

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ  
ДОНЕЦКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ  
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ  
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ  
«ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ»**

В. Г. Самойлик

**ИССЛЕДОВАНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ НА  
ОБОГАТИМОСТЬ**

Учебное пособие  
для студентов образовательных учреждений

Донецк

2018

УДК 622.7.016(075.8)  
ББК 33.4я7  
С 17

*Рекомендовано Учёным советом  
ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет»  
в качестве учебного пособия для студентов образовательных учреждений  
высшего профессионального образования  
(Протокол № 11 от 22.12.2017 г.)*

**Рецензенты:**

- Борщевский С. В.** – доктор технических наук, профессор, заведующий кафедрой «Строительство зданий, подземных сооружений и геомеханика» ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет» (г. Донецк).
- Хилько С. Л.** – кандидат химических наук, ведущий научный сотрудник Института физико-органической химии и углехимии им. Л.М. Литвиненко (г. Донецк).

**Автор:**

Самойлик Виталий Григорьевич – кандидат технических наук, доцент кафедры «Обогащение полезных ископаемых» ГОУВПО «Донецкий национальный технический университет» (г. Донецк)

**Самойлик, В. Г.**

**С17 Исследования полезных ископаемых на обогатимость** : [учеб. пособие] / В. Г. Самойлик. – Донецк: ДонНТУ, 2018. – 190 с.

**ISBN 978-617-7577-57-6**

В учебном пособии приведены сведения об основных задачах и стадиях исследований на обогатимость. Изложены основы опробования, вопросы изучения вещественного состава полезных ископаемых и физических характеристик минералов. Описаны методы и аппараты, используемые для исследования полезных ископаемых на обогатимость. Приведены методики лабораторных исследований обогатительных процессов. Рассмотрены статистические методы планирования экспериментов и обработки результатов лабораторных и промышленных испытаний.

Учебное пособие предназначено для студентов специальности 21.05.04 "Горное дело" специализации "Обогащение полезных ископаемых" стационарной и заочной формы обучения.

**ISBN 978-617-7577-57-6**

**УДК 622.7.016(075.8)**

**ББК 33.4я7**

© Самойлик В. Г., 2018

## Содержание

Введение.....	6
<b>Глава 1.</b> Основные задачи и стадии технологических исследований на обогатимость. ....	8
<b>Глава 2.</b> Опробование полезных ископаемых.....	12
2.1. Общая характеристика видов проб и видов опробования.....	12
2.2. Опробование при оценке и утверждении запасов месторождения.....	17
2.2.1. Классификация месторождений полезных ископаемых.....	17
2.2.2. Способы опробования месторождений.....	19
2.2.3. Основные факторы, определяющие выбор методики опробования, способа отбора проб.....	22
2.2.4 Технологическое опробование месторождений полезных ископаемых.....	24
<b>Глава 3.</b> Подготовка проб к исследованиям.....	29
3.1. Подготовка к исследованию геологических проб.....	30
3.2. Подготовка к исследованию товарных проб.....	34
3.3. Подготовка к исследованию проб на обогатительных фабриках.....	36
<b>Глава 4.</b> Предварительные исследования полезных ископаемых.....	38
4.1. Минералогический состав полезных ископаемых.....	40
4.2. Петрографический состав твёрдых горючих ископаемых.....	44
4.2.1. Определение групп мацералов и минеральных включений.....	45
4.2.2. Определение показателя отражения витринита.....	48
4.3. Гранулометрический состав полезных ископаемых.....	50
4.4. Фракционный анализ полезных ископаемых.....	63
4.5. Определение физических и технологических характеристик минералов и руд.....	70
4.5.1. Плотность.....	70
4.5.2. Влажность.....	72
4.5.3. Сыпучесть.....	73
4.5.4. Магнитная восприимчивость.....	74
4.5.5. Электрическая проводимость.....	78
4.5.6. Диэлектрическая проницаемость.....	80
4.5.7. Прочность.....	81
4.5.8. Абразивность.....	84
4.5.9. Удельная минеральная поверхность.....	85
<b>Глава 5.</b> Поиск априорной информации.....	91
<b>Глава 6.</b> Исследование обогатимости полезных ископаемых различными методами.....	93
6.1. Исследование обогатимости полезных ископаемых радиометрической сепарацией.....	94
6.2. Исследование гравитационных процессов обогащения полезных ископаемых.....	102

6.2.1. Обогащение в тяжёлых суспензиях.....	104
6.2.2. Обогащение отсадкой.....	106
6.2.3. Обогащение на концентрационных столах.....	109
6.2.4. Обогащение на винтовых сепараторах .....	111
6.3. Исследование обогатимости полезных ископаемых методом магнитной сепарации.....	113
6.3.1. Магнитный анализ полезных ископаемых.....	113
6.3.2. Исследование обогатимости магнитной сепарацией.....	117
6.4 Исследование обогатимости полезных ископаемых электрической сепарацией .....	120
6.5 Флотуруемость полезных ископаемых.....	123
6.5.1. Исследование обогатимости полезных ископаемых пенной флотацией.....	124
6.5.2. Исследование обогатимости полезных ископаемых пенной сепарацией.....	132
6.5.3. Исследование обогатимости полезных ископаемых колонной флотацией .....	134
6.6. Исследование обогатимости полезных ископаемых селективной флокуляцией.....	136
6.7. Исследование обогатимости полезных ископаемых в процессе выщелачивания.....	138
<b>Глава 7. Техника постановки активного эксперимента при исследовании обогатимости полезных ископаемых.....</b>	<b>144</b>
7.1. Классический и статистический методы планирования экспериментов...	144
7.2. Техника постановки активного эксперимента.....	147
7.3. Определение критерия эффективности процесса обогащения.....	148
7.4. Определение независимых факторов.....	149
7.5. Выбор структуры модели и плана эксперимента.....	151
<b>Глава 8. Планирование экспериментов при исследовании обогатимости полезных ископаемых.....</b>	<b>154</b>
8.1. Факторное планирование экспериментов.....	154
8.1.1. Полный факторный эксперимент.....	154
8.1.2. Дробный факторный эксперимент .....	158
8.2. Метод крутого восхождения.....	160
8.3. Симплексный метод планирования экспериментов.....	161
8.4. Ротатабельное центрально-композиционное планирование экспериментов.....	163
<b>Глава 9. Исследование технологических схем обогащения полезных ископаемых .....</b>	<b>167</b>
9.1. Стадии исследований .....	167
9.2. Подготовительные процессы .....	168
9.2.1. Дробление и грохочение .....	168

9.2.2. Измельчение и классификация.....	169
9.2.3. Промывка .....	171
9.3. Обогащительные процессы.....	171
9.3.1. Гравитационные процессы.....	171
9.3.2. Магнитная сепарация.....	176
9.3.3. Электрическая сепарация.....	177
9.3.4 Флотация.....	178
9.3.5. Радиометрическая сепарация.....	181
<b>Глава 10. Технологический регламент.....</b>	<b>182</b>
Список литературы.....	187

## ВВЕДЕНИЕ

Настоящее учебное пособие предназначено для более глубокого изучения студентами дисциплины «Исследования полезных ископаемых на обогатимость». Данная дисциплина направлена на создание у студентов системы знаний и представлений, лежащих в основе:

- физико-химических свойств минералов;
- способов их переработки;
- технологических особенностей обогащения полезных ископаемых различной природы;
- разработки технологических схем обогащения рудных и нерудных полезных ископаемых.

Эта дисциплина является неотъемлемой частью комплекса дисциплин по подготовке специалистов по направлению «Горное дело».

**Цель изучения дисциплины** – ознакомить студента с теоретическими основами исследования полезных ископаемых на обогатимость. Научить студента самостоятельно выбирать схему переработки руд в зависимости от свойств полезных компонентов. Все эти знания должны сформировать у студента основные элементы профессионального сознания. Это позволит будущему инженеру более профессионально решать производственные задачи для эффективного управления технологическим процессом переработки полезных ископаемых.

В результате изучения дисциплины студент должен **знать:**

процессы обогащения как объекты исследования; взаимосвязь технологических факторов; статистические методы планирования экспериментов и оценки экспериментальных данных.

В результате изучения дисциплины студент должен **уметь:**

исследовать свойства минералов, разрабатывать принципиальные схемы с учетом специфических особенностей сырья и выполнять их расчёт.

Перечисленные результаты обучения являются основой для формирования следующих **компетенций:**

- способность к обобщению и анализу информации, постановке целей и выбору путей их достижения;
- стремление к саморазвитию, повышению своей квалификации и мастерства;
- осознанием социальной значимости своей будущей профессии, наличием высокой мотивации к выполнению профессиональной деятельности;
- готовность использовать научные законы и методы при геолого-промышленной оценке месторождений твёрдых полезных ископаемых;
- владеть методами анализа, знанием закономерностей поведения и управления свойствами горных пород и состоянием массива в процессах переработки твёрдых полезных ископаемых;
- владением методами рационального и комплексного освоения георесурсного потенциала недр;
- владением основными принципами технологий эксплуатационной переработки твёрдых полезных ископаемых;

- быть готовым оперативно устранять нарушения производственных процессов, вести первичный учет выполняемых работ, анализировать оперативные и текущие показатели производства, обосновывать предложения по совершенствованию организации производства;

- готовностью выполнять экспериментальные и лабораторные исследования, интерпретировать полученные результаты, составлять и защищать отчеты;

- готовностью использовать технические средства опытно-промышленных испытаний оборудования и технологий при переработке твёрдых полезных ископаемых, объектов;

- способностью анализировать горно-геологическую информацию о свойствах и характеристиках минерального сырья и вмещающих пород;

- способностью выбирать технологию производства работ по обогащению полезных ископаемых, составлять необходимую документацию в соответствии с действующими нормативами;

- способностью выбирать и рассчитывать основные технологические параметры эффективного и экологически безопасного производства работ по переработке и обогащению минерального сырья на основе знаний принципов проектирования технологических схем обогатительного производства и выбора основного и вспомогательного обогатительного оборудования;

- способностью анализировать и оптимизировать структуру, взаимосвязи, функциональное назначение комплексов по добыче, переработке и обогащению полезных ископаемых и соответствующих производственных объектов при строительстве и реконструкции.

Дисциплина «Исследования полезных ископаемых на обогатимость» относится к профессиональному циклу базовой части учебного плана и изучается студентами на 5 курсе. Базируется на знаниях и умениях, которые студент приобрел при освоении предшествующих дисциплин: «Физика», «Физическая химия», «Органическая химия», «Высшая математика», «Геология», «Опробование и контроль технологических процессов обогащения», «Основы переработки минерального сырья», «Гравитационные методы обогащения», «Магнитные и электрические методы обогащения», «Специальные и комбинированные методы обогащения», «Флотационные методы обогащения», «Теория разделения минеральных ресурсов», «Моделирование обогатительных процессов», «Горно-промышленная экология» и др. Кроме этого студенты должны обладать базовыми знаниями основ математики, информатики и статистики.

Изложенные в настоящем учебном пособии материалы дадут возможность студентам систематизировать полученные ранее знания по обогащению полезных ископаемых, проследить весь путь исследований по обогатимости полезных ископаемых от отбора проб до подготовки исходных данных для разработки новых технологических схем и процессов переработки минерального сырья, проектирования новых обогатительных фабрик.

## Глава 1

# ОСНОВНЫЕ ЗАДАЧИ И СТАДИИ ИССЛЕДОВАНИЙ НА ОБОГАТИМОСТЬ

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 извлечения 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 утверждения запасов месторождения;
- определения физических основ и закономерностей обогатительных процессов;
- разработки технологии и схем обогащения;
- оптимизации параметров процессов разделения;
- при испытании новых машин и реагентов;
- получения необходимых данных для проектирования новых обогатительных фабрик и усовершенствования технологии обогащения на действующих фабриках.

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.

Разнообразные задачи, решаемые при исследовании обогатимости полезных ископаемых, не дают возможности четко регламентировать последовательность проведения отдельных операций, но в общем виде схема исследований может быть следующей:

1. Отбор представительной пробы;
2. Подготовка проб к исследованиям;
3. Проведение предварительных исследований (изучение вещественного состава, физических свойств сырья и др.);
4. Сбор априорной информации о сырье, поиск аналогов;
5. Поиск возможных методов обогащения и разработка технологической схемы (по данным выполненных анализов и априорной информации);
6. Выбор критериев эффективности принятых процессов обогащения;
7. Разработка плана экспериментальных работ;
8. Выполнение экспериментов, обработка полученных данных и получение моделей процессов;



9. Разработка рациональных технологических режимов процессов;
10. Экспериментальная проверка и корректировка разработанной схемы;
11. Разработка исходных данных для экономического анализа переработки исследуемого сырья.

При оптимизации параметров процессов разделения, изучении физических основ и закономерностей обогатительных процессов, при испытании новых машин и реагентов часть выше перечисленных операций может быть вовсе не использована, или порядок их может быть существенно изменён. Выбор последовательности проведения экспериментов определяется целью исследований, объёмом имеющейся априорной информации, опытом исследователей.

***При исследованиях полезных ископаемых на обогатимость для оценки и утверждения запасов месторождения*** преимущественно пользуются стандартной схемой, отдельные операции которой могут видоизменяться в зависимости от вида полезного ископаемого и особенностей его залегания [1-4].

На первой стадии производится выбор методов (геологических, геофизических) и способов опробования, исходя из конкретных геологических особенностей месторождения, физических свойств полезного ископаемого и вмещающих пород, применяемых технических средств разведки.

Обработка проб производится по схемам, разработанным для каждого месторождения, или принятым по аналогии с однотипными месторождениями. Основные и контрольные пробы обрабатываются по одной схеме.

На стадии предварительных исследований проводятся изучения химического состава руд. Целью этих исследований является выявление всех основных, попутных полезных компонентов, вредных примесей и шлакообразующих компонентов. Содержания их в руде определяются анализами проб химическими, спектральными, физическими, геофизическими и другими методами. Минеральный состав руд, их структурно-текстурные особенности и физические свойства должны быть изучены с применением минералого-петрографических, химических, физических и других видов анализов. При этом, наряду с описанием отдельных минералов производится количественная оценка их распространённости.

В результате проведенных предварительных исследований руд устанавливаются их природные разновидности и предварительно намечаются промышленные (технологические) типы, требующие селективной добычи и отдельной переработки. Окончательное выделение промышленных (технологических) типов и сортов руд производится по результатам технологического изучения выявленных на месторождении природных разновидностей.

Технологические свойства полезного ископаемого – совокупность признаков, характеризующих дробимость, измельчаемость полезного ископаемого, раскрываемость минеральных ассоциаций, эффективность разделения минеральных комплексов и отдельных минералов на черновые и товарные концентраты, промпродукты для специальных видов переработки и отвальные хвосты различными методами механического, физико-химического, химико-металлургического, биологического обогащения. На стадии изучения технологических свойств полезных иско-

паемых при имеющемся опыте промышленной переработки легкообогатимых руд допускается использование аналогии, подтвержденной результатами лабораторных исследований. Для труднообогатимых или новых типов руд, опыт переработки которых отсутствует, технологические исследования руд и, в случае необходимости, продуктов их обогащения, проводятся по специальным программам.

По результатам изучения технологических свойств полезных ископаемых проводится геолого-технологическая типизация руд месторождения с выделением промышленных (технологических) типов и сортов руд, составляются геолого-технологические карты и разрезы. Производится оценка и утверждение запасов месторождения.

***При проведении исследований на обогатимость с целью получения необходимых данных для проектирования новых обогатительных фабрик*** схема исследований существенно расширяется. Основные требования к этапам исследований и перечень необходимых данных, которые должны быть получены в процессе выполнения этих этапов, определяются отраслевыми руководящими документами по проектированию [5, 6].

Наряду с заданием на проектирование основным документом для разработки проекта обогатительной фабрики является технологический регламент, который составляется по результатам исследований на обогатимость.

Для обогатительных фабрик, перерабатывающих руды цветных металлов, технологический регламент должен содержать следующие данные:

- минералогический, химический состав, промышленные технологические типы и технологические сорта руд;
- физико-механические свойства промышленных технологических типов и технологических сортов руд;
- данные по дробимости, измельчаемости и промываемости исходной руды, склонность минералов к переизмельчению и ошламованию, объёмная плотность продуктов дробления по переделам, их подвижность, слеживаемость, угол естественного откоса;
- физико-химические свойства шламов и пылей, рекомендации по их переработке;
- допустимые колебания показателей качества руды между суточными, сменными и внутрисменными партиями. Влияние колебаний качества руды на показатели технологического процесса, возможные колебания выхода и качества концентратов и промежуточных продуктовых хвостов. Целесообразность валовой или раздельной переработки выделенных сортов руд, необходимость валового или сортового усреднения руд, величина партий, в которых требуется усреднение, допустимые колебания в этих партиях (глубина и степень усреднения);
- характеристика вкрапленности минералов, крупность измельчения для раскрытия минералов. Оптимальная крупность измельчения;
- возможность и целесообразность предварительного обогащения кусковой руды;
- возможность и целесообразность использования бесшарового измельчения;

- рекомендуемая технологическая схема с учетом комплексного использования сырья и отходов (на схеме должны быть указаны технологические показатели, режимные параметры). Технологические показатели (качество концентратов, извлечение металлов по периодам отработки месторождения);

- показатели извлечения металлов, ценных минералов и серы в готовую продукцию и их распределение по продуктам обогащения. Рекомендуемые показатели комплексности использования сырья, включая хвосты обогащения. Удельные нормы расхода технологических материалов, топливно-энергетических ресурсов;

- рекомендуемые мероприятия по использованию отходов переработки полезных ископаемых, требования к их размещению, складированию и сохранению;

- реагентный режим с приведением перечня и расхода реагентов и указанием точек подачи. Время флотации по операциям;

- рекомендации по выбору оборудования, коэффициенты и удельные нагрузки на оборудование по всем операциям;

- абразивность перерабатываемого сырья, щелочность или кислотность пульпы, рекомендации по защите оборудования и технологических коммуникаций;

- данные по обесшламливанию, сгущаемости и фильтруемости промежуточных продуктов, концентратов, хвостов;

- данные по балансу водопотребления и водоотведения по водношламовой схеме, требования к качеству оборотной воды и технологии ее кондиционирования, уровня водооборота;

- химический, минералогический и гранулометрический состав продукции и отвальных хвостов с указанием соответствия готовой продукции действующим ГОСТ, ОСТ и ТУ;

- технология очистки сбросных вод (схема и качество очистки).

Для получения вышеперечисленных данных необходимо проводить большой объем экспериментальных исследований и расчётов технологических показателей с привлечением методов математического моделирования, планирования экспериментов и статистических методов обработки полученных результатов.

Таким образом, выбор схемы проведения исследований на обогатимость зависит от многих факторов. Нельзя чётко регламентировать их порядок, объем экспериментов. Даже в тех случаях, когда схема проведения исследований определена в отраслевых документах, перечень исследований, возможные варианты использования методов и схем обогащения будут существенно отличаться для полезных ископаемых различной природы.

Поэтому, при исследованиях полезных ископаемых на обогатимость, существенно возрастает роль непосредственного исполнителя – инженера-исследователя. От его компетенции, уровня подготовки будут зависеть правильность принятой схемы исследований, достоверность полученных результатов. Знание основных стадий исследований на обогатимость, излагаемых в этом учебном пособии, поможет читателю ориентироваться в выборе рациональных решений по технологии переработки полезных ископаемых, использованию новых реагентов, схем и оборудования.

Знакомство с основными стадиями мы начнём с отбора представительной пробы.

## Глава 2

### ОПРОБОВАНИЕ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### 2.1 Общая характеристика видов проб и видов опробования

В зависимости от целей, объектов исследований на обогатимость сами виды проб и способы их отбора могут существенно отличаться [7-9].

Познакомимся с основными видами проб и видами опробования.

*По способу получения пробы* подразделяются на точечные (рядовые) и объединённые (групповые).

**Точечная (рядовая) проба** – это масса материала, отобранная из одного места однократным движением устройства для отбора проб.

**Объединённая (групповая) проба** – это проба, состоящая из требуемого числа точечных (рядовых) проб одного и того же природного типа, отобранных в смежных точках. Она характеризуют усреднённое качество опробуемого материала. Количество групповых проб в несколько раз меньше количества рядовых проб, что позволяет, с одной стороны, определить содержание широкого круга компонентов в составе исследуемого материал, с другой – существенно сократить объём аналитических работ.

*По назначению пробы* подразделяют на химические, минералогические, минералого-технологическая, технологические, пластовые, эксплуатационные, товарные, контрольные, и др.

**Химические пробы** предназначены для определения химического состава руд. Они могут быть как рядовыми, так и групповыми. Рядовые пробы предназначены для определения содержания главных компонентов. Групповые пробы предназначены для определения содержания главных и второстепенных компонентов.

**Минералогические пробы** предназначены для определения минералогического состава полезных ископаемых. В качестве минералогических проб используются полированные штUFFы, шлифы, аншлифы (полированные шлифы), шлихи (концентраты тяжёлых минералов, получаемые при промывке шлиховых проб на россыпях), протолочки (концентраты тяжёлых минералов, получаемые при промывке измельченных скальных руд и вмещающих пород) и брикеты (искусственные шлифы и аншлифы, изготавливаемые из рыхлых полезных ископаемых и концентратов обогащения на специальном цементе).

**Минералого-технологические пробы** предназначены для изучения вещества пробы и форм нахождения в ней полезных компонентов, для изучения технологических свойств и технологической типизации руды, а также для разработки технологической схемы обогащения.

**Технологические пробы** предназначены для изучения технологических свойств полезных ископаемых, разработки и испытания технологической схемы их обогащения. Технологические пробы также отбирают на действующих обогатительных фабриках для осуществления контроля за технологическим процессом и работой основного оборудования, т. е. для проведения технического контроля про-

изводства. В зависимости от объёма и целей отбора технологические пробы подразделяются на лабораторные, укрупнённо-лабораторные и опытно-промышленные пробы.

*Лабораторные технологические пробы* (массой 0,1-3 т) предназначены для изучения вещественного состава, технологических свойств и качественных параметров полезных ископаемых и продуктов их переработки.

*Укрупнённо-лабораторные пробы* (массой 1,5-30 т) предназначены для разработки и испытания технологической схемы обогащения или её отдельных операций.

*Опытно-промышленные пробы* (массой 1-2 тыс. т) предназначены для проверки эффективности принятой схемы обогащения в промышленных условиях при непрерывном режиме работы. Применяются, в основном, тогда, когда намечается переработка нового типа полезных ископаемых, не освоенного промышленностью, или руда имеет весьма сложную технологию переработки.

*Пластовые пробы* характеризуют строение и качество пласта и его составных частей (пачек, прослоев) в точке их отбора в пределах вынимаемой мощности пласта (ГОСТ 9815-75). Пластовые пробы отбирают отдельно от каждого пласта или слоя в каждой очистной и подготовительной выработке по мере их подвигания, а также при изменении строения и качественной характеристики пласта.

*Эксплуатационные* пробы отбирают от добытого полезного ископаемого для характеристики качества товарной продукции, выдаваемой из отдельной лавы или участка с учетом засорения породой (ГОСТ 16094-78). Эксплуатационные пробы предназначены для определения гранулометрического состава и содержания минеральных примесей (породы) с размерами кусков 25 мм и более.

*Товарные пробы* характеризует качество полезного ископаемого, отгруженного потребителям. Это может быть полезное ископаемое, добытое в шахте, на разрезе, или концентрат и промпродукт, полученные при обогащении. Одну товарную пробу отбирают от каждой партии топлива. Понятие «партия» означает массу топлива, произведенного и отгруженного потребителям за определенный промежуток времени (сутки, смена и т. д.) (ГОСТ 10742-71). По результатам анализов товарных проб производят взаимные расчёты между поставщиком и потребителем, поэтому эти пробы называют также товарно-расчётными.

*Контрольную товарную пробу* отбирают в случае необходимости для уточнения и проверки показателей, по которым производят расчёты при поставках. Контрольное опробование товарной продукции производится поставщиком или потребителем, если возникают разногласия или сомнения в правильности результатов анализа товарного продукта.

*В зависимости от целевого назначения проводимых исследований выделяют следующие виды опробования:* химическое, минералогическое, геофизическое, техническое, технологическое, товарное.

*Химическое* опробование предназначено для определения химического состава руды. Оно играет главную роль для большинства полезных ископаемых, за исключением россыпей, некоторых видов индустриального сырья и строительных материалов. Химическое опробование лежит в основе оконтуривания рудных тел, подсчета запасов руд и содержащихся в них полезных компонентов.

**Минералогическое** опробование решает более широкий круг задач: определение минерального состава и текстурно-структурных особенностей руды, а также состава и свойств слагающих её минералов. В задачи минералогического опробования входит определение минерального состава полезного ископаемого, состава и свойств важнейших минералов, а также текстурно-структурных особенностей руды. Теми же методами изучают оруденелые вмещающие породы и продукты переработки руды – различные концентраты, получаемые при обогащении руд. На большинстве рудных и нерудных месторождений минералогическое опробование дополняет химическое, раскрывая форму нахождения компонентов в руде. На россыпях минералогическое опробование играет главную роль и лежит в основе оконтуривания рудных тел и подсчета запасов ценных минералов.

**Техническое** опробование заключается в определении физических свойств полезного ископаемого и вмещающих его пород, таких как плотность, влажность, крепость, гранулометрический состав, кусковатость и др. Для некоторых нерудных полезных ископаемых (строительные материалы, слюда, асбест, оптическое сырье и др.) физические свойства руды и слагающих её минералов играют главную роль и лежат в основе определения сортности полезных ископаемых и подсчета их запасов.

Особо следует отметить **геофизическое** опробование, которое выделяется не по назначению, а по способу измерения качества руды и заменяет либо химическое, либо минералогическое, либо техническое опробование. Так, с помощью геофизических методов можно определить химический состав руды (например, содержание радиоактивных элементов), минеральный состав руды (например, количество магнетита в руде) или её физические свойства (например, плотность). Характеристика основных геофизических методов опробования приведена в табл. 2.1 [10].

Таблица 2.1 – Характеристика основных геофизических методов опробования, применяемых при разведке месторождений металлов и нерудного сырья

Метод	Определяемый элемент, параметр	Нижний предел количественных определений, %			Глубинность метода, см
		керна, дробленный материал	в горных выработках	в скважинах	
1	2	3	4	5	6
Плотностной гамма-гамма метод (ПГГМ)	Объёмная масса пород и руд	н/о	$n \cdot 0,01$ г/см <sup>3</sup>	$n \cdot 0,01$ г/см <sup>3</sup>	5–10
Гамма-нейтронный метод (ГНМ)	Ве	н/о	$n \cdot 10^{-4}$	$n \cdot 10^{-3}$	10–15

Продолжение таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6
Нейтрон-нейтронный метод (ННМ)	Li, B, Cd, Hg	н/о	0,01–0,05	0,05–0,1	10–20
	Влажность объёмная	н/о	0,5–1,0	1,0–2,0	10–20
Рентгенорадиометрический метод (РРМ)	Pb, W, Hg	0,02–0,05	0,05–0,1	0,1–0,2	1–2
	$\sum$ TR, Ba, Sn, Sb, Ag, Nb, Sr, Rb	0,01–0,02	0,01–0,05	0,05–0,2	0,1–0,5
	Pd	От 1 г/т	н/о	н/о	0,1–0,5
	Pb, As, Zn, Cu, Ni, Co, Fe	0,05–0,1	0,1–0,2	0,1–0,5	0,05–0,1
	Mn, Cr	0,1	н/о	н/о	<0,05
	S	0,05–0,1	н/о	н/о	<0,05
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub>	1,0–2,0	н/о	н/о	<0,05
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> = f(Sr, $\sum$ TR)	2,0–3,0	2,0–3,0	2,0–3,0	0,1–0,5
Селективный гамма-гамма метод (СГГМ)	Cr	0,5	н/о	0,5–1,0	3–5
	Fe	0,5–1,0	0,5–1,0	1,0–2,0	3–5
	Pb, W, Hg, Ba, $\sum$ TR	n · 0,05	n · 0,1	n · 0,1	3–5
Нейтронно-активационный метод (НАМ)	Al, Si, Na, Ca	н/о	н/о	0,5–2,0	5–15
	Cu, Mn, F	н/о	н/о	0,1–0,5	5–15
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> = f (F)	н/о	н/о	1,0	5–15
Гамма-метод (ГМ)	U, Th	$(1,0–1,5) \cdot 10^{-4}$	$(1,0–1,5) \cdot 10^{-4}$	$(1,0–1,5) \cdot 10^{-4}$	10–20
	K	0,5–1,0	0,5–1,0	0,5–1,0	10–20
	P <sub>2</sub> O <sub>5</sub> = f (U, Th)	1,0	1,0	1,0	10–20

Окончание таблицы 2.1

1	2	3	4	5	6
Нейтронно-гамма метод (НГМ)	Hg, Fe, Ni, Mn, Cr	н/о	н/о	0,1–0,5	10–20
Метод магнитной восприимчивости (ММВ)	Fe	н/о	0,5–1,0	1,0–2,0	10–20
Регистрация нейтронов деления	U	н/о	н/о	0,01–0,005	10–20
П р и м е ч а н и е: н/о – не определяется (нет сведений об апробированных методиках)					

**Технологическое** опробование позволяет выяснить технологические свойства минерального сырья, главными из которых являются способность к обогащению, т. е. гравитационные, флотационные, электромагнитные и другие свойства, и к химическому восстановлению, а также плавкость, спекаемость и т. д.

Технологические испытания могут проходить в лабораторных условиях, на полупромышленных опытных установках или производственных линиях. Пробы для этих испытаний должны быть представительными и отражать состав природных типов и промышленных сортов руд в их товарном виде, в котором они поступят на переработку. Особенно это важно при полупромышленных и заводских дорогостоящих и очень ответственных испытаниях, проводимых на стадиях детальной разведки и доразведки, когда испытывают большеобъемные технологические пробы.

По результатам технологического опробования разрабатывают рациональную схему и оптимальный режим переработки минерального сырья, обеспечивающих рентабельное комплексное извлечение полезных компонентов и утилизацию отходов.

**Товарное опробование** проводится с целью оценки качества добытой руды (минерального сырья) и продуктов её переработки (минеральных концентратов). Объектом этого способа опробования являются рудная масса или товарный концентрат, находящиеся в перемешанном виде и, как правило, загруженные в транспортные ёмкости.

При товарном опробовании устанавливается ряд технологических показателей: товарные массы отдельных поставок, допустимая погрешность отбора проб, классификация руд по вариантам качества, число и масса разовых проб в различных вариантах качества.



## 2.2 Опробование при оценке и утверждении запасов месторождения

### 2.2.1 Классификация месторождений полезных ископаемых

Запасы твёрдых полезных ископаемых подсчитываются по результатам геологоразведочных и эксплуатационных работ, выполненных в процессе их изучения и промышленного освоения.

При определении запасов месторождений твёрдых полезных ископаемых обязательному отдельному подсчету и учету подлежат запасы основных и совместно с ними залегающих твёрдых полезных ископаемых, а также содержащихся в них основных и попутных компонентов (металлов, минералов, химических элементов и их соединений), целесообразность государственного учета которых определена технико-экономическими обоснованиями кондиций для подсчета запасов.

По экономическому значению запасы твёрдых полезных ископаемых и содержащихся в них полезных компонентов подразделяются на две основные группы [3]:

- балансовые (экономические);
- забалансовые (потенциально экономические), которые подлежат отдельному подсчету и учету.

К **балансовым** (экономическим) запасам относятся запасы, разработка которых на момент оценки согласно технико-экономическим расчётам экономически эффективна в условиях конкурентного рынка при использовании техники, технологии добычи и переработки минерального сырья, обеспечивающих соблюдение требований по рациональному использованию недр и охране окружающей среды.

К **забалансовым** относятся запасы, разработка которых на момент оценки согласно технико-экономическим расчётам экономически не эффективна (убыточна) в условиях конкурентного рынка из-за низких технико-экономических показателей, но освоение которых становится экономически возможным при изменении цен на полезные ископаемые, появлении оптимальных рынков сбыта или новых технологий. К забалансовым относятся также запасы, отвечающие требованиям, предъявляемым к балансовым запасам, но использование которых на момент оценки невозможно в связи с расположением в пределах водоохранных зон, населенных пунктов, сооружений, сельскохозяйственных объектов, заповедников, памятников природы, истории и культуры.

По степени изученности месторождения полезных ископаемых подразделяются на разведанные и оцененные [3].

К **разведанным** относятся месторождения (участки недр), запасы которых, их качество, технологические свойства, гидрогеологические и горнотехнические условия разработки изучены по скважинам и горным выработкам с полнотой, достаточной для технико-экономического обоснования их вовлечения в промышленное освоение в установленном порядке.

Разведанные месторождения по степени изученности должны удовлетворять следующим требованиям:

1) обеспечивается возможность квалификации запасов по категориям, соответствующим группе сложности геологического строения месторождения;

2) вещественный состав и технологические свойства промышленных типов и сортов полезного ископаемого изучены с детальностью, обеспечивающей получение исходных данных, достаточных для проектирования рациональной технологии их переработки с комплексным извлечением полезных компонентов, имеющих промышленное значение, и определения направления использования отходов производства или оптимального варианта их складирования или захоронения;

3) запасы других совместно залегающих полезных ископаемых, включая породы вскрыши и подземные воды, с содержащимися в них компонентами, отнесенные на основании кондиций к балансовым, изучены и оценены в степени, достаточной для определения их количества и возможных направлений использования;

4) гидрогеологические, инженерно-геологические, геокриологические, горно-геологические и другие природные условия изучены с детальностью, обеспечивающей получение исходных данных, необходимых для составления проекта разработки месторождения с учетом требований природоохранительного законодательства и безопасности горных работ;

5) достоверность данных о геологическом строении, условиях залегания и морфологии тел полезного ископаемого, качестве и количестве запасов подтверждены на представительных для всего месторождения участках детализации, размер и положение которых определяются недропользователями в каждом конкретном случае в зависимости от геологических особенностей полезного ископаемого;

6) подсчетные параметры кондиций установлены на основании технико-экономических расчётов, позволяющих определить масштабы и промышленную значимость месторождения с необходимой степенью достоверности;

7) рассмотрено возможное влияние разработки месторождения на окружающую среду и даны рекомендации по предотвращению или снижению прогнозируемого уровня отрицательных экологических последствий.

К **оцененным** относятся месторождения, запасы которых, их качество, технологические свойства, гидрогеологические и горнотехнические условия разработки изучены в степени, позволяющей обосновать целесообразность дальнейшей разведки и разработки.

Опробование проводится на всех стадиях геологоразведочных работ. Наибольшее значение оно имеет в разведочном процессе, когда по его результатам определяются качественный состав рудопродуктивных толщ, особенности распространения в них минеральных компонентов, контуры балансовых и забалансовых запасов минерального сырья, его природных типов и промышленных сортов, содержание и технология извлечения основных и сопутствующих полезных компонентов, а также вредных примесей, технические и физические свойства руд и вмещающих пород.

## 2.2.2 Способы опробования месторождений

В зависимости от стадии геологоразведочных работ, типа месторождения полезного ископаемого и характера рудных тел, а также характера рельефа и характера распределения полезных компонентов в рудных телах и технических средств поисков и разведки могут применяться разные способы опробования рудных тел.

На практике используются следующие способы отбора проб: дискретный (точечный, штуфной, горстевой), линейный (бороздовый, керновый, шпуровой) и объёмный (задирковый, валовый) [11, 12].

**Точечный способ** применяется при опробовании рудных тел на месторождениях с равномерным распределением полезных компонентов и значительной мощностью рудных тел. Он может также применяться и при эксплуатации месторождений открытым (карьерным) способом.

Точечная проба отбирается из забоя, стенок или кровли горной выработки путём откалывания кусочков горной массы (сколков) в точках, расположенных по правильной квадратной или ромбической сетке на опробуемой поверхности. Густота размещения сколков находится в прямой зависимости от изменчивости состава исследуемого полезного ископаемого. Все отобранные сколки должны иметь примерно одинаковый размер и объединяться в одну точечную пробу.

**Штуфной способ** используют при техническом и минералогическом видах опробования. Он заключается в отборе монолитных кусков руды и вмещающих пород массой 1-2 кг, а также их сколов для изготовления прозрачных и полированных шлифов с целью микроскопического их изучения.

**Способ вычерпывания (горстевой).** Этим способом чаще опробуются рудные тела при проходке горных выработок с применением взрывчатых веществ. После отпалки (взрыва) около забоя образуется навал горной породы (если проходка осуществляется по рудной зоне – руды). На выровненной поверхности навала намечается сетка опробования квадратной или ромбической формы (по аналогии с точечным опробованием). В отличие от точечного способа при вычерпывании частные пробы «вычерпываются» из середины квадратов или ромбов.

Объём всех частных проб, составляющих рядовую пробу, должен быть примерно одинаков, что обеспечивает представительность не только по весу (или объёму), но и по качеству исследуемого материала. Если кусковатость материала неравномерная и в центре фигуры (квадрата, ромба) в частную пробу попадает слишком крупный материал (кусочек породы), от него откалывается осколок, соизмеримый с размерами обломков, взятых из других точек (квадратов, ромбов). Методом вычерпывания обычно опробуется каждая проходка по рудной зоне горной выработки.

**Бороздовый способ.** Этот способ наиболее широко применяется при опробовании рудных тел в естественных обнажениях и горных выработках (канавках, шурфах, шахтах, штольнях и т. д.) на всех стадиях поисково-разведочных и экс-

плуатационных работ. Целью бороздового способа является выяснение минерального и химического состава руд. Большую роль играет при этом способе опробования выбор направления борозды. Оно должно обязательно совпадать с направлением максимальной изменчивости (невыдержанности) распределения оруденения в рудном теле. Таким направлением в большинстве случаев является направление истинной мощности рудного тела. При отборе бороздовой пробы очень важно производить равномерный отбор материала по всей длине пробы, независимо от твёрдости горных пород, слагающих рудное тело.

Сечение борозды чаще всего принимается прямоугольным, реже – треугольным. Ширина борозды принимается, как правило, больше глубины. Сечение бороздовой пробы напрямую зависит от мощности рудной зоны и характера распределения в ней рудных компонентов.

Длина бороздовой пробы определяется мощностью рудного тела или опробуемого интервала и его однородностью. Она изменяется в пределах от 0,3-0,4 м до 3-4 м. При неоднородном строении рудного тела отбираются секционные пробы при длине секции не менее 0,2-0,3 м по каждой разновидности руды. При мощности рудной зоны менее 0,2 м бороздовые пробы считаются не представительными и заменяются другим способом опробования (задирковым).

Опробование бороздой является наиболее универсальным способом, обеспечивает большую надёжность для большинства полезных ископаемых, однако этот способ опробования отличается малой производительностью.

**Керновый способ опробования** производится при помощи бурения скважин по рудным зонам и окружающим их вмещающим горным породам.

