал варьирования каждого фактора и принять его равным единице. После построения исходного симплекса и проведения опытов результаты анализируют и выбирают вершину симплекса, в которой получено наименьшее значение целевой функции (при поиске максимума).

Для движения к оптимуму необходимо поставить опыт в точке, которая является зеркальным отражением точки с минимальным значением функции отклика относительно противоположной грани симплекса.

Для определения условий проведения опыта в отражённой точке используют формулу:



$$x_{ij}^{n+2} = \frac{2}{n} \cdot \sum_{i=1}^n x_{ij} - x_{ij}^*, \quad (8.14)$$

где  $x_{ij}^{n+2}$  – координата новой точки;  $x_{ij}^*$  – координата точки, соответствующей худшему результату;  $\sum_{i=1}^n (x_{ij})$  – сумма координат всех точек симплекса, кроме худшей.

На рис. 8.2 иллюстрируется движение правильного симплекса к экстремуму поверхности отклика, представленной линиями равного значения критерия эффективности двухфакторного процесса (факторы  $X_1$  и  $X_2$ ).

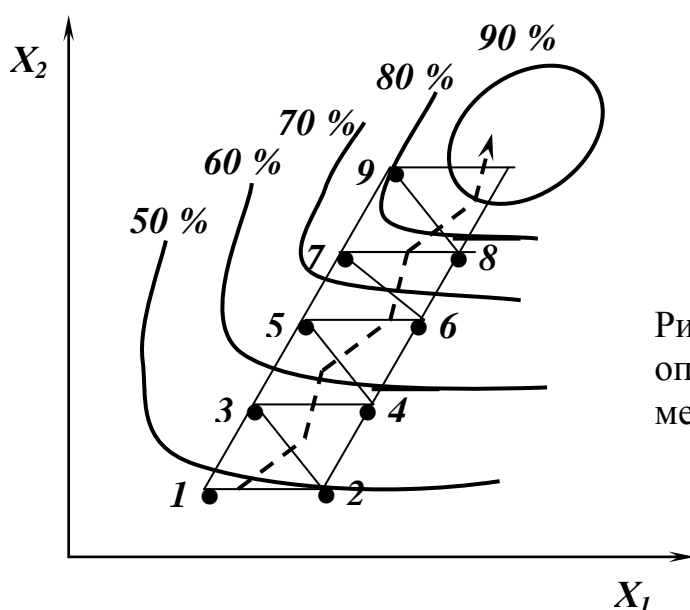


Рисунок 8.2 – Схема движения к оптимальной области симплексным методом

Опыты, поставленные в вершинах симплекса 1, 2 и 3 показали, что худшим результатом оказался опыт 1. Следующий опыт ставится в вершине 4, которая является зеркальным отражением вершины 1 и создаёт с вершинами 1 и 2 новый симплекс. Далее сопоставляются опыты в вершинах 2, 3 и 4. Худший результат (вершина 2) заменяют новой – вершиной 5, где проводится следующий эксперимент и т.д. При достижении области оптимума размер симплекса уменьшают. Условие достижения оптимума следующее:

$$\left( \sqrt{\sum_{i=1}^{n+1} (y_i - y_m)^2} \right) / n \leq \varepsilon, \quad (8.15)$$

где  $\varepsilon$  – заданная малая величина;  $y_m$  – среднее значение отклика в вершинах симплекса.

Целесообразно в каждой вершине симплекса опыты повторить несколько раз и в дальнейшем учитывать математическое ожидание функции отклика.

К преимуществам последовательного симплексного метода относят достаточную простоту, высокую эффективность (повышается с увеличением числа парамет-

ров оптимизации), возможность применения в случае временного дрейфа характеристик объекта и совмещения изучения поверхности функции отклика с движением симплекса к экстремуму. Недостатки данного метода – в невозможности описания поверхности отклика (однако по данным, полученным в результате движения симплексов, можно построить уравнение регрессии) и в невозможности учёта качественных изменений факторов.

Несмотря на преимущества, метод часто характеризуется медленной сходимостью и сравнительно высокой погрешностью определения оптимальных значений факторов в области экстремума целевой функции, которые обусловлены, главным образом, субъективным выбором интервала изменения факторов, а также отражением симплекса без учета поведения целевой функции в исследуемой области.

#### 8.4 Ротатабельное центрально-композиционное планирование экспериментов

Для получения статистической модели при планировании эксперимента в области оптимальных значений параметров необходимо детально изучить функцию отклика. С этой целью её обычно задают в виде полинома второй, а иногда и большей степени. На основе полиномиальной модели можно решить различные задачи:

- интерполяционные: прогнозирование значения функции отклика в середине исследуемого факторного пространства в любой его точке;
- экстраполяционные: прогнозирование функции отклика для точки, расположенной вне факторного пространства;
- оптимизационные: определение оптимальных значений параметров на основе максимизации или минимизации целевой функции.

Полиномиальная модель позволяет оценить степень влияния на функцию отклика различных факторов, минимизировать ресурсы и построить различные графики и диаграммы. Математическая модель почти стационарной области помогает образно представить и исследовать более точно экстремальную поверхность отклика. В большинстве случаев экстремальную область можно описать полиномами второго порядка.

Рассмотренное раннее факторное планирование типа ПФЭ  $2^n$  не позволяет оценить коэффициенты при квадратичных членах модели. Нужно использовать планирование типа  $3^n$ , но оно сложно и требует большого числа опытов. Для достижения этой цели существует несколько методов планирования экспериментов – ортогональное центрально-композиционное, ротатабельное центрально-композиционное и др. Последнее предпочтительнее, так как позволяет получить одинаковую точность модели во всех направлениях. В основе этих методов лежит факторное планирование типа ПФЭ  $2^n$ , матрица которого дополняется так называемыми «звёздными точками» ( $\alpha$ ) и нулевыми (центральными) точками. Метод позволяет получить модель в виде:

$$Y = b_0 + \sum_{i=1}^n b_i X_i + \sum_{i=1}^n b_{ij} X_i X_j + \sum_{i=1}^n b_{ii} X_i^2, \quad (8.16)$$

где  $b_0$  – свободный член,  $b_i$  – коэффициенты при линейных членах,  $b_{ij}$  – коэффициенты при взаимодействиях,  $b_{ii}$  – коэффициенты при квадратичных членах модели,  $X_i$  – факторы.

Новый план экспериментов разбивается как бы на 2 части, первая из которых (ПФЭ) позволяет найти коэффициенты  $b_0$ ,  $b_j$  и  $b_{jj}$ , вторая – коэффициенты при квадратичных членах.

Характеристика ротатабельного центрально-композиционного планирования приведена в табл. 8.3.

