



Министерство науки и высшего образования Российской Федерации  
Сибирский федеральный университет

**Н. И. Коннова**

# **РУДНАЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ**

Учебное пособие

Красноярск  
СФУ  
2019

УДК 549(07)  
ББК 26.303я73  
К646

Рецензенты:

*Н. Ф. Усманова*, кандидат технических наук, научный сотрудник  
ИХХТ СО РАН;

*А. В. Зашихин*, кандидат технических наук, главный обогатитель  
ООО «Артель старателей Ангара-Север»

**Коннова, Н. И.**

К646 Рудная и технологическая минералогия : учеб. пособие /  
Н. И. Коннова. – Красноярск : Сиб. федер. ун-т, 2019. – 176 с.  
ISBN 978-5-7638-4086-5

Приведен теоретический материал, необходимый для изучения вещественного состава минерального сырья, технологических свойств и способов их определения, а также направленного изменения свойств минералов и руд.

Предназначено для студентов, обучающихся по направлению подготовки 22.04.02 «Металлургия», магистерская программа 22.04.02.06 «Оценка и глубокая переработка минерального сырья».

Электронный вариант издания см.:  
<http://catalog.sfu-kras.ru>

УДК 549(07)  
ББК 26.303я73

ISBN 978-5-7638-4086-5

© Сибирский федеральный  
университет, 2019

# ОГЛАВЛЕНИЕ

<b>Введение</b> .....	4
<b>1. Изучение вещественного состава минерального сырья</b> .....	5
1.1. Полезные компоненты и минералы. Общие понятия о технологической минералогии, основных задачах и проблемах.....	5
1.2. Минералогические исследования.....	18
1.2.1. Текстурно-структурные особенности руд. Текстура руды. Структура руды.....	18
1.2.2. Элементный (химический) состав руд.....	22
1.2.3. Минералогический анализ .....	27
1.2.4. Частичный (частный) и полный анализ фазового состава минеральных объектов.....	33
1.2.5. Степень вскрытия минералов .....	36
1.2.6. Фракционный анализ руд и углей (гравитационный и магнитный) .....	40
<b>2. Технологические свойства и способы их определения</b> .....	49
2.1. Физические, физико-химические и механико-физические свойства руд и продуктов обогащения .....	49
2.2. Разделительные признаки минеральных частиц.....	66
<b>3. Направленное изменение технологических свойств минералов и руд</b> .....	92
3.1. Методы энергетического воздействия на минеральное сырье .....	92
3.1.1. Воздействие наносекундными электромагнитными импульсами .....	92
3.1.2. Применение энергии ускоренных электронов в процессах рудоподготовки и обогащения руд сложного вещественного состава.....	115
3.2. Ультразвуковое воздействие. Основы электрохимической технологии направленного воздействия на минералы, руды (пульпу), реагенты и технические воды с целью интенсификации процессов обогащения минерального сырья ...	122
<b>Заключение</b> .....	143
<b>Библиографический список</b> .....	144
<b>Приложение</b> .....	147

## **ВВЕДЕНИЕ**

Последние годы характеризуются развитием производства и потребления минерального сырья. Все большее число видов минерального сырья вовлекается в переработку. В 1913 г. в нашей стране использовалось всего около 40 видов минерального сырья, в 1940 г. – 70 видов, в 1974 г. – 150 видов, в 1980 г. – более 200, а сейчас – более 500 видов! В настоящее время минеральное сырье составляет 70 % всех видов сырья, используемых промышленностью.

По оценкам академика Н. П. Юшкина, для обеспечения жизни только одного человека расходуется около 25 вагонов минерального сырья, лишь одной соли (галит) человек за свою жизнь съедает около полутонны [6].

Технологическая минералогия является важной составной частью прикладной минералогии и направлена на разработку и совершенствование технологий комплексного использования минерального сырья за счет максимального извлечения полезных компонентов из руд.

Технолого-минералогические исследования позволяют определить полный количественный элементный, фазовый и гранулометрический состав руды и минералов, оценить параметры раскрытия главных рудных минералов в стадияльно дробленной руде, составить баланс распределения основных и попутных компонентов по минеральным фазам, определить технологические свойства разделяемых минеральных фаз и степень их контрастности.

Целью преподавания курса «Рудная и технологическая минералогия» является изучение особенностей состава, строения и технологических свойств минералов, горных пород и руд современными методами исследования, а также изменений их характеристик в процессах технологии добычи, обогащения, переработки минерального сырья и утилизации отходов производства.

# 1. ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

---

## 1.1. Полезные компоненты и минералы. Общие понятия о технологической минералогии, основных задача и проблемах

Минеральное сырье – это полезные ископаемые, вовлеченные (учтенные или используемые) в сферу материального производства.

Полезные ископаемые – минеральные образования земной коры, химический состав и физические свойства которых позволяют эффективно использовать их в сфере материального производства.

Полезные ископаемые делятся на твердые (угли, руды, нерудные), жидкие (нефть, сильноминерализованные воды) и газообразные (природные горючие и инертные газы).

Твердые полезные ископаемые, добываемые из земных недр, являются объектом обогащения.