Длина пробы зависит от мощности рудного тела и составляет в среднем 1,0-1,5 м. При меньшей мощности рудного тела (рудной зоны) длина пробы будет соответственно меньше. При больших мощностях рудных тел и однородности руды она может быть увеличена до 2-3 м, в редких случаях – до 5 м.

Увеличение длины керновой пробы должно быть обосновано предварительным опробованием более короткими интервалами (до 1 м). Минимальная длина пробы по керну обычно не бывает менее 25 см.

При возможности выделения в составе рудного тела (рудной зоны) разных сортов руды опробование производится по интервалам, соответствующим участкам рудного тела, сложенным рудой разных сортов.

Опробование керна сопровождается детальной зарисовкой места отбора пробы и подробным описанием опробованного интервала с выделением секций проб по сортам или типам руд.

**Шпуровой способ** может применяться по шпурам, пробуренным при проходке горных выработок взрывным методом, как по рудным интервалам, так по вмещающим горным породам, либо по специальным «опробовательским» шпурам. Бурение шпуров осуществляется с промывкой, поэтому истёртая горная порода превращается в шлам.

Сбор шлама производится в специальных отстойниках, в которые он поступает через патрубок пробного шпура. Шпуровые пробы при равномерном распре-

делении оруденения могут отбираться по всему забою. Чаще одну пробу составляют шпуровые проходки.

При неоднородности рудного тела, сложенного разными сортами (типами) руды, в одну пробу объединяется шлам по одному сорту руды. В этом случае пробу может составить шлам из нескольких проходок (с нескольких забоев горной выработки).

Преимущества шпурового способа: экономичность процесса пробоотбора, сопряженного с проходкой выработки, минимальные затраты на обработку пробы, состоящей из бурового шлама. Кроме этого, появляется возможность отбора проб за пределами забоев горных выработок. Основной недостаток состоит в том, что объект опробования скрыт от исследователя за пределами забоя и недоступен для предварительного изучения и документации. Не всегда удается восстановить обстановку и после отпалки.

**Задирковый способ** является площадным и длительное время использовался при химическом опробовании маломощных (менее 0,3-0,4 м) тел с крайне неравномерным распределением полезных компонентов. Отработку таких тел, как правило, вели селективно. В настоящее время в связи с применением высокопроизводительных систем и технологии разработки нецелесообразно оконтуривать маломощные тела. Кроме того, этот способ требует больших затрат ручного труда, поскольку по всей мощности тела в определенном интервале по его падению (или ширине) должен сниматься ровный слой мощностью 1-3 см, минеральная масса которого поступает в пробу. Поэтому задирковый способ, утратив свое значение для химического опробования, может использоваться при взятии механическим способом большеобъемных проб для технологических испытаний. В этом случае глубина задиры достигает 5-10 см и более, а масса пробы – несколько сот килограммов.

**Валовое опробование.** Этот способ опробования применяется в тех случаях, когда любой другой способ не обеспечивает надёжных, достоверных сведений о полезном ископаемом (потенциальном полезном ископаемом) в отношении его минерального или химического состава, включая полезные и вредные компоненты. Его используют довольно часто в качестве контрольного способа опробования при применении любого рядового способа опробования, особенно при маломощных рудных телах и неравномерном и весьма неравномерном распределении полезных компонентов рудной массы на месторождениях.

Заключается валовое опробование в отборе для исследований всего рудного материала, который получается при проведении горных выработок по определённым интервалам. В случае чрезвычайно большой массы руды, полученной в выработке, и при относительной равномерности распределения оруденения (полезных и вредных компонентов) при отборе применяется метод кратности.

### 2.2.3 Основные факторы, определяющие выбор методики опробования, способа отбора проб

Ведущая роль в выборе методики опробования, способов отбора проб и их параметров принадлежит следующим факторам: задачам опробования, морфологическому типу рудных тел, наличию или отсутствию в рудных телах четких геологических границ; условиям залегания, мощности и внутреннему строению рудных тел, характеру распределения оруденения, физико-механическим свойствам руд и пород.

Во всех случаях выбранная методика опробования, способ отбора проб и их параметры должны обеспечивать оперативность и надежность пробоотбора, а также представительность результатов опробования.

При проведении опробования месторождений соблюдаются следующие обязательные условия.

1. Плотность сети опробования должна обеспечивать достоверную оценку исследуемого параметра. Она определяется геологическими особенностями изучаемого участка и обычно устанавливается исходя из опыта разведки месторождений-аналогов или обосновывается на новых объектах экспериментальными работами.

2. Опробование следует проводить непрерывно, на полную мощность тела полезного ископаемого. Кроме того, во всех разведочных пересечениях тел полезных ископаемых, не имеющих видимых границ, и по разреженной сети пересечений тел с четкими геологическими границами опробованию подлежат вмещающие породы.

3. Опробование должно проводиться секциями (рядовыми пробами), длина которых определяется внутренним строением рудного тела, изменчивостью вещественного состава, литологических, текстурно-структурных особенностей, физико-механическими и другими свойствами руд, а также параметрами кондиций. Прослой некондиционных руд и пустых пород в обязательном порядке опробуются отдельно. Рядовыми пробами характеризуются отдельные природные разновидности руд и прослой минерализованных пород. При относительно однородном внутреннем строении и равномерном распределении оруденения длину пробы (секции) целесообразно принять единой: для рудных тел небольшой мощности (до 10 м) – 1-2 м (для россыпных месторождений золота, олова – 0,2-0,5 м), а при мощности более 20 м длину можно увеличить до 5-10 м.

4. Длина рядовых проб во внутренних частях тел полезного ископаемого не должна превышать установленных кондициями также минимальной мощности для выделения типов или сортов руды, а также максимальной мощности внутренних пустых и некондиционных прослоев, включаемых в контур балансовых руд. В приконтактных частях рудных тел предельную длину проб целесообразно сократить вдвое против указанных выше величин, что обеспечивает более надежное определение контуров балансовых и забалансовых запасов. Пробы меньшей длины отбирать нецелесообразно. Исключение следует сделать только для интервалов, представленных природными разновидностями, которые по визуальным данным имеют значительно более высокие содержания полезных компонентов по

сравнению с преобладающей массой полезного ископаемого (это позволяет более обоснованно выделить и ограничить влияние проб с выдающимися содержаниями на результаты подсчета запасов).

5. В горизонтальных подземных горных выработках, пересекающих крутопадающие (с углами падения свыше 40 градусов) рудные тела вкрест простирания, бороздовые и линейно-точечные пробы должны отбираться из стенок по линии, находящейся на заранее установленном расстоянии от подошвы выработки (для предотвращения субъективности в выборе места отбора проб). При пологом залегании (менее 30 градусов) рудных тел следует пройти восстающие и опробовать их стенки по непрерывной линии.

В подземных горных выработках, пройденных по простиранию рудных тел, опробуются забои. Интервалы между ними обосновываются экспериментальными исследованиями. Обычно забои опробуются через 2-3 отпалки, т.е. через 3-5 м. При мощности рудного тела, превышающей ширину горной выработки, обязательно опробование забоев на её сопряжении с другими выработками, пересекающими тело вкрест простирания, для обеспечения непрерывности опробования его полного пересечения.

При разведке месторождения бокситов, железных, медных, свинцово-цинковых и других руд с умеренной изменчивостью оруденения пробы отбираются из одной заранее выбранной стенки выработки. На месторождениях оловянных, молибденовых, вольфрамовых, сурьмяных, ртутных руд, на золоторудных и других месторождениях с резкой изменчивостью оруденения опробуются две стенки. Отбор проб из одной стенки возможен при близости результатов опробования двух противоположных стенок по нескольким полным пересечениям рудных тел.

6. При колонковом бурении скважин интервалы, подлежащие опробованию, рекомендуется предварительно наметить по данным каротажа или промера ядерно-физическими, магнитными и другими геофизическими методами, что позволит сократить нерациональные затраты труда и средств на отбор и обработку проб. Керновые пробы, характеризующие природные разновидности полезного ископаемого, внутренние прослои пустых пород или некондиционных руд и вмещающие породы, отбираются посекционно в пределах одного рейса. Интервалы с резко различным выходом керна должны опробоваться отдельно.

7. При опробовании скважин, диаметр бурения которых 76 мм и более, керн раскалывается по оси керноколом или распиливается. Одна его половина идет в пробу, другая – сохраняется в качестве дубликата. Мелочь, образующаяся при раскалывании или распиливании керна, делится пополам. Одна половина присоединяется к пробе, другая – к дубликату.

8. Для определения в рудах содержаний попутных компонентов и вредных примесей, которые не учитываются при оконтуривании тел полезных ископаемых и выделении промышленных (технологических) типов и сортов руд, а при необходимости, для определения шлакообразующих компонентов из материала рядовых проб, расположенных в контуре промышленного оруденения, составляются групповые пробы.

Размещение и общее количество групповых проб, порядок объединения в них рядовых проб должен обеспечивать равномерное опробование каждого

природного типа и сорта полезного ископаемого, а также основных разновидностей руд на попутные компоненты и вредные примеси, выяснение закономерностей изменения их содержания по простиранию и падению рудных тел, возможность оценки их содержаний при повариантном обосновании кондиций для подсчета запасов.

На месторождениях, представленных мощными рудными телами (залежами), групповая проба обычно характеризует одно пересечение промышленного сорта (разновидности) руды. На жильных месторождениях при малой мощности рудных тел, когда подсчет запасов производится по забойным пробам, в групповые пробы допускается объединять рядовые пробы по горизонтам в пределах однородных участков.

Масса каждой групповой пробы должна обеспечить возможность выполнения всех необходимых анализов.

#### **2.2.4 Технологическое опробование месторождений полезных ископаемых**

Технологическое опробование в процессе разведки – один из важнейших видов работ, имеющий большое значение для оценки месторождений. С учетом рекомендаций по технологии переработки руд исследуемого месторождения составляется ТЭО кондиций и проводится подсчет запасов. Без технологических исследований не может быть дана промышленная оценка месторождения, утверждены запасы и проведено проектирование горнорудного предприятия.

Основные конечные задачи, стоящие перед технологическим опробованием, сводятся к следующему [1]:

- выделение на месторождении технологических типов и сортов руд;
- установление принципиальной возможности промышленного использования каждого технологического типа руды;
- разработка оптимальной технологической схемы, обеспечивающей высокие технико-экономические показатели переработки руд за счет извлечения основных и попутных полезных компонентов, определение качественно-количественных показателей переработки технологических типов и сортов руд.

Отбору проб для технологических исследований предшествует геологическое опробование разведочных выработок (скважин) и изучение минерального и химического состава, структуры и текстуры руд, т. е. основных показателей их качества в соответствии с требованиями, предъявляемыми к данному виду минерального сырья. Одновременно с этим составляется баланс распределения полезных и вредных компонентов по минеральным формам их наложения, а также изучаются физические свойства руд.

На основании результатов химического, минералогического, технического опробования устанавливаются *природные разновидности* изучаемых руд и предварительно намечаются промышленные (технологические) типы руд. Окончательное выделение *технологических типов и сортов руд* производится по результатам технологического опробования.



Ниже дана краткая характеристика природных разновидностей и технологических типов руд.

**Природная разновидность полезного ископаемого** – общность, выделяемая в пространстве, и обладающая относительно устойчивым вещественным составом, определенными текстурно-структурными особенностями, специфическими физико-механическими свойствами. Природные разновидности должны иметь достаточно четкую пространственную обособленность, обеспечивающую принципиальную возможность раздельной добычи, и занимать обычно не менее 5-10% общих запасов полезного ископаемого, либо слагать самостоятельные тела.

Для многих месторождений руд, горно-химического, горнотехнического сырья и других видов полезных ископаемых универсальными критериями природных разновидностей, достаточно полно и точно определяемыми при разведке месторождений и заведомо в разной степени определяющими технологические свойства полезного ископаемого, являются:

- содержание основного полезного компонента;
- преобладающий вид основного минерала (например, для оловянных руд: касситерит первичный, касситерит вторичный гипо- или гипергенный, сульфостаннаты, варламовиты, изоморфная примесь в породообразующих минералах);
- наличие, содержания, минеральные формы попутных цепных компонентов;
- наличие, содержания, минеральные формы вредных примесей;
- петрогенная основа (литологический состав);
- измененность полезного ископаемого (гипергенная, тектоническая, вторичные процессы рудообразования);
- при возможности – гранулометрическая характеристика полезных минералов.

Ведущие параметры качества полезного ископаемого природных разновидностей регламентируются заданными граничными значениями, обеспечивающими возможность их геометризации в объеме месторождения.

**Промышленный (технологический) тип** полезного ископаемого объединяет минеральное сырье, обладающее сравнительно близкими технологическими свойствами, т.е. представляет собой общность, принципиально отличающуюся от других схемой переработки (обогащения), занимающую существенный объем месторождения, добычу и переработку которого можно произвести отдельно. Выделение и оконтуривание технологического типа полезного ископаемого в пространстве производится по показателям обогащения или/и информативным параметрам качества руд.

**Промышленный (технологический) сорт** полезного ископаемого – подразделение технологического типа, выделяющееся по исходному содержанию компонентов и показателям обогащения (обогатимости и качеству получаемых продуктов) по единой для данного типа технологической схеме. Переработка различных технологических сортов полезного ископаемого одного технологического типа в зависимости от их количества и взаиморасположения

производится отдельно или совместно в определённых оптимальных соотношениях.

При технологическом опробовании осуществляется отбор минералоготехнологических, малых технологических, лабораторных, укрупнённо-лабораторных, полупромышленных, а в ряде случаев и промышленных проб. Пробы, предназначенные для технологических исследований, отбирают на различных стадиях геологоразведочных работ: от поисково-оценочных до детальной разведки (табл. 2.2), а также в процессе эксплуатации месторождений при доразведке и эксплуатационной разведке [13, 14].

Таблица 2.2 – Виды технологических проб, отбираемых на различных стадиях геологоразведочных работ

Стадия	Виды проб	Масса пробы, т	Число проб	Основные задачи технологических исследований
Поисково-оценочные работы	Минералоготехнологические	0,02-0,3	По числу природных разновидностей руд	Изучение вещественного состава руд, форм нахождения полезных и попутных компонентов; технологическая оценка руд на обогатимость; предварительное выделение технологических типов руд
Предварительная разведка	Минералоготехнологические	0,1-0,5	5-10	Изучение вещественного состава и обогатимости руд; технологическая типизация руд и разработка технологических схем обогащения различных типов руд
Детальная разведка	Технологические, лабораторные	0,1-3	По числу технологических типов (сортов)	Уточнение вещественного состава руд и форм нахождения основных и попутных компонентов
	Укрупнённо-лабораторные	1,5-30	1-2	Разработка технологической схемы переработки руд. Проверка схемы в укрупнённом полупромышленном масштабе со снятием технологических показателей
	Опытно-промышленные	1-2	1	Промышленные испытания для получения необходимых данных для горнообогатительных предприятий

*Минералого-технологическими пробами* характеризуют все природные разновидности руд, выявленные на месторождении. Эти пробы предназначены для разработки принципиальных схем и режимов обогащения природных разновидностей руд. По результатам их испытаний проводится геолого-технологическая типизация руд месторождения с предварительным выделением промышленных (технологических) типов и сортов руд.

На *технологических лабораторных пробах* изучают технологические свойства всех выделенных промышленных (технологических) типов руд, необходимые для выбора оптимальной технологической схемы их переработки и определения основных технологических показателей обогащения. С учетом результатов испытаний лабораторных проб отбирают *малые технологические пробы* для геолого-технологического картирования, определяющего закономерности размещения промышленных (технологических) типов руд, на основе которых составляют геолого-технологические карты и разрезы.

*Полупромышленные и укрупнённо-лабораторные технологические пробы* служат для проверки технологических схем и уточнения показателей обогащения руд разных технологических типов, полученных на лабораторных пробах, в том числе с применением водооборота и оценкой возможности применения тех или иных методов получения концентратов. Для легкообогатимых руд месторождений полезных ископаемых, а также руд, близких по своим свойствам обогащаемым на действующих предприятиях, получение исходных данных, достаточных для утверждения запасов и проектирования предприятий, осуществляется в результате испытаний укрупнённо-лабораторных проб. Для труднообогатимых или новых типов руд эти показатели отрабатывают на полупромышленных пробах.

Виды и объём технологического опробования рудных месторождений на различных стадиях геологоразведочных работ предусматриваются специальным разделом проекта проведения геологоразведочных работ.

В случаях необходимости отбора технологических проб, не предусмотренных проектом работ, документом, определяющим их отбор, является утвержденное техническое задание. При необходимости проведения большого объёма горно-подготовительных работ для отбора крупнотоннажной технологической пробы (проб) составляется отдельный проект. В нём указывается назначение технологической пробы, вид технологических исследований (лабораторные, укрупнённо-лабораторные, полупромышленные испытания). Здесь же приводятся сведения о методике разведки месторождения, степени его разведанности, указывается их минеральный и химический состав, а также расчётные содержания основных и попутных компонентов и вредных примесей.

Проект отбора технологических проб должен содержать данные о наличии и состоянии горных выработок, в которых предполагается отобрать пробу, а также обоснование размещения и выбора количества мест отбора. Кроме того, указываются способ отбора и обработки технологических проб, условия хранения, вид их упаковки и транспортировки к месту исследования.

Технологические пробы отбирают в строгом соответствии с проектом и техническими условиями отбора. Отбор проб осуществляют лишь после окончатель-

ного уточнения мест их отбора и получения соответствующих данных, подтверждающих представительность выбранных участков.

Технические условия представляют собой основную и ответственную часть проекта, обеспечивающую отбор представительной пробы. Они определяют целевое назначение технологической пробы (исследование технологического типа, сорта руд, рудного тела, участка или всего месторождения), а также основные задачи исследований (выяснение принципиальной возможности обогащения руды, разработка промышленной схемы и т.д.) и их характер (лабораторные, укрупнённо-лабораторные, полупромышленные).

Отбор проб для технологических испытаний выполняют геологи, непосредственно изучающие месторождение, при участии или консультации специалистов-технологов. Технологическая типизация руд разведываемого месторождения должна проводиться технологами, занимающимися исследованием технологических проб.

## Глава 3

### ПОДГОТОВКА ПРОБ К ИССЛЕДОВАНИЯМ

Подготовка проб к исследованиям, как и процесс отбора представительных проб, является одним из основных этапов исследований полезных ископаемых на обогатимость. И от качества проведения этой технологической операции в существенной мере будут зависеть конечные результаты исследований.

Отобранная проба, в основном, отличается по своей массе, крупности кусков, влажности от требований, предъявляемых к навескам, исследуемых различными методами. Так, при проведении химического анализа руд цветных металлов масса навески составляет 50-100 г, крупность – менее 0,045-0,08 мм. Для многих других видов исследований крупность материала в навеске может изменяться в пределах 0,1-0,3 мм, масса – в пределах 0,5-1000 г. Обычно анализ проводят из воздушно-сухих навесок, что также не соответствует состоянию отобранных проб.

**Подготовка проб** осуществляется с целью получения в определенном физико-механическом состоянии необходимой массы минерального вещества, пригодного для лабораторных и технологических испытаний.

Схема подготовки проб к исследованиям зависит от множества факторов: вида отобранной пробы, метода исследований, вещественного состава полезного ископаемого. Но в общем виде для большинства видов исследований она представляет совокупность операций по дроблению (измельчению), классификации по крупности (грохочение, просеивание), перемешиванию и сокращению материала пробы. Иногда требуется включение в схему операции сушки. Содержание в полученной навеске компонентов, подлежащих аналитическому определению, должно соответствовать их содержанию в исходной пробе.

При ситовом и фракционном анализах операция дробления не производится. Операция грохочения используется не для подготовки, а для определения крупности пробы.

При проведении геологоразведочных работ схемы подготовки проб к исследованиям составляются с учетом особенностей руд конкретного месторождения. Способ обработки проб, условия хранения, вид их упаковки и транспортировки к месту исследования регламентируются специальным разделом проекта проведения геологоразведочных работ.

Для обеспечения единообразия подготовки к исследованиям товарных проб государственными и отраслевыми стандартами определены схемы подготовки проб для различных руд и их концентратов, в которых конкретно описана последовательность операций, условия сокращения проб, крупность и масса материала на каждой стадии дробления и измельчения, используемое оборудование. ГОСТы допускают некоторое изменение схемы и её параметров в зависимости от особенностей сырья и имеющегося оборудования.

На обогатительных фабриках для оперативного контроля качества поступающего исходного материала, технологического процесса, товарных продуктов имеется комплект документации, в который входят: схемы опробования, журналы

опробования; инструкции по отбору и подготовке отдельных видов проб. Инструкции по отбору и обработке отдельных видов проб разрабатываются конкретно для каждой точки опробования.

Остановимся более подробно на отдельных вариантах схем подготовки проб к исследованиям.

### 3.1 Подготовка к исследованию геологических проб

Планирование, опробование горных выработок и отбор геологических проб твёрдых негорючих полезных ископаемых осуществляется геологическим подразделением, проводящим геологоразведочные работы, которое несет ответственность за представительность проб [15-17].

Подготовка геологических проб для аналитических исследований осуществляется в специализированных лабораториях.

Пробы, поступающие в лабораторию, должны отвечать следующим требованиям:

1. Пробы должны быть представлены в виде кускового материала крупностью не более 70 мм или в виде порошкового материала.
2. Масса каждой пробы должна быть представительной и достаточной для основного анализа, для контрольных анализов всех видов и для отбора дубликата аналитической пробы.

Минимальную представительную массу кускового материала ( $Q$ , кг) рассчитывают с использованием формулы Ричардса-Чечетта:

$$Q=K \cdot d^2, \quad (3.1)$$

где  $d$  – диаметр наибольшей частицы пробы, мм;

$K$  – коэффициент, характеризующий неравномерность распределения компонентов в пробе. Величина коэффициента  $K$  принимается, исходя из представлений геологов о неравномерности оруденения (коэффициент вариации содержания основного полезного компонента).

Величина  $Q$  для ряда значений  $K$  и  $d$  приведены в таблице 3.1.

Таблица 3.1 – Минимальная масса представительной пробы

K	Величина Q, кг, для различных значений d			
	10 мм	1,0 мм	0,5 мм	0,1 мм
1	2	3	4	5
0,05	5	0,05	0,0125	0,0005
0,10	10	0,10	0,025	0,001
0,20	20	0,20	0,05	0,002
0,40	40	0,40	0,10	0,004
0,80	80	0,80	0,20	0,008
1,60	160	1,60	0,40	0,016

Конечное значение массы геологической пробы принимают с учетом вычислений, проведенных по формуле (3.1), а также необходимой для проведения исследований массы аналитической пробы и её дубликата.

Если в лабораторию представляется порошковый материал крупностью 0-0,071 мм, то количество пробы должно быть не менее, указанного в таблице 3.2.

Таблица 3.2 – Минимальная масса порошковой пробы, необходимая для проведения анализа

Метод анализа	Масса пробы, г
Количественный спектральный	5,0-10
Химический, физико-химический и комбинированный, рентгеноспектральный флуоресцентный	15-20
Полный (химический или рентгеноспектральный)	50-70
Нейтронно-активационный (реакторный)	5-10
Рентгено-радиометрический	10-30
Радиометрический	50-1000
Пробирный	500-1000
Гамма-активационный	1000
Полуколичественный спектральный	1,0-5,0

Подготовка проб к анализу включает операции дробления (измельчения), просеивания, перемешивания и сокращения. Каждая из операций имеет своё назначение:

- дробление обеспечивает увеличение количества равновеликих частиц рудного материала пробы;
- просеивание контролирует качество дробления и размер частиц материала;
- перемешивание приводит к созданию однородного по составу и свойствам ее материала;
- сокращение обеспечивает уменьшение количества материала, первоначально взятого в пробу, до конечной его части, идущей на анализ.

#### ***Дробление (измельчение) проб.***

Для измельчения материала от крупности 70 мм до крупности менее 0,071 мм может быть использован агрегат для обработки геологических проб АП производительностью 30-70 проб в смену при максимальной массе загружаемого материала до 5 кг. Также для измельчения в лаборатории могут быть использованы щековые ДЛЩ 80×150 и валковые ДВ 200×125 дробилки, шаровые мельницы 40 МЛ, вибрационные измельчители ИВ-2, 75Т-ДРМ, различные типы истирателей (ЛДИ-60, ИДА-175, ЦИ-05).

Перед проведением операции внутреннюю часть устройства для измельчения проб тщательно очищают от остатков предыдущей пробы. Перед измельчением пробы, сильно отличавшейся по составу от предыдущей, через измельчительное

устройство 1-3 раза пропускают материал этой или сходной по составу пробы и отбрасывают его.

#### ***Перемешивание проб.***

Механическое устройство для перемешивания выбирают в зависимости от массы пробы и размера её частиц. Перед перемешиванием внутренняя часть устройства должна быть тщательно очищена.

При необходимости перемешивать пробу вручную используют метод "кольца и конуса" или метод перекачивания.

#### ***Сокращение проб.***

Если проба поступила в количестве значительно большем, чем требуется для анализа, её можно сократить для уменьшения загрузки оборудования, упрощения операций измельчения и перемешивания.

Масса сокращенной пробы должна быть представительной. Сокращать можно пробы только крупностью не более 2-3 мм.

Чтобы выяснить возможность сокращения пробы при данной её крупности, следует найти коэффициент сокращения по формуле:

$$N = Q_{\text{нач.}} / Q, \quad (3.2)$$

где  $Q_{\text{нач.}}$  – масса пробы, поступившей в лабораторию (лабораторной пробы), кг;

$Q$  – минимальная представительная масса пробы, кг.

Если  $N \geq 2$ , то сокращение пробы возможно; если  $N \leq 1$ , то проба может быть сокращена только после ее дополнительного измельчения.

Перед каждым сокращением пробу необходимо тщательно перемешать. Пробы сокращают с помощью механических сократителей или делителей проб. При необходимости сокращения проб вручную используют квадратование, квартование или сокращение с помощью желобчатого делителя.

#### ***Просеивание проб.***

Просеивают пробы через сито из проволочной сетки по ГОСТ 3584-73. При контроле крупности, чтобы ускорить просеивание материала через сито с сеткой 0,071 мм или мельче, допускается водить по сити мягкой кистью. Если просеивают пробы, не содержащие растворимых в воде минералов (включая гипс или ангидрит), можно, кроме того, добавлять воду.

Необходимость измельчения, просеивания, перемешивания и сокращения пробы и последовательность этих операций устанавливается с учетом фактической и требуемой для анализа крупности частиц, массы поступившей в лабораторию пробы. Схема подготовки геологической пробы разрабатывается геологическим подразделением. Она также может быть составлена в специализированной лаборатории с учетом имеющегося оборудования. В этом случае схема обработки пробы должна быть согласована с геологическим подразделением.

На рис. 3.1 представлена примерная схема обработки геологических проб [16].



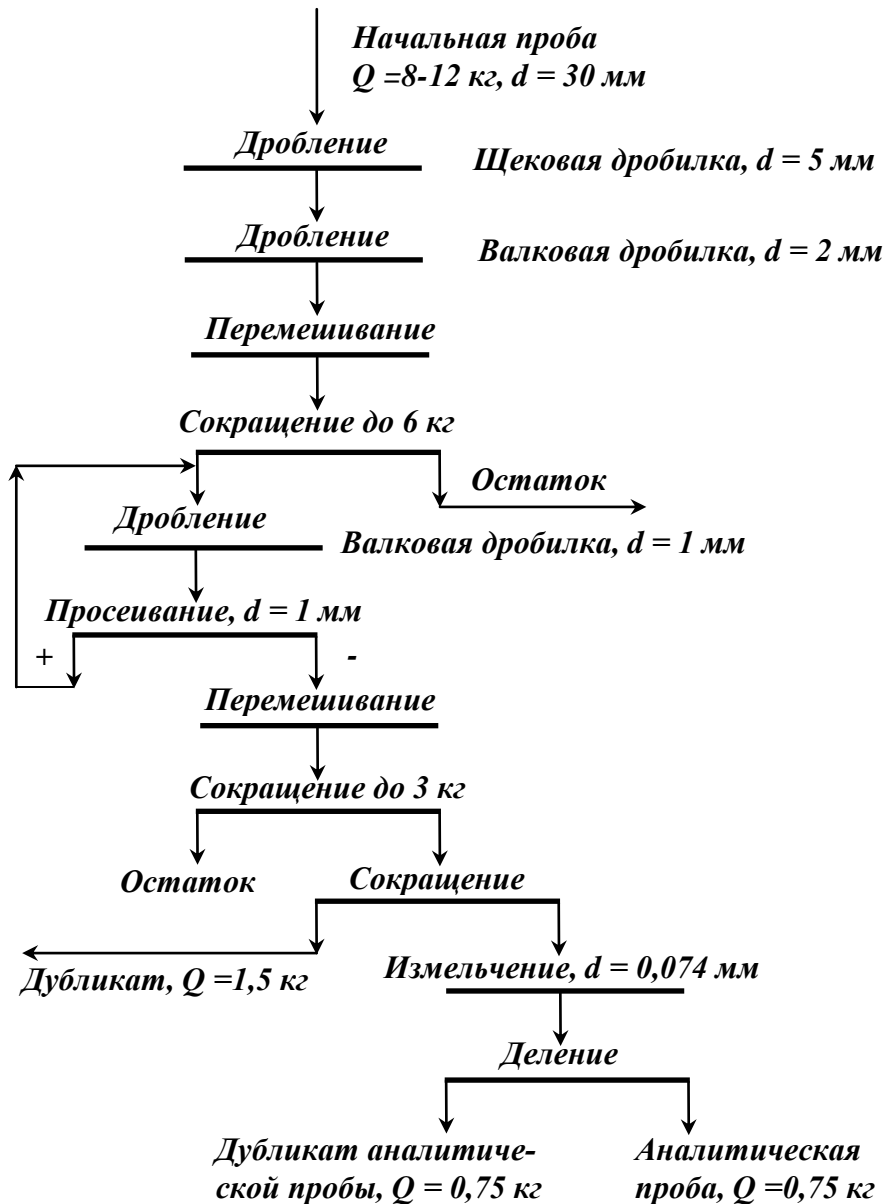


Рисунок 3.1 – Примерная схема обработки геологической пробы:  
d – диаметр наиболее крупных частиц материала в пробе, мм

В результате подготовки геологической пробы должны быть получены:

- дубликат геологической пробы (крупность материала и масса устанавливаются геологическим подразделением), который хранится в соответствии с положением, действующим в организации, проводящей геологоразведочные работы;
- аналитическая проба (крупность материала определяется требованиями планируемого к использованию метода анализа, масса должна составлять не менее 10-кратного значения минимальной представительной навески, определенной методикой анализа);
- дубликат аналитической пробы по параметрам (крупность материала, масса) должен соответствовать аналитической пробе.

Аналитическая проба передается в лабораторию, выполняющую аналитические работы. Дубликат аналитической пробы по согласованию может храниться в

лаборатории или быть передан на хранение в геологическое подразделение вместе с дубликатом геологической пробы.

### 3.2 Подготовка к исследованию товарных проб

При подготовке к исследованиям товарных проб руд и концентратов, предназначенных для обогащения или металлургической переработки, используются схемы, которые определены государственными и отраслевыми стандартами.

На рис. 3.2 представлена схема подготовки проб руд цветных металлов для химического анализа и определения влаги (ГОСТ 14180-80).

Выбор числа стадий подготовки и соответственно I стадии, с которой начинается подготовка, полностью зависит от размера максимального куска в объединенной пробе. Количество стадий подготовки проб может быть уменьшено за счет применения дробильно-измельчительного оборудования с более высокой степенью дробления (измельчения).

Сокращение объединенной пробы на различных стадиях её подготовки в зависимости от категории однородности руды производят до минимальных масс, указанных в табл.3.3.

Таблица 3.3 – Значения минимальной массы пробы после сокращения

Категория однородности руды		Минимальная масса пробы, полученная после сокращения ( $m_d$ ), кг, при размере максимального куска		
Значения коэффициента вариации (V)	Коэффициент	I стадия до 20 мм	II стадия до 10 мм	III стадия до 3 мм
Весьма однородная (до 13)	0,06	24	6	0,55
Однородная (13-20)	0,10	40	10	0,9
Среднеоднородная (20-33)	0,15	60	15	1,4
Неоднородная (св. 33)	0,20	80	20	1,8

Из объединенной пробы руды после дробления её до крупности 10 мм, тщательного перемешивания шпателем выделяют четыре пробы массой не менее 2 кг каждая для определения массовой доли влаги по ГОСТ 13170-80. Минимальная масса проб должна быть более 2 кг во столько раз, во сколько максимальный размер куска в руде выше 10 мм.

Дробление и измельчение проб производят при помощи дробилок, мельниц и истирателей, смонтированных вместе с контрольными грохотами и сократителями в одной пробоподготовительной установке или установленных индивидуально. На окончательной стадии, при обеспечении стабильности измельчения до требуемой крупности, пробы после доизмельчения допускается направлять на перемешивание

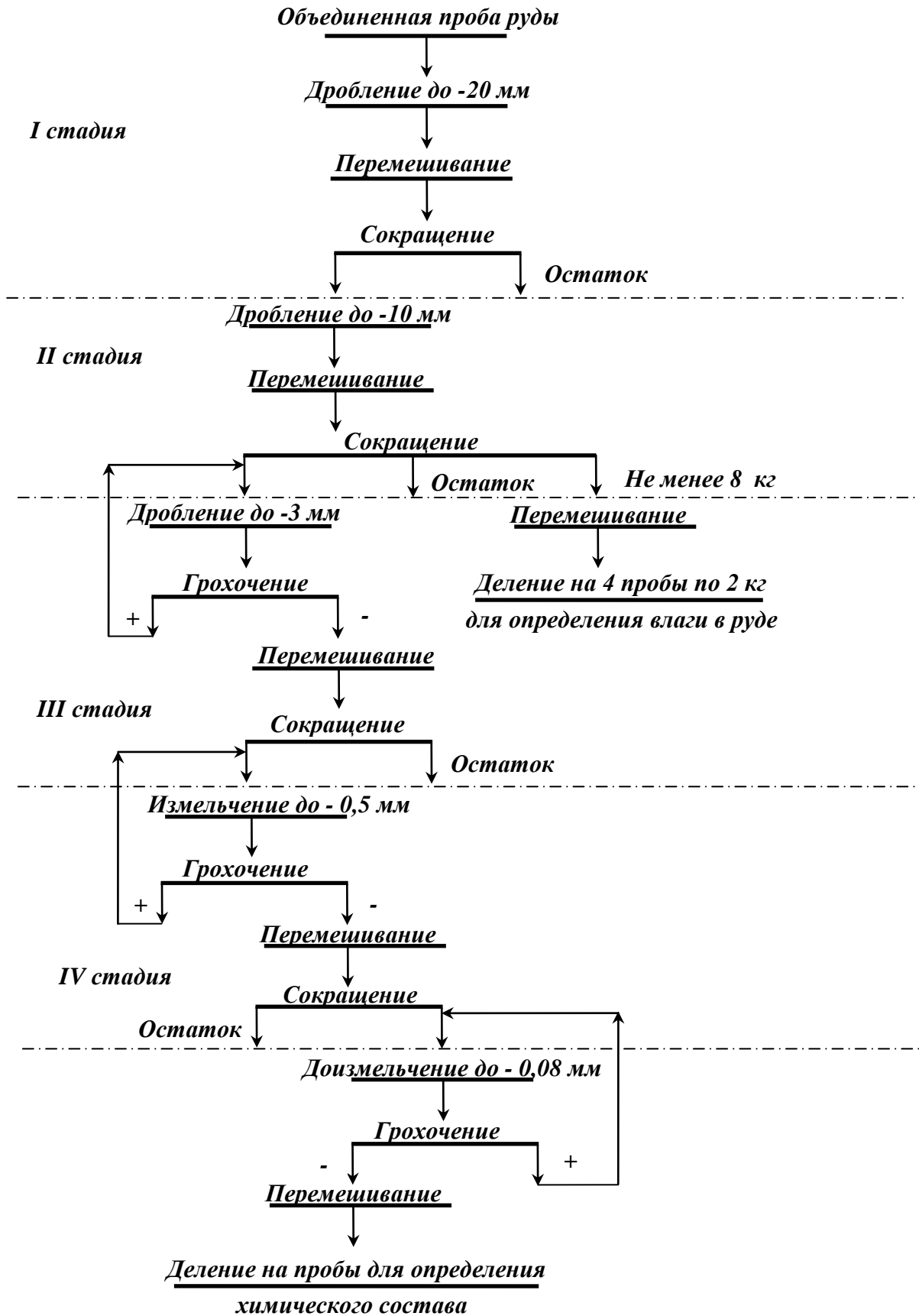


Рисунок 3.2 – Схема подготовки товарных проб руд цветных металлов для химического анализа и определения влаги

и деление без грохочения и контрольное грохочение производить периодически мокрым способом.

Перемешивание проб массой 100 кг и более производят методом кольца и конуса или перелопачиванием, перемешивание проб меньшей массы – перелопачиванием или перекачиванием на гибкой, плотной, гладкой подстилке. Сокращение проб производят следующими способами:

- по методу конуса с квартованием;
- с помощью механических и ручных сократителей;
- методом квадратования.

Для сокращения пробы методом конуса с квартованием применяют разделительную крестовину. Пробу в виде конуса расплющивают, придавая ей форму усеченного конуса. После разделения всего объема конуса с помощью крестовины на четыре равные части две противоположные части материала удаляют, а две другие объединяют и повторяют операцию сокращения несколько раз до получения массы, полученной после сокращения в соответствии с данными табл. 3.3.

Сокращение проб на механических сократителях допускается производить без предварительного перемешивания.

Сокращение проб методом квадратования применяют на мелкозернистом материале. Перемешанную тем или иным способом пробу разравнивают на гладкой ровной площадке, предварительно вычищенной, и с помощью линейки или специальной решетки делят на равные квадраты. Затем из квадратов в шахматном порядке совком отбирают порции, обеспечивая захват всей толщины слоя, и объединяют порции в пробу с минимальной массой, полученной после сокращения и указанной в табл. 3.3.

Если процессы дробления и сокращения руды затруднены из-за липкости и повышенной влажности материала, объединенную пробу предварительно подсушивают и определяют общее содержание влаги. При необходимости пробу, полученную после сокращения, подвергают сушке перед III или IV стадией обработки.

Остаток объединенной пробы после отбора от неё пробы для определения содержания влаги подготавливают для химического анализа в соответствии с принятой схемой подготовки (рис. 3.2).

Масса пробы на окончательной стадии подготовки должна быть минимально достаточной для проведения анализов с учетом согласованного числа проб для определения химического состава. Перед делением пробу тщательно перемешивают.

Подобные схемы обработки товарных проб разработаны и для других видов полезных ископаемых.

### **3.3 Подготовка к исследованию проб на обогатительных фабриках**

На обогатительных фабриках схемы обработки отдельных видов проб разрабатывают конкретно для каждой точки опробования. Эти схемы могут существенно

различаться в зависимости от крупности, состояния проб, назначения их дальнейших исследований.