Таблица 8.3 – Характеристика ротатабельного центрально-композиционного планирования

Число факторов	Число точек				$\alpha$
	ПФЭ	звёздных	центральных	общее	
2	4	4	5	13	1,414
3	8	6	6	20	1,682
4	16	8	7	31	2,000
5	32	10	10	52	2,378

Размер плеча звёздных точек рассчитывается по выражению:

$$\alpha = 2^{n/4}, \text{ где } n - \text{число факторов.}$$

Центральный ротатабельный композиционный план второго порядка для трёх факторов приведен в табл. 8.4.

Таблица 8.4 – Ротатабельный центрально-композиционный план для трёх факторов

Матрица планирования			Матрица вычисления					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
$X_1$	$X_2$	$X_3$	$X_1^2$	$X_2^2$	$X_3^2$	$X_1X_2$	$X_1X_3$	$X_2X_3$
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	2	3	4	5	6	7	8	9
-1	-1	-1	1	1	1	1	1	1
+1	-1	-1	1	1	1	-1	-1	1
-1	+1	-1	1	1	1	-1	1	-1
+1	+1	-1	1	1	1	1	-1	-1
-1	-1	+1	1	1	1	1	-1	-1
+1	-1	+1	1	1	1	-1	1	-1
-1	+1	+1	1	1	1	-1	-1	1
+1	+1	+1	1	1	1	1	1	1
Вторая часть плана								
-1,682	0	0	2,828	0	0	0	0	0
+1,682	0	0	2,828	0	0	0	0	0
0	-1,682	0	0	2,828	0	0	0	0
0	+1,682	0	0	2,828	0	0	0	0

Окончание таблицы 8.4

1	2	3	4	5	6	7	8	9
0	0	-1,682	0	0	2,828	0	0	0
0	0	+1,682	0	0	2,828	0	0	0
Третья часть плана								
0	0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0	0
0	0	0	0	0	0	0	0	0

В первой части матрицы представлен план ПФЭ  $2^3$ , во второй – звёздные точки, а в третьей части – нулевые центральные точки. Расчёт коэффициентов модели производится по формулам:

$$b_0 = 0,166(oy) - 0,057 \sum_{j=1}^n (jy), \quad (8.17)$$

$$b_j = 0,073(jy), \quad (8.19)$$

$$b_{jj} = 0,0625(jy) + 0,0069 \sum_{j=1}^n (jy) - 0,0568(oy), \quad (8.19)$$

$$b_{ju} = 0,125(juy), \quad (8.20)$$

где  $(oy) = \sum_i y_i$ ;  $(jy) = \sum_i X_{ji}^2 y_i$ ;  $(jy) = \sum_i X_{ji} y_i$ ;  $(juy) = \sum_i X_{ji} X_{ui} y_i$ .

Регрессионный анализ модели осуществляется аналогично планированию ПФЭ  $2^n$ , но дисперсии коэффициентов модели рассчитываются по другим формулам:

$$b_0 = AN^{-1} \left\{ 2\lambda_1^2 [n+2] \sum_{\mu=1}^n y_{\mu} - 2\lambda_1 \lambda_2 \sum_{i=1}^n \sum_{\mu=1}^N x_{i\mu}^2 y_{\mu} \right\}; \quad (8.21)$$

$$b_i = \lambda_2 N^{-1} \sum_{\mu=1}^N x_{i\mu} y_{\mu}; \quad i = 1, 2, \dots, n; \quad (8.22)$$

$$b_{ij} = \lambda_2^2 N^{-1} \lambda_1^{-1} \sum_{\mu=1}^N x_{i\mu} x_{j\mu} y_{\mu}; \quad i, j = 1, 2, \dots, n; \quad i \neq j; \quad (8.23)$$

$$b_{ij} = AN^{-1} \left\{ \lambda_2^2 [(n+2)\lambda_1 - n] \sum_{\mu=1}^N x_{i\mu}^2 y_{\mu} + \lambda_2^2 (1 - \lambda_1) \sum_{i=1}^n \sum_{\mu=1}^N x_{i\mu}^2 y_{\mu} - 2\lambda_1 \lambda_2 \sum_{\mu=1}^N y_{\mu} \right\}; \quad (8.24)$$

$$\lambda_1 = (2^{n-p} N)(2^{n-p} + 2\alpha^2)^2; \quad (8.25)$$

$$\lambda_2 = (2^{n-p} + 2\alpha^2)^{-1} N; \quad (8.26)$$

$$A = \{2\lambda_1[(n+2)\lambda_1 - n]\}^{-1}. \quad (8.27)$$

Ротатабельное центрально-композиционное планирование экспериментов рационально использовать только при условии получения однородной дисперсии оценки целевой функции.

### ***Контрольные вопросы***

1. В чём заключается сущность полного факторного эксперимента (ПФЭ)?
2. Как строится план полного факторного эксперимента для трёх независимых переменных (планирование типа  $2^3$ )?
3. Укажите возможные причины незначимости коэффициентов полученного уравнения регрессии.
4. Чем отличается от ПФЭ дробный факторный эксперимент (ДФЭ)?
5. Как рассчитывают определяющий контраст ДФЭ?
6. Раскройте сущность метода крутого восхождения.
7. Опишите механизм движения к оптимуму при симплексном планировании экспериментов.
8. Какие задачи можно решать при помощи полиномиальной модели?
9. Укажите основные характеристики ротатабельного центрально-композиционного планирования.

Литература к теме: [7-11]

## Лекция 9

# ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### Вопросы, выносимые на лекцию:

*Стадии исследования технологических схем. Полупромышленные и промышленные исследования. Дробление и грохочение. Промывка. Обогащение в тяжёлых суспензиях. Отсадка. Концентрация на столах. Винтовая сепарация. Магнитная сепарация. Электрическая сепарация. Флотация. Пенная сепарация. Радиометрическая сепарация*

### 9.1 Стадии исследований

Исследования технологических схем обогащения минерального сырья, выполненные в лабораторных условиях, проверяют с целью подтверждения их воспроизводимости и полученных показателей обогащения в условиях непрерывного и замкнутого процесса, моделирующего промышленное предприятие или максимально к нему приближенное.

К стадии лабораторных отнесены исследования, проводимые на отдельных аппаратах и навесках массой не более 10 кг с получением показателей, обеспечивающих возможность расчета качественно-количественной схемы, отбор проб концентрата и отходов, достаточных для дальнейших лабораторных исследований. По результатам лабораторных исследований составляют технологическую схему для укрупненных лабораторных исследований.

В зависимости от поставленных задач проверки лабораторных показателей дальнейшие исследования выполняют в укрупненном, полупромышленном или опытно-промышленном масштабе.