Руды – минеральное вещество, из которого на современном этапе развития науки, техники и технологии возможно и экономически целесообразно извлекать валовым способом металлы или минералы для использования их в народном хозяйстве. Различают руды *металлические*, в которых полезные компоненты представлены металлами, и *неметаллические*, в которых полезные компоненты представлены минералами и соединениями, не содержащими металлов (алмазы, апатит, слюда, графит и др.). *Нерудное* минеральное сырье – горные породы или минералы, используемые непосредственно в промышленности или служащие сырьем для того или иного производства и не являющиеся источником получения металла (песок, гравий, щебень гранит, мрамор и т. п.).

*Горючее* твердое минеральное сырье – уголь, используемый как энергетическое топливо или химическое сырье.

Поскольку обогащать необходимо преимущественно рудное минеральное сырье и уголь, в дальнейшем термин «минеральное сырье» будет употребляться в отношении именно этих твердых полезных ископаемых.

Понятие «руда» отличается от понятий «минерал», «горная порода» и «минеральное сырье» тем, что руды как вид минерального сырья предназначены для извлечения из них ценных компонентов – металлов и других элементов или химических соединений, требующихся промышленности или сельскому хозяйству. Руда – это понятие не геологическое, а скорее – экономическое и зависит от технологических возможностей и экономической целесообразности извлечения определенных компонентов. Например, до второй половины прошлого столетия богатые нефелином породы даже не рассматривались как руды. А сейчас это важнейшие руды алюминия. Именно они перерабатываются на Ачинском глиноземном комбинате и используются в производстве алюминия на Красноярском и Саяногорском алюминиевых заводах.

Руды подавляющего большинства месторождений являются комплексными, т. е. содержат не один, а несколько полезных компонентов.

Правильный выбор методов и технологических схем переработки минерального сырья может быть произведен и убедительно обоснован только с учетом результатов детального изучения его *минералого-технологических характеристик*, т. е. комплекса качественных и количественных параметров, характеризующих его. К этим параметрам относятся текстурно-структурные особенности, вещественный состав минерального сырья и свойства всех ценных и сопутствующих минералов и их совокупности.

В технологической минералогии понятие вещественный состав может объединять гранулометрический состав и эквивалентные размеры частиц материала проб; форму, шероховатость поверхности и кристаллографическую ориентировку сколов в индивидах, текстурные характеристики и минеральный состав руды (породы); коэффициенты срастания минералов, раскрываемость минералов в классах крупности; неоднородность внутреннего строения минеральных индивидов (блочность, двойникование, структуры распада, включения и т. п.), привлекаются данные по концентрации и формам нахождения химических элементов в разных минералах. Нередко оценивается сходимость минералогического и химического анализов. По мере необходимости изучаются также конституционные параметры, физические и физико-химические свойства минералов (руд, пород) [4].

Под вещественным составом минерального сырья понимают его элементный, фазовый (минеральный, химический) и гранулометрический состав.

Понятие «фаза» подразумевает индивидуализированное соединение того или иного химического элемента, образовавшееся в природных условиях (минерал) или техногенное соединение, образовавшееся в процессе переработки руд и концентратов, в отвалах и т. п. «Полезные» фазы содержат основной ценный элемент руды (олово или вольфрам, тантал или ниобий, железо или марганец, медь или цинк и т. п.) или представляют практический интерес непосредственно – флюорит, цеолит, тальк и другие минералы. «Вредные» фазы – природные или техногенные фазы, содержащие токсичные и радиоактивные элементы, присутствие которых нежелательно в конечном продукте переработки руды, а также фазы, нарушающие технологический процесс переработки руд и концентратов (например, флотацию молибденита нарушает присутствующий в пробе тальк) [2, 8].

Вещественный состав, текстурно-структурные особенности и свойства минерального сырья определяют технологию его переработки, так как дают информацию о его структуре, текстуре, элементном, фазовом (минеральном, химическом), гранулометрическом составе, физических, физико-механических, физико-химических и других свойствах всех ценных и сопутствующих минералов и совокупности этих минералов с учетом их взаимного влияния, характера распределения и прорастания.

Задачей изучения минералого-технологических характеристик полезного ископаемого является разрешение целого ряда вопросов [2, 8]:

*Определение* полного или частичного количественного *фазового минерального состава* полезного ископаемого, т. е. выяснение вопроса, из каких именно минеральных фаз состоит исследуемое полезное ископаемое и каково содержание каждой из них. Решение этого вопроса является основной и главнейшей задачей исследования.

*Изучение распределения* какого-либо элемента по минеральным формам, им образуемым. Вопрос этот является весьма существенным, так как часто ценный элемент заключается в руде в форме различных соединений, обладающих различными химическими и физическими



свойствами и требующих, следовательно, применения разных процессов или видоизменения одного и того же технологического процесса.

*Определение связи* какого-либо элемента с минеральными компонентами руды, в которых он присутствует в виде высокодисперсных включений, в виде изоморфной примеси или с которыми он образует соединения типа адсорбционных. Часто оказывается необходимым изучить минеральные формы и ассоциации не ценного элемента, а наиболее вредного, загрязняющего руду. К числу таких, наиболее часто изучаемых элементов, относятся, например, фосфор и сера в железных и марганцевых рудах, а также сера в углях.