Порядок подготовки проб к исследованиям определяется или в соответствующих инструкциях, разработанных на предприятиях, или регламентируется отраслевыми и государственными стандартами [18-23]. Для подготовки проб углей на многих предприятиях используются приборазделочные машины, схема подготовки проб в которых заложена конструктивно.

На рис. 3.3 представлена схема подготовки проб измельченной руды после мельниц (ГОСТ 14180-80). Так как проба пульпы содержит частицы руды небольшой крупности, то её сразу сокращают и проводят только одно измельчение сухой пробы до крупности менее 0,1 мм.

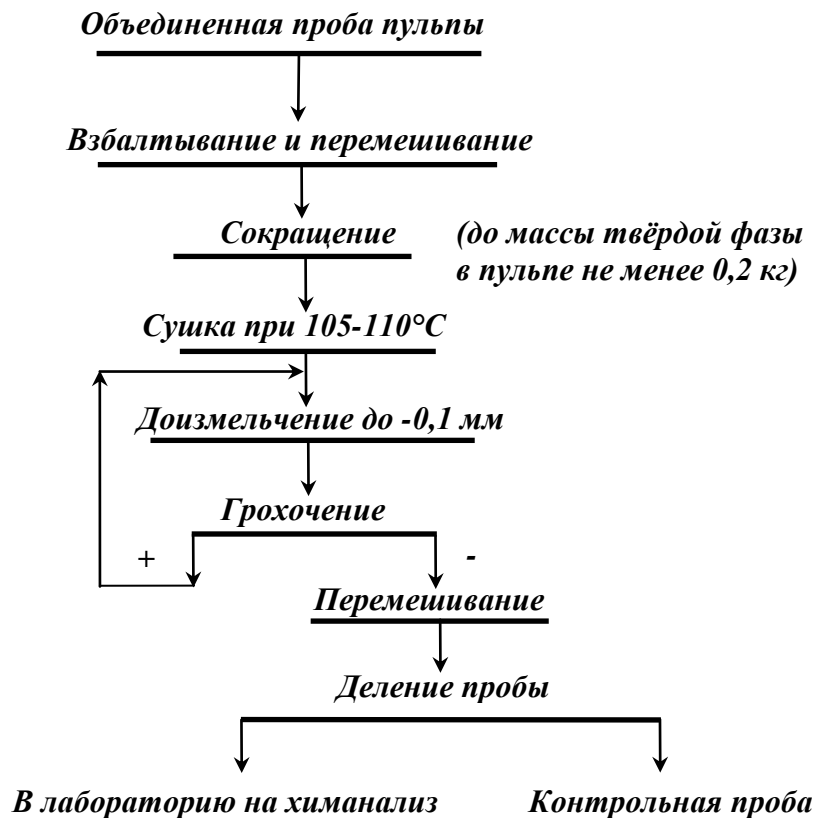


Рисунок 3.3 – Схема подготовки проб измельченной руды

## Глава 4

### 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, петрографический, гранулометрический и фракционный анализы; определение физических и технологических характеристик минералов и руд [7, 24-28].

Минералогический анализ должен выполнять инженер-обогащатель и только в исключительных случаях – специалист-минералог. В процессе исследования на этом этапе диагностируют минералы, составляющие полезное ископаемое, определяют их количество, форму и размер зёрен, 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 реагентных 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).

Петрографический анализ проводят при исследовании каменных углей и горючих сланцев. Он даёт возможность оценить мацеральный состав твёрдых горючих ископаемых, категорию их обогатимости.

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. Ещё реже применяются импульсные методы гранулометрического анализа, которые основаны на возникновении электрических или фотоэффектов при прохождении частичек через объём 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 зёрен 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 тяжёлых 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 объёмах, т.е. в объёмах, 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, с учетом имеющейся априорной информации.

#### **4.1 Минералогический состав полезных ископаемых**

Минералогический состав дает возможность получить информацию о полезном ископаемом как объект обогащения. Он дает информацию о составе минералов в полезном ископаемом и их количестве, физических и химических свойствах минералов, форме и размере минеральных зёрен, степени и характере срастивания 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, твёрдость, электропроводность, магнитные свойства, растворимость некоторых минералов химическими реактивами [29-31].

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, микротвёрдости, 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 зёрен 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 объём 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 зёрен полезного и породного минералов определяют объёмное и массовое содержание минерала:

$$N = n_1 + n_2, \quad (4.1)$$

$$V = \frac{n_1}{N} \cdot 100, \% \quad (4.2)$$

$$M = \frac{V\delta_1}{\delta_0}, \% \quad (4.3)$$

где  $N$ ,  $n_1$ ,  $n_2$  – общее число зёрен, число зёрен полезного минерала и число зёрен породного минерала;

$V$  – объёмное 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 желательно 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 трудоёмкий 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 исследовательский 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 трёх 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 расчётом 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 путём съёмки рентгенограмм при небольшом количестве порошка (не более 300 мг). В результате расчёта 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 твёрдых, 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 гидрооксиды тяжёлых 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 её с эталонной, и таким образом диагностировать анализируемый минерал.

Электронно-зондовый рентгеноспектральный микроанализ позволяет определить состав образца на участках площадью в несколько мкм<sup>2</sup> и глубиной 1 мкм по всем элементам от бериллия до урана. Анализ проводится 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.

#### **4.2 Петрографический состав твёрдых горючих ископаемых**

При проведении петрографического анализа каменных углей и антрацитов определяют мацеральный состав органической фазы, вид и содержание минеральных включений, показатель отражения витринита. Полученные данные используются в дальнейшем для определения степени обогатимости петрографическим методом (ГОСТ 18384-73).

Петрографический состав угля – это количественная характеристика угля по содержанию основных групп мацералов, литотипов и минеральных включений [23, 32].

В соответствии с ГОСТ 17070-87 «Угли. Термины и определения» мацералы угля – это органическая составляющая угля, различимая под микроскопом, с характерными морфологическими, структурными признаками, цветом и показателем отражения.

При петрографическом анализе мацералы углей объединяют по близким химико-технологическим свойствам в группы: группу витринита (или гуминита для бурых углей), группу липтинита, группу инертинита. В плотных блестящих бурых углях и каменных углях выделяют четвертую группу мацералов – семивитринит, при содержании его в угле более 3% (табл. 4.1). Каждая группа включает ряд мацералов, которые объединяются или по сходству происхождения (липтинит), или по характеру исходного материала и консервации (витринит, инертинит).

Каждая из групп мацералов характеризуется в определенной мере присущим ей химическим составом и физическими свойствами. Мацералы одной степени зрелости по элементному составу отличаются следующим образом: витринит содержит относительно больше кислорода, липтинит – водорода, а инертинит – углерода. Выход летучих уменьшается в ряду липтинит – витринит – инертинит, а отражательная способность в этом ряду возрастает. Инертинит представляет собой наиболее химически инертную составляющую угля, липтинит и витринит – наиболее реакционноспособные его компоненты. С увеличением степени метаморфизма изменяются химические и физические свойства мацералов.

Таблица 4.1 – Номенклатура групп мацералов и минеральных включений плотных блестящих бурых углей, каменных углей и антрацитов

Группа мацералов и минеральных включений		Мацералы и минералы	
Наименование	Обозначение	Наименование	Обозначение
Витринит	$V_t$	Телинит	$V_{t_t}$
		Коллинит	$V_{t_k}$
		Витродетринит	$V_{t_{vd}}$
Семивитринит	$S_v$	Семителинит	$S_{v_t}$
		Семиколлинит	$S_{v_k}$
Инертинит	$I$	Семифюзинит	$I_{sf}$
		Фюзинит	$I_f$
		Макринит	$I_{ma}$
		Микринит	$I_{mi}$
		Склеротинит	$I_{sk}$
		Инертодетринит	$I_{id}$
Липтинит	$L$	Споринит	$L_{sp}$
		Кутинит	$L_{kt}$
		Резинит	$L_r$
		Суберинит	$L_s$
		Альгинит	$L_{al}$
		Липтодетринит	$L_{id}$
Минеральные включения	$M$	Глинистые минералы	$M_{gl}$
		Сульфиды железа	$M_s$
		Карбонаты	$M_k$
		Оксиды кремния	$M_{kr}$
		Прочие минеральные включения	$M_{pr}$

#### 4.2.1 Определение групп мацералов и минеральных включений

Определение мацерального состава углей проводится по ГОСТ Р 55662-2013 (ИСО 7404-3:2009) «Методы петрографического анализа углей. Часть 3. Метод

определения мацерального состава». Мацералы идентифицируют в иммерсионной среде по их показателю отражения, цвету, морфологии, высоте микрорельефа, структуре, степени её сохранности, а также по размерам. Их количественное соотношение определяют методом подсчёта точек.

Для анализа могут быть использованы различные микроскопы, позволяющие проводить исследования в отраженном свете в иммерсионном масле и на воздухе и обеспечивающие общее увеличение не менее 300×. Окуляр микроскопа должен иметь штриховку в виде перекрестия нитей.

Иммерсионная жидкость применяется для увеличения контрастности картины, наблюдаемой под микроскопом. Это улучшает диагностику отдельных мацералов. Используется иммерсионное масло с показателем преломления  $n_D = 1,515-1,520$  при температуре 20-25°C. Масло не должно вступать в реакцию ни с углем, ни со связующим веществом, но должно создавать иммерсионную среду, совместимую с объективом микроскопа. В качестве иммерсионных жидкостей применяют кедровое и синтетическое масло.

Микроскоп снабжен специальным механическим устройством (препаратоводитель) для передвижения образца в горизонтальной плоскости на равные шаги такой длины, чтобы небольшое количество частиц попадало в перекрестие нитей более одного раза. Это достигается при длине шага, равной половине максимального диаметра частиц, т.е. 0,5-0,6 мм для проб с крупностью частиц не более 1 мм.

Устройство позволяет перемещать образец в двух перпендикулярных направлениях с одинаковым шагом. Перемещение аншлиф-брикета перед линзой микроскопа производится автоматически или вручную. Каждая остановка (точка) должна регистрироваться специальным прибором (счётчиком), позволяющим одновременно вести отдельный подсчёт точек, относящихся к компонентам разной категории (группы мацералов, отдельные мацералы, минеральные включения). Желательно также, чтобы счётчик регистрировал общую сумму точек, относящихся к петрографическим компонентам.

Для определения содержания отдельных мацералов или групп мацералов петрографическое исследование проводят **в один этап**.

Подсчёт производят в иммерсионной среде, для чего на поверхность брикета наносят каплю иммерсионного масла, погружают в него фронтальную линзу объектива, производят фокусировку и начинают наблюдение. Идентифицируют вещество, попавшее в перекрестие нитей, и производят подсчёт точек. Передвигают исследуемый аншлиф-брикет шаг за шагом слева направо по всей горизонтали, производя отсчёты. Завершив продвижение образца по одной горизонтали, перемещают его на один шаг такой же длины в перпендикулярном направлении и продолжают отсчёты, перемещая образец в обратном направлении по новой горизонтали, параллельной первой. Длину шага подбирают таким образом, чтобы обеспечить равномерное распределение необходимого количества точек отсчёта по всей поверхности брикета. Минеральные составляющие, попавшие в перекрестие нитей, не учитывают (точку не регистрируют). Общее количество отсчётов должно составлять не менее 500.

Если целью петрографического исследования является определение мацерального состава, а также содержания минеральных компонентов, изучение образца под микроскопом проводят **в два этапа**.

**На первом этапе** определяют содержание минеральных включений в аншлиф-брикетах в отраженном свете с сухим объективом (в воздухе) при увеличении 200-300×. При подсчёте минеральные включения подразделяют на глинистые минералы, дисульфиды железа (пириты), карбонаты, оксиды кремния и пр. Органическое вещество при этом подсчитывают без разделения его на отдельные составляющие. При попадании перекрестия нитей на связующее вещество отсчёт не производят.

**На втором этапе** заменяют сухой объектив на иммерсионный и проводят определение содержания отдельных мацералов или групп мацералов по ранее изложенной методике.

По окончании подсчёта цифры, полученные на счётчике, суммируют и вычисляют процентное содержание отдельных мацералов, групп мацералов или минеральных включений.

В случае необходимости определения отдельных мацералов группы липтинита в бурых углях дополнительно проводят флуоресцентный анализ.

При анализе петрографически однородных углей или углей известного петрографического состава подсчёт производят на одном аншлиф-брикете один раз с обязательным контролем 5-10% исследуемых проб.

При исследовании углей, по которым ранее не проводили определения петрографического состава, или углей сложного петрографического состава с содержанием мацералов группы витринита менее 50% подсчёт производят на двух аншлиф-брикетах, приготовленных из одной и той же пробы угля.

Объёмную долю каждого определяемого компонента (отдельного мацерала, группы мацерала, минеральных включений)  $P$ , выраженную в %, вычисляют по формуле:

$$P = n/N \cdot 100, \quad (4.4)$$

где  $n$  – количество точек подсчёта, относящихся к определяемому компоненту (мацералу, группе мацерала, минеральному включению);

$N$  – общее количество точек подсчёта.

Расчёт ведут до десятых долей процента, а затем округляют до целого числа. При малой объёмной доле компонента результат указывают до десятых долей процента.

В зависимости от целей и объёма петрографических исследований результаты определения групп мацералов углей могут быть представлены:

- в расчёте на чистый уголь, т.е. при определении мацерального состава, включая группу семивитринита, без учёта минеральных веществ:

$$Vt(H) + L + I + Sv = 100, \quad (4.5)$$

где  $Vt(H)$  – объёмная доля мацералов группы витринита (гуминита), определяемая в процессе анализа, %;

$L$  – объёмная доля мацералов группы липтинита, определяемая в процессе анализа, %;

$I$  – объёмная доля мацералов группы инертинита, определяемая в процессе анализа, %;

$Sv$  – объёмная доля мацералов группы семивитринита, определяемая в процессе анализа плотных блестящих бурых углей, каменных углей и антрацитов, %.

- в расчёте на уголь в целом, т.е. при определении мацерального состава с учётом минеральных веществ:

$$Vt(H) + L + I + Sv + (MM) = 100, \quad (4.6)$$

где  $(MM)$  – объёмная доля минеральных веществ, определяемая в процессе петрографического анализа, %.

Методика расчёта объёмной доли отдельных мацералов в угле аналогична расчёту объёмной доли групп мацералов, но более трудоёмка, поскольку подразумевает идентификацию и отдельный подсчёт индивидуальных мацералов, входящих в каждую группу.

#### 4.2.2 Определение показателя отражения витринита

Показатель отражения витринита характеризует стадию метаморфизма угля. В сочетании с мацеральным составом показатель отражения витринита даёт представление о химических и технологических свойствах угля или смеси углей. Показатель отражения витринита может быть также использован для характеристики плотности угольного вещества. Измерение показателя отражения витринита в смеси углей позволяет идентифицировать компоненты этой смеси и оценить их относительное содержание.

В соответствии с ГОСТ 17070-2014 показатель отражения витринита  $R$  – это отношение интенсивности светового потока установленной длины волны, отраженного от полированной поверхности мацералов группы витринита (гуминита), к интенсивности светового потока, падающего перпендикулярно на эту поверхность, выраженное в процентах.

Показатели отражения отдельных мацералов группы витринита в исследуемом угле могут существенно отличаться друг от друга, поэтому полученная величина показателя отражения зависит от того, какой именно мацерал был использован для измерения показателя отражения. Измерение проводят на одном или нескольких мацералах группы витринита, в этом случае, представляя результаты, указывают, какие мацералы были использованы для измерений, а также оценивают вклад каждого мацерала в общий результат.



В настоящее время для определения показателя отражения применяют единый стандартный метод, регламентированный в стандарте ИСО 7404-5:2009 и ГОСТ Р 55659-2013 «Методы петрографического анализа углей. Часть 5. Метод определения показателя отражения витринита с помощью микроскопа».

Сущность метода заключается в следующем. Интенсивность света с длиной волны 546 нм, отраженного практически под прямым углом от полированной поверхности мацералов группы витринита, измеренную с помощью электронного фотоумножителя (или аналогичного устройства), сравнивают с измеренной в таких же условиях интенсивностью света, отраженного от эталонов с известным показателем отражения. По своим оптическим свойствам зерна витринита в одном и том же угле немного отличаются друг от друга. Проводят достаточное количество измерений на различных зернах витринита, чтобы полученный результат можно было отнести ко всему углю или угольной смеси.

В качестве эталонов используют оптические стекла, лейкосапфир, горный хрусталь, алмаз с показателями отражения в масляной иммерсии от 0,3 до 7%. Эти показатели должны быть определены в специальных лабораториях или рассчитаны по показателям преломления.

Перед измерением показателя отражения регулируют оптическую систему и подготавливают аппаратуру, проверяя ее стабильность. Калибруют прибор, начиная с эталона с высоким показателем отражения. Далее проверяют линейность сигнала фотоумножителя, измеряя показатели отражения еще двух эталонов. Если показывающий прибор дает правильные результаты для трех эталонов, можно считать, что установка откалибрована.

Аншлиф-брикет устанавливают на предметном столике микроскопа так, чтобы его полированная поверхность была параллельна предметному стеклу. На поверхность аншлиф-брикета наносят каплю иммерсионного масла. После предварительного определения цены деления измерительного прибора стандартный образец заменяют на исследуемый аншлиф-брикет. Измерения показателей отражения эталонов проводят до и после исследования образца угля.

Показатель отражения каменных углей и антрацитов измеряют на всех мацералах группы витринита. Исследуемые участки не должны иметь царапин, микрорельефа и минеральных примесей. Размер участка должен быть в два раза больше фотометрируемого поля. На каждом аншлиф-брикете необходимо выполнить от 40 до 100 измерений в зависимости от однородности и стадии метаморфизма угля. Число измерений увеличивают с повышением неоднородности витринита и увеличением стадии метаморфизма угля. Для установления показателя отражения угольных смесей осуществляют не менее 500 измерений.

Показатель отражения ( $R_o$ ) вычисляют как среднеарифметическое значение показаний прибора.

### 4.3. 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 зёрен, седиментационный, электрооптический, световой дифракции, фотометрический и прочие [33, 34].

*Метод непосредственного измерения размеров зёрен* применяется обычно для составления гранулометрической характеристики материала крупностью свыше 150-200 мм. Зёрна 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 зёрен, которые по форме близки к шару или кубу, достаточно измерить их в одном направлении и использовать формулы:

- для зёрен близких по форме к шару:

$$d = b, \quad (4.7)$$

- для зёрен близких по форме к кубу:

$$d = b\sqrt{2}, \quad (4.8)$$

или

$$d = b\sqrt{3}, \quad (4.9)$$

где  $b$  – размер зерна в одном направлении.

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

- для зёрен с квадратным сечением:

$$d = (a + b) / 2, \quad (4.10)$$

$$d = \sqrt{ab}, \quad (4.11)$$

- для зёрен с разными размерами в трёх взаимно перпендикулярных направлениях:

$$d = (a + b + c) / 2, \quad (4.12)$$

$$d = \sqrt{abc}, \quad (4.13)$$

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

В практических условиях часто нужно определить средний и эквивалентный диаметры:

- средний диаметр:

$$d_{cp} = (d_1 + d_2) / 2, \quad (4.14)$$

$$d_{cp} = \sqrt{d_1 d_2}, \quad (4.15)$$

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

$$d_e = 1,24 \sqrt[3]{m / \delta}, \quad (4.16)$$

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 (4.14) и (4.15) используются для определения среднего размера зёрен, градация которых по крупности от наибольшего к наименьшему равномерная и число зёрен в каждом классе одинаковое; формула (4.16) применяется для смеси зёрен, ограниченных узким классом.

**Ситовый анализ** – операция разделения пробы материала по крупности на ряд классов, которые характеризуются наибольшими и наименьшими размерами зёрен, 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 её 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 сев сухим способом, пробу предварительно подсушивают. Потери массы распределяют пропорционально выходам отдельных классов, полученных при севе. 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 отсевают 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. Сив 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. 4.1), как и немецкий фирмы Fritsch (рис. 4.2) предназначен для отсева проб сыпучих материалов сухим и мокрым способами, а также для определения их гранулометрического состава с использованием стандартного набора сит.

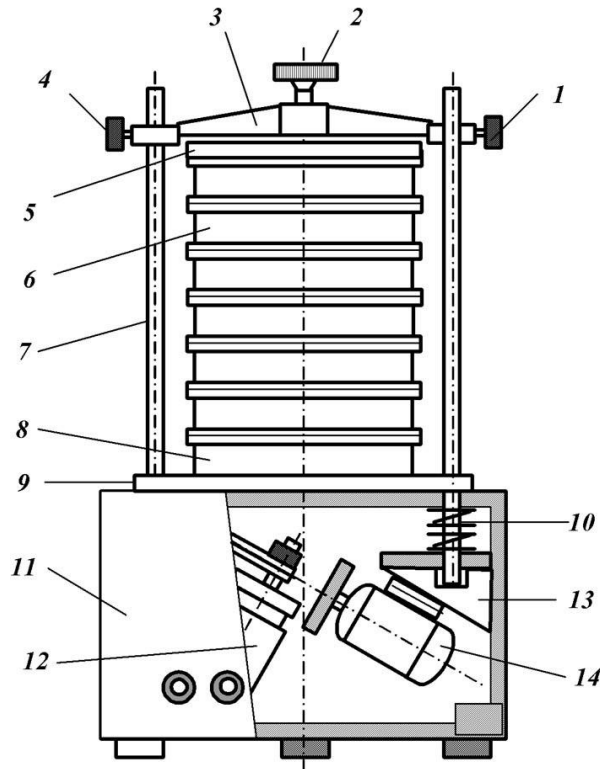


Рисунок 4.1 – Схема ситового вибрационного анализатора 236Б-Гр:

- 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.

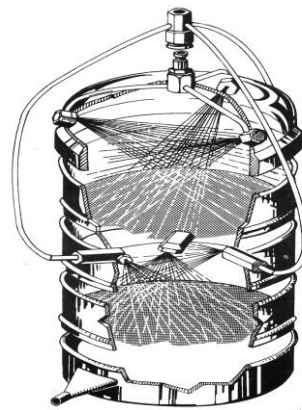


Рисунок 4.2 – Вибрационный анализатор для мокрого отсева сыпучих материалов фирмы Fritsch

Необходимое количество сит (загружается верхнее сито) обуславливается технологическими требованиями. При мокром расसेве 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 рассева). 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.

Все классы взвешивают и определяют их выход в процентах. Потери при расसेве, не превышающие 1% массы исходной пробы, распределяют пропорционально к выходам каждого класса. Потери более 1% не допускаются. Данные рассева пробы и химического анализа отдельных классов оформляют в виде табл. 4.2.

Таблица 4.2 – 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>	-	-

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. 4.3) на оси ординат откладывают суммарный выход, а на оси абсцисс – размер отверстий сит или диаметр зёрен в миллиметрах.

Как видно из табл. 4.2, расчёт суммарного выхода по «+d» выполняется последовательным суммированием выходов классов сверху вниз, а расчёт 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. 4.2.

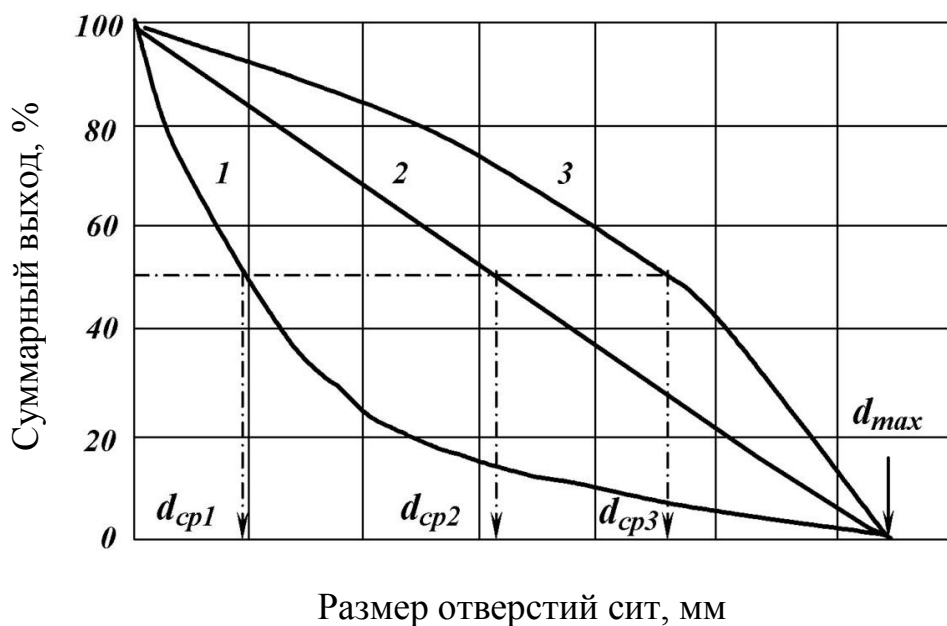


Рисунок 4.3 – Суммарные характеристики крупности

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 зёрен 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 зёрен в большинстве случаев с достаточной для практики точностью описывается уравнением Розина-Рамлера:

$$R = 100e^{-bx^n}, \% , \quad (4.17)$$

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) зёрен: 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 40 мкм. Этот метод часто комбинируется с ситовым анализом. При выполнении седиментационного анализа более всего используются методы отмучивания, базирующиеся на свободном осаждении зёрен 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.:

$$V_0 = 545d^2(\delta - 1000) = h/t, \text{ м/с}, \quad (4.18)$$

откуда:

$$d = \sqrt{\frac{h}{545(\delta - 1000)t}}, \text{ м}. \quad (4.19)$$

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 твёрдой фазы в пробе после её выпаривания. Прибор ЛИОТ для выполнения седиментационного анализа этим методом (рис. 4.4) 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.



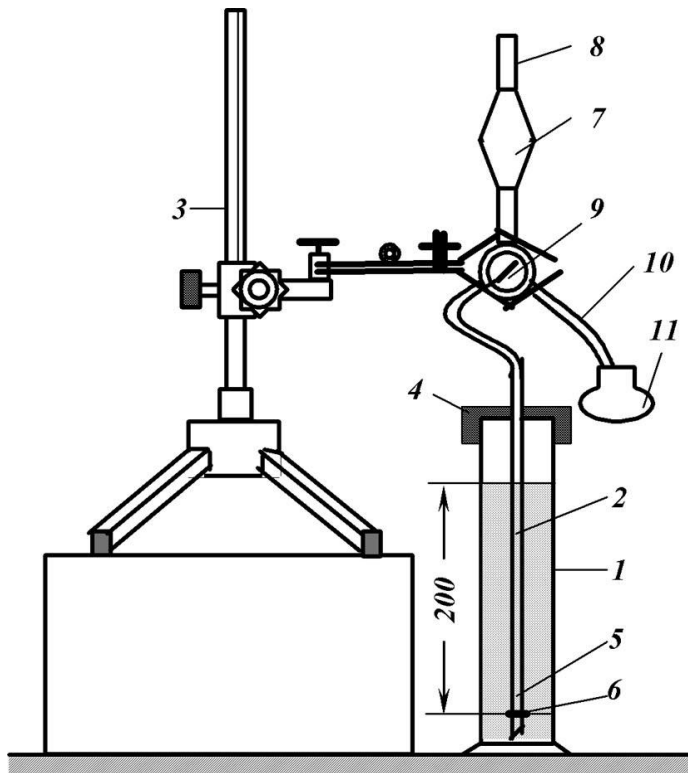


Рисунок 4.4 – Схема прибора для выполнения седиментационного анализа конструкции ЛИОТ:

- 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 зёрен. 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 ёмкость) имеет объём 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 твёрдой фазы в анализируемой пробе не должна быть выше 1% по массе.

Седиментационный анализ пульпы, содержащей зёрна 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. 4.5) 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 закручивающейся крышкой 4 с отверстием диаметром 3 мм для входа иглы 3 шприца 2. Отверстие закрыто резиновой прокладкой 5.

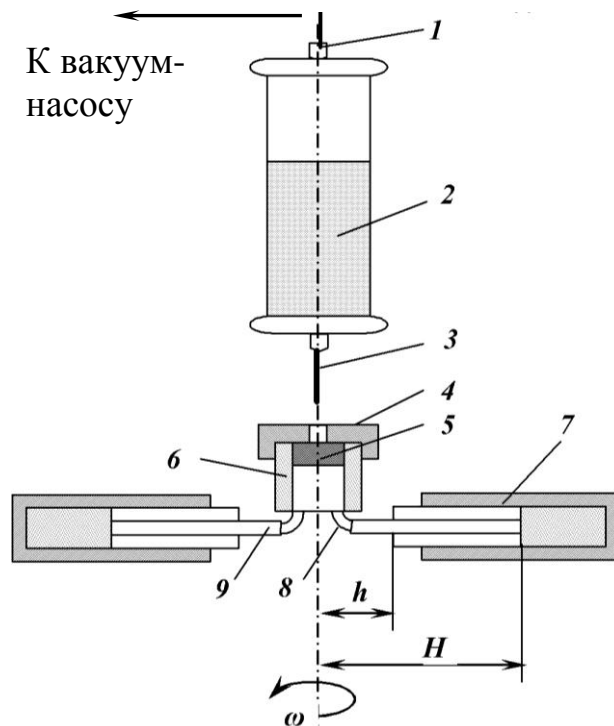


Рисунок 4.5 – Приспособление для отбора проб из центрифуги:

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

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

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

$$d = 4,25 \sqrt{\frac{\mu}{(\delta - \Delta)\omega^2 t} \cdot \ln \frac{H}{h}}, \text{ м}, \quad (4.20)$$

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. 4.6) основан на принципе гидростатических микровесов. В качестве весов используется кварцевая нить (рис. 4.6 а) или пружина (рис. 4.6 б).

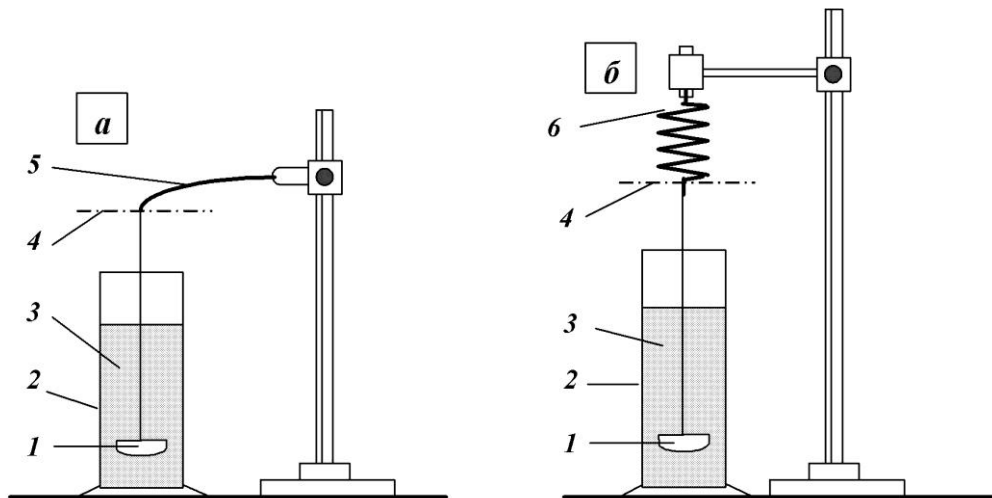


Рисунок 4.6 – Схема весов Фигуровского:  
а – с кварцевой нитью; б – с пружиной

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 её в цилиндр с исследуемой пульпой и одновременно включают секундомер. Частицы, 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. 4.7). 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:

$$r = K(l + \Delta l) / t, \quad (4.21)$$

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.

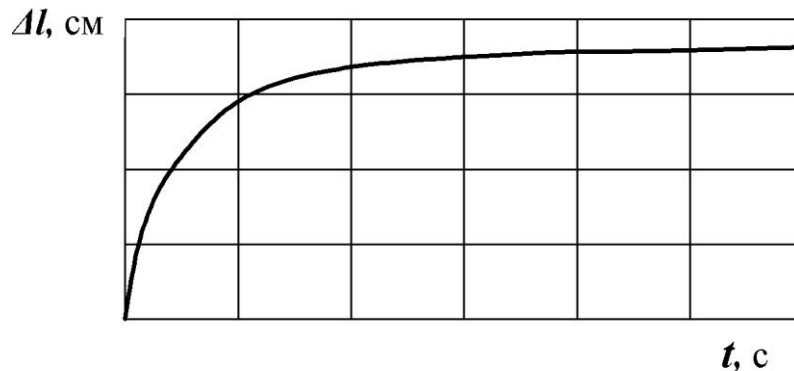


Рисунок 4.7 – Седиментационная кривая

Более совершенное оборудование для седиментационного анализ 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. 4.8) в комплексе с автоматическим пробоотборником может использоваться для контроля непрерывных 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.

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.

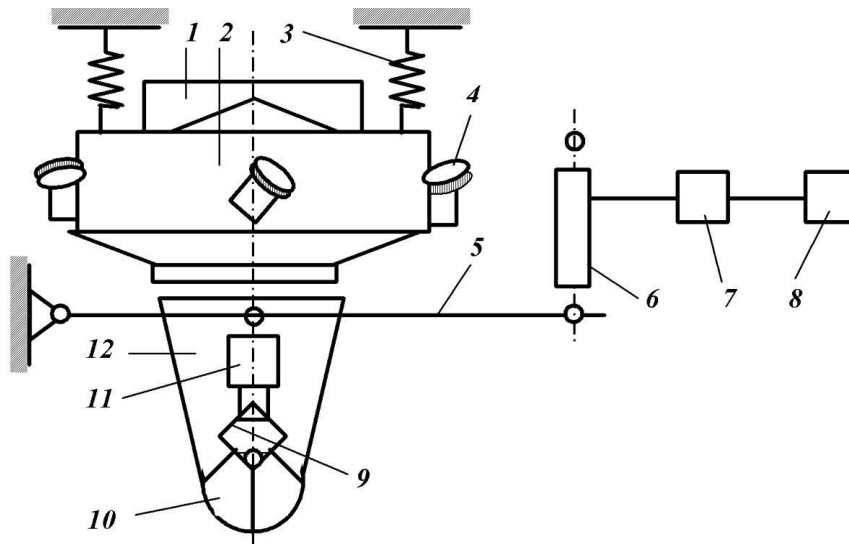


Рисунок 4.18 – Схема гранулометра конструкции института Механобр:

1 – загрузочная воронка; 2 – грохот; 3 – амортизаторы; 4 – дебалансы; 5 – рама; 6 – магнитоанізотропный датчик; 7 – выпрямительный блок; 8 – вторичный прибор; 9 – система рычагов; 10 – секторный затвор; 11 – электромагниты; 12 – бункер

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 «деление» сигнала, пропорционального массе подрешетного продукта, на сигнал, пропорциональный массе исходного материала, рассчитывается процент класса контролируемой крупности.

При отсеивании 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 отсеивания 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  $\pm 1,5\%$ .

В ОАО «Союзцветметавтоматика» разработан новый автоматический гранулометр для жидких сред ПИК-074П [35]. В установке ПИК-074П реализован метод определения гранулометрического состава, основанный на наличии корреляционной связи между процентным содержанием контрольного класса и средним диаметром крупных классов в анализируемой пульпе.

Установка состоит из датчика крупности, монтируемого непосредственно на магистральном трубопроводе или желобе с контролируемой пульпой, и микропроцессорного измерительного преобразователя, устанавливаемого в металлическом шкафу вблизи места контроля.

Датчик крупности производит измерение линейных размеров частиц в потоке пульпы путём захвата частиц между пятой и подпятником и их преобразование в

электрические сигналы – напряжение переменного тока. Принцип преобразования – индуктивный.

Датчик крупности ДКП-04 включает в себя микрометрический щуп, состоящий из измерительного штока, подпятника с контактной пластиной, закрепленных вне корпуса на выносных штангах. Верхняя часть измерительного штока связана с индуктивным преобразователем, который фиксирует размер частиц и в виде выходного напряжения преобразователя передает в микропроцессорный измерительный преобразователь МИП-3.

Микропроцессорный измерительный преобразователь предназначен для реализации следующих функций:

- приёма и измерения сигнала от датчика крупности;
- обработки результатов измерения и вычисления процентного содержания контрольных классов крупности в потоке пульпы в соответствии с заданным алгоритмом;
- представления на алфавитно-цифровом дисплее измеряемых значений крупности частиц и вычисляемых величин процентного содержания этих частиц в анализируемом потоке, а также констант и параметров настройки преобразователя;
- формирования выходного токового сигнала, передачу результатов измерения и вычисления по каналам связи.

Установка гранулометра для контроля грансостава осуществляется путём непосредственного помещения выносных штанг датчика ДКП-04 в контролируемый поток (рис.4.19).

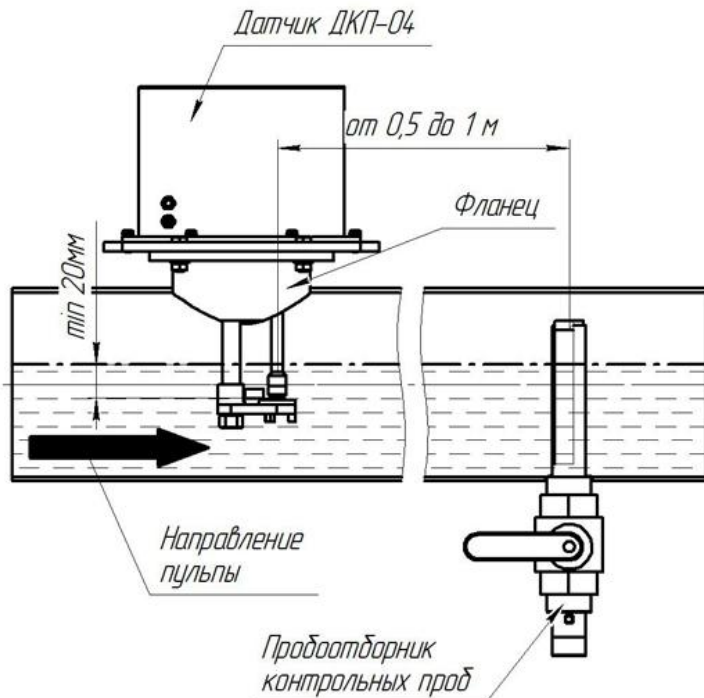


Рисунок 4.19 – Схема монтажа датчика крупности ДКП-04 на трубопроводе

Корпус датчика выполнен герметичным, влагонепроницаемым и поэтому изменение уровня измеряемой пульпы и внешний полив датчика не влияют на его работу. Шкаф управления с микропроцессорным преобразователем МИП-3 имеет настенный монтаж и устанавливается в удобном для обслуживания месте на расстоянии до 10 м от места установки датчика крупности ДКП-04. Измерение крупности

частиц производится с точностью до 1 мкм при диапазоне измерений от 0 до 800 мкм при крупном помоле (до 50 % класса – 0,074 мм) и в диапазоне 0-200 мкм при мелком помоле (до 90% класса 0,044 мм).