Укрупненные лабораторные исследования проводят в непрерывном режиме по полной схеме обогащения, составленной из лабораторного оборудования (производительность такой схемы обычно не превышает 100 кг/ч). В результате укрупненных исследований составляют товарный баланс продуктов обогащения и нарабатывают необходимую массу концентрата для дальнейших исследований. Кроме того отбирают пробу отходов с целью определения возможности их дальнейшего использования. На основе результатов укрупненных лабораторных исследований составляют технологический регламент.

Укрупненные исследования проводят на стадии предварительной разведки месторождений. Их результаты используют для обоснования целесообразности проведения детальной разведки месторождений и составления для него временных кондиций, а также для подготовки к следующим полупромышленным исследованиям.

Полупромышленные исследования являются контрольными, поскольку с их помощью проверяется технология переработки минерального сырья, разработанная в результате укрупненных лабораторных исследований. Исследования проводят, как правило, в непрерывном режиме с полным воспроизведением рекомендаций

технологической схемы с учетом оборота воды и очистки сточных вод. Полупромышленные исследования заканчивают определением не менее, чем суточного баланса продуктов и наработкой концентратов в количествах, необходимых для дальнейших работ предусмотренных схемой (например, окускования, гидро- или пирометаллургических процессов), а также отходов, достаточных для производства исследовательских партий строительной или другой продукции.

Результат полупромышленных исследований – технологический регламент, который используется для составления ТЭО проекта кондиций разведываемого месторождения, подсчета и утверждения запасов месторождения. Данные полупромышленных исследований также необходимы при разработке проектов промышленных горно-обогатительных предприятий.

Промышленные исследования применяют для отработки и проверки технологии обогащения нетрадиционных видов минерального сырья, а также с целью отработки нового технологического оборудования и уточнения исходных данных для проектирования промышленных предприятий по переработке минерального сырья. Производительность установок составляет обычно 50-150 т/ч. Часто для промышленных исследований используют секции действующих обогатительных фабрик. При промышленных исследованиях нарабатывают крупные партии концентрата (до 100 тыс. т) для следующего окускования или металлургического передела.

Программа промышленных исследований включает такие разделы: цель, задачи и сроки проведения исследовательских работ; этапы работ (наладка и регулирование оборудования, отработка узлов и вариантов схем, наладка рекомендованных схем); контрольные исследования (балансовые и товарные опробования, активирование показателей переработки сырья); обобщение полученных результатов и составление отчета. На основе программы исследований составляют смету затрат, необходимых для выполнения всего объема исследовательских работ.

Продолжительность исследований определяется для каждой пробы программой исследований в зависимости от типа минерального сырья, массы пробы, сложности и вариантов исследуемых проб, необходимой массы конечных продуктов.

Полученные результаты – исходные данные для разработки проекта новой обогатительной фабрики или для реконструкции действующей.

## **9.2 Подготовительные процессы**

### **9.2.1 Дробление и грохочение**

На исследовательских установках обычно есть готовые схемы, которые включают две стадии дробления полезного ископаемого и одну или две операции предварительного и контрольного грохочения.

Дробление и грохочение, как самостоятельные операции, в полупромышленных условиях исследуют редко, так как полученные результаты в большинстве

случаев невозможно использовать при проектировании промышленных предприятий большой производительности из-за большой крупности исходного материала (600-1200 мм) и получения более крупного дробленого продукта на действующих обогатительных фабриках (до 30 мм). При необходимости разные варианты схем дробления и грохочения изучают на специально смонтированных установках, которые состоят из бункера, питателя, щековой или конусной дробилок и виброгрохотов.

Исследование в отделениях дробления сводится к определению производительности и продолжительности работы этих отделений с целью обеспечения бункеров отделения суточным запасом дробленой руды. Также при исследованиях устанавливаются и устраняются причины неравномерного питания дробилок рудой, устанавливаются оптимальные размеры отверстий сит грохотов и разгрузочных щелей дробилок.

При исследованиях крупность дробленого продукта зависит от схемы дальнейшей переработки полезного ископаемого:

- при использовании в схеме предварительного обогащения крупнокусковой руды крупность дробления составляет 25 (5)-250 (150) мм;
- при использовании в схеме операции измельчения дробленого продукта крупность дробления составляет 3-5 мм для укрупненных исследований и 10-15 мм для полупромышленных. При повышении крупности дробленого продукта, а также в случае переработки крепких руд с высоким содержанием кварца, производительность мельниц снижается.

### 9.2.2 Измельчение и классификация

Процессам измельчения и классификации в технологических исследованиях отводится существенная роль, так как они в значительной мере влияют на эффективность дальнейших обогатительных операций. Для достижения нужной степени измельчения руды определяют следующие оптимальные параметры работы измельчительного и классификационного оборудования: производительность мельницы первой стадии (стержневой или шаровой) по дробленой руде; плотность сливов мельниц и классификаторов; величину циркулирующей нагрузки.

Производительность мельниц определяется в зависимости от крупности и прочности руды, загрузки дробящих тел и их гранулометрической характеристики, плотности пульпы в мельнице, циркулирующей нагрузки и крупности измельченного материала. В процессе исследований необходимо экспериментально установить удельную производительность мельниц на 1 м<sup>3</sup> полезного объема.

Частота вращения мельницы, исходная загрузка и ее гранулометрическая характеристика принимаются по паспортным данным мельницы.

Плотность пульпы в мельницах является одним из основных факторов регулирования их производительности и крупности измельчения руды. Для достижения максимальной производительности мельниц необходимо поддерживать в них плотность пульпы при измельчении относительно крупной руды (13-15 мм и более) 65-75%, а при более мелком материале (4-6 мм) – 50-70%. Более точное регулирование плотности пульпы в мельницах осуществляется изменением расхода воды.



На работу мельницы существенно влияет циркулирующая нагрузка, которую рассчитывают по результатам ситовых анализов или по концентрации твердой фазы в продуктах измельчения и классификации:

$$C = 100(c - a)/(a - b), \%, \quad (9.1)$$

$$C = 100(R_3 - R_1)/(R_1 - R_2), \%, \quad (9.2)$$

где  $a$ ,  $b$ ,  $c$  – соответственно содержание класса определенной крупности (напр., – 0,074 мм) в сливе мельницы, песках и сливе классификатора, %;  $R_1$ ,  $R_2$ ,  $R_3$  – соответственно разжиженность слива мельницы, песков и слива классификатора, м<sup>3</sup>/т.