*Установление характера связи* какого-либо элемента с минеральными фазами руды. Знание характера связи особо важно в тех случаях, когда решается вопрос о возможности механического обогащения руды или о возможности освобождения от вредных примесей, а также при выяснении причин потерь ценного элемента в процессе механического обогащения.

*Установление количественной и массовой характеристики крупности частиц минерала* (обычно ценного), вкрапленных в породу, т. е. гранулометрического состава минерала. Знание крупности включений позволяет правильно и обоснованно установить степень измельчения руды, необходимую для достижения достаточного вскрытия или освобождения минеральных зерен, избежать переизмельчения руды, снизить потери со шламами, понизить энергозатраты. Часты случаи, когда ценный элемент ассоциирован с минеральными компонентами полезного ископаемого в форме высокодисперсных включений, как, например, в рудах: золото, платина и ее спутники. Тогда весьма важно выяснить не только распределение ценного элемента по минеральным составляющим полезного ископаемого, но и определить степень дисперсности включений соответствующего минерала в отдельных компонентах или вмещающей породе руды, т. е. установить распределение ценного минерала по крупности зерен (количественный и массовый гранулометрический состав минералов).

*Выяснение соотношений между свободными зёрнами и минеральными сростками* различного характера при различных степенях измельчения руды (раскрываемость минерала).

При различной дробимости или измельчаемости отдельных минералов знание характеристик крупности включений зерен ценного минерала в недробленной руде не позволяет еще окончательно судить о степени освобождения рудных минералов из сростков друг с другом или вмещающей породой в окончательных продуктах измельчения. В этих случаях необходимо выяснение соотношений между свободными зернами и минеральными сростками различного характера при различных степенях измельчения исследуемой руды. Для успешного решения этой задачи следует установить *гранулометрический состав измельченного материала*, т. е. определить общую характеристику крупности зерен независимо от их минерального состава, а также *долю свободных минеральных зерен и сростков различного качества*.

Этот вопрос имеет особо важное значение при разрешении ряда проблем, связанных с вопросами дробления и измельчения полезных ископаемых. Дробление и измельчение руды предшествует технологическому процессу, и правильная, точная и достаточно надежная оценка гранулометрического состава продуктов измельчения и степени раскрытия минеральных зерен играет важную роль при разработке, освоении и регулировании технологического процесса.

*Выяснение характера границ срастания минералов друг с другом.* Границы срастания минералов между собой могут быть ровными, четкими, совпадающими фактически с границами кристаллической структуры минералов, и раскрытие минералов при дезинтеграции происходит достаточно легко, без образования большого количества сложных сростков. В большинстве же случаев границы срастания весьма сложные, извилистые, нечеткие, как бы «размытые», и раскрытие минералов будет сопровождаться образованием сростков, дальнейшее измельчение которых не приведет к достаточно полному раскрытию минералов. В этом случае важно определить, образование сростков какого состава и качества наиболее вероятно, и целесообразно ли их дальнейшее измельчение.

*Определение величины поверхности зерен минерала.* Этот параметр особенно важен при оценке прочности закрепления на поверхности минерала и расхода различных реагентов, используемых в процессе переработки сырья. Кроме того, физико-химическое состояние поверх-

ности минерала во многом определяет его поведение в том или ином технологическом процессе.

*Выяснение приуроченности одних минеральных компонентов руды к другим.* Обнаружение приуроченности одних минеральных компонентов руды к другим позволяет корректировать технологическую схему переработки сырья, заранее оценивая возможное качество получаемых продуктов.

*Определение физических, физико-механических, физико-химических свойств минеральных компонентов руды.* Указанные свойства минеральных компонентов, составляющих руду, определяют свойства руды и, соответственно, выбор технологии ее переработки. Физические, физико-механические, физико-химические свойства минеральных компонентов (фаз) руды и руды как совокупности минеральных компонентов (фаз) называют также технологическими свойствами.

Под технологическими свойствами руд и минералов понимаются их типоморфные особенности, используемые в выборе технологических схем и определяющие показатели переработки руд, причем влияние этих особенностей сохраняется на всех стадиях обогащения.

Значение изучения минералого-технологических характеристик полезного ископаемого весьма велико для самых различных отраслей промышленности. В качестве примера можно привести марганцевую руду. Определение, в виде каких минеральных компонентов (фаз) находится в руде марганец, позволяет решить вопрос о применимости ее: а) для получения ферромарганца алюмо-термическим путем, так как пиролюзит реагирует с алюминием слишком бурно, часто – со взрывами; б) для производства йода, где необходимым является именно пиролюзит или полианит; в) для применения в электротехнической промышленности в качестве деполяризатора при изготовлении сухих элементов, при этом имеет значение форма, в которой находится марганец и содержащиеся в руде загрязнения; г) для применения в качестве сиккатива, где наиболее желательными минералами являются манганит и браунит и др.