#### 4.4 Фракционный анализ полезных ископаемых

Фракционный состав представляет собой количественную оценку возможности разделения свободных минеральных зёрен и сростков по фракциям разной плотности и крупности. Метод фракционного анализа основан на разделении смеси минеральных зёрен в тяжёлых 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 [36-39].

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 тяжёлых металлов и органические тяжёлые жидкости. Характеристики некоторых тяжелых жидкостей, чаще всего применяемых для анализов и изучения обогатимости полезных ископаемых, приведены в табл. 4.3.

Таблица 4.3 – Характеристики тяжёлых жидкостей

Название	Химическая формула	Плотность, кг/м <sup>3</sup>	Растворимость в				
			воде	спирте	бензине	бензоле	эфире
Хлористый цинк	ZnCl <sub>2</sub>	2500	+	-	-	-	-
Бромформ	CNBr <sub>3</sub>	2890	+	+	+	+	+
Тетраброметан	C <sub>2</sub> H <sub>2</sub> Br <sub>4</sub>	2960	-	+	+	+	+
Жидкость Туле	HgJ <sub>2</sub> ·2KJ	3170	+	-	-	-	-
Йодистый метилен	CH <sub>2</sub> J <sub>2</sub>	3320	-	+	+	+	+
Жидкость Рорбаха	BaJ <sub>2</sub> ·HgJ <sub>2</sub> ·nH <sub>2</sub> O	3450	+	+	+	+	+
Жидкость Клеричи	CH <sub>2</sub> (COO) <sub>2</sub> Tl <sub>2</sub> +HCOOTl	4270	+	-	-	-	-

Примечания. В табл. 4.3 указанная максимальная плотность раствора, которая может быть получена при растворении данного вещества. Знак «+» показывает, что вещество растворимо в указанном растворителе, знак «-», что оно нерастворимо.

Для приготовления жидкости заданной плотности объём растворителя рассчитывают по формуле:

$$W_p = W_0(\delta_0 - \delta)/(\delta - \delta_p), \text{ м}^3, \quad (4.22)$$

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

$W_0$  – объём 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 тяжёлая жидкость с плотностью меньшей, чем нужна для исследований.

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

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

Полученные при фракционном анализе фракции разной плотности для определения содержания расчётного 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  $1100\text{-}2000 \text{ кг}/\text{м}^3$  и органические жидкости плотностью  $2000\text{-}2600 \text{ кг}/\text{м}^3$ . Топливо с размером зёрен меньше 1 мм расслаивают в органических жидкостях плотностью  $1300\text{-}2600 \text{ кг}/\text{м}^3$  с помощью лабораторных центрифуг стаканного типа с частотой вращения  $2000 \text{ мин}^{-1}$ . Бурый уголь расслаивают в тяжёлых жидкостях плотностью от 1200 до  $2000 \text{ кг}/\text{м}^3$ , горючие сланцы – от 1100 до  $2100 \text{ кг}/\text{м}^3$ , каменный уголь – от 1300 до  $2600 \text{ кг}/\text{м}^3$ , антрациты – от 1500 до  $2600 \text{ кг}/\text{м}^3$  с интервалом плотности  $100 \text{ кг}/\text{м}^3$ .

Обычно в тяжёлых 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. 4.20).

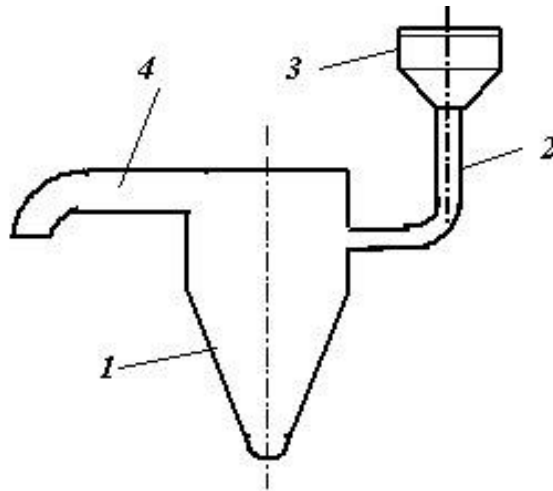


Рисунок 4.20 – Сосуд Петелина:

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

Методика выполнения фракционного анализа с применением сосуда Петелина следующая. Сосуд 1 наполовину заполняют тяжёлой жидкостью, засыпают навеску исследуемого порошка массой 3-4 г и старательно перемешивают стеклянной палочкой. После этого сосуд заливают тяжёлой жидкостью так, чтобы она не доходила до краёв на 1-2 мм и снова перемешивают. После отстаивания пробы в сосуде еще раз перемешивают, чтобы тяжёлые зёрна, которые запутались в легкой фракции, могли опуститься вниз, а легкие зёрна из тяжёлой фракции подняться вверх. Когда разделение закончится, под сливной желоб 4 подставляют воронку Бюхнера с бумажным фильтром, и в воронку 3, соединённую с сосудом 1 капилляром 2, осторожно подливают тяжёлую 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 тяжёлую фракцию и выполняют с ней те же самые операции, как и с лёгкой.

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 тяжёлой суспензии заданной плотности определяется по формуле:

$$m = \frac{W_c \delta_y (\Delta - 1000)}{\delta_y - 1000}, \text{ кг}, \quad (4.23)$$

где  $W_c$  – объём суспензии, м<sup>3</sup>;  
 $\delta_y$  – плотность утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>;

$\Delta$  – плотность суспензии, кг/м<sup>3</sup>;  
1000 – плотность воды, кг/м<sup>3</sup>.

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

$$W = W_c - m/\delta_y, \text{ м}^3. \quad (4.24)$$

Результаты фракционного анализа полезного ископаемого оформляют в виде таблиц (пример – табл. 4.4), по данным которых строят кривые обогатимости.

Таблица 4.4 – Фракционный анализ угля исследуемой крупности и данные для построения кривых обогатимости

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

Фракционный анализ угля проводится последовательным разделением пробы исследуемого материала, в растворах хлористого цинка плотностью 1300, 1400, 1500, 1600 и 1800 кг/м<sup>3</sup>. Схема выполнения фракционного анализа приведена на рис 4.21.

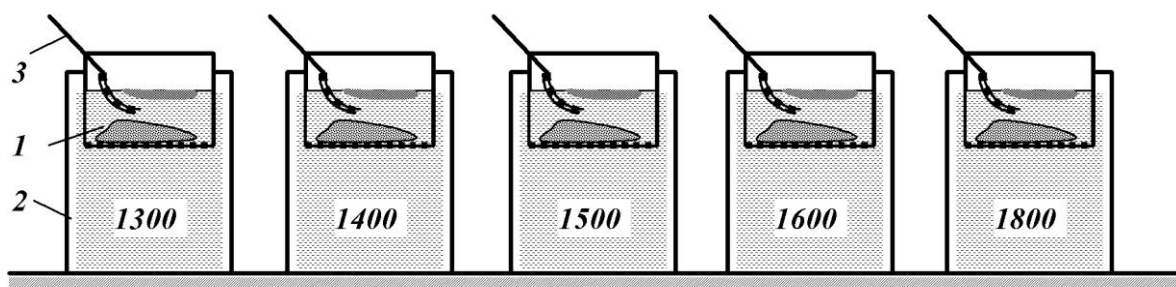


Рисунок 4.21 – Схема проведения фракционного анализа угля:

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

Обесшламленный класс угля помещают в ёмкость 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 лёгкую, и тяжёлую 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. 4.22) 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.

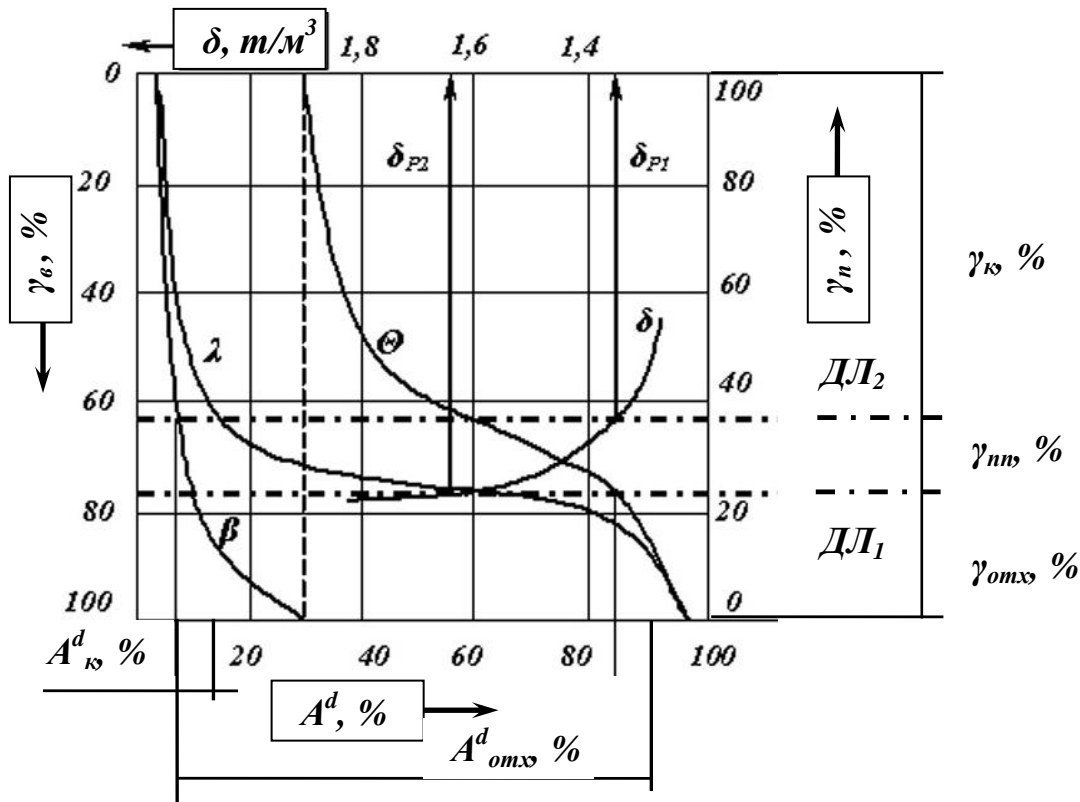


Рисунок 4.22 – Кривые обогатимости угля

При расчёте 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):

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

- 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:

$$\gamma_3^6 = \gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3; \quad A_3^6 = (\gamma_1 \cdot A_1 + \gamma_2 \cdot A_2 + \gamma_3 \cdot A_3) / \gamma_3^6;$$

и т.д. к

$$\gamma_6^6 = 100\%; \quad A_6^6 = A_{cp}.$$

При расчёте 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 ( $\gamma_i^6$  и  $A_i^6$ ) 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. 4.23).

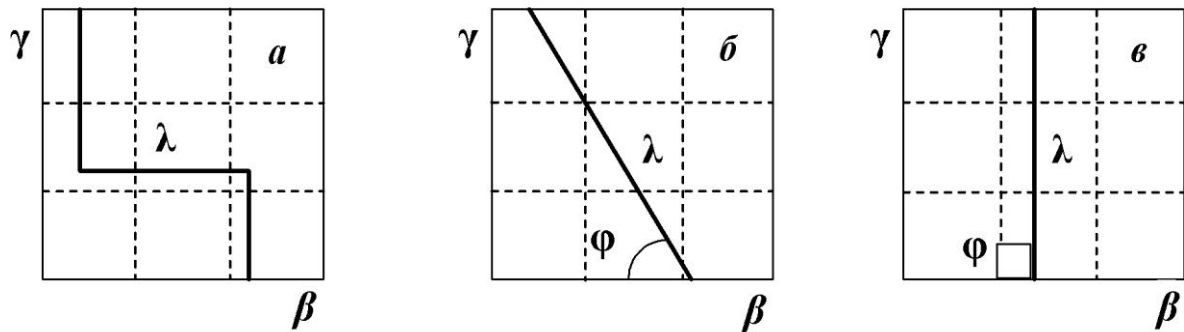


Рисунок 4.23 – Вид теоретических кривых  $\lambda$

Кривая  $\lambda$ , изображенная ломаной линией, характеризует материал, который не содержит сростков и в процессе обогащения идеально разделяется на два продукта (рис. 4.23 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. 4.23 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. 4.23 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.

При отдельном обогащении двух машинных классов или полезных ископаемых двух шахт (карьеров) вариантов деления 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 определяют зольности элементарных фракций деления, которые потом используют на кривых обогатимости машинных классов для определения выходов и зольностей продуктов деления этих классов. В этом случае выход концентрата заданной зольности будет максимальным.

## 4.5. Определение физических и технологических характеристик минералов и руд

Полезные ископаемые и продукты обогащения характеризуются плотностью, магнитными и электрическими свойствами, влажностью, прочностью, а также некоторыми технологическими свойствами, которые оказывают существенное влияние на технологические операции процесса обогащения. Остановимся более подробно на некоторых из них.

### 4.5.1 Плотность

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

$$\delta = m/V, \text{ кг/м}^3. \quad (4.25)$$

Действительная плотность – одна из характерных свойств минералов и может изменяться в широких пределах – от 900 (озокерит) до 19300 кг/м<sup>3</sup> (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 расчётах.

Действительную плотность отдельного куска полезного ископаемого определяют взвешиванием сначала в воздухе, а потом погруженным в воду. Для взвешивания с точностью до 0,01-0,02 г используют аналитические или аптекарские весы. Плотность определяют по формуле:

$$\delta = m_1 \Delta / (m_1 - m_2), \text{ кг/м}^3, \quad (4.26)$$

где  $m_1$  – масса куска в воздухе, кг;

$m_2$  – масса куска в воде, кг;

$\Delta$  – плотность воды, кг/м<sup>3</sup>.

Для определения действительной плотности полезных ископаемых, шихтовых материалов и продуктов обогащения используют пикнометрический метод. Пикнометрический метод основан на измерении массы пустого пикнометра, наполненного жидкостью и при замене части жидкости пробой исследуемого материала:

$$\delta = \frac{m_3 - m_1}{(m_4 - m_3) - (m_2 - m_1)} \cdot \Delta, \text{ кг/м}^3, \quad (4.27)$$

где  $\delta$  – действительная плотность исследуемого материала, кг/м<sup>3</sup>;  
 $\Delta$  – плотность жидкости, кг/м<sup>3</sup>;  
 $m_1$  – масса пустого пикнометра, кг;  
 $m_2$  – масса пикнометра с жидкостью, кг;  
 $m_3$  – масса пикнометра с пробой исследуемого материала, кг;  
 $m_4$  – масса пикнометра с жидкостью и пробой исследуемого материала, кг.

При определении действительной плотности тонкоизмельченных полезных ископаемых, гидрофобных материалов или материалов, содержащих растворимые компоненты, в качестве жидкости используют этиловый спирт или керосин; в других случаях используют дистиллированную воду. За действительную плотность принимают среднеарифметическое трёх испытаний, результаты которых не отличаются более чем на 5 кг/м<sup>3</sup>.

Для определения действительной плотности методом гидростатического взвешивания используют пробирные весы, где вместо одной чашки установлен крючок с грузом для равновесия коромысла и второй чашки. Взвешивания пробы выполняют в тонкостенной колбочке, которая на тонком платиновом проводе подвешена к крючку. Перед заполнением колбочку снимают с крючка и устанавливают в кольцо-подставку. В качестве жидкости используют этиловый спирт, который предварительно кипятят для удаления из него воздуха. Действительная плотность рассчитывается по формуле (4.27).

Насыпная плотность измельченного продукта – отношение массы продукта с промежутками между зёрнами и порами к его объёму.

Насыпная плотность зависит от действительной плотности, минерального и гранулометрического состава материала, степени его уплотнения, влажности. Насыпную плотность используют при определении объёма сырья, при расчётах бункеров и ёмкостей для его хранения и транспортирования, давления на стенки ёмкостей, вагонов и т.п.

Для определения насыпной плотности используют метод мерного цилиндра. При этом методе в цилиндр вместительностью 10-15 мл до определенной метки наливают бензол, спирт или керосин, а потом вводят пробу исследуемого материала массой 3-5 г. После отсчета объёма вытесненной жидкости при известной массе пробы определяют плотность материала по формуле (4.25). За конечный результат исследований принимают среднеарифметическое двух испытаний, которые отличаются не более 5%.

Определение насыпной плотности намытых хвостов методом режущего цилиндра осуществляется таким образом. Поверхность намытых хвостов выравнивается срезанием её на 10 см, потом режущий цилиндр вдавливают в хвосты вровень с краями. Цилиндр подкапывается и вместе с хвостами вынимается на поверхность. Торцы цилиндра очищаются, лишние хвосты удаляются. Насыпную плотность влажных хвостов  $\delta_{н/в}$  рассчитывают по формуле:

$$\delta_{н/в} = (m_2 - m_1)/V, \text{ кг/м}^3, \quad (4.28)$$

где  $m_1$  и  $m_2$  – масса пустого цилиндра и масса цилиндра с хвостами, кг;  
 $V$  – объём цилиндра, м<sup>3</sup>.

Влажность хвостов определяется высушиванием.

Насыпная плотность сухих хвостов  $\delta_{н/с}$  определяется по формуле:

$$\delta_{н/с} = \delta_{н/в} / (1 + W_t^r), \text{ кг/м}^3, \quad (4.29)$$

где  $W_t^r$  – влажность материала.

Насыпная плотность полезных ископаемых существенно зависит от крупности. В инженерных расчётах и практике горного дела зависимость насыпной плотности от крупности оценивается коэффициентом разрыхления.

#### 4.5.2 Влажность

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

В зависимости от массовой доли воды тонкоизмельченное сырье может иметь твёрдую, пластическую и текучую консистенцию. Вода в разных формах всегда присутствует в горных породах и тесно взаимодействует с ними. Воду в горных породах по степени её 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: объёмную 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%.

Подготовка и отбор проб для определения массовой доли влаги выполняется в соответствии с общими требованиями. Масса пробы должна быть не меньше 1 кг. Если проба представлена тонкозернистым материалом крупностью менее 1 мм, то для определения массовой доли влаги выделяют две навески массой по 2 кг каждая.

Массовую долю влаги  $W_t^r$  рассчитывают с точностью до второго знака после запятой:



$$W_t^r = \frac{m_1 - m_2}{m_1 - m} \cdot 100, \% , \quad (4.30)$$

где  $m$  – масса листа, на котором сушилась проба, кг;  
 $m_1$  – масса листа с навескою до высушивания, кг;  
 $m_2$  – масса листа с навескою после высушивания, кг.

В тех случаях, когда партию сырья опробуют отдельными частями, массовую долю влаги в партии (общую влагу)  $W_{общ}^r$  рассчитывают как средневзвешенную результатов определений массовой доли влаги в отдельных частях:

$$W_{общ}^r = \frac{\sum_{i=1}^n m_i \cdot W_i^r}{\sum_{i=1}^n m_i} , \% , \quad (4.31)$$

где  $W_i^r$  – массовая доля влаги  $i$ -той части партии, %;  
 $m_i$  – масса  $i$ -той части опробуемой партии сырья, кг;  
 $n$  – число частей в партии.

### 4.5.3 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 расчёта 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.

Для определения сыпучести материалов крупностью не более 3 мм отбирают пробу массой 6-10 кг из расчёта трёхкратного повторения опыта. Основной прибор для определения сыпучести материалов – воронка Гарри с диаметром выпускного отверстия 30 мм и углом наклона 35°С (рис. 4.24).

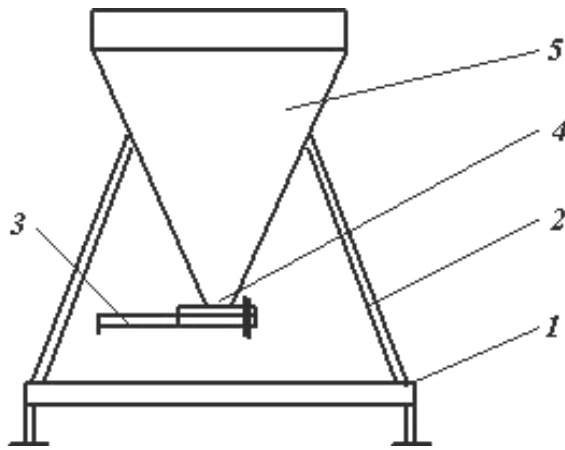


Рисунок 4.24 – Прибор для определения сыпучести материалов:

- 1 – кольцо;
- 2 – стойки;
- 3 – заслонка;
- 4 – выпускное отверстие;
- 5 – лейка

Степень сыпучести  $\eta_c$  материала определяется по формуле:

$$\eta_c = m/t, \text{ кг/с}, \quad (4.32)$$

где  $m$  – масса высыпающегося материала, кг;  
 $t$  – время высыпания материала, с.

Если расхождение между определениями превышает 10%, опыт повторяют и рассчитывают среднее значение.

На сыпучесть материалов существенно влияют капиллярные и адгезионные силы. Сухие материалы, как правило, не слеживаются, в тот же время при нормальной и повышенной влажности они могут сильно слеживаться. Под слеживаемостью понимают увеличение связности дисперсного материала при продолжительном его хранении в неподвижном слое. При этом материалы уплотняются и теряют сыпучесть. Для предотвращения потери сыпучести сырья не допускают продолжительного его хранения в неподвижном состоянии (рыхлят), снижают влажность материала фильтрационным потоком газа или жидкости.

#### 4.5.4 Магнитная восприимчивость

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

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

$$\chi_0 = J/H. \quad (4.33)$$

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

$$\chi = \chi_0/\delta, \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (4.34)$$

где  $\delta$  – плотность тела, кг/м<sup>3</sup>.

Объёмная магнитная восприимчивость при пондеромоторном методе, который предложен Фарадеем, определяется измерением силы притяжения, которая действует на образец в неоднородном магнитном поле с известным значением силы магнитного поля  $H_{\text{grad}}$ . Определить с достаточной точностью среднее значение  $H_{\text{grad}}$  поля на участке, занимаемом образцом, тяжело, поэтому чаще пользуются косвенным методом: сравнивают силы, действующие на образец и эталон с известной магнитной восприимчивостью. В качестве эталона применяют пирофосфат магния  $Mn_2P_2O_7$  ( $\chi = 8,30 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ ), фтористый кобальт  $CoF_2$  ( $\chi = 9,55 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ ), хлористый магний  $MnCl_2$  ( $\chi = 14,45 \cdot 10^{-7} \text{ м}^3/\text{кг}$ ) и др.

Установка для измерения магнитной восприимчивости пондеромоторным методом (рис. 4.25) состоит из электромагнита и весов, которыми измеряется сила притяжения образцов.

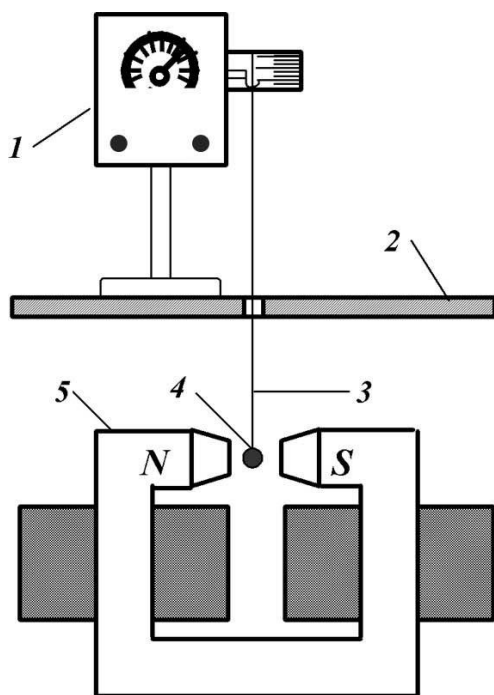


Рисунок 4.25 – Схема установки для определения магнитной восприимчивости слабомагнитных минералов пондеромоторным методом:

- 1 – торсионные весы;
- 2 – магнитный экран;
- 3 – стеклянная нитка;
- 4 – исследуемый образец;
- 5 – электромагнит

Методика измерений состоит в последовательном взвешивании стеклянной колбочки с эталоном и образцом при отключенном и включенном электромагните. Удельная магнитная восприимчивость образца  $\chi$  определяется по формуле:

$$\chi = \frac{C \cdot \Delta m}{m}, \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (4.35)$$

где  $C$  – постоянная, которая определяется экспериментально для данных полюсных наконечников, положения образца и тока возбуждения электромагнита,  $\text{м}^3/\text{кг}$ ;

$m$  – масса образца, кг;

$\Delta m$  – изменение массы образца в магнитном поле, кг.

Измерения выполняются 3-4 раза и потом рассчитывается среднеарифметическое значение удельной магнитной восприимчивости образца исследуемого материала.

Этот метод используется главным образом для определения удельной магнитной восприимчивости слабомагнитных материалов.

Некоторым видоизменением рассмотренного метода является метод Гюи, который основан на измерении силы, действующей на образец. Образец упакован в цилиндр, один конец которого помещён в сильное магнитное поле  $H$ , а второй – в слабое  $H_1$ .

Схема установки для определения магнитной восприимчивости по методу Гюи приведена на рис. 4.26.

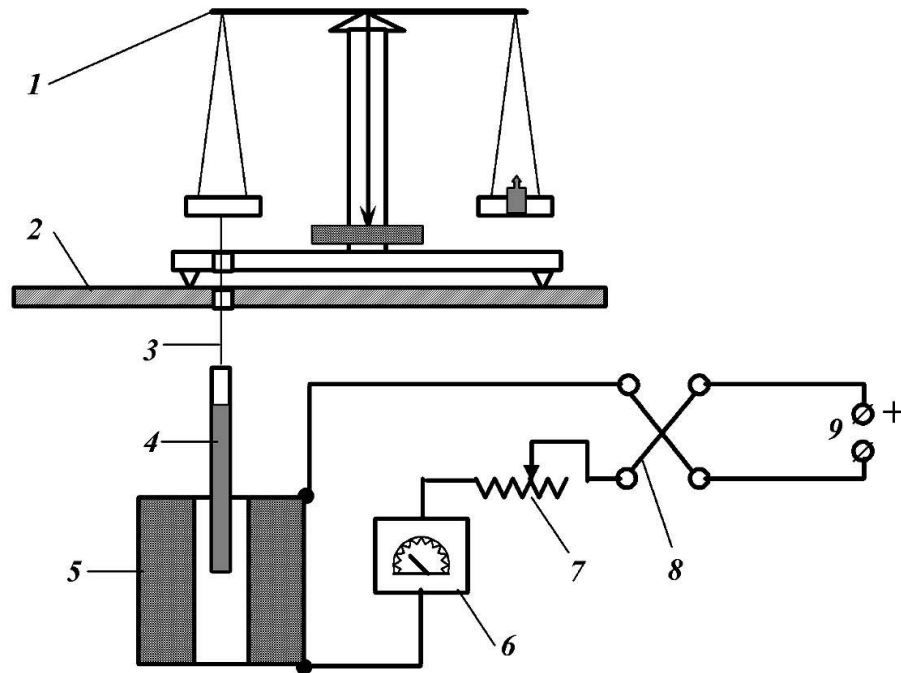


Рисунок 4.26 – Схема установки для определения магнитной восприимчивости по методу Гюи:

1 – весы; 2 – экран; 3 – нитка; 4 – цилиндр с исследуемым образцом; 5 – электромагнитная катушка; 6 – амперметр постоянного тока; 7 – реостат; 8 – переключатель; 9 – источник постоянного тока

Методика измерений состоит в том, что образец исследуемого материала, измельченный до крупности менее 0,1 мм, засыпают в стеклянную трубку длиной 40 см и уплотняют до метки 35 см. Трубку с материалом подвешивают к одной чашке весов таким образом, чтобы нижний край находился в однородном магнитном поле. При достаточно большой длине цилиндра его верхний конец отдален от полюсов магнита на большое расстояние и  $H_1 \approx 0$ .

Трубку с материалом взвешивают при отсутствии тока в обмотках электромагниту и при заданной величине тока. Эту операцию выполняют несколько раз и определяют среднеарифметическое значение удельной магнитной восприимчивости по формуле:

$$\chi = \frac{2l \cdot \Delta m}{\mu_0 \cdot m \cdot H^2} \text{ м}^3/\text{кг}, \quad (4.36)$$

где  $l$  – длина образца в трубке, м;  
 $\Delta m$  – условный прирост массы образца в магнитном поле, кг;  
 $m$  – масса образца, кг;  
 $\mu_0 = 1,256 \cdot 10^{-6}$  Гн/м – магнитная проницаемость вакуума;  
 $H$  – напряженность сильного однородного магнитного поля, А/м.

Метод Гюи может применяться для определения магнитной восприимчивости как слабомагнитных (в поле  $H = 800-1000$  кА/м), так и сильномагнитных минералов (в поле  $H = 80-100$  кА/м).

В случае использования метода сравнения удельной магнитной восприимчивости образца и эталона выполняют все необходимые измерения и используют формулу (4.35).

Магнитную восприимчивость можно определить также с помощью изодинамического сепаратора СИМ-1 (рис. 4.27).

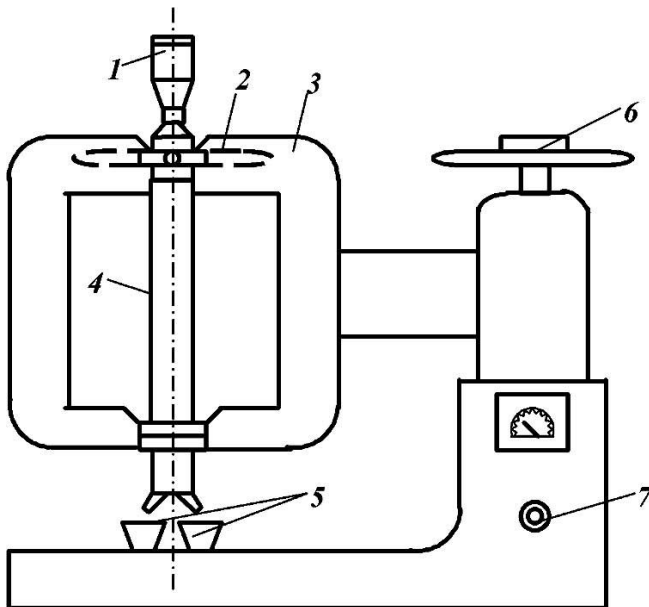


Рисунок 4.27 – Схема электромагнитного изодинамического сепаратора СИМ-1:

- 1 – бункер;
- 2 – регулятор поперечного угла наклона;
- 3 – блок полюсных наконечников;
- 4 – сепарационный желоб;
- 5 – сборники материалов;
- 6 – регулятор продольного угла наклона;
- 7 – регулятор тока в магнитной системе

Сепаратор состоит из сильного магнита с длинными полюсами такой конфигурации, которая обеспечивает однородность магнитного поля в зазоре, куда помещен вибрлоток из немагнитного материала. Сначала при выбранном угле наклона лотка и токе в обмотках электромагнита определяют постоянную сепаратора  $C$  на исследуемом материале. Если взять вещество с известной магнитной восприимчивостью  $\chi_0$  и при равенстве гравитационной и магнитной сил определить угол наклона лотка  $\alpha$  и величину тока в обмотках электромагнита  $I$ , то постоянную сепаратора  $C$  можно рассчитать по формуле:

$$C = \chi_0 I^2 / \sin \alpha . \quad (4.37)$$

Потом исследуемый материал (минеральный порошок крупностью 20-500 мкм) через загрузочную воронку поступает в вибрлоток и движется в магнитном поле под действием силы тяжести. При равенстве гравитационной и магнитной сил, действующих на частички, их движение прекращается.

Магнитная восприимчивость исследуемого материала  $\chi$  определяется по формуле (4.37), т.е.

$$\chi = C \sin \alpha / I^2 .$$

#### 4.5.5 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 твёрдых 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.

При измерении двумя зондами (рис. 4.28) используют вольфрамовые электроды диаметром 0,1 мм (расстояние между ними  $L = 0,5-1,5$  см), напряжение на образце измеряют компенсационным методом. При этом считают, что сопротивление между зондами изменяется линейно.

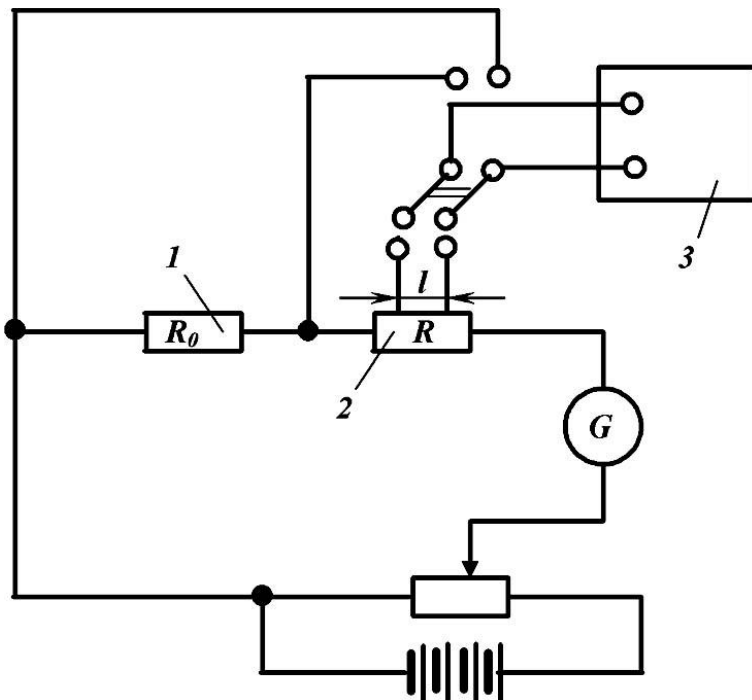


Рисунок 4.28 – Схема определения электрической проводимости двухэлектродным методом:  
1 – эталонный образец;  
2 – исследуемый образец;  
3 – потенциометр

Сопротивление образца определяется по формуле:

$$R = R_0 \cdot U / U_0, \text{ Ом}, \quad (4.38)$$

где  $R_0$  – сопротивление эталонного образца, Ом;

$U_0$  и  $U$  – напряжение на эталонном и исследуемом образцах, В.

При необходимости получения более точных значений величины электрической проводимости используют четырёхэлектродный метод.

Четырёхэлектродный метод основан на измерении разности потенциалов между двумя эквипотенциальными поверхностями образца, которые находятся между питательными электродами. Метод позволяет исключить приэлектродную поляризацию и измерить действительную проводимость образца.

Схема устройства для измерения электрической проводимости четырёхэлектродным методом приведена на рис. 4.29.

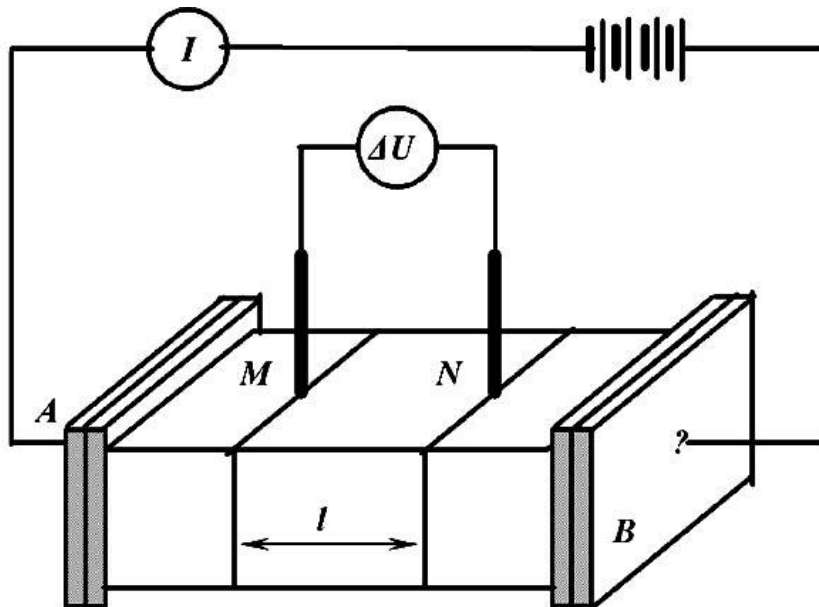


Рисунок 4.29 – Схема устройства для измерения электрической проводимости четырёхэлектродным методом

В соответствии со схемой одна пара электродов  $A$  и  $B$  служит для подведения электрического тока  $I$ . Удельную объёмную электрическую проводимость  $\sigma$  можно определить по разности потенциалов  $\Delta U$  между измерительными электродами:

$$\sigma = I \cdot l / (\Delta U \cdot S), \text{ См/м}, \quad (4.39)$$

где  $I$  – величина тока, подведенного к образцу, А;

$l$  – расстояние между измерительными электродами, м;

$\Delta U$  – разность потенциалов между измерительными электродами, В;

$S$  – площадь поперечного сечения образца, м<sup>2</sup>.

Наиболее точные результаты получают при специальной подготовке образца в виде параллелепипеда (обычно размером 25x25x0,5 мм), куба, диска или любой геометрической фигуры, имеющей параллельные поверхности, на которые

накладывают электроды. Для обеспечения надлежащего контакта при температуре, близкой к комнатной, используют графитовые электроды. При повышенной температуре (более 300-350°С) графитовые электроды непригодны, так как графит выгорает. В этом случае используют золотые или платиновые электроды, но в данном случае поверхность образца должна быть старательно отшлифованная.

При определении электрической проводимости минералов в порошковидных пробах (рис. 4.30) применяют специальную ячейку, состоящую из кварцевой трубки с внутренним диаметром 5 мм и высотой 15 мм.

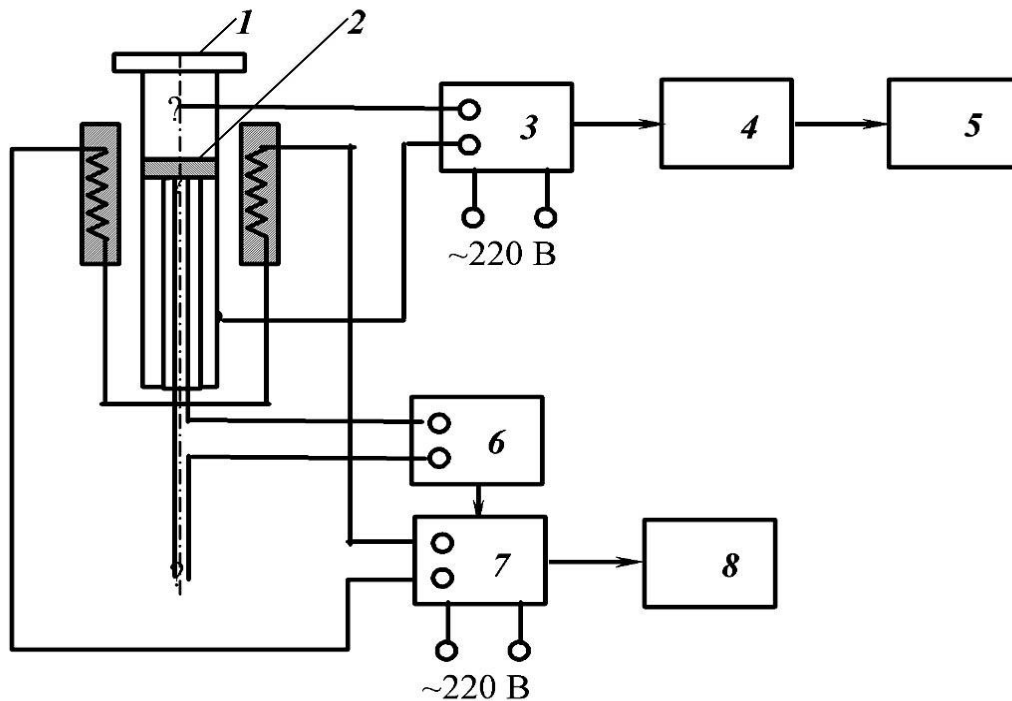


Рисунок 4.30 – Блок-схема установки для определения электрической проводимости минералов в порошковидных пробах:

1 – регулятор давления на образец; 2 – образец; 3 – тераомметр Е6-3; 4 – преобразователь сигналов УПТ; 5 – самописец; 6 – измерительное устройство КСП-3 с хромель-никелевой термопарой; 7 – нагревательное устройство РУ-5 с программным регулированием; 8 – система охлаждения

Мономинеральную пробу (150-200 мг), состоящую из зёрен крупностью 0,15-0,40 мм, помещают внутрь ячейки. Образец уплотняют под давлением 60 кПа. Проводимость регистрируют по прямым показаниям прибора Е6-3. Автоматическое регулирование скорости нагрева и охлаждения образца обеспечивает стабильность получаемых результатов.