Регулирование работы мельниц и классификаторов на исследовательских установках выполняют при одновременной работе гравитационного или флотационного отделения с целью определения оптимальной взаимосвязи показателей обогащения с характером вкрапления полезных компонентов и технологическими характеристиками обогатительного оборудования.

Практика работы обогатительных фабрик показывает, что для получения высоких технологических показателей при флотационном обогащении тонковкрапленных руд необходимо измельчать их до 90-95% класса -0,074 мм, а иногда до 90-95% класса -0,04 мм. Такая крупность достигается двух- или трёхстадийным измельчением: в стержневых или в шаровых мельницах на первой стадии, в шаровых – на второй стадии.

Основным фактором регулирования процесса классификации является изменение плотности слива классификатора, от которой зависит крупность измельчения. При разжижении пульпы, поступающей в классификатор, крупность слива классификатора снижается, однако при снижении содержания твердого в питании менее 10% скорость потоков в классификаторе увеличивается, что вызывает укрупнение слива. При высоком содержании в измельченном продукте шламов, особенно глинистых, пульпа становится вязкой, и классификацию целесообразно вести при низких плотностях. Наоборот, классификация обесшламленной пульпы проводится при более высокой плотности, так как при снижении вязкости пульпы резко увеличивается скорость осаждения частичек, которое ускоряет осаждение твердого и приводит к перегрузке классификатора.

При классификации измельченного материала в гидроциклонах крупность и плотность слива регулируют изменением плотности их питания и диаметрами самих гидроциклонов, а также диаметрами сливных патрубков и песковых насадок. Важное условие эффективной работы гидроциклона – наличие постоянного подпора пульпы (0,6-1 м) в зумпфе насоса, который обеспечивает стабильный гидродинамический режим работы.

Грубую классификацию крупноизмельченного материала необходимо проводить в гидроциклонах больших диаметров и с большими диаметрами сливных патрубков, при высокой плотности пульпы (25-40% твердого) и низком давлении на входе в гидроциклон (30-80 кПа). Высокая плотность песков приводит к увеличению выноса в слив гидроциклона более крупных частичек.

Тонкая классификация достигается в гидроциклонах небольших диаметров и с небольшими диаметрами сливных патрубков, при низкой плотности пульпы (15-20% твердого) и высоком давлении на входе в гидроциклон (150-250 кПа). Низкая плотность песков практически исключает вынос крупных частичек в слив гидроциклона.

### 9.2.3 Промывка

Процесс дезинтеграции и промывки полезных ископаемых осуществляется путём диспергирования и удаления глинистого материала с помощью воды и механических воздействий. Эффективность промывки полезных ископаемых зависит главным образом от их крупности и прочности в неразрушенной части, содержания глины в исходном материале и её пластичности, продолжительности предварительного замачивания материала и числа приёмов промывки, удельного расхода промывной воды и её температуры, реагентных добавок.

При исследованиях технологических схем для дезинтеграции и промывки глинистых руд могут быть использованы желоба, плоские и барабанные грохоты, спиральные классификаторы, бутары, скруббер-бутары и другие промывочные машины. Работу промывочных машин регулируют путем увеличения интенсивности механического и физико-химического влияния на промывной материал за счет таких факторов: частоты вращения рабочих органов аппаратов; дополнительных устройств для дезинтеграции и перемешивания; предварительного замачивания или подсушки руды; расхода, давления и температуры промывной воды; регулирования солевого состава воды добавкой в воду кальцинированной соды, жидкого стекла или других реагентов. Все эти факторы оказывают содействие повышению эффективности размыва глины и сокращают продолжительность процесса. Для снижения потерь полезных компонентов со шламами промывки, содержащих диспергированную в воде глину и мелкие рудные частички, рекомендуется включать в схему контрольные операции классификации и сгущения в спиральных классификаторах, гидроциклонах или сгустителях.

## 9.3 Обогащительные процессы

### 9.3.1 Гравитационные процессы

#### *Обогащение в тяжёлых суспензиях*

В тяжёлых суспензиях обогащают угли с выделением конечных продуктов; полиметаллические, шеелитовые, флюоритовые, баритовые руды перед следующей переработкой гравитационными, магнитными или флотационными методами, а также с целью разделения руд на технологические сорта. Крупность исследуемых материалов – 5-150 мм. Укрупненные исследования проводят с пробами массой 2-20 т, а полупромышленные – с пробами массой 1000-2000 т.

Регулирование процесса несложное и заключается, в основном, в изменении двух параметров – плотности и вязкости суспензии. Важное условие достижения высокой эффективности обогащения в тяжёлых суспензиях – сохранение свойств

суспензии, которая в ходе процесса засоряется шламами и мелкими зернами полезного ископаемого. При обогащении также учитываются содержание в полезном ископаемом основных ценных компонентов и вредных примесей, гранулометрический состав материала, контрастность свойств компонентов, плотность и пористость отдельного куска.

Оценка обогатимости полезных ископаемых в тяжёлых суспензиях включает два этапа: во-первых, предварительное изучение свойств полезного ископаемого, которые влияют на процесс разделения и, во-вторых, непрерывная переработка полезного ископаемого в укрупнённых аппаратах для разделения в тяжёлых суспензиях.

Этап предварительных исследований выполняется на усреднённой пробе в лабораторных условиях. При этом определяют плотность кусков полезного ископаемого, их пористость и контрастность свойств.

При укрупнённых исследованиях, во-первых, рассчитывают массу сухого утяжелителя и объём воды для приготовления суспензии нужной плотности. В качестве утяжелителя чаще всего используют магнетит и ферросилиций или их смеси. Крупность частичек утяжелителя должна быть менее 0,1 мм.

Плотность суспензий определяется плотностью утяжелителя и его объёмным содержанием в суспензии:

$$\Delta_c = \Delta + (\delta_y - \Delta)c_y, \quad (9.3)$$

где  $\Delta_c$ ,  $\Delta$ ,  $\delta_y$  – плотность суспензии, воды и утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>;  $c_y$  – объёмная концентрация утяжелителя в суспензии, доли ед.

Необходимая масса  $m$  утяжелителя для приготовления тяжёлой суспензии заданной плотности определяется по формуле:

$$m = \frac{W_c \delta_y (\Delta_c - 1000)}{\delta_y - 1000}, \text{ кг}, \quad (9.4)$$

где  $W_c$  – объём суспензии, м<sup>3</sup>; 1000 – плотность воды, кг/м<sup>3</sup>.

Объём воды  $W$ , необходимый для приготовления суспензии объёмом  $W_c$  и плотностью  $\Delta_c$  определяют по разнице:

$$W = W_c - m/\delta_y, \text{ м}^3. \quad (9.5)$$

Вязкость суспензии зависит от концентрации и дисперсности утяжелителя. При наличии глины в суспензии её вязкость увеличивается, что отрицательно влияет на процесс обогащения. Вязкость суспензий регулируется добавлением крупного утяжелителя (+0,074 мм), если она велика, и мелкого (–0,074 мм), если она мала.