Решение вопроса о форме связи фосфора с минеральными компонентами марганцевых и железных руд позволяет на основе лабораторных исследований решить вопрос о возможности обесфосфоривания этих руд механическими методами.

Подобного рода примеров можно привести бесконечное множество.

Изучение минералого-технологических характеристик руды проводят на исходном материале технологических проб, продуктах классификации по крупности и продуктах обогащения, мономинеральных фракциях, чистых минералах.

Полезные компоненты в руде характеризуются разными формами нахождения:

- самостоятельными минеральными видами;
- изоморфными примесями в решетке рудных и породообразующих минералов;
- сорбированными формами на межблоковых поверхностях других минералах;
- биоорганическими соединениями и т. д.

Основной характеристикой руд, играющей главную роль в процессе их переработки, является минеральный состав – форма нахождения и содержание в них минералов, которое может измеряться в объемных и массовых процентах или в граммах (килограммах) на кубический метр.

По промышленной значимости и распространенности минералы можно разделить на рудные и нерудные (породообразующие), главные, второстепенные и редкие.

Разделение на рудные и нерудные играет существенную роль в характеристике текстур, выделении природных типов руд и обогащении. Рудные минералы определяют промышленную значимость руд, которые при содержании этих минералов свыше 70 % относятся к сплошным, менее – к крапленным. Нерудные (породообразующие) минералы, не содержащие полезных компонентов, при добыче и переработке руды обычно поступают в отвалы и хвосты. Они должны изучаться не менее тщательно с целью определения их влияния на обработку проб, показатели технологических процессов и самостоятельную утилизацию. В связи с разработкой технологии безотходного производства нерудные минералы могут перейти в главные или второстепенные.

Главные минералы являются концентраторами промышленно значимых (извлекаемых) компонентов или количественно преобладают в руде. Среди бесчисленного множества минералов для использования

в металлургии имеют значение около 200, они извлекаются из руд или влияют на технологию переработки (см. прил.).

Второстепенные минералы влияют на качество руды, но содержатся в ней в подчиненном количестве, редкие – не имеют существенного значения для качества руды, хотя и могут содержать полезные компоненты.

Минерал, в котором заключена основная масса полезного компонента, называется минералом-носителем, а при высоком содержании этого компонента – минералом-концентратором [8].

Концентрирование полезных компонентов следует рассматривать как этапы разделения минералов (рудоподготовка, собственно обогащение, утилизация отходов).

Использованию полезных компонентов всегда предшествует извлечение минералов из руд и концентрирование их в технологических продуктах переработки, достигающееся разными способами в зависимости от особенностей минералов. Полученные продукты можно использовать непосредственно как готовый материал или в качестве сырья для последующей химико-металлургической переработки с разложением минералов на элементы или соединения. Последний путь типичен для руд цветных металлов, а использование свойств самих минералов – для нерудного сырья (флюорита, пьезокварца, исландского шпата и т. д.).

Концентрирование полезных компонентов состоит из 2 групп операций, решающих разные задачи [8]:

- дезинтеграция минерального вещества на фазы с разным содержанием полезных компонентов;
- разделение минеральных фаз на основе различия в их физических свойствах и химическом составе, которое можно усиливать с помощью химических реагентов, различного вида излучений, силовых полей и т. д. (табл. 1.1).

Основная часть разделительных операций осуществляется на обогатительных фабриках и относится к собственно обогащению, использующему свойства минералов, высвобожденных из сростков (раскрытых) при дезинтеграции.

Часть разделительных операций, основанных на свойствах минеральных агрегатов, предшествует собственно обогащению. К таким операциям относится отделение максимального количества безрудных

пород при минимальной степени измельчения для повышения эффективности производства, а также разделение взорванной горной массы на типы руды с разными технологическими свойствами. Такие задачи решаются при подготовке руд к обогащению.

Таблица 1.1

## Процессы переработки руд

Операции	Задачи операций
Рудоподготовка	Дробление, измельчение Сортировка Сепарация
Собственно обогащение	Флотация Гравитация Сепарация Выщелачивание
Утилизация отходов	Складирование вскрышных пород и использование отвалов Складирование и использование хвостов Организация водооборота

Дезинтеграция руды на минеральные агрегаты (или фазы) является первым процессом рудоподготовки, которому предшествует оконтуривание рудных тел в недрах с помощью опробования с выделением неоднородных участков по минеральному и химическому составу и физическим свойствам.

Основная задача дезинтеграции – высвобождение (раскрытие) минералов из сростков (раскалывание по межминеральным границам) без их переизмельчения, так как большое количество образующегося тонко-дисперсного материала (шламов) затрудняет многие обогатительные процессы.

Результаты дезинтеграции определяются колебаниями размеров и характером границ выделений рудных минералов, т. е. структурно-текстурными особенностями руд, разницей в физико-механических свойствах (твердость, хрупкость, пластичность) между рудными и породообразующими минералами, а также между типами руд, поступающими на дробление.

При наличии глинистых примесей руду перед грохочением промывают, так как глинистые минералы затрудняют ее транспортировку, дальнейшую сепарацию минеральных агрегатов и их обогащение.