#### 4.5.6 Диэлектрическая проницаемость

Диэлектрическая проницаемость определяется сравнением значений ёмкости, которые определяются измерителем ёмкости Е8-4 при заполнении воздушного



промежутка стандартной пластиной (50x50x5 мм) и пластиной, выпиленной из исследуемого материала.

Для порошковидных проб разработан специальный прибор (рис. 4.31), состоящий из конденсатора-датчика, объединённого с поляризационным реле. Конденсатор-датчик представляет собой два коаксиальных цилиндра из латуни, укрепленных в фторопластовой основе. Зазор между цилиндрами составляет 0,3 мм, глубина заполнения порошком – 5 мм.

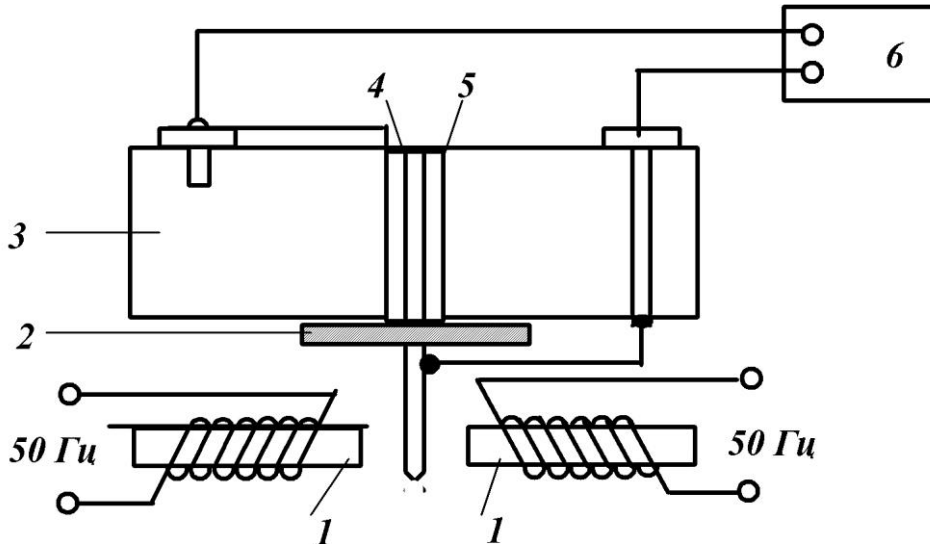


Рисунок 4.31 – Схема прибора для измерения диэлектрической проницаемости порошковидных проб:

1 – поляризационное реле; 2 – пластина; 3 – фторопластовая основа; 4, 5 – коаксиальные цилиндры; 6 – цифровой измеритель ёмкости

Фторопластовая основа закреплена на корпусе поляризационного реле, вибрирующего с частотой 50 Гц. Ёмкость между цилиндрами измеряется цифровым измерителем ёмкости, который одновременно фиксирует тангенс угла диэлектрических потерь. Масса навески составляет 30-100 мг.

#### 4.5.7 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 твёрдостью минералов. В горной промышленности для оценки прочности минерального сырья пользуются коэффициентом и шкалой прочности, предложенными проф. М. М. Протодьяконовым (табл. 4.5). 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.

Основной метод определения коэффициента прочности – метод раздавливания образцов правильной формы. Однако не всегда можно отобрать представительную пробу для изготовления образцов правильной формы. Поэтому

для определения коэффициента прочности твёрдых минеральных руд рекомендуется метод определения удельной работы дробления (метод толчения).

Таблица 4.5 – Прочность горных пород (по М. М. Протодяконову)

Категория	Степень прочности породы	Горные породы	$K_m$
I	Высочайшая	Кварциты, базальты и др. исключительно крепкие породы	20
II	Очень прочные породы	Гранит, кварцевые порфиры, кремнистый сланец, песчаники и известняки повышенной прочности, некоторые кварциты	15
III	Прочные породы	Граниты и гранитные породы, песчаники и известняки, крепкие минералы железных руд	10
III-a	Прочные породы	Известняки, некоторые граниты (непрочные), песчаники, мрамор, доломит, колчеданы	8
IV	Довольно прочные породы	Обычный песчаник, железистые руды	6
IV-a	Довольно прочные породы	Песчаные сланцы, сланцевые песчаники	5
V	Породы средней прочности	Крепкий глинистый сланец, непрочные разновидности песчаника и известняка, мягкий конгломерат	4
V-a	Породы средней прочности	Разнообразные непрочные сланцы, плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменный уголь, гипс, мерзлый грунт, антрацит, обычный мергель, разрушенный песчаник, каменистый грунт	2
VI-a	Довольно мягкие породы	Щебенистый грунт, разрушенный сланец, слежавшиеся галька и щебни, твёрдый каменный уголь, затвердевшая глина	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная), мягкий каменный уголь, крепкие наносы	1,0
VII-a	Мягкие породы	Легкая песочная глина, лесс, гравий	0,8
VIII	Землянистые породы	Чернозем, торф, легкий суглинок, сырой песок	0,6
IX	Сыпучие породы	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5
X	Плывучие породы	Плывуны, болотистый грунт, разреженный лесс, разреженно-увлажненный грунт	0,3

Коэффициент прочности определяют по отношению работы, затраченной на дробление минерального сырья, к площади новообразовавшейся поверхности, которая оценивается суммарным объёмом частичек крупностью менее 0,5 мм. Для определения коэффициента прочности используют прибор определения прочности (рис. 4.32), сито с квадратными отверстиями размером 0,5 мм, стеклянный цилиндр объёмом 10 мл, сушильный шкаф с терморегулятором, молоток и металлическую плиту для отбивания кусочков пробы.

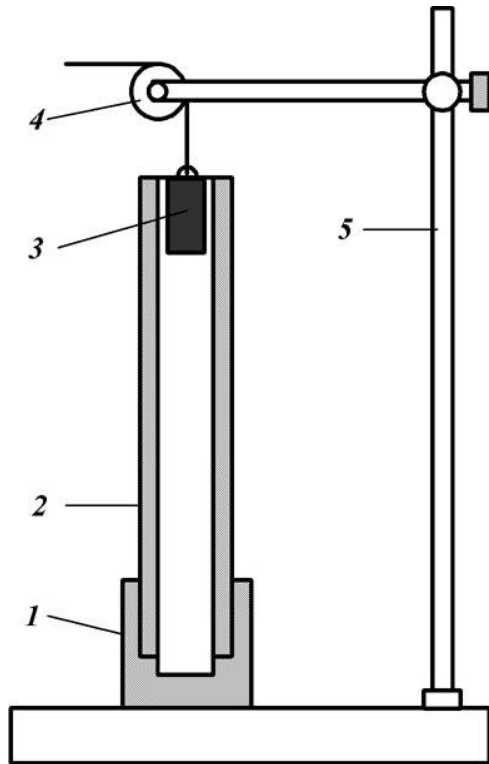


Рисунок 4.32 – Прибор для определения прочности горных пород:

- 1 – стакан;
- 2 – цилиндр;
- 3 – гиря;
- 4 – блок;
- 5 - штатив

Отобранную пробу раскалывают молотком на твёрдой основе на мелкие кусочки размером 20-40 мм. На одну навеску подготавливают 6-10 кусочков с учетом того, чтобы они разместились на дне стакана в один слой. Число кусочков должно быть достаточным для 10 навесок (два опыта по 5 навесок). Кусочки в воздушно-сухом состоянии дробят сбрасыванием гири с высоты 0,5 м. Число сбрасываний в зависимости от прочности сырья может быть от 3 до 20, чтобы объём мелочи, образовавшейся в результате дробления, был равным около 20% навески. После дробления каждую навеску просеивают через сито. Объём образовавшейся мелочи измеряют в стеклянном цилиндре.

Коэффициент прочности минерального сырья определяют по формуле:

$$f = A/V, \quad (4.40)$$

где  $A$  – работа, затраченная на дробление, МДж;

$V$  – объём образовавшейся мелочи, м<sup>3</sup>.

Работа, затраченная на дробление:

$$A = 5Hmn, \quad (4.41)$$

где 5 – число навесок;

$H$  – высота сбрасывания, м;

$m$  – масса гири, кг;

$n$  – число сбрасываний.

За окончательный результат принимают среднее арифметическое 10 определений, если расхождение между результатами среднего арифметического с 5 измерений не превышает 5%. А если расхождение превышает 5%, делают третий опыт на 5 навесок и вычисляют среднее арифметическое 15 определений.

#### 4.5.8 Абразивность

Абразивность – способность горных пород изнашивать твёрдые тела, контактирующие с ними (детали машин, инструменты и т.п.). Абразивность в основном определяется прочностью, размерами и формой минеральных зерен, составляющих горную породу.

Абразивность оценивают по степени износа штифтов, стержней, металлических колец, которые трутся об поверхность пород при сверлении или резании, а также по степени истирания пород абразивными материалами. Абразивность обычно оценивают по износу материалов, контактирующих с минеральным сырьем при относительном движении. Износ характеризует изменение геометрической формы при истирании рабочих поверхностей. Особенно сильно влияет на износ скорость относительного движения контактирующей поверхности и сыпучего материала. Износ в значительной мере зависит от направления вектора скорости движения сыпучего материала относительно изнашиваемой поверхности. Абразивность горных пород обуславливается в основном двумя их свойствами – границей прочности на сжатие отдельных минеральных зерен ( $\sigma_{см}$ ) и коэффициентом хрупкости ( $k_{кр}$ ). Поэтому коэффициент абразивности определяют по формуле:

$$k_a = \sigma_{см} \cdot k_{кр} . \quad (4.42)$$

Кроме того, применяют эмпирические методы оценки абразивности. По методике Л. И. Барона и А. В. Кузнецова показатель абразивности горных пород определяют как суммарную потерю массы (в мг) стандартного стержня, оборачивающегося с частотой  $400 \text{ мин}^{-1}$ , прижатого к породе, при осевой нагрузке 150 Н за период испытания 10 мин.

По абразивности горные породы разделяют на восемь классов. Показатель абразивности составляет для мрамора 400-500 мг, для известняка – 800-900 мг, для гранита – 1000-2000 мг, для кварцита – 2100-2500 мг. Для малоабразивных пород, таких как уголь (абразивность до 5 мг), показатель абразивности определяют путём истирания стандартного эталона (при постоянном давлении на контакт) об раздробленную пробу материала. Соответственно методу определения различают абразивность трения и ударную абразивность горных пород. Наиболее абразивными являются породы, содержащие корунд, порфирит, диорит, гранит.

Для экспериментального определения относительной оценки абразивности минерального сырья применяют истирающую машину (рис. 4.33).

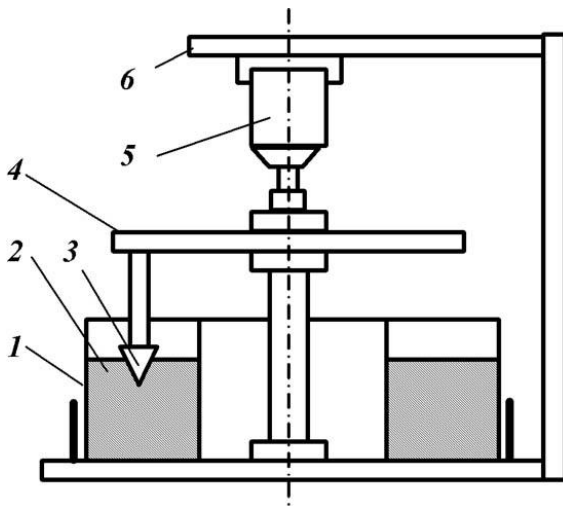


Рисунок 4.33 – Схема лотковой машины для оценки износа:

- 1 – кольцевой желоб;
- 2 – раздробленная проба;
- 3 – образец исследуемого материала;
- 4 – шкив;
- 5 – электропривод с редуктором;
- 6 – станина

Этот метод хорошо моделирует износ металла применительно к процессам обогащения и позволяет делать конкретные расчёты массы сырья, прошедшего через единицу поверхности за единицу времени и, как результат, определить износ единицы площади поверхности металла.

Пробы для определения абразивности отбирают и готовят с учетом того, что крупность максимального куса должна быть не более 5 мм. Подготовленная к испытаниям проба 2 загружается в кольцевой желоб 1 истирающей машины. Образец исследуемого на износ материала 3 (например, футеровка) в виде трехгранной пирамиды закрепляют в рукоятке, которая в свою очередь устанавливают и закрепляют на ободке тихоходного шкива 4 машины.

При работе машины образец исследуемого материала перемещается по кругу со скоростью 0,48 м/с. Продолжительность испытания составляет 8 часов. Через 8 часов образец исследуемого материала снимают и определяют площадь поверхности пирамиды по её геометрическим размерам. Рассчитывают износ 1 м<sup>2</sup> площади поверхности материала образца за 8 часов работы машины. Полученный результат служит оценкой абразивности минерального сырья. Относительная износоустойчивость образца материала определяется по формуле:

$$Ab = t/m, \text{ ч/г}, \quad (4.43)$$

где  $t$  – постоянная времени истирания образца исследуемого материала, ч;  
 $m$  – износ образца исследуемого материала, г.

Определение выполняют на двух образцах и рассчитывают среднее арифметическое, если расхождение результатов двух опытов не превышает 1%. При большем расхождении делают третье определение и за окончательный результат принимают среднее арифметическое двух наиболее близких результатов.

#### 4.5.9 Удельная минеральная поверхность

Удельная минеральная поверхность – суммарная площадь поверхности частичек, отнесенная к единице объёма или массы всего дисперсного твёрдого материала.

В практике исследований гранулометрического состава мелкодисперсного минерального сырья различают полную и внешнюю удельную поверхность.

**Внешняя удельная поверхность** – суммарная поверхность, образованная ровными участками с трещинами, глубина которых меньше их ширины.

**Полная удельная поверхность** – суммарная поверхность, образованная внешней и внутренней, которая включает глубокие трещины, сквозные и тупиковые поры и другие дефекты кристаллических структур.

Удельная поверхность порошковидных материалов характеризуется дисперсным составом и необходима для оценки крупности и формы частичек, шероховатости поверхности, расчёта плотности адсорбционного покрытия при исследовании взаимодействия минералов с реагентами.

Удельная поверхность минералов изменяется в широких пределах и используется как важный показатель при оценке степени измельчения и эффективности сепарации разными методами.

Удельную поверхность определяют на сухом материале. Квартованием первичной пробы подготавливают навески массой не меньше 10 г для определения полной и не меньше 100 г для определения внешней удельной поверхности.

Метод определения внешней удельной поверхности (метод Товарова) основан на зависимости скорости прохождения воздуха сквозь слой пробы от площади её поверхности (степени дисперсности).

Для проведения исследований применяют прибор типа ПСХ или АДП (рис. 4.34).

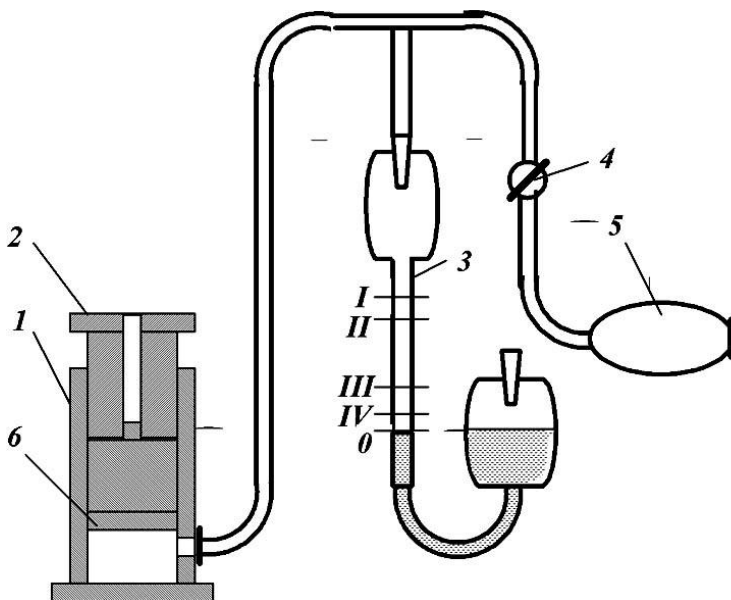


Рисунок 4.34 – Схема устройства для определения внешней удельной поверхности:

- 1 – кювета;
- 2 – плунжер;
- 3 – манометр;
- 4 – кран;
- 5 – резиновая груша;
- 6 – фильтр

Пробу, подготовленную к исследованиям, высушивают в сушильном шкафу до постоянной массы при температуре  $105 \pm 5^\circ\text{C}$ . Из высушенной и охлажденной пробы крупностью не меньше 0,01 мм подготавливают две навески для определения плотности и две навески для определения удельной поверхности. Масса навески рассчитывается по эмпирической формуле:

$$m = 3,33\delta n, \text{ кг}, \quad (4.44)$$

где  $\delta$  – действительная плотность материала, кг/м<sup>3</sup>;

$n$  – коэффициент, характеризующий насыпную плотность и дисперсность материала.

Для большинства высокодисперсных материалов  $n = 1$ , для грубодисперсных  $n > 1$  (рекомендуется  $n = 3$ ), для материалов с большой пористостью (навеска может не поместиться в кювете)  $n < 1$  (рекомендуется  $n = 0,5$ ).

На дно кюветы 1 кладут бумажный фильтр 6, на него высыпают навеску и разравнивают её. Сверху навески помещают второй фильтр и уплотняют навеску плунжером 2. Определяют высоту пласта уплотненной навески и удаляют плунжер из кюветы. Открывают кран 4 и резиновой грушей 5 создают такое давление, чтобы уровень воды в манометрической трубке достиг нижнего края верхней колбы. Закрывают кран и секундомером определяют время прохождения мениска воды в манометре 3 между делениями I и II (при небольшой скорости) или III и IV (при быстром движении мениска). Во время испытаний фиксируют температуру.

Внешнюю удельную поверхность рассчитывают по формуле:

$$S_{\text{вн}} = KM\sqrt{t} / m, \text{ м}^2/\text{кг}, \quad (4.45)$$

где  $K$  – постоянная прибора, кг<sup>0,5</sup>·м<sup>-2</sup>·с<sup>-1</sup>;

$M$  – коэффициент, который зависит от высоты слоя навески и температуры воздуха (определяется по данным таблицы и инструкции к прибору), кг<sup>-0,5</sup>·м<sup>4</sup>·с<sup>0,5</sup>;

$t$  – время прохождения мениска воды, с;

$m$  – масса навески, кг.

Внешнюю удельную поверхность определяют на двух параллельных навесках; расхождение между результатами должна быть не более 5 м<sup>2</sup>/кг. Если расхождение превышает 5 м<sup>2</sup>/кг, исследование повторяют еще на двух навесках и за конечный результат принимают среднее арифметическое двух ближайших значений.

Метод определения полной удельной поверхности (метод БЕТ) основан на явлении низкотемпературной адсорбции газов твёрдыми телами.

Схема установки для определения полной удельной поверхности показана на рис. 4.35. Перед началом работы её проверяют на герметичность.

Из высушенной при температуре 105 ± 5°С до постоянной массы пробы отбирают две навески массой 0,1-2,5 г (в зависимости от крупности и пористости сырья) и помещают в предварительно вывешенные адсорберы 4. С помощью редуктора 9 и вентиля тонкого регулирования 8 устанавливают расход гелия 0,015 л/мин. Ловушку 5 для вымораживания влаги заполняют жидким азотом. Под адсорберы с навесками устанавливают электропечь, которую через 50-60 мин при температуре 105 ± 5°С выключают и удаляют. Адсорберы с навесками охлаждают на воздухе до комнатной температуры и переводят установку в режим исследований.

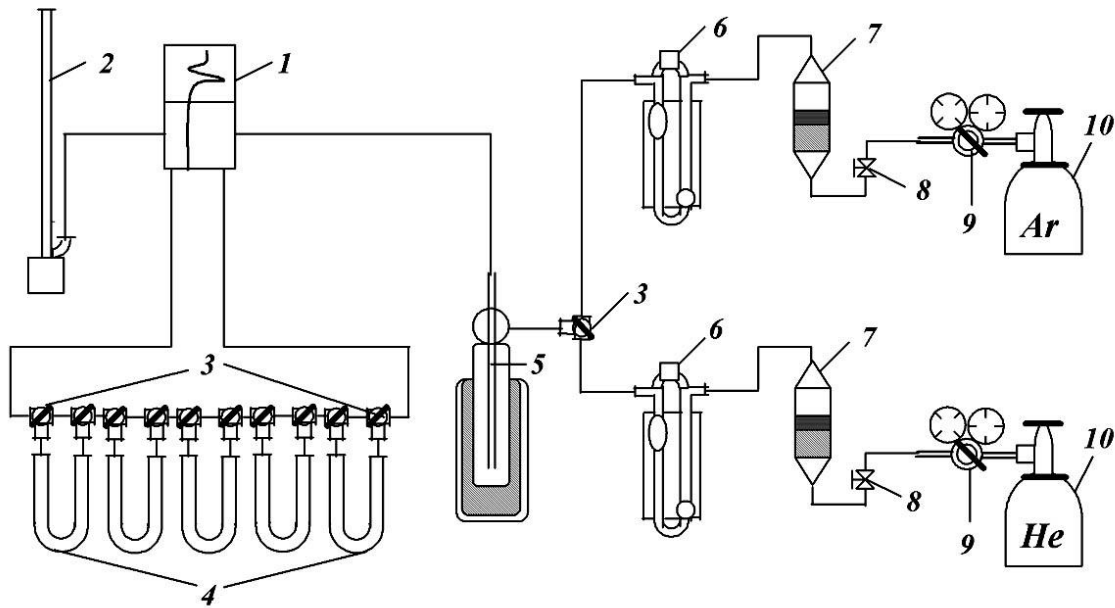


Рисунок 4.35 – Схема установки для определения полной удельной поверхности:

1 – хроматограф; 2 – газометр; стеклянный трёхходовой кран; 4 – адсорберы; 5 – ловушка для вымораживания влаги из газов; 6 – реометры; 7 – фильтры; 8 – игольчатые вентили; 9 – редукторы; 10 – баллоны с газом

При исследовании устанавливают расход гелия 0,05-0,055 л/мин, аргона 0,03-0,06 л/мин, что соответствует содержанию аргона в смеси 2-8%. Общий расход смеси должен быть в пределах 45-60 л/мин. Смесь газов подают в адсорбер со стандартным образцом. Образец на 10-15 с погружают в сосуд Дьюара с жидким азотом. При охлаждении происходит адсорбция аргона на поверхности стандартного образца, окончание которой фиксируют по возврату пера самописца в исходное «нулевое» положение. Удаляют сосуд Дьюара с жидким азотом и согревают стандартный образец до комнатной температуры на воздухе. Происходит десорбция аргона с поверхности стандартного образца, которую записывают на диаграммной ленте самописца газового хроматографа 1. Таким образом записывают процесс адсорбции-десорбции каждого подготовленного образца.

После окончания исследований хроматограф выключают, газовые вентили закрывают. Снимают диаграммную ленту и вырезают записанные на ней пики десорбции по контурам описывающих их линий. Взвешивают полученные пики десорбции с погрешностью не более  $\pm 0,0001$  г и адсорберы с навесками – с погрешностью не более  $\pm 0,001$  г.

Полная удельная поверхность определяется по формуле:

$$S_n = \frac{S_1 m_1 m_2}{m_3 m_4}, \text{ м}^2/\text{кг}, \quad (4.46)$$

где  $S_1$  – удельная поверхность стандартного образца,  $\text{м}^2/\text{кг}$ ;

$m_1$  – масса стандартного образца, г;

$m_2$  – масса пика исследуемой навески, г;



$m_3$  – масса пика стандартного образца, г;

$m_4$  – масса исследуемой навески, г.

Результаты рассчитывают с точностью до третьего знака после запятой. Расхождение результатов двух измерений  $\Delta S$  не должно превышать:

$$\Delta S = 0,03S + 0,04, \quad (4.47)$$

где  $S$  – среднее арифметическое результатов двух измерений.

Если расхождение между результатами двух измерений превышает это значение, исследования повторяют еще на двух навесках и за конечный результат принимают среднее арифметическое двух ближайших измерений.

**Активная удельная поверхность** минеральных частичек – параметр, характеризующий относительную способность поверхности адсорбировать из жидкой фазы растворенные в ней флотационные реагенты. Этот параметр определяют при исследованиях обогатимости с целью выбора оптимального реагентного режима флотации. Исследования особенно важны, если минералы, разделяемые флотацией, имеют близкие физико-химические свойства поверхности.

Суть метода определения активной удельной поверхности состоит в сравнении скоростей растворения минеральных частичек в воде, отнесенных к их удельной поверхности. Активную удельную поверхность характеризуют параметром  $A$ , представляющим собой отношение подэкспоненциального множителя уравнения кинетики растворения исследованного материала к его удельной поверхности. При определении параметра  $A$  допускают, что состояние минеральной поверхности сохраняет свои качественные характеристики при переходе от лабораторных условий к реальной флотационной пульпе.

Навески исследуемого минерала отбирают из образцов минерального сырья до его измельчения. Отобранные пробы мономинералов измельчают сухим способом до флотационной крупности. Перед исследованием измельченный минерал обеспыливают продувкой потоком воздуха в патронном фильтре (фильтровальный материал – сетка с размером ячеек 10-50 мкм). Из измельченной и обеспыленной пробы отбирают 4 навески одинаковой массы. Оптимальной массой навески является такая, которая при дальнейшем растворении минерала дает  $T : Ж = 1:100 \div 1:500$ .

Кинетику растворения исследуемого минерала в воде выполняют таким образом. В измерительную ячейку с известным объемом помещают дистиллированную воду и при непрерывном перемешивании с постоянной скоростью вводят одну из навесок исследуемого материала. Через равные промежутки времени (5-60 с) в жидкой фазе полученной водно-минеральной суспензии измеряют концентрацию растворенного вещества. Растворение выполняют до тех пор, пока не будет выполнено условие:

$$100[(c_{i+1} - c_i)]/c_i \leq \delta, \quad (4.48)$$

где  $c_i, c_{i+1}$  – концентрация раствора соответственно через  $i$  и  $(i+1)$ -й промежутки времени, мг/л;

$\delta$  – относительная погрешность методики, по которой проводится определение концентраций, % измеренной величины.

Время от начала растворения до окончания эксперимента считают временем  $\tau_n$  образования насыщенного раствора. После определения  $\tau_n$  минерал растворяют в трёх параллельных экспериментах, при этом концентрацию растворенного вещества измеряют по три раза через промежутки времени, равные  $\tau_n / 3$ .

Рассчитывают подэкспоненциальный множитель  $k$  уравнения кинетики растворения минеральных частичек:

$$-k = 1/[\tau_i \ln(1 - c_i / c_n)], \text{ с}^{-1}, \quad (4.49)$$

где  $\tau_i$  – время от начала растворения, с;

$c_i$  – концентрация раствора в момент времени  $\tau_i$ , мг/л;

$c_n$  – концентрация насыщенного раствора (при  $\tau_i \geq \tau_n$ ), мг/л.

По рассчитанным значениям подэкспоненциального множителя  $k$  находят его среднее значение  $k_c$  и активную удельную поверхность:

$$A = k_c / S_n, \text{ кг/м}^2 \cdot \text{с}, \quad (4.50)$$

где  $S_n$  – удельная поверхность исследуемого минерального продукта, м<sup>2</sup>/кг.

Выбор методики измерения удельной поверхности, как правило, не играет существенной роли при определении относительных значений параметра  $A$ , однако необходимо, чтобы при сравнении ряда минералов исследуемой горной породы параметры  $k$  и  $S_n$  измерялись одинаковым способом для всех минералов.

После определения значений активной удельной поверхности минералов – компонентов исследуемого сырья – их располагают в ряд по мере уменьшения параметра  $A$ . Для большинства флотационных реагентов адсорбционная активность минеральной поверхности тем больше, чем ближе данный минерал к началу ряда.

## Глава 5

### ПОИСК АПРИОРНОЙ ИНФОРМАЦИИ

Проведенные предварительные исследования полезных ископаемых дают общее представление о составе и свойствах полезного ископаемого. Это даёт основание исследователю для поиска аналогов и сбора априорной (доопытной) информации об объекте исследований.

При исследовании на обогатимость к априорным относятся, например, сведения о типе, марке сырья, его вещественном составе, существующие способы обогащения подобного сырья, характеристики машин и пр. К априорным сведениям относятся весь предыдущий опыт и знания технолога, позволяющие до начала эксперимента выбрать подходящие варианты схем обогащения и его режимы. Другими словами, априорная информация позволяет выбрать экспериментальную область.

Информацию в области обогащения полезных ископаемых можно разделить на следующие виды:

- первичная, в которую входят оригинальные монографии, журнальные статьи, описания патентов и т.п.;
- вторичная, которая включает рефераты, обзоры, справочники, библиографические описания, каталоги;
- числовая – технологические и экономические показатели работы фабрик, параметры технологического процесса, числовые характеристики сырья, параметры работы оборудования и пр.

Числовая информация может содержаться во всех рассмотренных выше других видах информации и, кроме того, в сменных журналах, производственных отчетах, диаграммах записи режимных параметров процесса автоматическими приборами, в качественно-количественных схемах действующих фабрик и т.д.

В обогащении полезных ископаемых можно выделить основные типы числовой информации:

- постоянные характеристики сырья, реагентов и т.п., например, плотность минералов, твёрдость и т.д.;
- характеристики оборудования – удельная производительность, рабочая площадь (объём), установленная мощность электродвигателей и т.д.;
- параметры процесса – плотность и вязкость пульпы, разрыхленность постели, расход реагентов, температура и т.д.;
- содержание компонентов в сырье, в промпродуктах, в концентрате и отходах;
- технологические показатели – выход продуктов, извлечение, качество конечных продуктов, коэффициент обогащения, селективности и др.;
- экономические показатели – себестоимость продукции, рентабельность производства, срок окупаемости, основные затраты, энергоёмкость процесса и др.

Приступая к исследованию, необходимо по возможности более полно осуществить поиск априорной информации. Однако, следует разумно ограничить этот поиск. Во-первых, получение априорной информации требует времени и затрат. Во-вторых, не следует забывать, что многие исследования выполнены в условиях, далеких от рассматриваемых, с несколько другой целью, и, возможно, не лучшим образом. В ряде случаев результаты могут быть и ошибочными. Поэтому желательно ограничить объём используемой информации только бесспорными данными. Имеющаяся априорная информация не должна сковывать исследователя.

## Глава 6

### ИССЛЕДОВАНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ РАЗЛИЧНЫМИ МЕТОДАМИ

После сбора априорной информации о исследуемом сырье и обосновании аналогов (сырье – технология) исследователь приступает к выбору схему исследования на обогатительных аппаратах.

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 [25, 27, 28].

**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 радиометрические методы обогащения, 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.

## **6.1 Исследование обогатимости полезных ископаемых радиометрической сепарацией**

Радиометрические методы обогащения основаны на различиях в способности минералов испускать, отражать или поглощать излучения.

Различают два вида радиометрического обогащения: обогащение радиоактивных руд, минералы которых сами испускают излучение, и обогащение нерадиоактивных руд, минералы которых не обладают естественной радиоактивностью [40, 41].

В первом случае разделительным признаком является интенсивность естественного излучения разделяемых минералов. Во втором необходим источник первичного принудительного излучения, и разделительным признаком является интенсивность вторичного сигнала взаимодействия этого излучения с разделяемыми минералами.

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

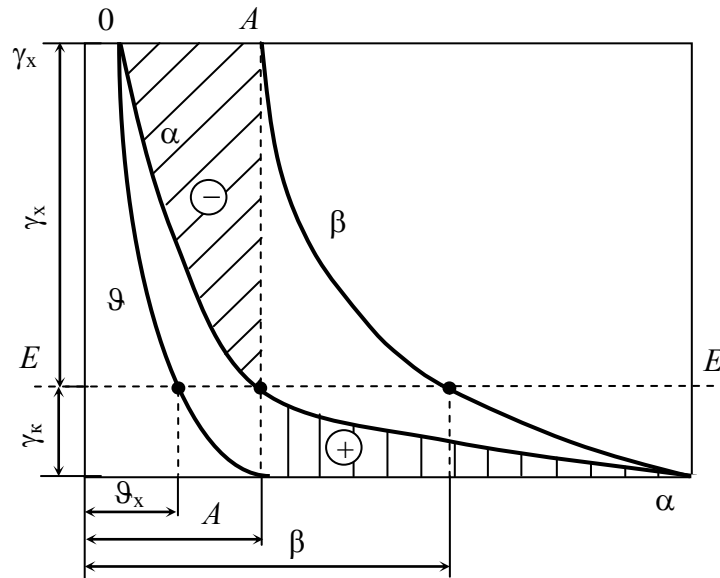


Рисунок 6.1 – Кривые контрастности

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), 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.

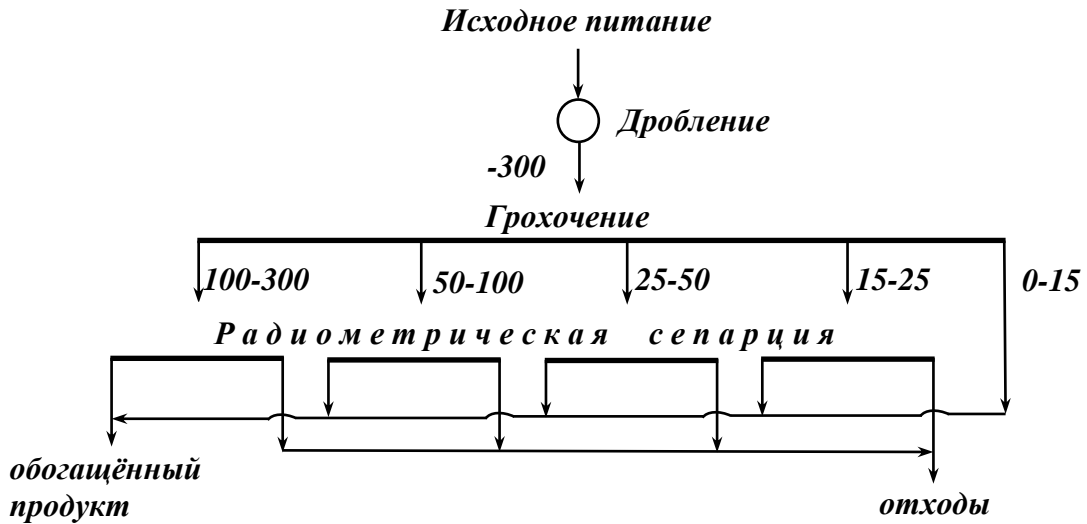


Рисунок 6.2 – Принципиальная схема радиометрической сепарации

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  $\gamma_{\phi}$  – фактический выход отходов при сепарации, %;

$\gamma_m$  – теоретически возможный 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 [42].

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).

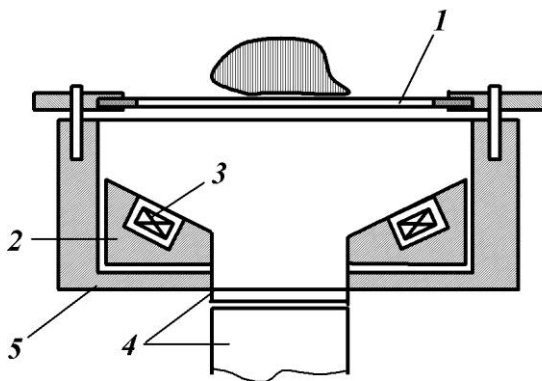


Рисунок 6.3 – Рентгенорадиометрический анализатор:

- 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 куса. Камера измерения сделана в виде «избушки», которая экранирована свинцовым стеклом. Признак разделения оценивают по результатам измерения куса с двух сторон.

Для проведения опытно-технологических работ по исследованию и испытанию технологии предварительного обогащения различных типов руд на основе рентгенорадиометрической сортировки РРС может быть использован лабораторный сепаратор СРФ1-100Л (рис.6.4), разработанный в ООО «РАДОС» [43].



Рисунок 6.4 – Лабораторный сепаратор СРФ1-100Л

Данный сепаратор может быть использован для нахождения и выбора оптимальных режимов работы; вариантов технологических схем последующего промышленного применения оборудования для рентгенорадиометрической сепарации руд и шлаков. Диапазон крупности сортируемого материала:  $-150+50$ ;  $-50+25$ ;  $-25+10$  мм.

**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 ( $MgWO_4$ ) – 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. 6.5).

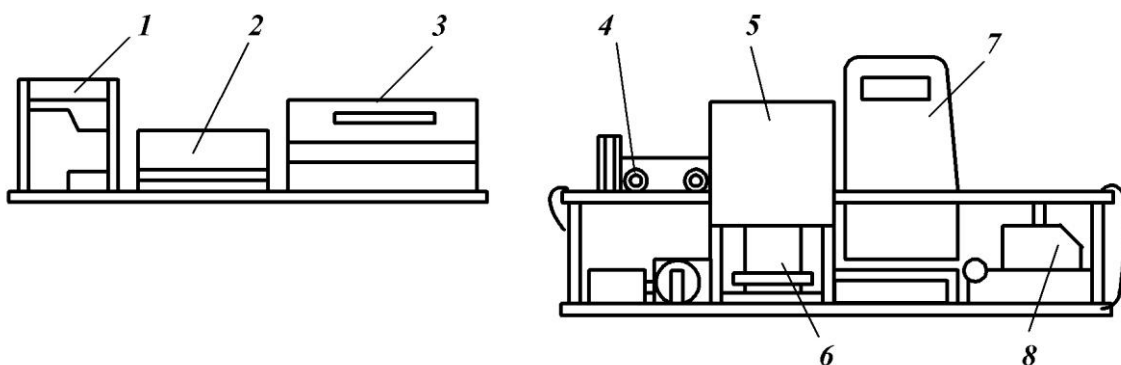


Рисунок 6.5 – Авторадиметрическая аппаратура СК-80:

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

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 расчёта 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%.