Важным условием получения качественной суспензии является достаточное содержание тонких фракций в утяжелителе, обеспечивающее стабильность суспензии. Для повышения стабильности суспензии в неё добавляют бентонитовую глину, жидкое стекло и другие стабилизаторы.

Исследование процесса обогащения в тяжёлых суспензиях осуществляют на разных сепарационных установках, позволяющих разделять материалы крупностью от 10 до 150 мм, а также в гидроциклонных установках для материалов крупностью до 0,5 мм.

Отделение суспензии и отделение утяжелителя от продуктов обогащения осуществляют на виброгрохотах, регенерацию магнитного утяжелителя – в электромагнитных сепараторах.

### ***Отсадка***

Отсадка занимает одно из ведущих мест в технологии обогащения полезных ископаемых. Она с успехом применяется для крупно- и средневкрапленных рудных и нерудных полезных ископаемых, в которых полезные минералы отличаются от сопутствующих породных по плотности и представлены зернами крупностью не менее 0,2-0,5 мм. Отсадкой обогащают россыпные золотоносные, платиновые, алмазные, титано-циркониевые руды, некоторые коренные руды цветных и редких металлов, железные руды, но особенно широко отсадка используется при обогащении каменного угля и антрацита. Плотность разделяемых минералов – от 1200 до 19000 кг/м<sup>3</sup>. Крупность руд, обогащаемых отсадкой, составляет от 0,2 до 60 мм, угля – от 0,5 до 150 мм, антрацитов – от 0,5 до 250 мм. Отсадка крупных классов полезных ископаемых проводится с естественной постелью, при отсадке тонкозернистых материалов разгрузка тяжёлых продуктов осуществляется через искусственную постель.

При разгрузке продуктов через искусственную постель обеспечивается более высокая степень разделения. Для создания искусственной постели применяют магнетитовую и гематитовую руду, ферросилиций, тяжёлые фракции концентратов. Форма зёрен постели может быть любой, но лучше неправильной. Плотность постели должна быть промежуточной между плотностями концентрата и отходов. Минимальный размер зёрен постели определяется принятым размером отверстий решета машины, а максимальный – обычно в три раза больше максимального куска обогащаемой руды. С увеличением толщины постели выход подрешетных продуктов уменьшается, а их качество повышается и наоборот.

Чаще всего при исследованиях процесса отсадки используют отсадочные машины с подвижным коническим днищем. При исследованиях отсадки крупных классов (+10 мм) также применяют воздушно-пульсационные отсадочные машины. В состав полупромышленной отсадочной установки входят также грохоты подготовительной классификации и оборудование для обезвоживания продуктов отсадки.

Регулирование процесса отсадки начинается после заполнения рабочих камер обогатительного оборудования материалом и поступления легкого продукта на обезвоживание. Параметры регулирования: объём воздуха, подаваемого в пульсаторы; расход подрешетной и транспортной воды; нагрузка по исходному материалу; частота и амплитуда пульсаций; высота сливного порога и угол наклона решета.

При регулировании расхода воздуха следует учитывать, что его увеличение приводит к росту амплитуды пульсаций, скорости восходящего и нисходящего

потоков, и наоборот. Уменьшение расхода подрешетной воды ослабляет интенсивность восходящего потока и усиливает всасывающее действие нисходящего потока. Постель должна разрыхляться полностью до момента достижения восходящим потоком максимальной скорости и уплотняться от нижних до верхних слоев при всасывании. В случае недостаточного разрыхления всей постели сначала добавляют воздух, а потом воду.

Режим пульсаций воды выбирается в зависимости от состава материала и его крупности. Частота пульсаций определяется высотой постели, её фракционным составом, относительной продолжительностью периодов цикла пульсаций и давлением сжатого воздуха. Увеличение продолжительности впуска воздуха приводит к соответствующему увеличению амплитуды пульсаций; увеличение продолжительности выпуска воздуха – к увеличению продолжительности нисходящего потока, который необходим при отсадке широко-классифицированного материала. При уменьшении размера частичек исходного материала частоту пульсаций увеличивают, а амплитуду – уменьшают, и наоборот.

Высоту сливного порога отсадочной машины регулируют при недостаточном или очень большом слое легкой фракции в постели последней камеры, а угол наклона решета – в случае большой высоты слоя промежуточных и тяжёлых фракций в постели каждой камеры.

Если при оптимальных параметрах отсадочная машина недогружена или перегружена могут быть получены бедные концентраты, а также возможны значительные потери ценных компонентов с отходами.

Результаты отсадки оценивают по качеству концентратов и извлечению в них ценных компонентов. Экспресс-контроль процесса разделения осуществляют с помощью расслоения продуктов в тяжёлых жидкостях.

Эффективность отсадки тем выше, чем больше крупность обогащаемого материала и чем большее различие в плотности разделяемых минералов.

### ***Концентрация на столах***

Концентрация на столах используется для обогащения руд и перечистки концентратов отсадочных машин при крупности материала 0,2-3 (6) мм и разнице в плотности разделяемых минералов не менее 1500-2000 кг/м<sup>3</sup>.

Процесс разделения минеральных частичек на концентрационных столах регулируется крупностью и способом подготовки обогащаемой руды; параметрами конструктивных узлов столов (форма и размеры деки; форма, размеры и расположение рифлей; кинематика движения деки), технологическими режимами работы (частота колебаний и ход деки; углы продольного и поперечного наклона деки, разжиженность питания, расход смывной воды, удельная производительность стола). Более высокие технологические показатели, в сравнении с другими гравитационными аппаратами, концентрационные столы обеспечивают в интервале крупности 0,4-2 мм.

Эффективность обогащения на концентрационных столах снижается при малой разнице в плотности разделяемых минералов и тонком вкраплении ценных компонентов. Практика показывает, что россыпные руды обогащаются на столах эффективнее, чем коренные.

Предварительная подготовка материалов способствует повышению производительности концентрационных столов и улучшению их технологических показателей. Предварительная подготовка материалов осуществляется в гидравлических классификаторах и реже на грохотах, а обесшламливание – в гидроциклонах, спиральных классификаторах, конусах или сгустителях.