Предконцентрация заключается в отделении (уменьшении объема) безрудной массы на основе одного или нескольких физических свойств (плотность, магнитность, электропроводность, люминесценция, цвет, естественная и наведенная радиоактивность) или химического состава (содержание полезных или вредных компонентов). В зависимости от этого выделяют концентрирование в тяжелых средах, магнитную, электромагнитную, люминесцентную, фото-, рентгено-радиометрическую и другие виды сепарации и сортировки.

Результаты предконцентрации повышаются одновременно с увеличением контрастности – различия в свойствах между рудными и породообразующими минералами, а также в мощности чередующихся прослоев рудных и безрудных, балансовых и забалансовых руд в пределах рудных тел и месторождений.

Практически первым этапом предконцентрации является оконтуривание рудных тел в недрах и выявление их вещественной неоднородности.

Предконцентрация – это не только отделение пустой породы. Нередко она преследует цель разделения руд на типы с разным составом и свойствами. В этом случае все продукты сортировки и сепарации могут подлежать дальнейшей переработке.

К рудоподготовке относится также усреднение руд, целью которого является сглаживание технологических различий между рудами разных типов и участков с применением специальных многослойных штабелей и усреднительных бункеров и их складирование в специальных усреднительных складах для бесперебойного снабжения сырьем обогатительных фабрик независимо от режима работы горного цеха.

К подготовительным операциям можно отнести и такие процессы, как магнетизирующий, сульфатизирующий и другие виды обжига, обеспечивающие появление новых, более благоприятных для дальнейшего обогащения свойств (табл. 1.2). В качестве примера можно привести превращение при обжиге гематита в магнетит перед магнитной сепарацией железных руд [8].

Таким образом, совокупность операций дробления, измельчения, классификации и предварительного концентрирования определяется как рудоподготовка [8].

Таблица 1.2

## Этапы разделения минералов

Этап	Стадия	Методы (процессы)
Рудоподготовка	Дезинтеграция (1 стадия)	Дробление Грохочение
	Предварительное концентрирование	Тяжелосредное обогащение Сортировка Сепарация (радиометрическая, магнитная, электрическая, люминесцентная и пр.) Промывка
	Усреднение Дезинтеграция (2 стадия)	Усреднение Измельчение Классификация
Обогащение	Флотация и флокуляция	Коллективная флотация Селективная флотация Пенная сепарация Селективная сепарация
	Гравитация	Отсадка Концентрация на столах и др. Центробежная сепарация
	Магнитная сепарация	Мокрая Сухая
	Электрическая сепарация Люминесцентная сепарация	Электростатическая сепарация Трибоадгезионная сепарация
Доводка	Флотация Магнитная сепарация Химическое обогащение	Флотационная доводка Полиградиентная сепарация Выщелачивание (химическое, бактериальное и др.)
	Обезвоживание	Сорбция Экстракция Ионный обмен Ионная флотация, электрофлотация
		Сгущение Фильтрование Сушка
Утилизация	Водооборот	Сгущение Флокуляция Ионная флотация, электрофлотация Водоподготовка и кондиционирование воды
	Утилизация и складирование хвостов и отвалов	Намыв дамб и складирование хвостов Производство закладки Производство цемента, извести, кирпича и других стройматериалов Выщелачивание отвалов



Процессы обогащения направлены на избирательную концентрацию освободившихся при измельчении минералов и основаны на контрастности (различии) тех или иных их свойств.

*Флотационный метод* разделения минералов распространен наиболее широко и используется в качестве основной или доводочной операции почти для всех типов руд. Этот метод основан на различии в смачиваемости поверхности частиц водой и осуществляется в водной среде, насыщенной пузырьками воздуха, – пульпе (пенная флотация).

В этой среде гидрофобные (плохо смачиваемые) минералы прилипают к пузырькам воздуха и всплывают вместе с ними, образуя так называемый пенный продукт, подлежащий дальнейшей переработке. Смачиваемость минералов водой происходит вследствие разрыва связей между составляющими твердого тела (атомами, ионами, молекулами) при его разрушении (например при дезинтеграции). В результате силы взаимодействия между этими составляющими, находящимися на поверхности, оказываются ненасыщенными, что вызывает притяжение молекул жидкости к частицам минерала. Величина энергии взаимодействия между поверхностью минерала и молекулами воды определяется характером обнажающихся при раскалывании связей, которые могут быть сильными (ионные, ковалентные и металлические) и слабыми (молекулярные). Позднее А. М. Годэн назвал эти связи полярными и неполярными [8]. Чем сильнее связь, тем полнее смачиваемость минерала водой и тем слабее его флотируемость. Поскольку характер связи зависит от структуры минерала, его флотируемость определяется прежде всего этой структурой.

Существенное влияние на флотируемость минералов оказывают, кроме того, условия минералообразования, обуславливающие дефектность структуры, состав минеральной ассоциации, а также изменения поверхности, происходящие в ходе предшествующих технологических процессов. Примером может служить окисление сульфидов при измельчении [8, 10, 34].