**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.

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

Гравитационное обогащение – один из наиболее распространенных методов переработки минерального сырья. К нему относятся следующие процессы: обогащение в тяжёлых средах, отсадка, концентрация на столах, винтовая сепарация и ряд других специальных методов разделения, основанных на действия массовых сил (гравитационных, центробежных, магнитогидродинамических и магнитогидростатических) [27, 39, 44].

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 плотности разделяемых минералов. При обогащении кускового материала в тяжёлых 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, приблизительного прогнозирования показателей гравитационного обогащения. При использовании обогащения в тяжёлых средах или отсадки крупных классов эти данные служат основой для определения параметров процесса и расчёта 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  $100-150 \text{ кг/м}^3$ . При выполнении исследований по обогащению в тяжёлых средах или отсадкой крупных классов данные фракционного анализа исследуемых классов крупности представляют в графическом виде. Графическая интерпретация даёт 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-Рейнгардта (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.

### 6.2.1 Обогащение в тяжёлых суспензиях

Исследование обогащения в тяжёлых 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 объёме в два раза больше, чем нужно. Необходимую массу сухого утяжелителя определяют по формуле:

$$m_y = \frac{W_c \delta_y (\Delta_c - 1000)}{\delta_y - 1000}, \text{ кг}, \quad (6.7)$$

где  $m_y$  – масса сухого утяжелителя, кг;

$W_c$  – объём суспензии, м<sup>3</sup>;

$\delta_y$  – плотность сухого утяжелителя, кг/м<sup>3</sup>;

$\Delta_c$  – плотность суспензии, кг/м<sup>3</sup>.

Объём воды для приготовления суспензии определяется по выражению:

$$W_e = W_c - m_y / \delta_y, \text{ м}^3. \quad (6.8)$$

Лабораторные исследования обогащения в тяжёлых суспензиях обычно проводят в конусе с мешалкой (рис. 6.6).

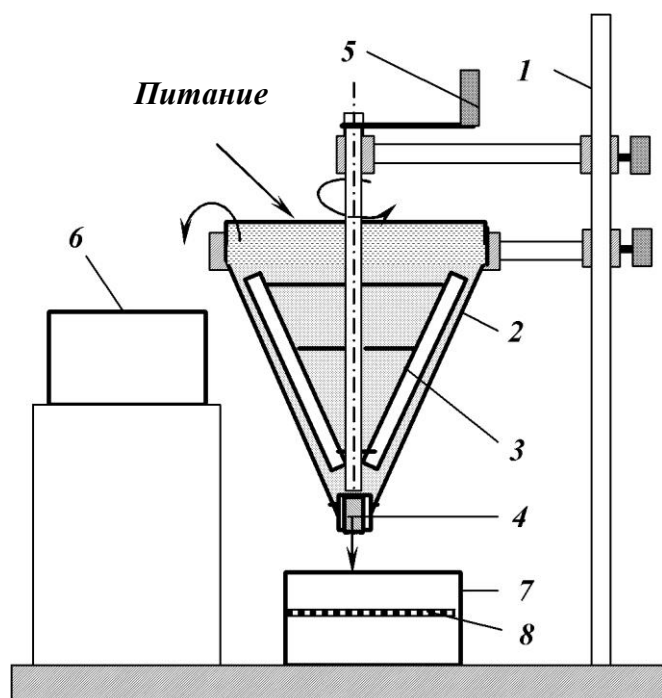


Рисунок 6.6 – Схема лабораторного конусного сепаратора:

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

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:



$$\Delta_c = \frac{m_3 - m_1}{m_2 - m_1} \cdot 10^3, \text{ кг/м}^3, \quad (6.9)$$

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

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 зёрна полезного ископаемого, плавающие на поверхности, вычерпывают сетчатой ложкой. Если количество утонувших зёрен значительное, то после сбора лёгкого продукта содержимое конуса выпускают на сито с размером ячеек 1 мм для отделения суспензии. После этого конус снова заполняют суспензией, суспензию перемешивают, доводят её 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.

Лёгкую и тяжёлую фракции, полученные при сепарации в конусе, промывают водой, сушат, взвешивают и анализируют.

Эффективность обогащения в тяжёлых 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 зависит 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.

### 6.2.2 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. 6.7) состоит из двух стеклянных цилиндров 1 с сеткой 4.

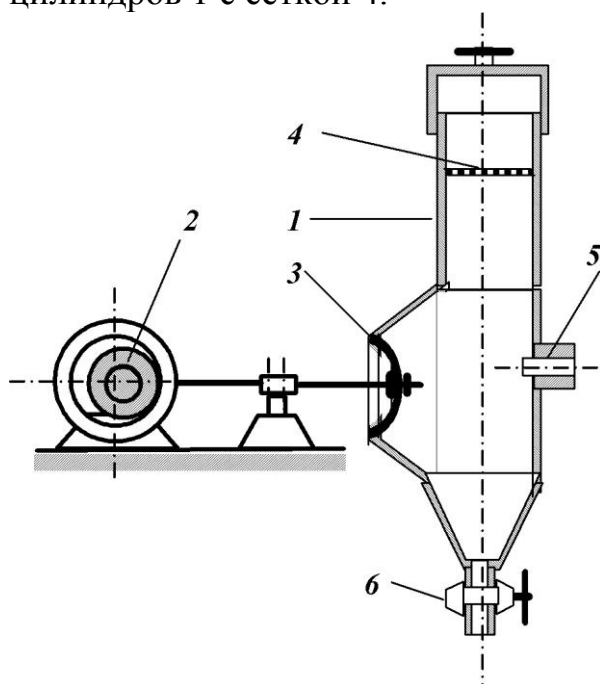


Рисунок 6.7 – Гидравлический пульсатор Механобра:

- 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. 6.8).

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: тяжёлые зерна сконцентрируются в нижних слоях, а лёгкие – 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 зёрен. Цилиндр переворачивают, снимают сетку и выдавливают материал из цилиндра слоями. Весь материал разделяют на определенное число фракций, отличающихся по составу, и анализируют их.

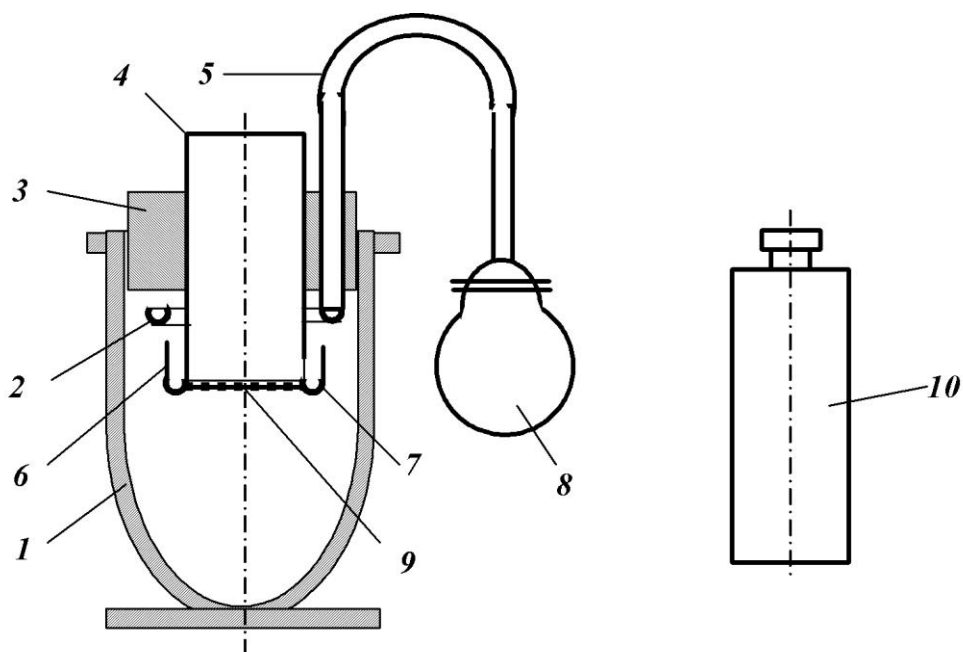


Рисунок 6.8 – Ручная отсадочная машина:

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 зёрен, которые близки по плотности к зёрнам тяжёлых минералов исследуемого материала. Тяжёлые зёрна, прошедшие через постель, собираются в сосуде 1. Постель служит своеобразным клапаном, пропускающим зёрна тяжёлых минералов и задерживающим зёрна лёгких минералов. Сетка решета при работе с постелью должна иметь отверстия, через которые могут пройти зёрна тяжёлого минерала, т.е. диаметр отверстий должен быть немного большим максимального диаметра рудных зёрен, но меньшим зёрен постели. В среднем диаметр зёрен постели в 1,5-2,5 раза больше максимального диаметра рудных зёрен. Плотность зёрен постели должна быть меньше плотности зёрен тяжёлого минерала, но больше плотности лёгкого. 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 съёмными 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. 6.9), которая обеспечивает бесступенчатое регулирование амплитуды пульсаций в пределах до 20 мм и частоты пульсаций в пределах 5–420 мин<sup>-1</sup>.

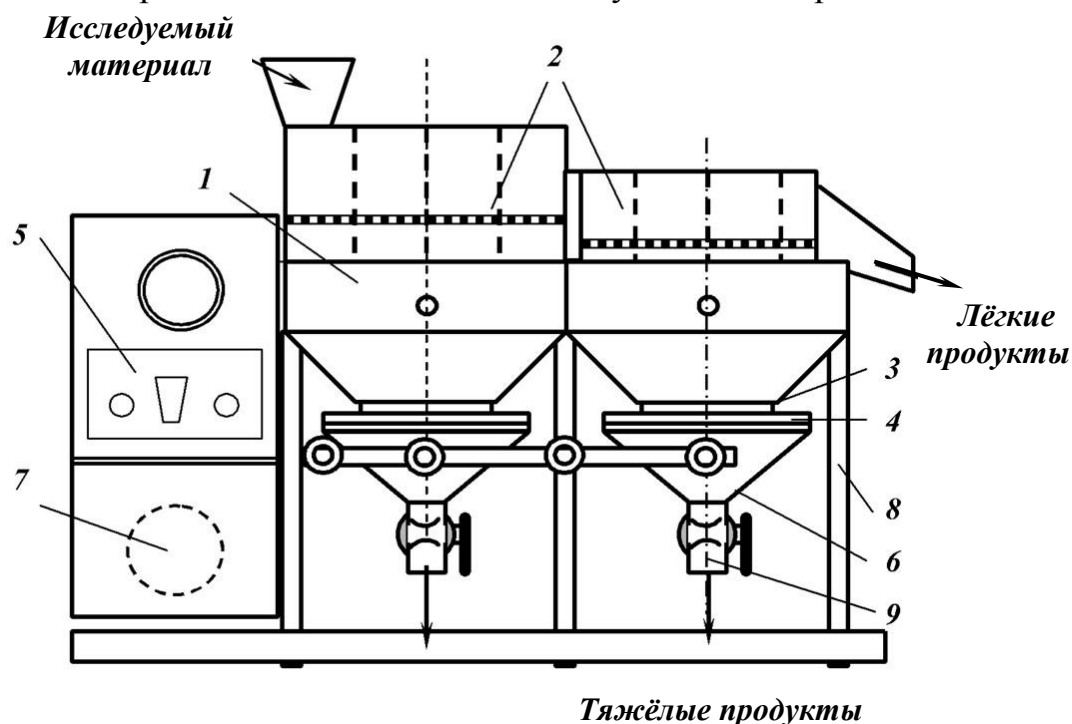


Рисунок 6.9 – Лабораторная отсадочная машина ОМСК-2:

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 решетку 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:

$$W_{np} = 0,2V_0S, \text{ л/мин.}, \quad (6.10)$$

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

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

После регулирования режима работы машины в неё 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.)

### 6.2.3 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. 6.10) предназначен для обогащения материалов крупностью 0,04-1 мм.

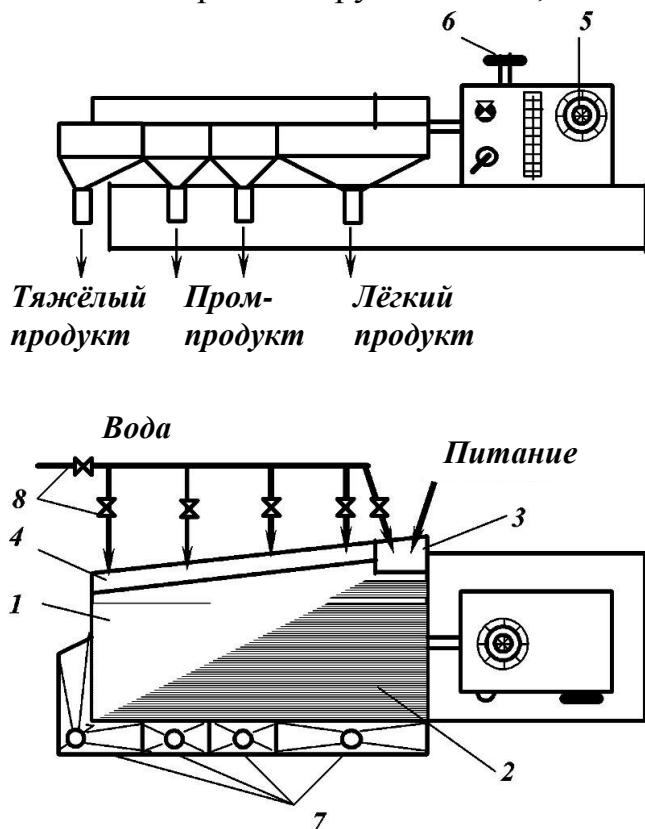


Рисунок 6.10 – Лабораторный концентрационный стол СКЛ-2:

- 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 трапецевидной 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. 6.11) предназначен для обогащения материалов крупностью 0,1-3 мм.

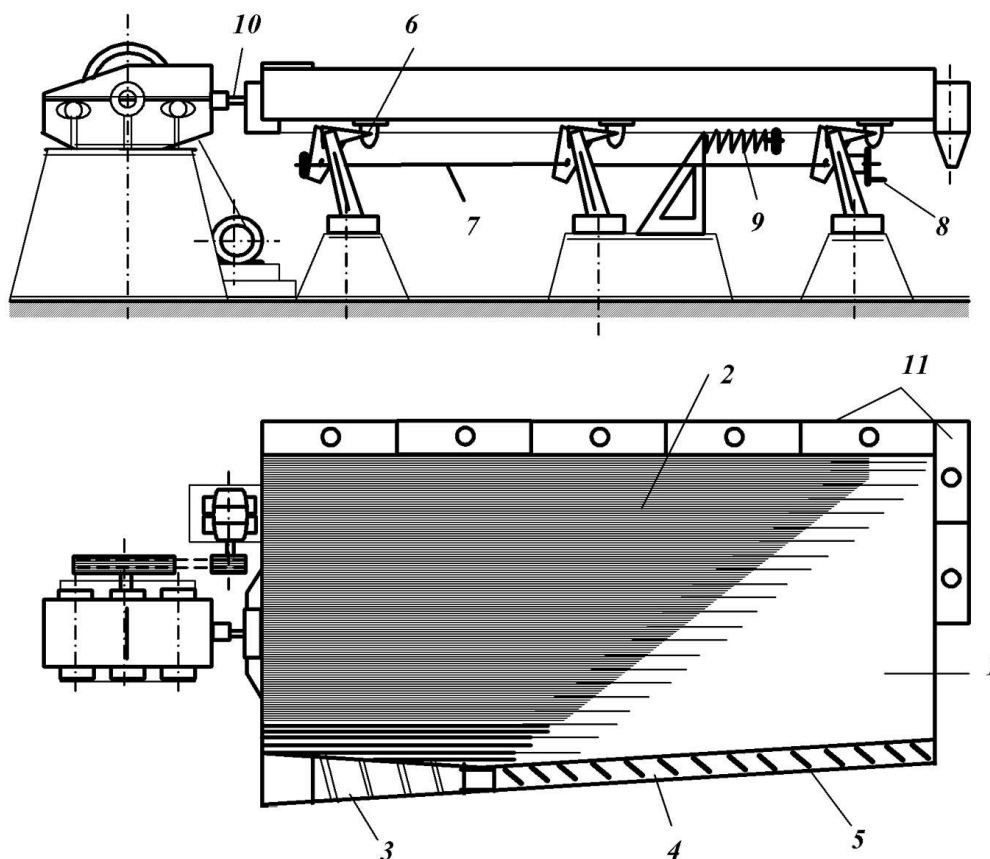


Рисунок 6.11 – Лабораторный концентрационный стол:

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 трапецевидной 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 ре-

гулируется 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.

#### **6.2.4 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 шламмов 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 тяжёлой 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 тяжёлой фракции более 3-4% нужно двух- или трёхстадийное обогащение.

При винтовой сепарации большое значение имеет форма минеральных частичек. Зёрна пластинчатой формы вследствие сравнительно большей силы трения скольжения удерживаются на стенках желоба и попадают в тяжёлый

продукт, зёрна сферической формы двигаются возле внешнего борта и удаляются вместе с лёгким 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, её можно перерабатывать на винтовом сепараторе; если крупность пробы менее 0,5 мм, её обогащают на винтовом шлюзе.

При работе на винтовых аппаратах необходимо выдерживать равномерность питания. Количество воды в питании задаётся из расчёта получения пульпы с содержанием 20-30% твёрдого. 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 её недостаток приводит к загрязнению тяжёлого продукта. Расход воды регулируется визуально и в среднем составляет 0,05-2 л/с.

В состав установки с винтовыми аппаратами (рис. 6.12) входят: винтовой желоб 1 (взаимозаменяемые сепаратор или шлюз) с пульпоприёмником 2, водораспределителем 3 и струйным делителем 4; бункер с дозировочной воронкой 5 и сборники продуктов обогащения 6. Все узлы установки монтируются на опоре 7.

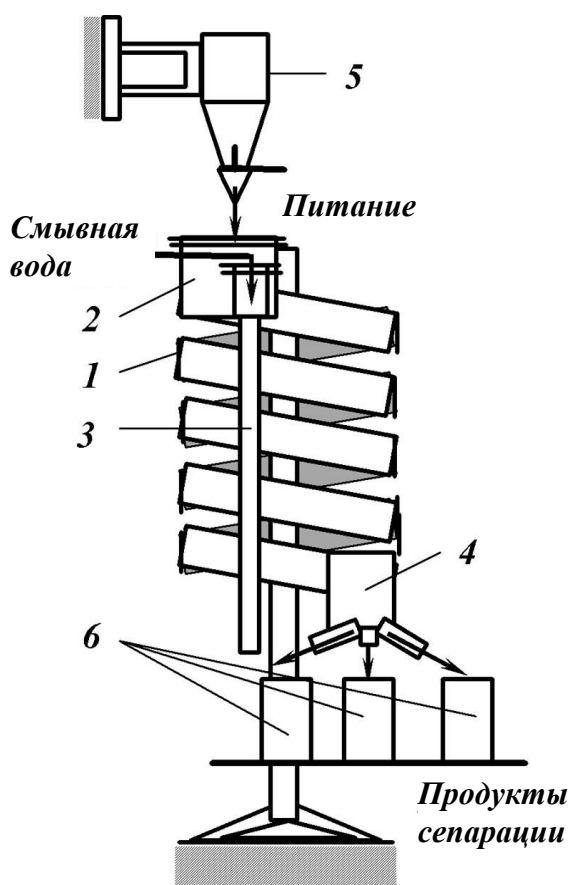


Рисунок 6.12 – Лабораторная установка с винтовым аппаратом:

- 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.

### **6.3 Исследование обогатимости полезных ископаемых методом магнитной сепарации**

#### **6.3.1 Магнитный анализ полезных ископаемых**

Магнитный анализ применяется для исследования обогатимости руд, содержащих магнитные минералы, и контроля работы магнитных сепараторов [45]. 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. 6.2).

Таблица 6.2 – 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 6.2

1	2	3	4
Электромагнитный анализатор АМ-1	80-160	Сильномагнитная	-1
Магнитофугальный анализатор (с бегущим 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. 6.13). 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.

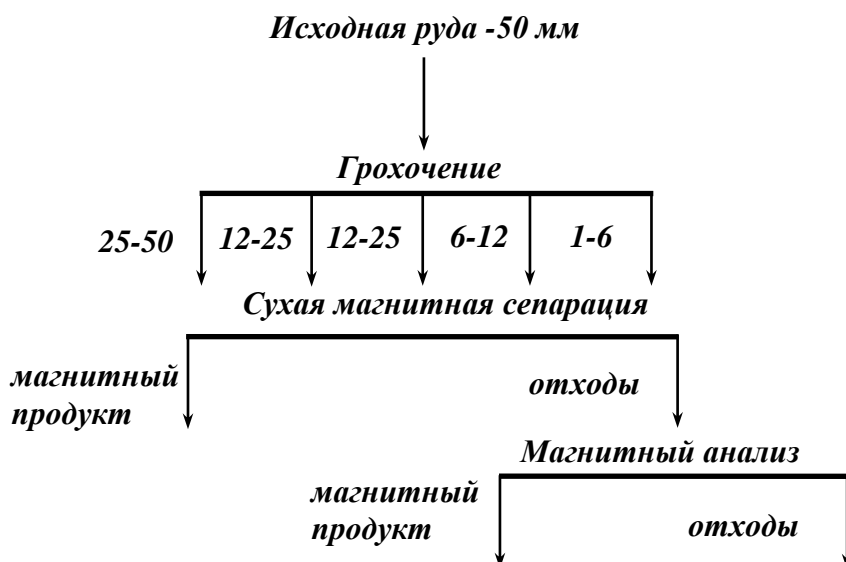


Рисунок 6.13 –  
Схема магнитного  
анализа сильно-  
магнитных руд  
крупностью 1-50  
мм

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. 6.2).

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. 6.3).

Таблица 6.3 – 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. 6.14.



Рисунок 6.14 – Схема магнитного анализа сильномагнитных руд крупностью до 1 мм

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).

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 дубликate 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%.

### **6.3.2 Исследование обогатимости 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. 6.15.

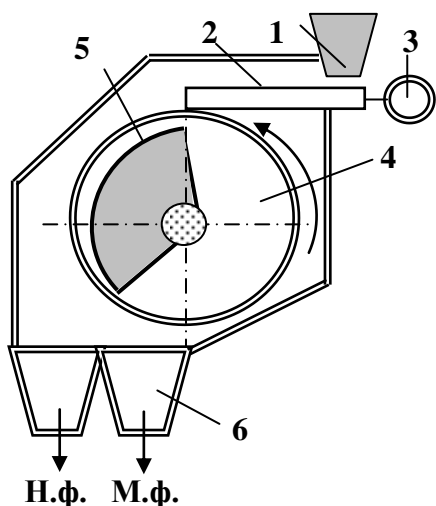


Рисунок 6.15 – Барабанный магнитный сепаратор типа ПБС:

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

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.

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 подаётся 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. 6.16) с нижней подачей питания и прямоточной ванной.

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

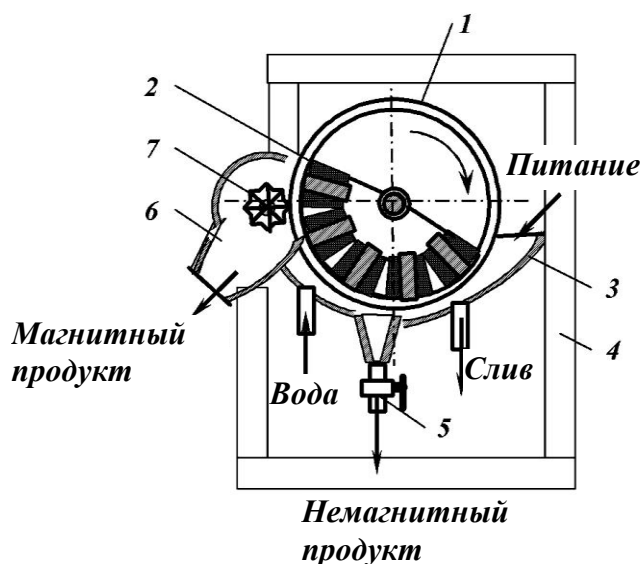


Рисунок 6.16 – Электромагнитный барабанный сепаратор ЭБМ-60/50:  
 1 – барабан;  
 2 – электромагнитная систем;  
 3 – ванна;  
 4 – рама;  
 5 – насадка для выпуска немагнитного продукта;  
 6 – разгрузочный желоб;  
 7 – щётка

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. 6.17) 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.

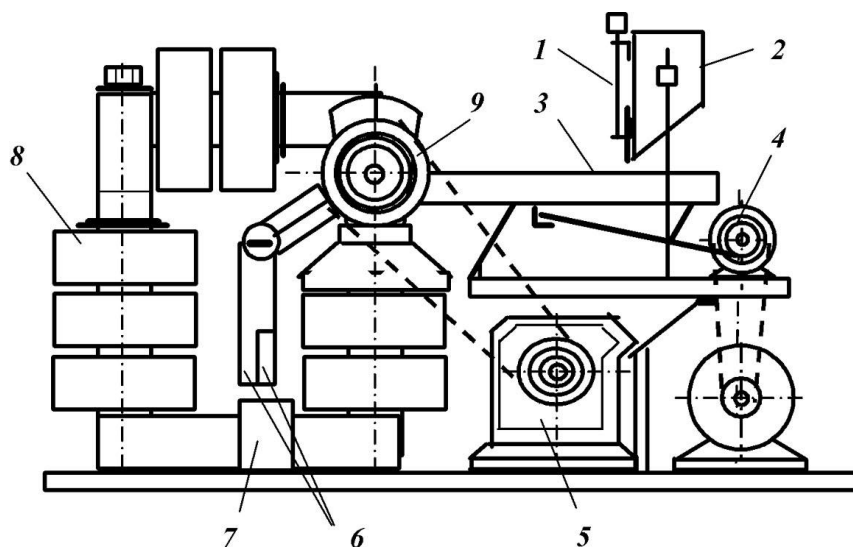


Рисунок 6.17 – Электромагнитный роликовый сепаратор ЭРС-12/10:  
 1 – питатель; 2 – бункер; 3 – лоток; 4 – привод лотка; 5 – привод валка; 6 – разгрузочный желоб; 7 – сборники продуктов сепарации; 8 – электромагнит; 9 – валок

Перед обогащением в сепараторах со слабым магнитным полем из исходного материала должны быть удаленные 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.

#### **6.4 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, отгирка 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. 6.18) 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°C.

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.

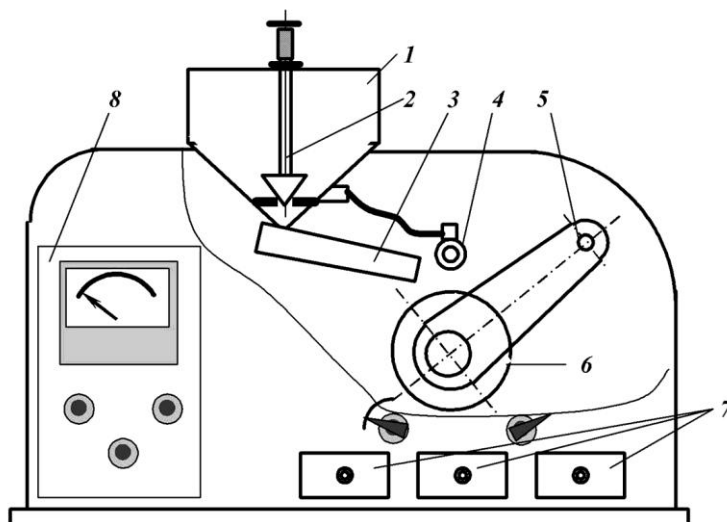


Рисунок 6.18 – Лабораторный коронно-электростатический барабанный сепаратор типа ЭС-1:

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. 6.19), которое состоит из медной пластинки 1 размером 90x120 мм, по углам которой наклеены изоляторы 2 размером 15x15 мм и высотой 4-5 мм.

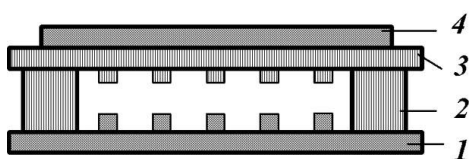


Рисунок 6.19 – Схема устройства для электрического разделения минералов:

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 зёрна.

Для лабораторных исследований электрических свойств минералов широко используется и микроэлектросепаратор МЭП-2 (рис. 6.20).

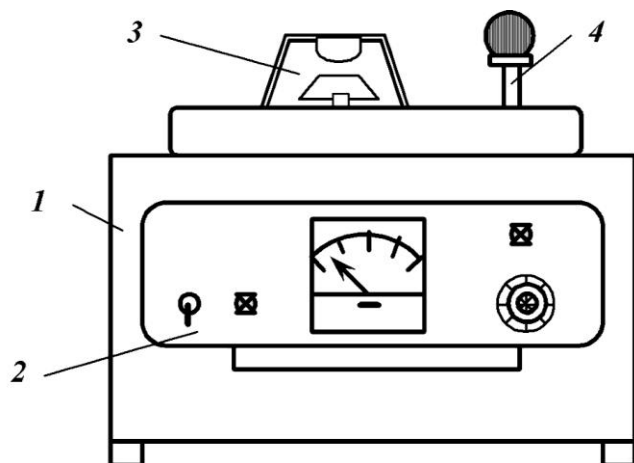


Рисунок 6.20 – Микроэлектросепаратор МЭП-2:

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

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

### 6.5 Флотируемость полезных ископаемых

Флотируемость – способность минерала селективно прилипать к воздушным пузырькам, которые вводятся в пульпу, и всплывать с ними на поверхность с образованием пенного слоя [46]. Различают естественную флотируемость минерала и флотируемость, создаваемую искусственно. Естественную флотируемость имеет ограниченное число минералов (уголь, графит, тальк, некоторые слюды и др.) с высокой степенью гидрофобности поверхности.

Различная степень флотируемости минералов позволяет выделять их в отдельные продукты. Для повышения эффективности разделения применяют флотационные реагенты, которые способствуют гидрофобизации или гидрофилизации поверхности, повышают или снижают флотируемость. Исследование флотируемости 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 твёрдой фазы, плотности и температуры пульпы, состава воды, реагентного режима, конструкции флотационной машины и др.

### 6.5.1 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 флотирруемость 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 флотирруемость минералов.

Полезное ископаемое для опытов по флотации измельчают, например, в лабораторных шаровых мельницах конструкции Механобр (рис. 6.21) или других. Такие мельницы можно использовать для определения измельчаемости полезных ископаемых, а также для подготовки пульпы к опытам по гравитации, флотации и других методов обогащения.

Необходимая частота вращения мельницы определяется по формуле:

$$n = 1100 / (D - d)^{-0,5}, \text{ мин}^{-1}, \quad (6.10)$$

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

$d$  – диаметр шара, мм.

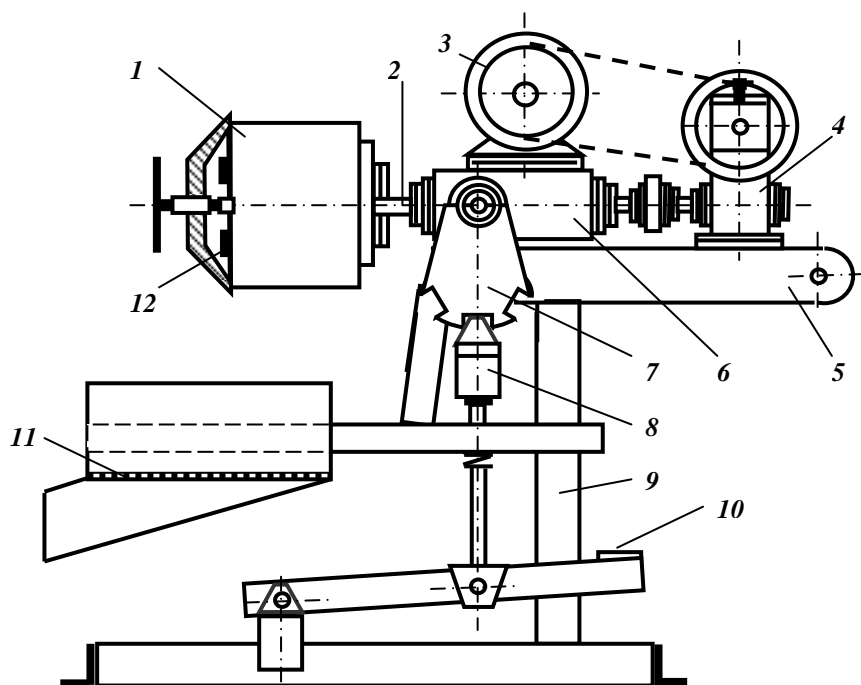


Рисунок 6.21 – Лабораторная шаровая мельниц конструкции Механобр:

- 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 объёму должна соответствовать объёму 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. 6.22). Флотационные машины ФМ-1Г выпускаются серийно. Машины оборудованы типоразмерными импеллерами и съёмными 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 флотомшины промывают водой. Затем закрывают трубку подвода воздуха, включают электродвигатель, выливают пульпу в камеру и перемешивают её. Потом добавляют в определённом 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.

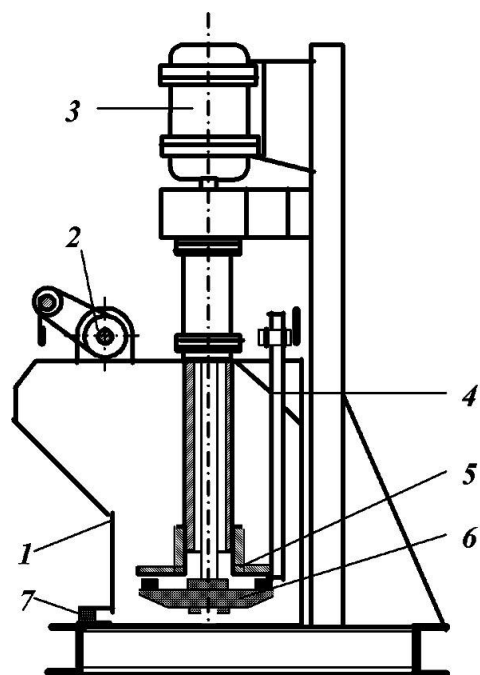


Рисунок 6.22 – Однокамерная лабораторная флотационная машина механического типа:

- 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 флотиримость 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 флотиремости минералов начинают с постановки поисковых опытов по выбору флотационных реагентов и принципиальных параметров флотации. При исследовании флотиремости 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 розубоживанию 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. 6.23).

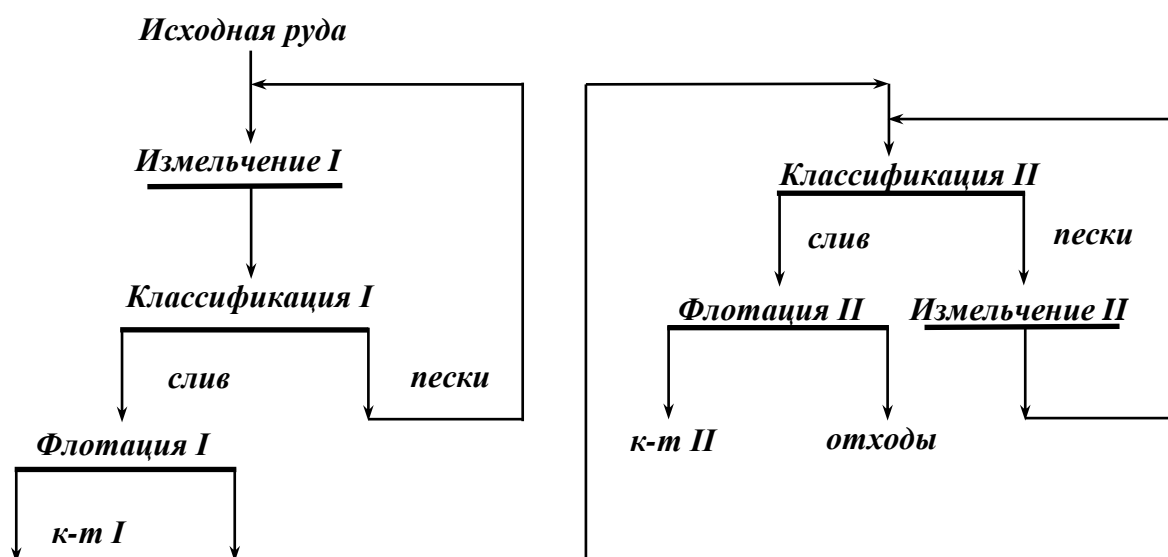


Рисунок 6.23 – Схема двухстадийной флотации

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.

При исследовании шламистых руд, где особенно заметно влияние тонких шламов на флотацию, измельченную пульпу целесообразно сначала подвергать классификации и обесшламливанию, а затем проводить раздельную флотацию песков и шламов (рис 6.24).

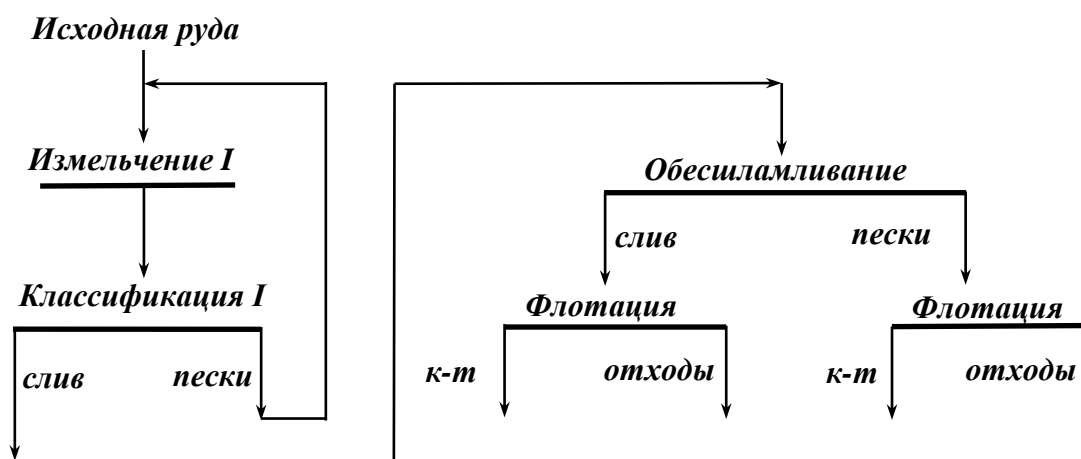


Рисунок 6.24 – Схема раздельной флотации песков и шлама

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.