Высота и расположение рифлей определяются крупностью и плотностью минеральных зерен, углом наклона деки, скоростью смывной воды и производительностью стола. Связь между этими факторами устанавливается экспериментально. При концентрации крупного материала (+1 мм) высота нижних рифлей принимается равной 18-25 мм, материала крупностью 0,2-0,5 мм – 12-15 мм, шламов – 10 мм. При обогащении крупнозернистого материала соотношения между шириной желобков и высотой рифлей принимают 1,5-2, а при обогащении тонкого материала – 5-6. Угол среза рифлей составляет 30-45°, при этом он тем больше, чем тоньше обогащаемый материал.

При обогащении крупного материала рекомендуется увеличенная длина хода деки и уменьшенная частота колебаний, обеспечивающая рост подъёмной силы восходящей струи потока. При обогащении мелкого материала, наоборот, уменьшают длину хода деки и увеличивают частоту колебаний.

Оптимальные углы продольного и поперечного наклона деки выбирают в зависимости от крупности обогащаемого материала: чем крупнее материал, тем больше угол. Поэтому при обогащении мелкозернистых материалов угол поперечного наклона составляет 1,5-2,5°, при обогащении грубозернистых – 4-8°, а для особенно крупных и тяжёлых минералов он может быть увеличен до 10°.

Угол поперечного наклона деки и расход смывной воды взаимосвязаны и являются основными регулирующими параметрами при эксплуатации концентрационных столов.

Угол продольного наклона деки небольшой по величине: от -0,003° до +0,4° (знак «-» означает опускание разгрузочного конца деки, знак «+» – его подъём). Продольный наклон деки по ходу движения материала при переработке тонкозернистых и шламистых продуктов увеличивает транспортирующую способность, а наклон деки в противоположном направлении при переработке крупнозернистых продуктов, наоборот, уменьшает транспортирующую способность.

Оптимальная разжиженность питания стола составляет 3-4 м<sup>3</sup>/т; чрезмерное разжижение приводит к снижению извлечения тяжёлых минералов в концентрат, а недостаточное – ухудшает расслоение минералов.

На этапе полупромышленных исследований чаще всего используют для основных операций концентрационные столы СКМ-1, для перечистных – СК-1.

### ***Винтовая сепарация***

Винтовая сепарация применяется в схемах обогащения мелкозернистых песков, содержащих ильменит, циркон, рутил, а также в схемах обогащения коренных руд редких и благородных металлов, железных руд, фосфоритов, хромитов, каменного угля и алмазов.

Область применения того или другого типа винтового аппарата определяется крупностью ценных минералов. При крупности ценных минералов 0,1-3 мм применяют винтовые сепараторы. Для материала крупностью 0,05-0,2 мм используют винтовые шлюзы. При содержании в руде более 20% глины и шламов перед сепарацией её необходимо обесшламливать. Плотность питания винтовых сепараторов должна быть в пределах 20-40%, винтовых шлюзов – 10-30%. Повышение плотности питания приводит к ухудшению подвижности потока, а уменьшение – к снижению технологических показателей процесса.

Оптимальные параметры винтовых аппаратов: угол наклона винтовой линии в зоне веера концентрата  $42^{\circ}$ , число витков 4, число заходов 1-2. Минимальную высоту пульпы, ширину желоба и нагрузку по пульпе рассчитывают по известным формулам и уточняют экспериментально.

### 9.3.2 Магнитная сепарация

Магнитная сепарация – основной процесс обогащения в технологических схемах переработки руд чёрных металлов.

Магнитные сепараторы в зависимости от напряженности магнитного поля подразделяются на:

- сепараторы со слабым магнитным полем ( $H = 80-120$  кА/м), предназначенные для обогащения сильномагнитных руд (магнетитовых) и регенерации ферромагнитных суспензий (магнетитовых, ферросилициевых). Создание магнитного поля в этих сепараторах осуществляется открытыми магнитными системами. Неоднородность поля достигается чередованием нескольких полюсов равноименной полярности;

- сепараторы с сильным магнитным полем ( $H = 600-1600$  кА/м), предназначенные для извлечения из руд слабомагнитных минералов (лимонита, сидерита, пиролюзита и др.). Для создания сильных магнитных полей в сепараторах используют замкнутые магнитные системы.

В зависимости от среды, используемой для обогащения, сепараторы обеих групп делят на сухие и мокрые.

Материал перед обогащением в магнитных сепараторах проходит ряд подготовительных операций: дробление, измельчение, классификацию, обесшламливание (или обеспыливание), намагничивание (или размагничивание), сушку. Слабомагнитные руды обогащают при крупности до 6 мм в сепараторах мокрого обогащения, сильномагнитные руды – при крупности до 50 мм в сепараторах сухого и мокрого обогащения. При этом предварительная классификация обогащаемого материала на классы +6 мм и -6 мм повышает эффективность магнитной сепарации.

Сухое магнитное обогащение сильномагнитных руд на полупромышленных установках исследуется редко. При этом в первую очередь проверяют влияние напряженности магнитного поля и частоты вращения барабана на технологические показатели. При сухом магнитном обогащении на качество разделения отрицательно влияет сила взаимного сцепления частичек, которая увеличивается с повышением влажности руды и особенно заметна при уменьшении её крупности.

Поэтому перед сухим магнитным обогащением предусматривают операцию обеспыливания или предварительной промывки в скруббер-бутахах.

Технологические исследования по регулированию магнитных сепараторов для мокрого обогащения сильномагнитных руд проводят с целью оптимизации производительности сепараторов, плотности питания, а также угла наклона магнитной системы.

Чрезмерное разжижение пульпы вызывает снижение производительности сепаратора, а повышенная плотность – захват немагнитных частичек в концентрат и потери магнитных зёрен с отходами. Оптимальное содержание твёрдого в питании сепараторов в зависимости от крупности руды приведено в табл. 9.1.

Таблица 9.1 – Рекомендованное содержание твёрдого в питании сепаратора

Крупность руды, мм	0,5-6	0,2-0,5	0-0,2
Содержание твердого, %	35-50	25-30	20-25

Для получения пульпы необходимой плотности применяют магнитное обесшламливание в конусах или гидросепараторах. Для разрушения создаваемых при этом флокулов магнитные продукты перед классификацией размагничивают.

Регулируемые параметры электромагнитных сепараторов с сильными полями такие: напряженность магнитного поля в рабочем зазоре, частота вращения рабочего органа (барабана, валков, ротора), рабочий зазор, размеры разгрузочных щелей в полюсных наконечниках, разжиженность пульпы, расход воды, производительность сепаратора.

Перед обогащением в электромагнитном сепараторе из исходного материала предварительно должны быть удалены сильномагнитные минералы и металлический скрап (в сепараторе со слабым полем). Напряженность магнитного поля выбирается исходя из условий получения из исходной руды наиболее чистой магнитной фракции при минимальных потерях полезных магнитных компонентов. Частота вращения рабочего органа сепаратора зависит от содержания магнитных материалов в руде, необходимой производительности сепаратора по пульпе и необходимого качества продуктов сепарации.