Одной из характеристик флотоактивности минерала является краевой угол, образующийся в плоскости, перпендикулярной к линии контакта трех равновесных фаз: при его значении, равном  $0^\circ$ , минерал хорошо смачивается водой и не контактирует с пузырьком воздуха; при  $180^\circ$ , наоборот, не смачивается водой и тесно соприкасается с воздухом.

Краевой угол  $90^\circ$  указывает на слабое смачивание как водой, так и воздухом.

Отношение минерала к воде можно изменять с помощью флотационных реагентов, среди которых выделяются пенообразователи (вспениватели), активаторы, собиратели, подавители (депрессоры) и регуляторы рН среды. Первые действуют на границе жидкость – воздух, остальные на границе минерал – жидкость.

Для флотации сульфидов обычно используются ксантогенаты и дитиофосфаты, несульфидных минералов – жирные кислоты, алкилсульфаты и АНП-14.

С помощью флотации может обогащаться материал крупностью от 0,01 до 0,3 мм. Наиболее распространенный размер флотационных частиц 0,074 мм, но в отдельных случаях он может быть уменьшен до 0,044 мм.

Следует отметить, что на результаты флотации, кроме свойств самих минералов, сильно влияют недостатки измельчения (разнородность частиц по размеру), присутствие простых и сложных полиминеральных сростков, правильность выбора реагентного режима и разного рода технические неполадки, которые значительно изменяют или усложняют характер перемещения минеральных частиц в пульпе и самом пенном слое [8, 10, 34].

Гравитационный метод разделения минералов основан на различиях в их плотности и форме частиц, которые определяют скорость движения этих частиц в воде, тяжелых жидкостях, воздухе или суспензиях – смесях разной плотности в виде порошков с водой.

Оптимальная крупность частиц при гравитационном обогащении составляет от 0,5 до 10 мм, а минимальная разница в плотности минералов – около  $1 \text{ г/см}^3$ .

Наиболее распространенный способ гравитационного обогащения – концентрация на столах, шлюзах, в винтовых и центробежных сепараторах.

Гравитационное обогащение в качестве основного процесса чаще всего применяется для получения касситеритовых и вольфрамитовых концентратов.

Доводкой концентратов называется повышение в них содержания полезных компонентов и снижение вредных в соответствии с конди-

ями, предъявляемыми к концентратам. Доводка заключается в обогащении черновых концентратов методами, отличающимися от основных, или в многократном повторении одного и того же процесса.

К главным отходам горно-обогатительных предприятия относятся отвалы, образующиеся при вскрытии руд карьерами или горными выработками (вскрышные породы); хвосты, представляющие собой тонкораздробленные руды, обедненные в результате получения из них концентратов на обогатительной фабрике, и водные стоки, которые после многократной циркуляции в технологических процессах сбрасываются в природные водоемы.

Накопленные твердые отходы представляют собой техногенные месторождения. Процессы их утилизации включают в себя разведку, опробование, определение форм нахождения полезных компонентов и подсчет их запасов, разработку экономически выгодной технологии доизвлечения металлов и получения товарных продуктов для строительной, химической и других видов промышленности, а также для сельского хозяйства с учетом потребностей общества и максимального сохранения окружающей среды.

Следует отметить, что длительное хранение отвалов и хвостов приводит к необратимым изменениям вещества в результате многочисленных физических и химических процессов (окисления, выщелачивания и т. д.), что существенно ухудшает результаты утилизации [8, 10, 16, 19].

## **1.2. Минералогические исследования**

### **1.2.1. Текстурно-структурные особенности руд. Текстура руды. Структура руды**

При изучении текстурно-структурных особенностей руды применяются традиционные методы исследований с использованием оптических микроскопических исследований (в шлифах, аншлифах) и визуальных наблюдений (в штуфах). Разнообразие текстур и структур, их тесная связь с другими свойствами руд и пород – минеральным составом, содержанием рудных минералов, стереометрическими характеристиками их зерен и агрегатов – позволяет рассматривать текстурно-структурные

особенности как один из ведущих, а часто и единственных, признаков минеральных разновидностей руд, по которому возможно проведение их оптимального картирования в пространстве. При изучении вещественного состава текстурно-структурный анализ является ведущим на стадиях поисково-оценочных работ и предварительной разведки [1, 6–8, 11, 12, 15].

Текстура руд – особенность их строения, зависящая от формы, размера и пространственных соотношений минеральных агрегатов. Текстуры руд характеризуют распределение рудных минералов и поэтому имеют большое значение для опробования и обогащения: чем однороднее текстура, тем меньше может быть масса пробы и тем легче обогащение руды.

Текстура руды – это характеристика *строения рудного вещества*, определяемая морфологией (формой) и взаиморасположением отдельных минеральных частиц и их агрегатов, это совокупность признаков строения руды, определяющих форму, размер, взаимную ориентировку и состав минеральных агрегатов, слагающих рудный материал.

Минеральные агрегаты – это характерные составные части руды, образованные срастаниями минералов.

По форме выделяют три группы минеральных агрегатов:

- удлиненной формы: прослойки, прожилки, линзы;
- округлой формы: конкреции, секретиции, оолиты;
- неправильной формы: вкрапления, пятна, гнезда, корки, натеки, каемки, дендриты, сетчатые выделения, рудный цемент;

Может быть также просто массивная руда.