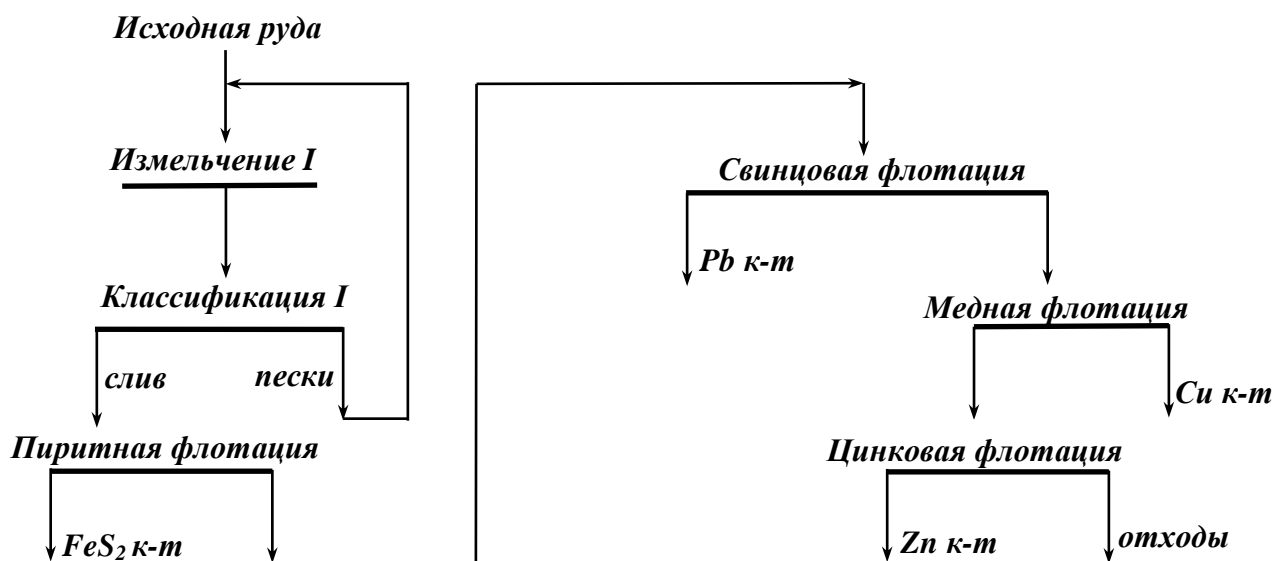


Рисунок 6.25 – Схема последовательной селективной флотации



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 6.25).

Схемы коллективно-селективной флотации отличаются тем, что сначала все полезные компоненты выделяются в коллективный концентрат, который потом разделяют селективной флотацией (рис. 6.26). 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.

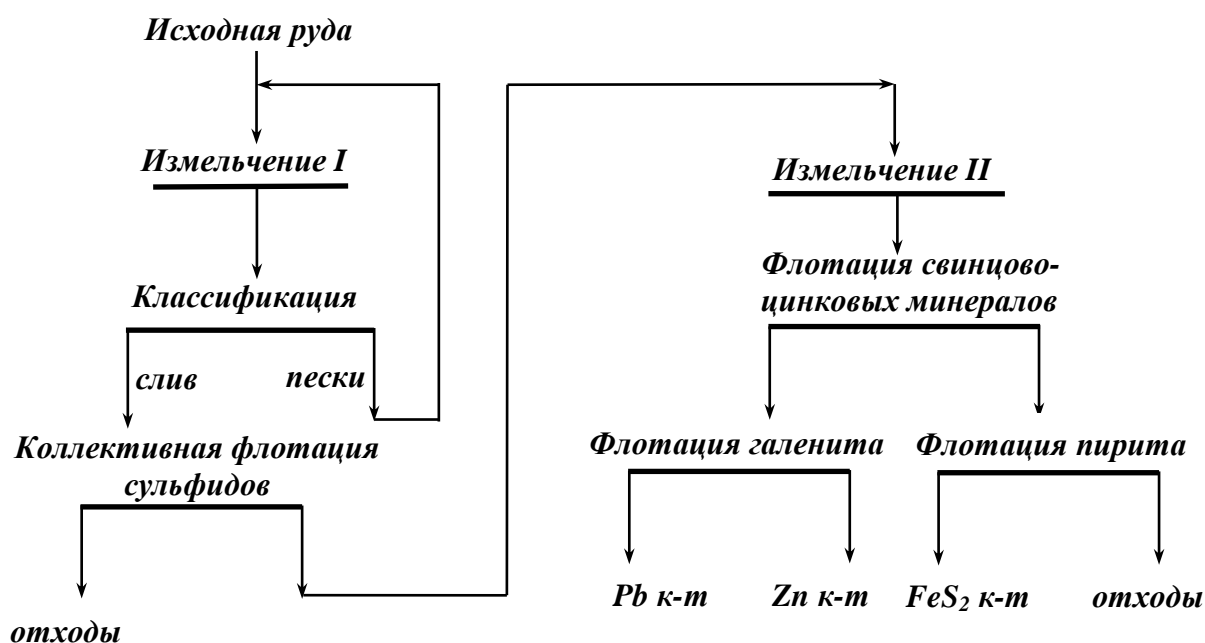


Рисунок 6.26 – Схема коллективно-селективной флотации

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. 6.27);
- в отдельном цикле (рис. 6.28).

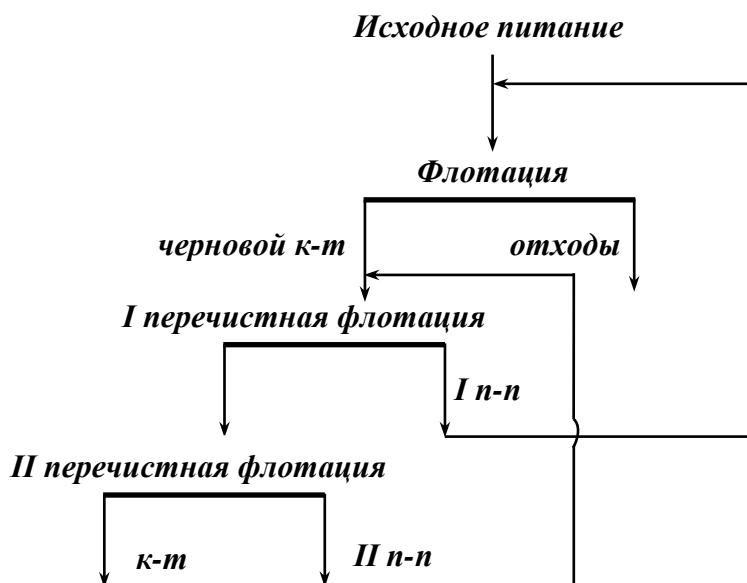


Рисунок 6.27 – Схема флотации промпродукта в замкнутом цикле с основным циклом флотации

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.

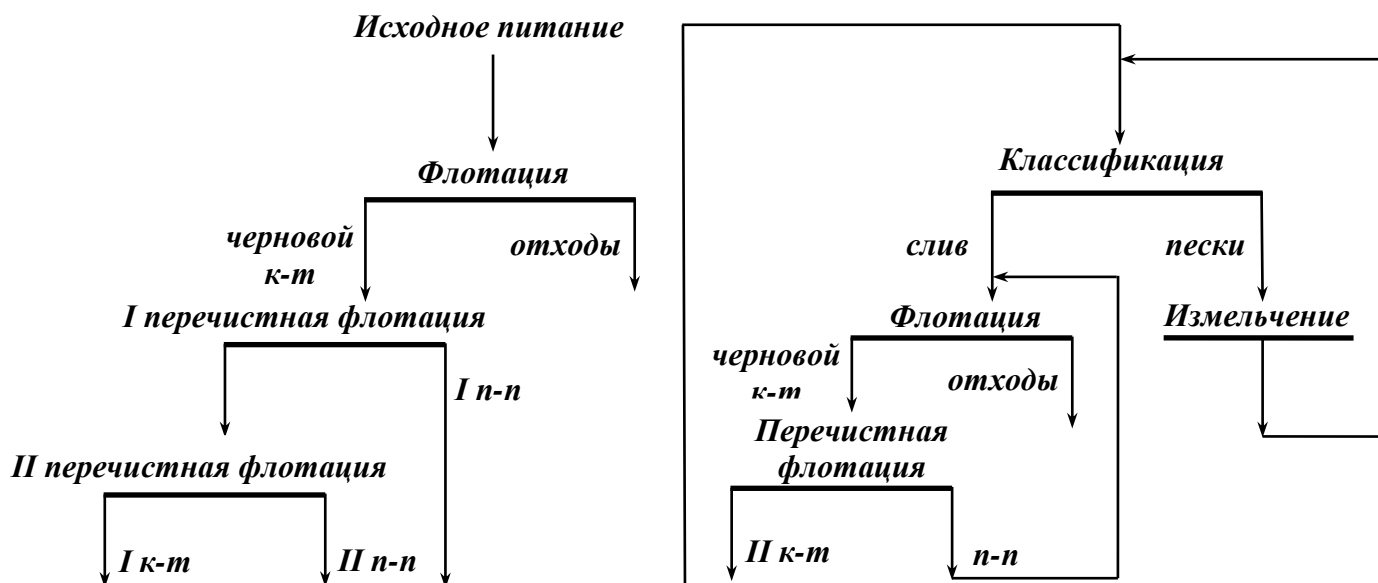


Рисунок 6.28 – Схема флотации промпродукта в отдельном цикле

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 перечистной 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. 6.29.

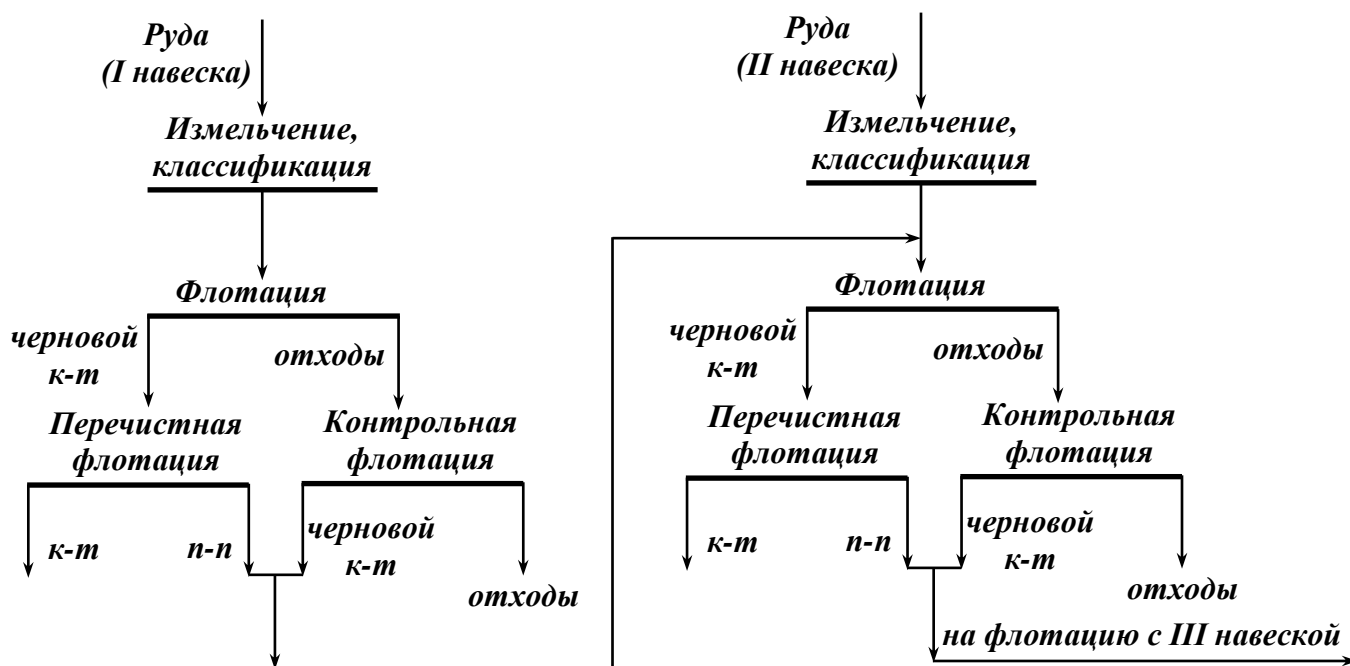


Рисунок 6.29 – Схема проведения лабораторных флотационных опытов в замкнутом цикле

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-трёх 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.

### **6.5.2 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 счёт обогащения крупнозернистых шламов.

Опыты, направленные на оптимизацию технологического режима пенной сепарации, проводят на лабораторных установках (рис. 6.30), позволяющих вести исследования как на разовых навесках, так и в непрерывном режиме.

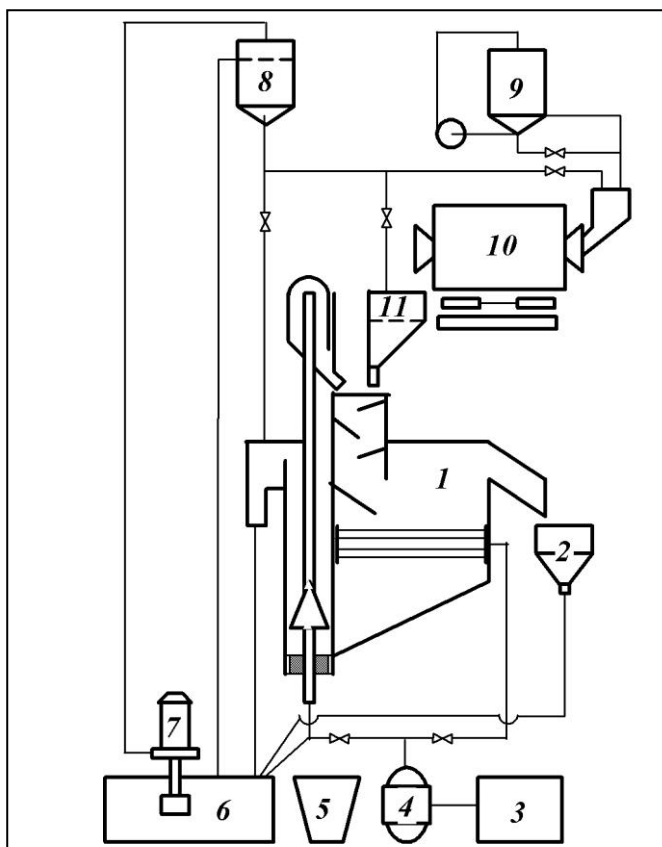


Рисунок 6.30 – Схема лабораторной установки пенной сепарации:

- 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

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 ещё 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.

В процессе исследований определяют 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.

### 6.5.3 Исследование обогатимости полезных ископаемых колонной флотацией

Колонная флотация основана на использовании встречного движения пульпы и пузырьков воздуха.

Оценка эффективности процесса колонной флотации выполняется на лабораторном аппарате непрерывного действия (рис. 6.31).

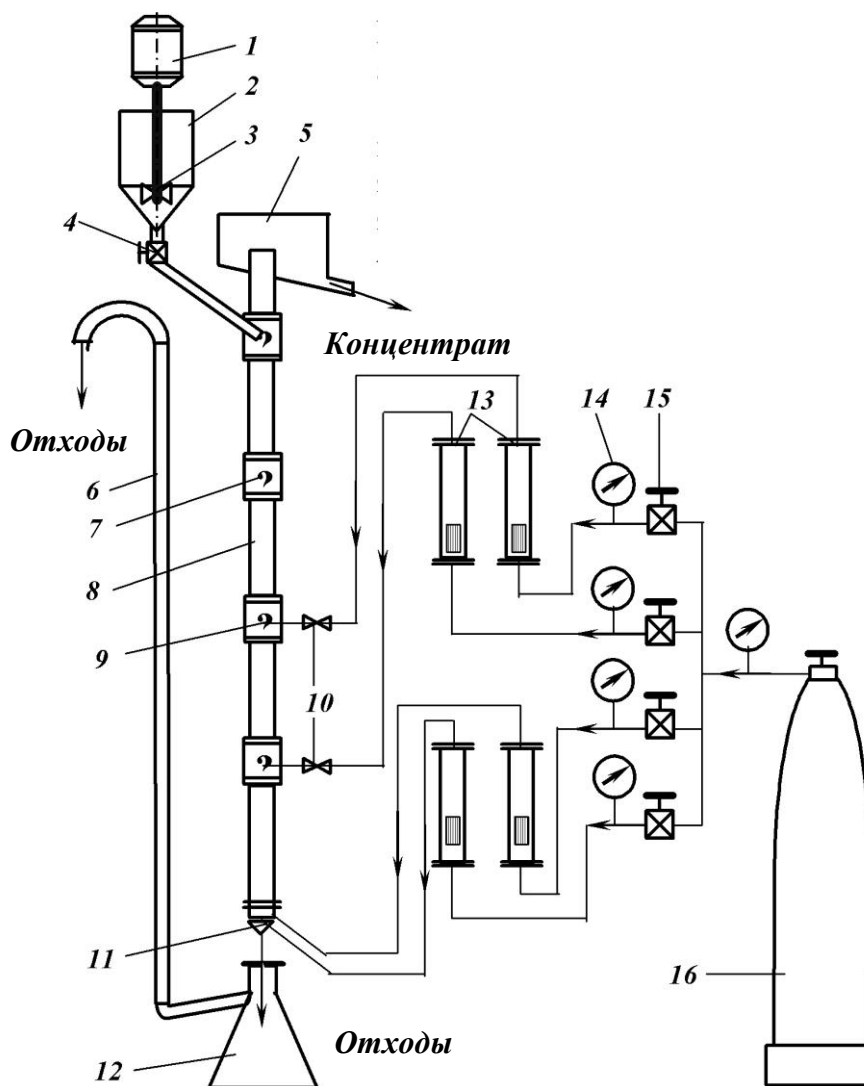


Рисунок 6.31 – Схема лабораторного колонного аппарата:

1 – электродвигатель; 2 – бак питания; 3 – импеллер; 4 – кран регулирования питания; 5 – сборник концентрата; 6 – сифон; 7 – соединительный патрубок; 8 – стеклянная секция; 9 – отверстия для ввода воздуха; 10 – вентили; 11 – выпуск отходов; 12 – колба; 13 – ротаметры; 14 – манометры; 15 – мембранные редукторы; 16 – баллон со сжатым воздухом

Машина изготовлена из стекла, которое позволяет изучать характер движения пульпы и воздуха, структуру пенного слоя, наблюдать за уровнем пульпы и пены.

Пульпу перемешивают с реагентами в чане с мешалкой. Производительность машины, т.е. скорость движения пульпы, регулируют специальным вентиляем, установленным под чаном. Для диспергирования воздуха используют две перфорированные трубки, установленные вертикально в нижней части машины. Перфорация, выполненная иглами диаметром 0,8 мм, обеспечивает оптимальный для флотации размер пузырьков. Частота перфорации составляет до 80 отверстий на  $1 \text{ см}^2$ , при этом скорость газа можно регулировать до 2,5 м/с при давлении воздуха до 0,15 МПа. Воздух поступает из баллона или компрессора, точное регулирование давления выполняют мембранным редуктором, расход воздуха измеряют ротаметром РС-3А. Необходимый по технологическим требованиям уровень пульпы и пены поддерживают сифоном. Секционное выполнение установки позволяет достаточно быстро изменять её высоту, точку ввода пульпы, место установки аэраторов. Эксперименты проводят на реагентном режиме, отвечающем характеристике сырья.

В зависимости от поставленной задачи на установке можно исследовать разные характеристики колонной флотации. Для определения параметров процесса необходимо определить влияние на технологические показатели скорости потока пульпы (производительность машины), расхода и степени диспергирования воздуха, количество и места установления аэраторов, высоты зоны минерализации и пенного слоя, соотношение расходов пульпы и воздуха.

Ниже приведено влияние основных характеристик на показатели процесса, которое необходимо учитывать при исследовании обогатимости полезных ископаемых колонной флотацией.

1. Увеличение расхода воздуха приводит к уменьшению времени пребывания материала в аппарате и увеличению скорости флотации, но восходящие пузырьки воздуха являются источником турбулизации потока, в результате которой возникает обратное перемешивание пульпы, ухудшающее показатели процесса.

2. Зависимость вероятности эффективного столкновения от размера пузырька носит экстремальный характер, при этом с уменьшением крупности частички положение максимума смещается в сторону меньших размеров пузырьков. Однако, подъёмная сила пропорциональна объёму пузырька, поэтому мелкие минерализованные пузырьки выносятся потоком пульпы в камерный продукт. Следовательно, необходимо поддерживать гранулометрический состав пузырьков, который обеспечивает закрепление мелких частичек на микропузырьках.

3. Скорость потока влияет на интенсивность элементарного акта флотации, механического выноса и силу отрыва в комплексе “пузырек воздуха – частичка материала”, что определяет вероятность деминерализации пузырька. При неизменном потоке пульпы её скорость обратно пропорциональна квадрату диаметра колонны, т.е. среднее время пребывания увеличивается с увеличением диаметра по квадратичному закону. Однако, при уменьшении отношения диаметра колонны к её высоте снижается значение числа Пекле, увеличивается поперечная неравномерность потока:

$$P_e = Re \cdot Pr = V \cdot l / a, \quad (6.11)$$

где  $P_e$ ,  $Re$ ,  $Pr$  – числа Пекле, Рейнольдса, Прандтля;  
 $V$  – характерная скорость потока, м/с;

$l$  – характерный линейный размер (диаметр колонны), м;  
 $a$  – коэффициент температуропроводности, м<sup>2</sup>/с.

Уменьшить поперечную неравномерность потока можно установкой вертикальных успокоителей.

4. Увеличение плотности при неизменной расходе твёрдого материала влияет на флотацию таким образом: снижается объёмный поток и, соответственно, увеличивается продолжительность флотации; увеличивается число частичек, закрепленных на одном пузырьке, и при достаточной высоте колонны в верхней её части могут создаваться условия стеснённой флотации. В последнем случае увеличение плотности пульпы нельзя компенсировать ростом высоты колонного аппарата из-за ограниченности поверхности раздела фаз “газ – жидкая фаза пульпы”. Если предположить, что частички имеют размер  $d$ , средняя крупность пузырьков  $D$  и предельная занятость поверхности пузырьков составляет  $1/2$  (нижняя полусфера полностью минерализована), то формула для максимального выхода при заданных значениях расхода фаз будет иметь вид:

$$\gamma_{\max} = 2Q_1 d \delta / (Q_2 D \rho), \quad (6.12)$$

где  $Q_1$  – объёмный расход воздуха, м<sup>3</sup>/ч;

$\delta$  – плотность материала, кг/м<sup>3</sup>;

$Q_2$  – объёмный поток пульпы, м<sup>3</sup>/ч;

$\rho$  – содержание твёрдого, кг/м<sup>3</sup>.

Анализ данных промышленной эксплуатации колонных флотационных машин показывает важные технологические и технико-экономические преимущества этих аппаратов в сравнении с традиционно применяемыми флотомашинами.

## 6.6 Исследование обогатимости полезных ископаемых селективной флокуляцией

Флокуляция – агрегирование частичек, которое происходит при разрушении гидратного слоя и гидрофобизации его молекулами реагентов типа флотационных собирателей, адсорбирующихся на поверхности минерала.

Селективная флокуляция – процесс выборочного агрегирования во флокулы частичек только одного из минералов; другие минералы должны находиться в дисперговом состоянии [40].

Флокуляция частичек высокомолекулярными реагентами-полимерами представляет собой слипание минеральных частичек благодаря сорбции молекул или мицелл полимера. Молекулы или мицеллы полимера создают «мостик» между частичками.

Наиболее эффективными флокулянтами для ряда минералов являются полиэлектролиты – водорастворимые линейные полимеры, которые имеют большую молекулярную массу и разный функциональный состав. Молекулярная масса флокулянтов, от которой зависит флокуляционная активность, пропорциональна длине



цепи, поэтому при использовании полимеров с длинными цепями возрастает число активных групп и энергия флокуляции.

Известны четыре класса полимерных флокулянтов: анионные, катионные, амфотерные и неионогенные. В каждом из классов полимеры различаются по свойствам, степени полимеризации, химическому составу активных групп, степени диссоциации этих групп, заряду, а также по составу и свойствам других звеньев полимерной цепи.

В зависимости от химической природы флокулянты разных типов по-разному влияют на минералы. Действие длинноцепочечных флокулянтов обуславливают в основном два разных явления:

- создание мостиков между минеральными частичками, в частности за счёт водородных связей между частичкой и молекулой полимера. В создании таких связей принимают участие неионизированные водородные атомы групп типа:  $-H_2$ ;  $-OH$ ;  $-COOH$ ;

- электростатическое взаимодействие между зарядом ионизированного полимера и зарядом поверхности минеральной частички, которое обуславливает снижение электрокинетического потенциала частичек и спонтанную флокуляцию частичек по мере приближения частичек к изоэлектрической точке.

При осуществлении селективной флокуляции большие трудности возникают в связи со вредным влиянием солевого состава воды и пульпы. Различное влияние этих факторов создаёт множество вариантов взаимодействия флокулянта с минералом. Поэтому, хотя общий механизм флокуляции под действием полимеров известен, выбор соответствующего флокулянта для каждого минерала основывается лишь на экспериментальных данных.

Действие полимера зависит от исходной концентрации раствора. В пульпу обычно подают растворы полимеров с концентрацией 0,05-0,10%. Для исследования в лабораторных условиях селективности флокуляции смеси тонкодисперсных частичек различных минералов или шламов применяют устройство, показанное на рис. 6.32.

В рабочую камеру устройства заливают воду таким образом, чтобы полностью вытеснить воздух. При полностью закрытом нажимном устройстве и работающей мешалке засыпают навеску минералов крупностью менее 10 мкм и подают исследуемые реагенты. После того как закончится обработка суспензии реагентами, устанавливают необходимую скорость протекания суспензии через разделительный элемент с помощью нажимного устройства на вакуумном шланге. Полиминеральная суспензия из камеры перемешивания под действием центробежной силы, создаваемой мешалкой, подаётся в разделительный элемент, где флокулы отделяются от мелких частичек первичной крупности, которые возвращаются в камеру перемешивания. Сфлокулированные частички опускаются по нижней внутренней стенке разделительного элемента в пробирку, где собирается осадок.

Разделительный элемент представляет собой канал прямоугольного сечения, в начальной части которого установлена перегородка для разделения исходной суспензии и сфлокулированного осадка. Наилучшая эффективность разделения наблюдается при установлении разделительных элементов под углом  $60^\circ$ .

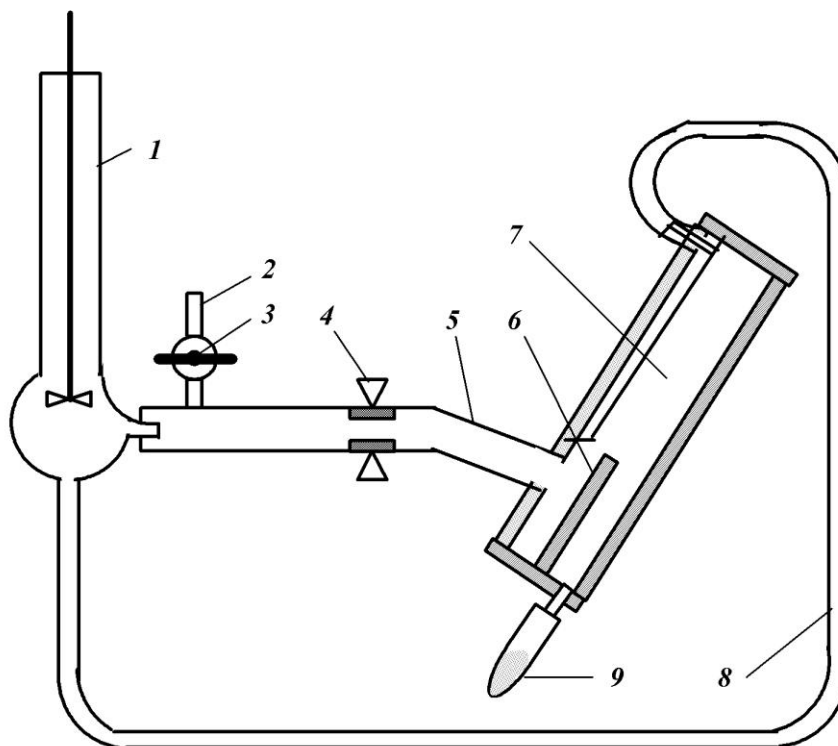


Рисунок 6.32 – Устройство для изучения селективности процесса флокуляции: 1 – камера перемешивания; 2 – трубка; 3 – кран; 4 – нажимное устройство; 5 – вакуумный шланг; 6 – разделительная перегородка; 7 – разделительный элемент; 8 – трубка; 9 – пробирка

Через заданное время протекания эксперимента отдельно выгружают осадок из пробирки и камерный продукт. По результатам химических анализов осадка и камерного продукта рассчитывают селективность процесса флокуляции.

## 6.7 Исследование обогатимости полезных ископаемых в процессе выщелачивания

*Выщелачивание* – процесс перевода ценных компонентов полезного ископаемого или продуктов его обогащения в раствор. Различают такие виды выщелачивания: простое, химическое и бактериальное [40, 47].

При *простом выщелачивании* ценный компонент извлекается в раствор в составе соединения, содержащегося в исходном материале (например, водное растворение хлоридов щелочных металлов –  $NaCl$ ,  $KCl$ ,  $MgCl_2$ ). Перед простым выщелачиванием на фабриках обычно проводят подготовительные операции по переводу ценного компонента в растворимую форму: выжигание, плавление, спекание и др.

*Химическое выщелачивание* состоит в извлечении ценных компонентов из полезных ископаемых в виде растворенных солей с помощью кислых, щелочных или нейтральных растворов. Выщелачивание на фабриках осуществляется с предварительной подготовкой или без неё. Извлечение металлов в раствор может быть практически полным – 98-99%. При химическом выщелачивании происходит также частичное растворение примесей, что затрудняет технологию извлечения ценных

компонентов из полученных растворов. Снижение растворения сопутствующих компонентов достигают применением селективных растворителей.

Для выщелачивания минералов используют кислоты, щелочи, соли и растворенные в воде газы (табл. 6.4).

Таблица 6.4 – Растворители некоторых минералов

Растворитель	Минерал
H <sub>2</sub> O + O <sub>2</sub> ; HNO <sub>3</sub> ; H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ; царская водка	Самородные металлы
Кислоты; щелочи; гипохлорит натрия; FeCl <sub>3</sub>	Сульфиды
Кислоты; HF; NH <sub>4</sub> OH; (NH <sub>4</sub> ) <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> ; цианистые соли; Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> с окислителем; NaOH; KOH; Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	Оксиды и гидроксиды; кварц и другие разновидности кремнезема; тантало-ниобаты; куприт; тенорит; уранинит; титанаты
Кислоты; щелочи	Силикаты; алюмосиликаты
Разбавленные кислоты; H <sub>2</sub> O	Бораты щелочных и щелочноземельных металлов; сульфаты щелочных металлов
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> ; щелочи; H <sub>2</sub> O	Хлориды щелочных металлов и Mg; фторид Na

Растворители выбирают на основе анализа данных относительно возможности протекания реакций между растворителем и минералами, а также на основе результатов исследований влияния крупности измельченных минеральных частичек, концентрации реагентов, температуры, продолжительности выщелачивания на показатели извлечения ценного компонента. Важную роль при выборе растворителя играет его стоимость, которая составляет основную статью затрат в гидрометаллургическом переделе.

Скорость выщелачивание является одной из основных характеристик процесса:

$$dG/d\tau = -jS, \quad (6.13)$$

где  $G$  – количество выщелачиваемого вещества в твёрдой фазе, моль;

$\tau$  – продолжительность выщелачивания, с;

$j$  – удельная скорость выщелачивания, моль/(см<sup>2</sup>·с);

$S$  – поверхность взаимодействия, см<sup>2</sup>.

Эффективность выщелачивания оценивают по показателям извлечения ценных компонентов в раствор или в твёрдый остаток на основе результатов элементного и фазового анализа, контроля изменения массы твёрдой фазы.

Выщелачивание осуществляют двумя методами: перемешиванием (механическое, пневмомеханическое или комбинированное) и перколяцией (просасывание, фильтрование). Механическое и пневмомеханическое перемешивание растворителя с измельченным материалом крупностью не более

0,3-0,4 мм проводят в реакторах или чанах (чановое выщелачивание). Этот метод более всего распространен в гидрометаллургии.

Процесс чанового выщелачивания исследуют в ёмкостях вместимостью до 2 л при механическом перемешивании и с электрическим обогревом. Навеску исследуемого продукта массой 5-100 г, измельченную до заданной крупности, насыпают в ёмкость и заливают растворителем для выщелачивания. Расход реагента определяется в зависимости от стехиометрии химической реакции. Излишек рассчитывают с использованием константы равновесия и других термодинамических величин. Время выщелачивания отсчитывают с момента достижения заданной температуры. После выдержки при соответствующей температуре и в течение заданного времени твёрдый осадок отфильтровывают, промывают и сушат. Твёрдые осадки и растворы анализируют на необходимый комплекс компонентов.

Перколяция, в отличие от чанового выщелачивания, применяется для растворения крупнокускового и грубозернистого материала. Перколяция – наиболее дешёвый метод выщелачивания, так как исключает затраты на измельчение руды и перемешивание пульпы. Размер куска руды может составлять от 3 до 300 мм. Необходимое требование перколяции – применение пористого материала, обеспечивающего проникновение растворителя по трещинам и микроскопическим порам к выщелачиваемому компоненту. Для улучшения фильтруемости материала его перед выщелачиванием обесшламливают.

Эффективность извлечения металла в раствор зависит от скорости просасывания раствора, которая определяется экспериментально. Если скорость перколяции меньше 2 см/ч, выщелачивание данного материала считается неэффективным. Оптимальная скорость перколяции, обеспечивающая максимальное извлечение металла, должна быть больше 5-7 см/ч.

*Бактериальное выщелачивание* – процесс извлечения металлов из руд, горных пород, концентратов и растворов с использованием микроорганизмов (*T. ferrooxidans*, *L. ferrooxidans*) или продуктов их жизнедеятельности. Бактериальное выщелачивание делится на кучное, подземное и чановое.

Исследование и разработку технологии кучного и подземного бактериального выщелачивания осуществляют в несколько этапов. Методика их проведения имеет много общего и отличается только целью и масштабом исследований.

На первом (поисковом) этапе целью являются выяснения принципиальной возможности бактериального выщелачивания. На этом этапе изучаются химический, фазовый и минералогический состав руды, её физические свойства (плотность, твёрдость, пористость, гранулометрический состав), кислотоёмкость, режим орошения, устанавливаются основные параметры процесса, их влияние на кинетику и полноту выщелачивания.

Исследования проводят в перколяторах (рис. 6.33) диаметром 100-150 мм и высотой 400-700 мм, изготовленных из органического стекла или винилпласта. В перколяторе предусмотрены система обогрева и устройство для измерения температуры.

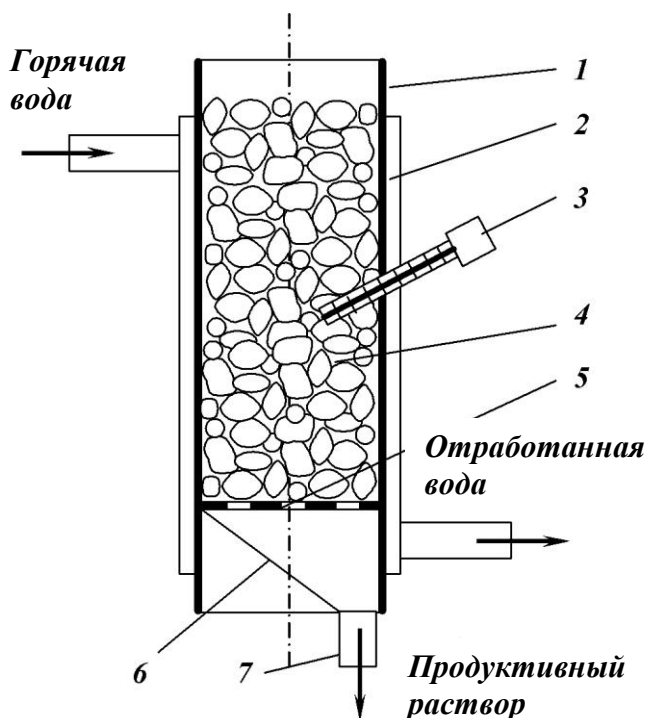


Рисунок 6.33 – Перколятор:

- 1 – корпус;
- 2 – водная оболочка;
- 3 – термометр;
- 4 – слой руды;
- 5 – ложное днище;
- 6 – наклонное днище;
- 7 – труба для слива продуктивного раствора

Исходную пробу руды (5-15 кг), классифицированную по крупности на 5-6 классов, загружают в перколяторы в соответствии с выходами этих классов. При исследованиях определяют интенсивность выщелачивания металла в зависимости от кислотности среды, концентрации микроорганизмов в растворе, температуры, химического состава руды и раствора, удельного расхода раствора для выщелачивания и режима орошения.

Режим выщелачивания оптимизируют на этапе укрупнённых лабораторных исследований с использованием математических методов планирования эксперимента и обработки полученных данных. Эти эксперименты проводят в перколяторах или перколяционных колоннах.

Для полупромышленных исследований используют пробу массой 5-15 т при максимальной крупности 400 мм. Выщелачивание пробы осуществляют в перколяционных колоннах (рис. 6.34) диаметром до 1,2 м и высотой 6-7 м или в небольших клетках, положенных на специально подготовленных площадках.

На этом этапе моделируют весь технологический цикл, включающий операции выщелачивания, извлечения металла из раствора и использование циркуляционных растворов. При этом уточняют оптимальный режим выщелачивания, особенно влияние крупности исходной руды и кислотности, уточняют количество микроорганизмов и их активность, разрабатывают рекомендации по интенсификации процесса выщелачивания за счёт активизации микробиологических процессов.

Технологию чанового бактериального выщелачивания также исследуют в несколько этапов: поисковые лабораторные исследования, укрупнённые лабораторные и полупромышленные. При этом режим выщелачивания может быть периодическим или проточным.