Значительную роль в процессе сепарации играет водный режим. При работе сепаратора в режиме затопления рабочей зоны, водный режим регулируется сливным порогом. Для получения более чистого магнитного или немагнитного продукта в концентратное отделение или в ванную для немагнитного продукта дополнительно подают промывную воду. Скорость разгрузки продуктов сепарации и объём воды, подаваемой в магнитные сепараторы, регулируется размерами разгрузочных насадок.

### 9.3.3 Электрическая сепарация

Электрическая сепарация применяется, главным образом, для доводки некондиционных концентратов, которые содержат электропроводные минералы.

Для полупромышленных исследований для доводки черновых концентратов редких, цветных и чёрных металлов применяют коронно-электростатический



сепаратор СЭС-100 производительностью 1-5 т/ч при крупности исходного материала 0,074-1,5 мм.

Подготовка материала к сепарации состоит в классификации по крупности на ситах с отверстиями 0,1 и 1,2 мм, подсушивании и обеспыливании.

Основные факторы, влияющие на электрическую сепарацию: контактное сопротивление между частичкой и заземлённым электродом; напряженность электрического поля; поверхностная обработка материала; проводимость, состав, форма и крупность частичек; температура, влажность, гигроскопичность воздуха.

Контактное сопротивление можно изменять химической обработкой поверхности частичек и осадительного электрода. В пределах критической зоны разность в проводимости частичек не влияет на показатели разделения и угол отрыва частичек от барабана зависит от их плотности. При небольшой разности проводимости сепарация в этой зоне становится малоэффективной, если часть смеси с большим контактным сопротивлением имеет более высокую плотность, чем часть смеси с меньшим сопротивлением, и наоборот.

При сепарации материала, характеризующегося небольшой разницей в проводимости составных минералов, необходима более узкая шкала классификации. Эффективность электрической сепарации зависит от проводимости частичек, и в первую очередь – от физического состояния поверхности минералов.

Температура, влажность и гигроскопичность воздуха влияют на проводимость частичек и могут изменять показатели сепарации. Поэтому кондиционирование воздуха улучшает условия процесса электрической сепарации и повышает её селективность.

Напряженность электрического поля коронного разряда подбирается в процессе технологических исследований, она должна быть оптимальной для каждого конкретного материала. При повышении напряжения электрического поля выход непроводящей фракции увеличивается, при этом чем крупнее материал, тем выше должно быть напряжение на электродах сепаратора. Однако, при высоком содержании в обогащаемом материале проводимых частичек напряжение между электродами необходимо снизить, чтобы предотвратить пробой. Повысить разность в электрических свойствах поверхностей разделяемых минералов можно химической обработкой материала реагентами-активаторами.

Работа электрического сепаратора регулируется напряжением, частотой вращения барабана, положением коронирующего, заземленного и отклоняющего электродов, местом загрузки материала в электродное пространство. Нормальная работа сепаратора зависит от постоянства состава питания и его непрерывной подачи в аппарат.

### 9.3.4 Флотация

Пенная флотация – универсальный процесс обогащения, который применяется для многих полезных ископаемых.

Основные факторы, влияющие на эффективность разделения минералов процессом флотации: минеральный состав ценных и породных компонентов, крупность и гранулометрический состав питания флотации, температура пульпы,

схема флотации. Такие факторы как время флотации, плотность пульпы, степень аэрации, конструкция машины, влияют не только на эффективность, но и на производительность машины по исходному материалу.

Регулирование флотационного процесса осуществляют по картам технологического режима и опробования с учетом рекомендаций, полученных в результате исследований в лабораторном и укрупненном масштабе. На основе данных, полученных в ходе эксперимента, в технологический режим, а иногда и в схему обогащения, вносят изменения и дополнения с целью оптимизации флотационного процесса. Изменения в схеме и технологическом режиме выполняют до момента получения стабильных результатов.

В связи с определенными колебаниями показателей флотационного процесса на практике тяжело заметить разницу в результатах флотации, получаемых при изменении режима измельчения руды. Для получения правильных выводов необходимо в рекомендованном режиме измельчения проработать несколько рабочих изменений и сравнить результаты ситовых и дисперсионных анализов измельченной руды и продуктов флотации с полученными показателями обогащения.

Основную и контрольную флотацию проводят в плотных пульпах с содержанием твёрдого 25-40%, перечистные операции – в более разбавленных пульпах с содержанием твёрдого 10-15%. Разница в содержании твёрдого в первых и последних камерах флотационной машины может составлять 15-20%.

Реагентный режим флотации определяется заданными условиями, полученными при лабораторных исследованиях, концентрацией реагентов в пульпе, порядком их загрузки в процесс и продолжительностью контакта реагентов с пульпой. В ходе исследований реагентный режим уточняют, наблюдая за протеканием процесса флотации, по результатам экспресс-анализов и оценке продуктов обогащения под микроскопом. Обычно реагенты подают в процесс в таком порядке: регуляторы среды – в мельницу; депрессоры или активаторы – в мельницу или классификатор; собиратели – в контактные чаны или флотомшины; вспениватели – во флотомшины. Расходы реагентов, которые подаются в отдельные точки процесса, определяются картой технологического режима и корректируются исследовательским путём по изменениям работы установки.

Продолжительность флотации по операциям уточняется в ходе исследований. Увеличение её свыше оптимального приводит к получению бедных, засоренных породными минералами концентратов. При недостаточной продолжительности процесса увеличиваются потери ценных компонентов с отходами. Для оптимизации режима флотации отбирают пробы отходов и флотируют их в лабораторных флотомшинах сначала без реагентов, а потом с их добавками. В первом случае обнаруживают потери ценного компонента в отходах со свободными зёрнами минералов, во втором – из-за недостаточной концентрации реагентов. Эти опыты ведут с перечисткой пенных продуктов, полученных при дофлотации отходов. Если установлено, что дофлотация минералов из отходов даёт возможность получать только промпродукты, то увеличение фронта флотации нецелесообразно. Это свидетельствует о недостаточном раскрытии флотируемого материала.

Скорость потока пульпы через камеры флотационной машины для получения высоких показателей обогащения должна быть достаточно высокой: у машины основной и контрольной операций пульпа должна подаваться со скоростью до 1-2 объёмов камеры в минуту.

С увеличением аэрации уменьшается продолжительность флотации, но чрезмерное увеличение аэрации может привести к усилению коалесценции воздушных пузырьков, увеличению скорости и неравномерности их всплытия и увеличению тем самым вероятности отрыва от них минеральных частичек. При этом ухудшаются показатели обогащения и снижается производительность флотомашин, так как часть их объёма заполняется не пульпой, а воздухом.