По размерам выделяют три группы текстур:

- макротекстуры:
  - 20–200 мм – весьма крупные;
  - 2–20 мм – крупные;
- микротекстуры:
  - 0,2–2 мм – мелкие;
  - 0,02–0,2 мм – тонкие;
  - 0,002–0,02 мм – весьма тонкие (эмульсионные);
  - 0,0002–0,002 мм – субмикроскопические;
- коллоидно-дисперсные:
  - < 0,0002 мм – неразличимые в обыкновенном микроскопе.

Измерения крупных текстурных характеристик выполняют линейкой. Общее число одиночных измерений должно быть более 300 для одной разновидности руды. Число образцов (штуфов) размером 50–70 мм зависит от размеров текстурных элементов  $d_{эл}$ .

Если  $d_{эл} = 0–5$  мм, то число штуфов равно 25.

Если  $d_{эл} = 0–10$  мм, то – 60;

Если  $d_{эл} = 0–25$  мм, то – 150.

Для характеристики гранулометрического состава текстур результаты группируют по классам, относя граничные цифры к меньшему классу.

Проверка измерений проводится на контрольных образцах (3–5 % от объема основного измерения), при этом относительное отклонение не должно превышать 10 %. Микротекстуры изучают под микроскопом.

По генезису выделяют первичные и вторичные текстуры.

Первичная текстура образована кристаллизацией минералов из расплавов или растворов, а также в процессе седиментации и диагенеза (превращение осадков в руды), заполнения пустот, метасоматического замещения пород и руд (образование горных пород с существенным изменением минерального и химического состава первичного субстрата). Это текстуры: пористая, пузыристая, пензовая, шлаковая, миндалекаменная, ликвационная (несмесимость в жидкой фазе), расслаивания, такситовая (пятнистая, полосчатая) и т. п.

Вторичные текстуры образованы в результате метаморфизма (дробление и смятие, перекристаллизация, выщелачивание) и выветривания (механическое разрушение и химическое выветривание). Это текстуры: слоистая, струйчатая, трубчатая, узловая и т. п.

Текстуры руд характеризуют распределение рудных минералов и поэтому имеют большое значение для опробования и обогащения: чем однороднее текстура, тем меньше может быть масса пробы и тем легче обогащение руды.

Структура руды – это совокупность признаков, характеризующих внутреннее строение минеральных агрегатов: форму, размеры и тип срастаний отдельных минералов [1, 6–8, 11, 12, 15].

По форме выделяют зерна:

- идиоморфные – это зерна с очертаниями, характерными для кристаллографически ограненных выделений минерала;

- гипидиоморфные – это зерна, в очертаниях которых частично проявлены их естественные кристаллографические формы;
- аллотриоморфные (ксеноморфные) – это зерна, форма которых определяется конфигурацией соприкасающихся минералов;
  - колломорфные (неправильной формы) – это выделения минералов в виде натечных агрегатов, скопления со сферическим, скорлуповатым или концентрически зональным строением;
- осколки и глинка трения – это продукты дробления и смятия минеральных зерен;
- обломки и пески – это продукты выветривания, форма обломков – щебневая, гравийная и т. п.

По генезису выделяют первичные и вторичные структуры.

Первичные структуры формируются в процессе кристаллизации. Степень кристаллизации возрастает от вулканических пород к жильным и интрузивным.

Для вулканических пород могут быть выделены структуры: стекловатая, неполнокристаллическая, полнокристаллическая, порфировая (крупные кристаллы вкраплены в основной массе того же минерала), а для жильных пород – порфировидная, тонкозернистая, мелкозернистая, письменная (пегматиты), блоковая.

Вторичные структуры формируются при перекристаллизации. При глубокой перекристаллизации руды (бластезе) образуются бластозерна. При этом выделяют идиобласты, имеющие собственную огранку, и ксенобласты, ее не имеющие.

Метаморфические породы могут иметь следующие структуры: порфиробластовую, лепидобластовую (сланцевую).

Осадочные породы имеют структуры: лептопелитовую (тонкопелитовую), пелитовую (глинистую), крупнопелитовую (иловую), алевритовую (пылевую), псаммитовую (песчаную), псефитовую (крупнообломочную), агломератовую.

По физической природе срастания зерен минералов выделяют:

- гомофазное срастание, когда срастаются два зерна одного минерала;
- гетерофазное срастание, когда срастаются два зерна разных минералов.

Важным также является характер границ минералов и разница в механических свойствах между рудными и контактирующими с ними нерудными минералами [1, 6–8, 11, 12, 15, 25–29].

### **1.2.2. Элементный (химический) состав руд**

Минералы представляют собой природные химические соединения, образовавшиеся в результате геологических процессов земной коры. Все минералы однородны, что объясняется определенным химическим составом и закономерным расположением атомов в кристаллической структуре.

Химический состав минерала отражает его кристаллохимическая формула. Анализы элементного состава минералов обнаруживают в них дополнительные к кристаллохимической формуле примесные элементы, а следовательно, усложняется состав минералов. Например, олово-содержащий гранат, кремний-содержащий магнетит [1, 4, 9, 10].