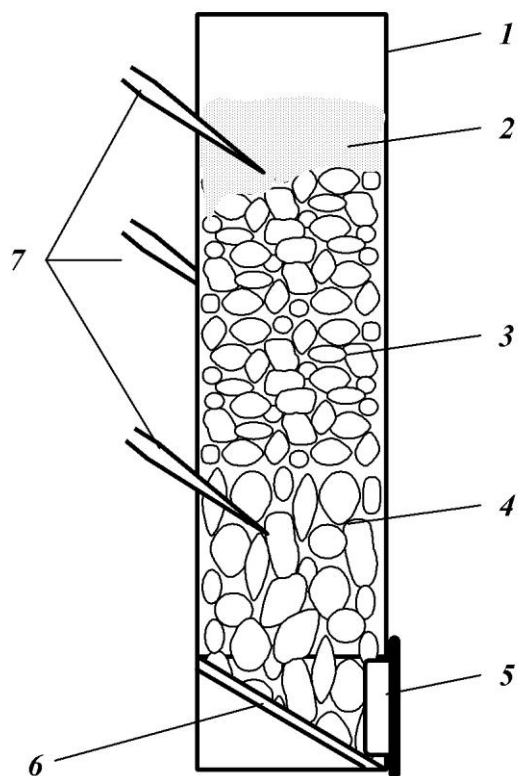


Рисунок 6.34 – Перколяционная колонна:

- 1 – корпус колонны;
- 2 – слой мелкой руды;
- 3 – слой руды средней крупности;
- 4 – слой крупной руды;
- 5 – люк для разгрузки руды;
- 6 – днище;
- 7 – термопары

При выщелачивании в периодическом режиме свежую пульпу не подают и продукты выщелачивания не отводят. Выщелачивание проводят обычно в колбах Эрленмейера, делительных воронках, ферментерах, пачуках (чанах с пневмоперемешиванием) вместимостью 250-1500 мл. Колбы устанавливают на качалку с частотой качания не менее  $250 \text{ мин}^{-1}$  для хорошего перемешивания пульпы. В делительных воронках и пачуках аэрацию и перемешивание пульпы осуществляют аэролифтами.

Выщелачивание в периодическом режиме начинают при содержании твёрдого в пульпе 5-10%. После стабилизации основных параметров процесса ( $pH$ ,  $Eh$ , содержания выщелачиваемого металла) переходят на более густую пульпу (15-20% твёрдого). Отношение посеянной адаптированной культуры микроорганизмов к объёму пульпы должно быть не менее 1:3. В периодическом режиме обычно проводят поисковые исследования, при которых определяют принципиальную возможность бактериального выщелачивания продукта и адаптации бактерий к условиям выщелачивания.

При выщелачивании в проточном режиме в процесс постоянно подают свежую воду, а также из него непрерывно отводят продукты выщелачивания. Для проведения исследований процесса бактериального выщелачивания в непрерывном (текущем) режиме используют укрупненные лабораторные установки многостадийного выщелачивания (рис. 6.35). Установка состоит из 5-10 последовательно соединённых пачуков вместимостью 2,5 л каждый. Регулируемая подача пульпы осуществляется аэролифтами из чана для подготовки пульпы в первый пачук. По пачукам пульпа перемещается самотеком, а перемешивается и аэрируется аэролифтами.

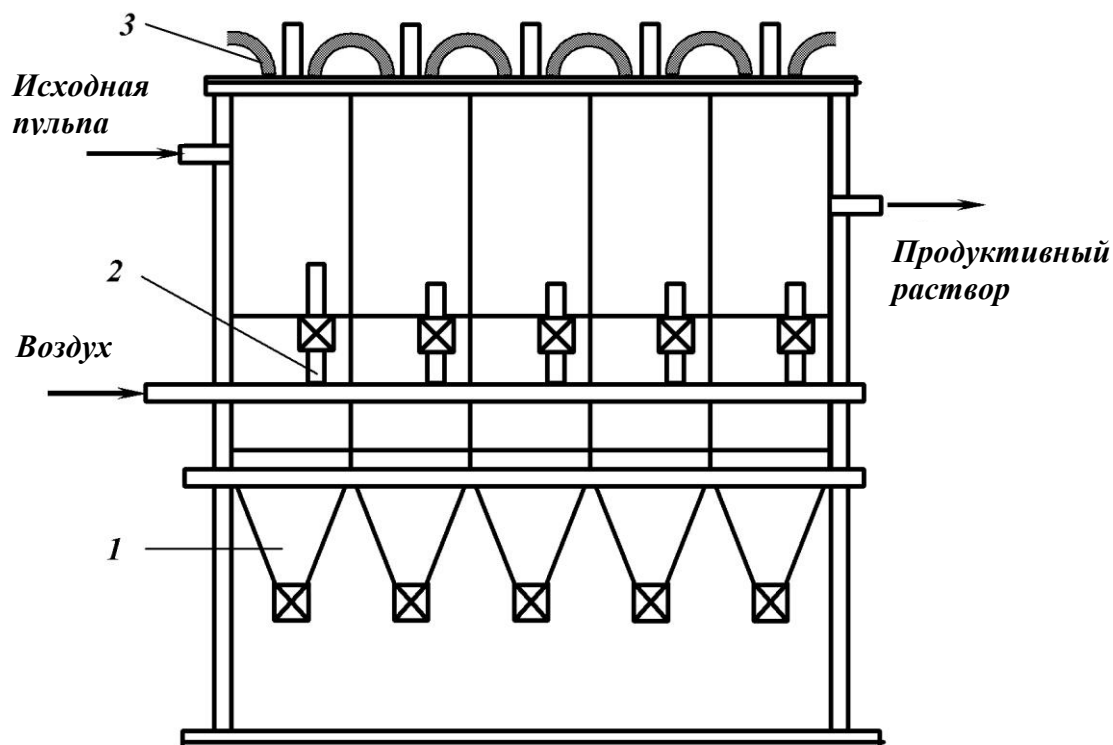


Рисунок 6.35 – Установка для бактериального выщелачивания в проточном режиме:

1 – пачук; 2 – аэролифт; 3 – пульпопровод

Во время эксперимента отбирают пробы для определения содержания металла в твёрдой и жидкой фазах, определяют выход твёрдой фазы и извлечение выщелачиваемого металла в каждом аппарате и в каскаде в целом.

При проведении исследований по выщелачиванию сульфидов режим выщелачивания может быть следующим.

Среда для выщелачивания состоит из 1 л воды, 1 мл концентрированной серной кислоты, 3 г  $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$  и 0,5 г  $\text{K}_2\text{HPO}_4$ . При содержании твёрдого в пульпе 16,7% к 375 мл среды прибавляют 75 г измельченного сульфидного продукта и 125 мл адаптированной культуры. Пульпу загружают в подготовительный чан (1-2 л), откуда она с заданной скоростью растворения, зависящей от времени выщелачивания, подаётся в каскад. Для контроля и регулирования процесса в каждом пачуке отбирают пробы, по результатам химического анализа которых определяют основные технологические параметры процесса.

## Глава 7

# ТЕХНИКА ПОСТАНОВКИ АКТИВНОГО ЭКСПЕРИМЕНТА ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### 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 [48-50].

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

При классическом методе поочерёдно 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 результатов, 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 нахождением 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, можно 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:

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

Такая функция называется функцией отклика, экстремуму которой соответствуют координаты  $x_{opt}$  и  $y_{opt}$ . При планировании первой серии опытов уровень фактора  $x_0$  называется нулевым уровнем;  $\Delta x$  – интервал варьирования  $x_n$  – нижний

уровень (кодируется «-»),  $x_+$  – верхний уровень (кодируется «+»). В результате первых двух опытов можно сделать вывод, что значение  $x$  необходимо увеличивать.

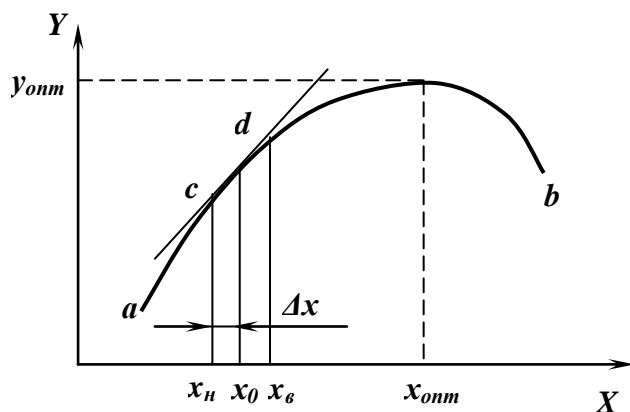


Рисунок 7.1– Одномерная функция отклика

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  $X_2$ .

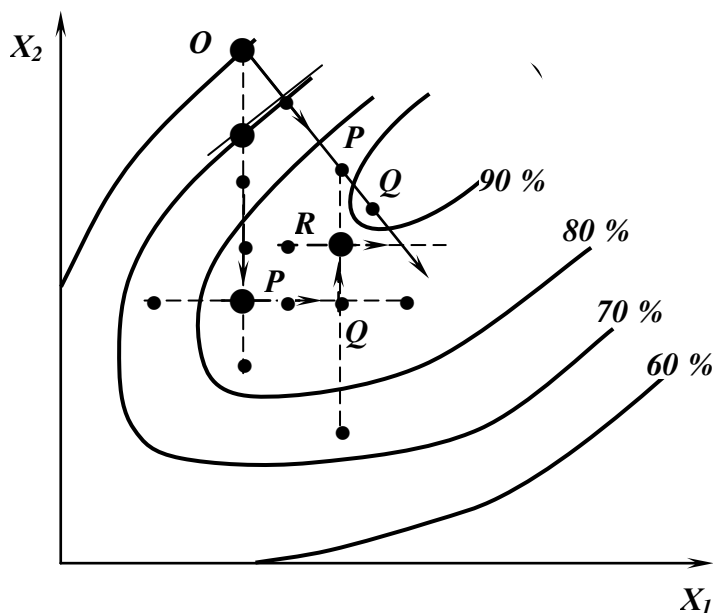


Рисунок 7.2 – Движение до максимума поверхности отклика методами однофакторного эксперимента и кругового восхождения

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 достижения 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 [50]:

- 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:

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

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

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 [51, 52].

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 возможен 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).

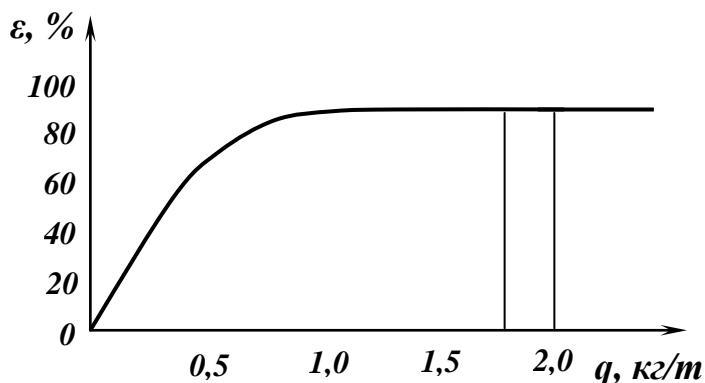


Рисунок 7.3 – Зависимость извлечения горючей массы от удельного расхода собирателя

Однако, при анализе изменения извлечения  $\varepsilon$  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).

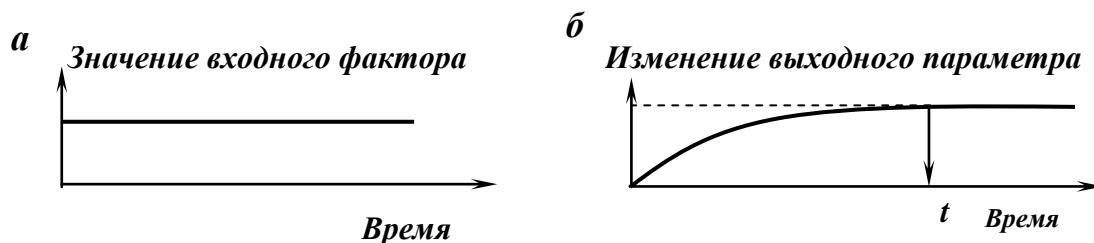


Рисунок 7.4 – Режимы работы оборудования:  
а – непрерывный; б – переходный

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 [53-55].

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 диспер-



сионной 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.

## Глава 8

### ПЛАНИРОВАНИЕ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПРИ ИССЛЕДОВАНИИ ОБОГАТИМОСТИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

#### 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.

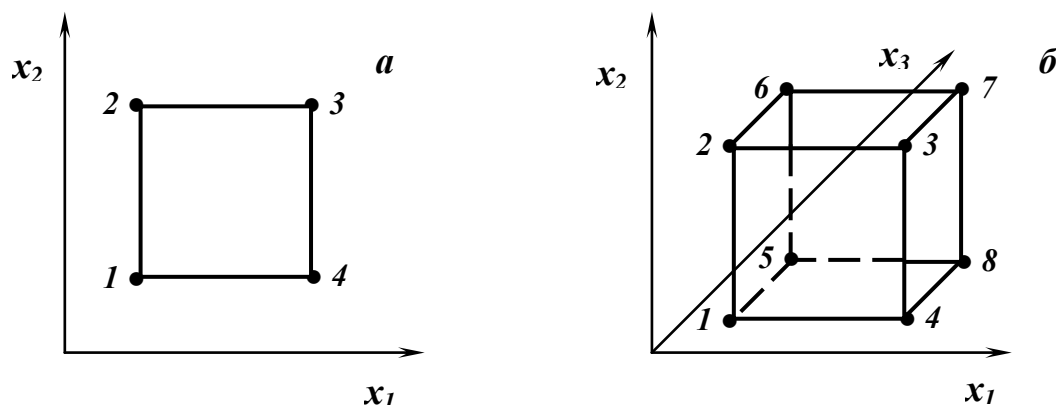


Рисунок 8.1 – Геометрическая интерпретация полного факторного эксперимента:  
а – план типа  $2^2$ ; б – план типа  $2^3$

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».

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. Основным уровнем 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
	$X_1$	$X_2$	$X_3$	
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  $\alpha$ :

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

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  $S_{ad}^2$  и дисперсией воспроизводимости опытных данных  $S^2$ . Дисперсия адекватности  $S_{ad}^2$  характеризует рассеяние результатов наблюдений вблизи уравнения регрессии:

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

где  $m$  – число параллельных опытов;

$d$  – число оцениваемых параметров в уравнении регрессии.

Дисперсия адекватности оценивается с  $f = N - d$  степенями свободы.

Если  $S_{ad}^2$  не превышает погрешности эксперимента, оценкой которой является  $S^2$ , то считается, что модель адекватна, а если  $S_{ad}^2 \succ \delta^2$ , 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 полурепликой (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  $X_2$ ).

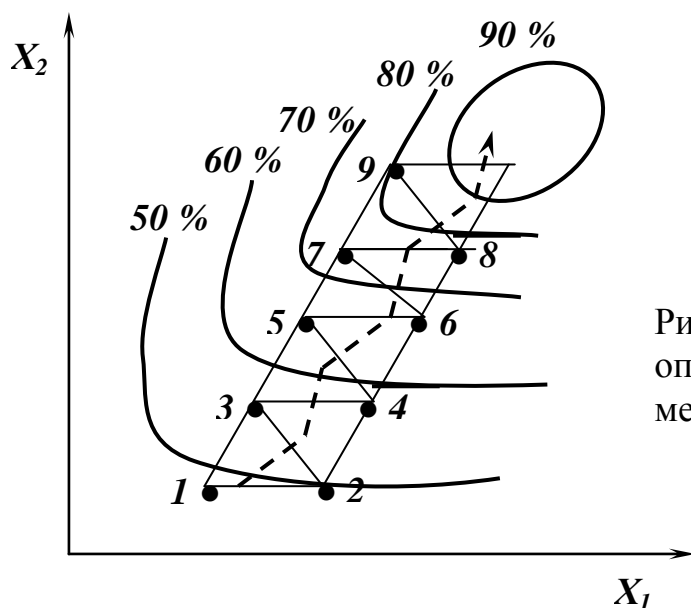


Рисунок 8.2 – Схема движения к оптимальной области симплексным методом

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:

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

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 параметров 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  $b_{ji}$ , 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:

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

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

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

Таблица 8.4 – Ротатабельный центрально-композиционный план для трёх факторов

Матрица планирования			Матрица вычисления					
1	2	3	4	5	6	7	8	9
X <sub>1</sub>	X <sub>2</sub>	X <sub>3</sub>	X <sub>1</sub> <sup>2</sup>	X <sub>2</sub> <sup>2</sup>	X <sub>3</sub> <sup>2</sup>	X <sub>1</sub> X <sub>2</sub>	X <sub>1</sub> X <sub>3</sub>	X <sub>2</sub> X <sub>3</sub>
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
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

Регрессионный анализ модели осуществляется аналогично планированию ПФЭ 2<sup>n</sup>, но дисперсии коэффициентов модели рассчитываются по другим формулам:

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

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

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

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

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

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

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

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

## Глава 9

# ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

### 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 [53-55].

К стадии лабораторных отнесены исследования, проводимые на отдельных аппаратах и навесках массой не более 10 кг с получением показателей, обеспечивающих возможность расчёта качественно-количественной схемы, отбор проб концентрата и отходов, достаточных для дальнейших лабораторных исследований. По результатам лабораторных исследований составляют технологическую схему для укрупнённых лабораторных исследований.

В зависимости от поставленных задач проверки лабораторных показателей дальнейшие исследования выполняют в укрупнённом, полупромышленном или опытно-промышленном масштабе.

Укрупнённые 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 укрупнённых исследований составляют товарный баланс продуктов обогащения и набирают необходимую массу концентрата для дальнейших исследований. Кроме того отбирают пробу отходов с целью определения возможности их дальнейшего использования. На основе результатов укрупнённых лабораторных исследований составляют технологический регламент.

Укрупнённые 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 укрупнённых 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, окискования, 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, подсчёта 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 предарительного 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  $1 \text{ м}^3$  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 твёрдого 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 твёрдого 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% твёрдого) 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% твёрдого) 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 зёрнами полезного ископаемого. При обогащении также учитываются содержание в полезном ископаемом основных ценных компонентов и вредных примесей, гранулометриче-

ский 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 усредненной 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 перераспределения 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<sup>0</sup>, 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<sup>0</sup>, при обогащении грубозернистых – 4-8<sup>0</sup>, а для особенно крупных и тяжёлых минералов он может быть увеличен до 10<sup>0</sup>.

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<sup>0</sup> до +0,4<sup>0</sup> (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 разноименной 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 твёрдого, %	35-50	25-30	20-25

Для получения пульпы необходимой плотности применяют магнитное обесшламливание в конусах или гидросепараторах. Для разрушения создаваемых при этом флокул 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%, пересортичные 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 пересортичкой 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 обесшламливании по классу 0,04-0,07 мм и сгущение до содержания твёрдого 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.

## Глава 10

### ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЙ РЕГЛАМЕНТ

Выполненный комплекс исследований на обогатимость полезных ископаемых даёт возможность перейти к составлению технологического регламента. Технологический регламент наряду с заданием на проектирование является обязательным, основополагающим документом для разработки проекта (рабочего проекта) – обогатительной фабрики.

Состав, содержание, порядок разработки, согласование и утверждение технологических регламентов, выполняемых научно-исследовательскими организациями для разработки проектов строительства новых, расширения, реконструкции или технического перевооружения действующих обогатительных фабрик, определяются соответствующими инструкциями о порядке разработки, согласования и утверждения технологических регламентов при использовании их при проектировании предприятий [6].

Технологический регламент может разрабатываться на один технологический процесс или на несколько взаимосвязанных технологических процессов обогатительной фабрики и объединяемых в один общий технологический регламент.

При разработке технологических регламентов должны быть учтены и использованы данные последних достижений науки и техники в области технологии производства и оборудования, проверенные опытом работы действующих обогатительных фабрик, а также результаты законченных научно-исследовательских, опытно-конструкторских и опытно-промышленных работ по технологическим процессам и оборудованию, закладываемым в проект.

*Предлагаемые в технологическом регламенте решения должны обеспечивать:*

1. Внедрение новейших достижений науки и техники в области технологии производства и оборудования на уровне лучших мировых достижений или превосходящих их с обязательным указанием для сравнения технико-экономических показателей аналогов.

2. Механизацию и автоматизацию основных и вспомогательных производственных процессов, автоматизацию управления производством. В предложениях по механизации и автоматизации технологических процессов должны быть определены места размещения датчиков, пробоотборников, параметры, которые необходимо контролировать и автоматизировать.

3. Качество продукции в соответствии с требованиями заказчика (поставщика), обеспечивающее конкурентоспособность на внешнем рынке.

4. Снижение (в сравнении с аналогами) стоимости и сокращение нормативных сроков строительства.

5. Комплексное и рациональное использование природных ресурсов.

6. Снижение по сравнению с аналогами трудоёмкости, материало- и энергоёмкости, рациональное использование вторичных и низкопотенциальных энергоресурсов и отходов производства.

7. Нормальные санитарно-гигиенические и безопасные условия труда.

8. Охрану окружающей среды от загрязнения, соблюдение ПДК и ПДВ и предотвращение отрицательных изменений природной среды и санитарной обстановки, а также предупреждение аварийных ситуаций и ликвидацию последствий их воздействия на окружающую среду.

9. Повышение технико-экономического уровня производства по сравнению с аналогами и мировыми стандартами.

*Технологический регламент должен содержать следующие разделы:*

1. Вводная часть. В ней приводятся:

- основания для разработки технологического регламента;
- исходные данные для разработки регламента: объём и номенклатура выпускаемой продукции (по каким ГОСТам); наличие утвержденных запасов месторождения или разрешение на проектирование по оперативным запасам, условия поставки сырья и вспомогательных материалов, рекомендуемые проектные решения.

2. Характеристика и технические требования к конечной продукции.

3. Описание рекомендуемой технологии, включая подготовительные и вспомогательные технологические операции, основные принципы управления технологическими процессами, рекомендации по системе контроля, параметры и показатели рекомендуемого технологического и измерительного оборудования, сравнение их с лучшими отечественными и зарубежными аналогами.

4. Исходные данные для проектирования, полученные в результате проведенных исследований, выполненных расчётов, анализа действующих производств, учитывающих специфику производства и требования безопасности и охраны окружающей среды.

*Для обогащательных предприятий в исходных данных для проектирования должны быть приведены:*

- минералогический, химический и рациональный состав, промышленные технологические типы и технологические сорта руд;

- физико-механические свойства промышленных технологических типов и технологических сортов руд;

- данные по дробимости, измельчаемости и промываемости исходной руды, склонность минералов к переизмельчению и ошламованию, объёмная плотность продуктов дробления по переделам, их подвижность, слеживаемость, угол естественного откоса;

- физико-химические свойства шламов и пылей, рекомендации по их переработке;

- допустимые колебания показателей качества руды между суточными, сменными и внутрисменными партиями. Влияние колебаний качества руды на показатели технологического процесса, возможные колебания выхода и качества концентратов и промежуточных продуктовых хвостов. Целесообразность валовой или раздельной переработки выделенных сортов руд, необходимость валового или сортового усреднения руд, величина партий, в которых требуется усреднение, допустимые колебания в этих партиях (глубина и степень усреднения);

- характеристика вкрапленности минералов, крупность измельчения для раскрытия минералов. Оптимальная крупность измельчения;

- возможность и целесообразность предварительного обогащения кусковой руды;

- возможность и целесообразность использования бесшарового измельчения;

- рекомендуемая технологическая схема с учетом комплексного использования сырья и отходов (на схеме должны быть указаны технологические показатели, режимные параметры). Технологические показатели (качество концентратов, извлечение металлов по периодам отработки месторождения);

- показатели извлечения металлов, ценных минералов и серы в готовую продукцию и их распределение по продуктам обогащения. Рекомендуемые показатели комплексности использования сырья, включая хвосты обогащения. Удельные нормы расхода технологических материалов, топливно-энергетических ресурсов;

- рекомендуемые мероприятия по использованию отходов переработки полезных ископаемых, требования к их размещению, складированию и сохранению;

- реагентный режим с приведением перечня и расхода реагентов и указанием точек подачи. Время флотации по операциям;

- рекомендации по выбору оборудования, коэффициенты и удельные нагрузки на оборудование по всем операциям;

- абразивность перерабатываемого сырья, щелочность или кислотность пульпы, рекомендации по защите оборудования и технологических коммуникаций;

- данные по обесшламливанию, сгущаемости и фильтруемости промежуточных продуктов, концентратов, хвостов;

- данные по балансу водопотребления и водоотведения по водношламовой схеме, требования к качеству оборотной воды и технологии ее кондиционирования, уровня водооборота;

- химический, минералогический и гранулометрический состав продукции и отвальных хвостов с указанием соответствия готовой продукции действующим ГОСТ, ОСТ и ТУ;

- технология очистки сбросных вод (схема и качество очистки);

- мероприятия по охране природы и устранению факторов, оказывающих отрицательное воздействие на окружающую природную среду (загрязнение водных объектов и подземных вод в результате воздействия атмосферных осадков на хвостохранилища, изъятие из хозяйственного использования земель и акваторий под хвостохранилища и санитарные зоны к ним и др.). Технология очистки газовых выбросов, охрана подземных вод, способы контроля эффективности работы



воздухоохранных сооружений и выбросов загрязняющих веществ, а также мероприятия по предупреждению аварийных ситуаций и ликвидации последствий их воздействия на окружающую среду

- основные принципы управления технологическими процессами и рекомендации по системам контроля количества и качества продуктов и условий протекания процессов;

- другие рекомендации, необходимые для проектирования и предусмотренные заявкой на разработку регламента.

*Кроме того, технологический регламент должен содержать следующие разделы:*

#### 5. Требования к оборудованию:

- рекомендации и исходные требования на разработку основного технологического оборудования, а также для нестандартизованного оборудования, эксплуатирующегося в специфических условиях;

- для стандартного оборудования, используемого по прямому назначению, указываются рекомендуемые тип (модель, марка) и заводы-изготовители;

- для стандартного оборудования, используемого не по прямому его назначению, указывается тип (модель, марка), параметры работы и дополнительные требования по результатам испытаний;

- для нестандартного оборудования, технологических линий с использованием нестандартизованного и стандартизованного оборудования указываются номера комплектов конструкторской документации, протокола приёмочных испытаний опытного образца и документации о поставке на производство.

#### 6. По метрологическому обеспечению необходимо привести:

- перечень и диапазон изменения контролируемых параметров с указанием точек замера в технологической схеме;

- диапазон и периодичность измерений;

- технологические пределы допустимой погрешности измерений и предел запаздывания информации по каждому параметру исходного сырья, конечной продукции, включая подготовительные, основные и вспомогательные операции;

- рекомендуемые способы измерений, виды датчиков, надежность которых определяет работоспособность системы контроля.

#### 7. Рекомендации по снижению нормативного расхода топливно-энергетических ресурсов, более полному использованию вторичных энергоресурсов, в т.ч. низкопотенциальных.

#### 8. Рекомендации по механизации ручного труда, в т.ч. на вспомогательных операциях.

#### 9. Рекомендации по автоматизации производственных и технологических процессов, включая предложения по использованию промышленных роботов, компьютеров и ЭВМ, дублирующим системам и системам безопасности. Рекомендации по автоматизации производственных процессов должны содержать либо математическое описание динамических и статических свойств объектов

автоматизации, либо временные характеристики, описывающие эти свойства, а также указания по организации управления.

10. Требования безопасности к предлагаемому технологическому процессу, включая:

- данные о наличии опасных и вредных производственных факторов, их уровни, качественные и количественные характеристики и источники выделения с оценкой безопасности предлагаемой технологии в сравнении с существующими аналогичными производствами;

- данные о соответствии предлагаемых технологий и оборудования требованиям безопасности труда;

- мероприятия, направленные на предотвращение воздействия на работающих опасных и вредных производственных факторов или снижение их до уровней, не превышающих предельно допустимых, санитарно-гигиеническая характеристика процесса;

- мероприятия по обеспечению пожаровзрывобезопасности;

- данные о возможности возникновения аварийных и нештатных ситуаций, меры по их предотвращению и возвращению к режимам нормальной эксплуатации.

11. Экономическая оценка предлагаемой технологии. Техно-экономические показатели с учетом специфики производства и сопоставление их с показателями передовых отечественных и зарубежных предприятий.

12. Конкурентоспособность предлагаемой технологии, оборудования и готовой продукции на мировом рынке.

Допускается, при необходимости, сокращать или расширять состав разделов технологического регламента, отражая это в заявке на разработку регламента.

Проектные организации, использующие при проектировании технологические регламенты, обязаны согласовывать принимаемые ими проектные решения в технологической части с разработчиками технологических регламентов. Это согласование оформляется соответствующими протоколами.

Разработчик технологического регламента и проектная организация, использовавшая в своем проекте этот технологический регламент, обязаны участвовать в пусконаладочных работах, освоении оборудования и технологии до достижения на запроектированном предприятии проектных показателей.

## СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Твёрдые полезные ископаемые и горные породы. Технологическое опробование в процессе геологоразведочных работ. Общие требования : СТО РосГео 09-001-98 : утв. Постановлением Президиума Исполкома Всерос. геолог. о-ва № 17/6 от 28.12.1998. – Москва : РосГео, 1998. – 23 с.
2. Твёрдые полезные ископаемые и горные породы. Геолого-технологическое картирование. Методы : СТО РосГео 09-002-98. : утв. Постановлением Президиума Исполкома Всерос. геолог. о-ва № 17/6 от 28.12.1998. – Москва : РосГео, 1998. – 41 с.
3. Классификация запасов и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых : утв. Приказом МПР России N 278 от 11.12.2006. – [Б. м.], 2006. – 6 с.
4. Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твёрдых полезных ископаемых [Электронный ресурс] : утв. Постановлением Совета Министров ДНР №14-60 от 06.11.2017 // Донецкая Народная Республика : офиц. сайт. - Электрон. дан. – Донецк, 2014-2017. – Режим доступа: [https://old.dnr-online.ru/wp-content/uploads/2017/11/Postanov\\_N14\\_60\\_06112017.pdf](https://old.dnr-online.ru/wp-content/uploads/2017/11/Postanov_N14_60_06112017.pdf). – Загл. с экрана.
5. Отраслевые требования, предъявляемые к проектированию предприятий по добыче и переработке полезных ископаемых с целью рационального и комплексного использования минерального сырья : ВСН 16-86 / Минцветмет СССР. – Введ. 01.07.1987. – Москва : Минцветмет СССР, 1986. - 45 с.
6. Положение о составе, порядке разработки и утверждения технологических регламентов для проектирования предприятий цветной металлургии. Отраслевые руководящие документы по проектированию : РДП 21-89 : утв. 07.07.1989 / Минцветмет СССР. - Введ. 01.09.1989. – Москва : Минцветмет СССР, 1989. – 32 с.
7. Козин, В. З. Исследование руд на обогатимость : учеб. пособие / В. З. Козин ; Урал. гос. горн. ун-т. – Екатеринбург : Изд-во УГГУ, 2008. – 314 с.
8. Требования к обоснованию достоверности опробования рудных месторождений. – Москва : ГКЗ СССР, 1992. – 27 с.
9. Поротов, Г. С. Разведка и геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых : учебник / Г. С. Поротов. – Санкт-Петербург : Санкт-Петербург. гос. горн. ин-т, 2004. – 244 с.
10. Методические рекомендации по геофизическому опробованию при подсчете запасов месторождений металлов и нерудного сырья : утв. распоряжением МПР России-ОТ № 37-р от 05.06.2007. – Москва : [б. и.], 2007. – 28 с.
11. Плякин, А. М. Опробование твёрдых полезных ископаемых : метод. указания. – Ухта : УГТУ, 2009. – 23 с.
12. Рылов, В. Г. Методика опробования месторождений полезных ископаемых : учеб. пособие для студентов геолог. специальностей / В. Г. Рылов, А. В. Труфанов. – Ростов-на-Дону : ЮФУ, 2013. – 99 с.

13. Технологическая оценка минерального сырья. Опробование месторождений. Характеристика сырья : справочник / под ред. П. Е. Остапенко. – Москва : Недра, 1990. – 272 с.
14. Методика разведки золоторудных месторождений / под ред. В. Н. Иванова. – Москва : ЦНИГРИ, 1991. – 262 с.
15. Тюменцева, О. В. Минералы и горные породы : учеб. пособие / О. В. Тюменцева. – Омск : СибАДИ, 2013. – 72 с.
16. Опробование руд коренных месторождений золота / В. П. Кувшинов [и др.]. – Москва : ЦНИГРИ, 1992. – 160 с.
- 17.. Управление качеством аналитической работы. Подготовка проб и организация выполнения количественного анализа в лабораториях Мингео СССР. Общие требования : ОСТ 41-08-249-85. – Введ. 01.01.1986. – Москва : Мингео СССР, 1985. – 32 с.
18. Козин, В. З. Опробование минерального сырья: научная монография / В. З. Козин / Урал. гос. горн. ун-т. – Екатеринбург : Изд-во УГГУ, 2011. – 316 с.
19. Саградян, А. Л. Контроль технологического процесса флотационных фабрик / А. Л. Саградян, Н. А. Суворовская, Б. Г. Крангачев. – Москва : Недра, 1983. – 407 с.
20. Серго, Е. Е. Опробование и контроль технологических процессов обогащения / Е. Е. Серго. – Киев : Вища шк., 1979. – 272 с.
21. Карпенко, Н. В. Опробование и контроль качества продуктов обогащения руд / Н. В. Карпенко. – Москва : Недра, 1987. – 216 с.
22. Козин, В. З. Контроль технологических процессов обогащения / В.З. Козин. – Екатеринбург: Изд-во. УГГУ, 2005.– 302 с.
23. Самойлик, В. Г. Классификация твёрдых горючих ископаемых и методы их исследований : монография / В. Г. Самойлик. – Донецк : Технопарк ДонНТУ, 2016. – 308 с.
24. Стандартные методы испытания углей. Классификация углей / И. В. Августевич [и др.]. – Москва : НТК «Трек», 2008. – 368 с.
25. Митрофанов, С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость : учеб. пособие / С. И. Митрофанов, Л. А. Барский, В. Д. Самыгин. – Москва : Недра, 1974. – 352 с.
26. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования : справочник / под ред. П. Е. Остапенко. – Москва : Недра, 1990. – 264 с.
27. Фоменко, Т. Г. Исследование углей на обогатимость / Т. Г. Фоменко, В. С. Бутовецкий, Е.М. Погарцева. – Москва : Недра, 1978. – 262 с.
28. Папушин, Ю. Л. Дослідження корисних копалин на збагачуваність / Ю. Л. Папушин, В. О. Смирнов, В. С. Білецький. – Донецьк : Схід. вид. дім, 2006. – 344 с.
29. Изоитко, В. М. Технологическая минералогия и оценка руд / В. М. Изоитко. – Санкт-Петербург : Наука, 1997. – 582 с.
30. Дорошенко, М. В. Минералогия руд и продуктов обогащения / М. В. Дорошенко, Т. В. Башлыкова. – Москва : Учеба, 2005. – 230 с.

31. Минова, Н. П. Геология : учеб. пособие / Н. П. Минова, Л. П. Бакулина. – Ухта : УГТУ, 2004. – 115 с.
32. Еремин, И. В. Петрография и физические свойства углей / И. В. Еремин, В. В. Лебедев, Д. А. Цикарев. – Москва : Недра, 1980. – 266 с.
33. Справочник по обогащению руд / гл. ред. О. С. Богданов. – Москва : Недра, 1983. – Т. 4. – 386 с.
34. Гаврилова, Н. Н. Микроскопические методы определения размеров частиц дисперсных материалов : учеб. пособие / Н. Н. Гаврилова, В. В. Назаров, О. В. Яровая. – Москва : РХТУ им. Д. И. Менделеева, 2012. – 52 с.
35. Гранулометр «ПИК-074П» [Электронный ресурс] : [новый поточный гранулометр для автоматического контроля грансостава пульпы в потоке] // Акционерное Общество "Союзцветметавтоматика" : сайт. – Электрон. дан. – Москва, 2017. – Режим доступа: <http://www.scma.ru/ru/products/2-24.html>. – Загл. с экрана.
36. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твёрдых полезных ископаемых / А. А. Абрамов. – Москва : Изд. МГГУ, 2001. – 470 с.
37. Тихонов, О. Н. Закономерности эффективного разделения минералов в процессах обогащения полезных ископаемых / О. Н. Тихонов. – Москва : Недра, 1984. – 208 с.
38. Коткин, А. М. Оценка обогатимости угля и эффективности процессов обогащения / А. М. Коткин, М. Н. Ямпольский, К. Д. Герашенко. – Москва : Недра, 1982. – 200 с.
39. Самыгин, В. Д. Основы обогащения руд / В. Д. Самыгин, Л. О. Филимонов, Д. В. Шехирев. – Москва : Альтекс, 2003. – 304 с.
40. Самойлик, В. Г. Специальные и комбинированные методы обогащения полезных ископаемых : учеб. пособие / В. Г. Самойлик. – Донецк : Схід. вид. дім, 2015. – 164 с.
41. Мокроусов, В. А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд / В. А. Мокроусов, В. А. Лилеев. – Москва : Наука, 1979. – 192 с.
42. Федоров, Ю. О. Возможности радиометрического обогащения и опробования полезных ископаемых / Ю. О. Федоров, В. П. Цой, О. В. Коренев // Цветные металлы. – 1995. – № 8. – С. 76-79.
43. Лабораторный сепаратор СРФ1-100Л [Электронный ресурс] // РАДОС : сайт. – Электрон. дан. – Красноярск, 2017. – Режим доступа: <http://www.rados.ru/equipment-sep1-100.html>. – Загл. с экрана.
44. Шохин, В. Н. Гравитационные методы обогащения / В. Н. Шохин, А. Г. Лопатин. – Москва : Недра, 1993. – 350 с.
45. Кармазин, В. В. Магнитные и электрические методы обогащения / В. В. Кармазин, В. И. Кармазин. – Москва : Недра, 1988. – 304 с.
46. Абрамов, А. А. Флотационные методы обогащения / А. А. Абрамов. – Москва : Недра, 1984. – 378 с.
47. Колтунов, А. В. Геотехнология и гидрометаллургия / А. В. Колтунов. – Екатеринбург : Изд-во УГГГА, 2003. – 206 с.

48. Самойлик, В. Г. Теория и техника физического эксперимента при обогащении полезных ископаемых : учебное пособие / В. Г. Самойлик, А. Н. Корчевский. – Донецк : Технопарк ДонГТУ "УНИТЕХ", 2016. – 205 с.
49. Рубинштейн, Ю. Б. Математические методы в обогащении полезных ископаемых / Ю. Б. Рубинштейн, Л. А. Волков – Москва : Недра, 1987. – 296 с.
50. Барский, Л. А. Системный анализ в обогащении полезных ископаемых / Л. А. Барский, В. З. Козин. – Москва : Недра, 1978. – 476 с.
51. Фрумкин, Р. А. Основы научных исследований : учеб. пособие для вузов / Р. А. Фрумкин; Донбас. горно-металлург. ин-т. – Алчевск : ДГМИ : Ладос, 2010. – 201 с.
52. Карманов, Ф. И. Статистические методы обработки экспериментальных данных / Ф. И. Карманов, В. А. Острейковский. – Москва : Абрис, 2012. – 208 с.
53. Цыпин, Е. Ф. Моделирование обогатительных процессов и схем / Е. Ф. Цыпин, Ю. П. Морозов, В. З. Козин. – Екатеринбург : Изд-во УрГУ, 1996. – 368 с.
54. Козин, В. З. Экспериментальное моделирование и оптимизация процессов обогащения полезных ископаемых / В. З. Козин. – Москва : Недра, 1984. – 112 с.
55. Кармазин, В. В. Расчёты технологических показателей обогащения полезных ископаемых : учеб. пособие / В. В. Кармазин, И. К. Младецкий, П. И. Пилов. – 2-е изд., стер. – Москва : Горн. кн. : Изд-во МГГУ, 2009. – 221 с.