Повышение температуры пульпы часто интенсифицирует процесс флотации, особенно при использовании жирнокислотных собирателей. Но следует остерегаться ухудшения селективности флотации при чрезмерном перегреве пульпы и учитывать технико-экономические показатели при подогреве больших объёмов пульпы в промышленных условиях. Выбор оптимальных значений  $pH$  пульпы в большинстве случаев позволяет существенно повысить селективность флотации, улучшить собирательное действие реагентов и повысить извлечение ценных компонентов.

В ходе полупромышленных исследований в некоторых флотомашинах режим работы характеризуется чрезмерно высокой турбулентностью потоков. Для устранения этого явления устанавливают разные устройства: успокоительную решетку, задний пульпоотбойник, передний успокоитель.

Кроме того, в схемах исследований нужно предусматривать возможность сгущения, дополнительного измельчения и обработки промпродуктов флотации в отдельном цикле, поскольку эти операции проверить в ходе лабораторных исследований на малых навесках довольно сложно.

**Пенная сепарация** применяется для крупнозернистого материала (до 3 мм). В ходе регулирования пенной сепарации особое внимание уделяют созданию оптимальных условий предварительной обработки пульпы флотационными реагентами, соблюдению гидродинамического режима подачи пульпы на пенный слой, обеспечению достаточной аэрации пульпы и диспергирования воздушной фазы.

Эффективность пенной сепарации в значительной мере определяется условиями гидрофобизации минеральных частичек. Обработку материала собирателем необходимо проводить после его предварительного обесшламливания по классу 0,04-0,07 мм и сгущение до содержания твердого 65-75%. В этих условиях достигается более эффективное контактирование пульпы с реагентами.

Материал подают на поверхность предварительно аэрированного пенного слоя спокойным горизонтальным потоком, который равномерно распределён по всей ширине машины. Лучшим способом аэрации пульпы и диспергирования воздушных пузырьков является продавливание сжатого воздуха сквозь эластичную пористую перегородку, например, сквозь резиновые перфорированные трубки, способные самоочищаться при их закупорке минеральными частичками. Резиновые перфорированные трубки успешно применяются для диспергирования воздушных

пузырьков и обеспечивают получение равномерных пузырьков размером 0,2-1 мм. Оптимальные размеры резиновых трубок: внутренний диаметр 8-10 мм, толщина стенки 3-4 мм, предельная длина 2 м, число отверстий с учетом механической прочности и максимальной аэрирующей способности 40-60 на 1 см<sup>2</sup>.

Пенную сепарацию рекомендуется применять при обогащении крупнозернистых материалов (например, руд россыпных месторождений), при обработке очень разбавленных или очень густых пульп, для получения грубых концентратов (например, из алмазосодержащих кимберлитов, из руд, содержащих самородное золото).

### 9.3.5. Радиометрическая сепарация

Радиометрическую сепарацию проводят обычно на материале крупностью 25-150 мм (иногда 25-300 мм). Эффективность радиометрической сепарации зависит от содержания в руде ценных компонентов (основных и сопутствующих), вредных примесей, контрастности руды и соответствия между разделительным признаком и содержанием ценных компонентов.

Регулирование работы радиометрических сепараторов сводится, главным образом, к настройке их по эталонным пробам и изменению основных параметров процесса сепарации с целью повышения технологических показателей: производительности по исходному питанию, интенсивности излучения, крупности материала и т.п.

#### *Контрольные вопросы*

1. Опишите стадии исследования на обогатимость и их основные особенности.
2. Какие оптимальные параметры работы измельчительного и классификационного оборудования определяют при исследовании схем измельчения?
3. Укажите этапы оценки обогатимости полезных ископаемых в тяжёлых суспензиях.
4. Как вычисляется необходимая масса утяжелителя для приготовления тяжёлой суспензии заданной плотности?
5. Как рассчитывают определяющий контраст ДФЭ?
6. Укажите основные параметры регулирования процесса отсадки.
7. Каким образом регулируется процесс разделения минеральных частичек на концентрационных столах?
8. Укажите области применения винтовых сепараторов и шлюзов.
9. Какие подготовительные операции проходит материал перед обогащением в магнитных сепараторах?
10. Перечислите основные факторы, влияющие на электрическую сепарацию.
11. Укажите порядок исследования схем флотации.

Литература к теме: [6-10]

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Козин, В.З. Исследование руд на обогатимость: учебное пособие / В. З. Козин. – Екатеринбург: Изд.-во УГГУ, 2008. – 311 с.
2. Тихонов, О.Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых / О.Н. Тихонов. – М.: Недра, 1984. – 208 с.
3. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования. Справочник. Под ред. П.Е. Остапенко. – М.: Недра. 1990. – 264 с.
4. Исследование полезных ископаемых на обогатимость: учебное пособие / С.И. Митрофанов, Л.А. Барский, В.Д. Самыгин. – М.: Недра. 1974. – 352 с.
5. Фрумкин, Р. А. Основы научных исследований: учеб. пособие для вузов / Р. А. Фрумкин; Донбас. горно-металлург. ин-т. – Алчевск: ДГМИ: Ладо, 2010. – 201 с.
6. Самойлик, В.Г. Специальные и комбинированные методы обогащения полезных ископаемых: учебное пособие / В.Г. Самойлик. – Донецк: ООО «Восточный издательский дом», 2015. – 164 с.
7. Самойлик, В.Г. Теория и техника физического эксперимента при обогащении полезных ископаемых: учебное пособие / В. Г. Самойлик, А. Н. Корчевский, ГОУ ВПО "ДонНТУ". - Донецк: ООО "Технопарк ДонГТУ "УНИТЕХ", 2016. – 205с.
8. Расчеты технологических показателей обогащения полезных ископаемых. Учебное пособие. – 2-е изд., стер. / В.В. Кармазин, И.К. Младецкий, П.И. Пилов. – М.: Горная книга, Издательство Московского государственного горного университета, 2009. – 221 с.
9. Самойлик, В.Г. Классификация твёрдых горючих ископаемых и методы их исследований: [монография] / В.Г. Самойлик. – Харьков: Водный спектр Джи-Ем-Пи, 2016. – 308 с.
10. Барский, Л.А. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых / Л.А. Барский, В.З. Козин. – М.: Недра. 1978. – 486 с.
11. Карманов, Ф.И. Статистические методы обработки экспериментальных данных / Ф.И. Карманов, В.А. Острейковский. – М.: Абрис, 2012. – 208 с.