Формы нахождения (концентрирования) элементов в матрице горной породы или минерала могут быть весьма разнообразны даже в одном объекте, даже одного элемента:

- элемент может быть минералообразующим, главным в составе минерала, т. е. образовывать собственную минеральную фазу (кальций в кальците, флюорите, апатите и т. п., железо в пирите, марказите, сидерите, магнетите, гематите, ильмените и т. п.);
- элемент может входить в состав минерала как изоморфная (структурная) примесь (марганец в кальците, редкоземельные элементы – во флюорите, барий, стронций – в апатите и др.);
- элемент может сорбироваться на поверхности зерен и в межблоковых интерстициях минералов, в межзерновых объемах породы, особенно при высокой дисперсности, например глинистых образований;
- элемент может входить в состав газовой-жидких включений.

Определение общей (полной) массовой доли элементов в пробах выполняется с помощью элементного анализа. Это значит, что такой анализ должен быть нечувствителен к форме (минеральной или фазовой) нахождения элемента.

Элементный анализ может быть полным (до 40 элементов) и полуполным (10–13 элементов).

Наиболее экспрессным и массовым методом является спектральный анализ, позволяющий получить полуколичественную информацию

о химическом составе пробы руды. По результатам спектрального анализа выбираются элементы, количественное содержание которых в руде требуется определить:

- целевые элементы (золото в золотосодержащих рудах, олово в оловянных рудах и т. п.); элементы, входящие в состав определяемых минералов (серебро, мышьяк, кремний, сера и т. д.);
- элементы вредных примесей (фосфор и мышьяк в железных рудах; мышьяк и сера в золотосодержащих рудах).

Ti, W, Wa и редкоземельные минералы имеют важное народнохозяйственное значение, и если они присутствуют, то необходимо предусмотреть их извлечение.

Для выяснения состава пустой породы определяются 13 компонентов: SiO<sub>2</sub>, TiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO, MnO, CaO, Na<sub>2</sub>O, K<sub>2</sub>O, P<sub>2</sub>O<sub>5</sub>, MgO, H<sub>2</sub>O (при  $t = 100\text{--}110$  °C и ППП). При обработке результатов химического анализа пересчитывают полученные содержания элементов на соответствующие им оксиды (Si – на SiO<sub>2</sub>, Fe – на Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO), что не всегда отвечает форме их нахождения в соответствующих минералах; поэтому сумма полученных при анализе данных не должна соответствовать 100 % и может превышать указанное значение. Допускается варьирование суммы компонентов анализа горной породы от 99,75 до 100,5 %.

При анализе руды необходимо определять потери при прокаливании (ППП), которые дают ценную информацию о наличии в руде минералов, представленных легкоразлагаемыми карбонатами и гидрооксидами.

Однако следует отметить, что в рудах один химический элемент связан с несколькими минералами, поэтому результаты химического и минералогического анализов не дают точного ответа, и приходится выполнять фазовый анализ [1, 4, 9, 10] (табл. 1.3).

Для установления элементного состава проб минерального сырья, минералов и продуктов обогащения применяются химический, гравиметрический (ГМ), титриметрический (ТМ), фотометрический (ФМ), электрохимические (ЭХ), кинетический (К), эмиссионные (Э), атомно-абсорбционные (АА), флуоресцентный (Ф), рентгено-радиометрический (РРМ), активационные (А), фотонейтронные (ФН), нейтронно-абсорбционные (НА), радиометрический (РМ), масс-спектрометрический (МС), изотопно-спектральный (ИС) и другие методы анализа.



Таблица 1.3

Общая характеристика методов анализа горных пород, руд, минералов и продуктов их обогащения

Вид анализа	Методы	Назначение	Определяемые элементы	Интервалы определяемого содержания, %
Химический и физико-химический	ГМ	Прецизионный	Be, C, Si, S, Cl, Ni, Mo, Ba, W, Th, $\Sigma$ РЗ.Э.	$n \cdot 10^{-2} - n \cdot 10$
	ТМ	Прецизионный и рядовой	V, Mg, Al, P, S, Ca, Cr, Mn, Fe, Co, Zn, As, Zr, Ag, Sn, Sb, Hg, Pb, Th, U	$n \cdot 10^{-2} - n \cdot 10$
	ФМ	Прецизионный и рядовой	Ga, Ge, In, Tl Be, B, Ag, Sb, Te, Re, U P, Co, Cu, Se, Zr, Nb, Ru, Rh, Pb, Ta, Os, Ir, Pt, Th F, Al, S, Ti, V, Cr, Mn, Fe Co, Ni, As, Mo, Sn, Sb, W, Bi, $\Sigma$ РЗ.Э, Mg, Si, Ti, Fe, Al	$n \cdot 10^{-6} - n \cdot 10^{-2}$ $n \cdot 10^{-5} - n \cdot 10^{-2}$ $n \cdot 10^{-4} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-3} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-2} - n \cdot 10$
	ЭХ	Прецизионный и рядовой	Mo Tl, Pb Cu, Ce, Cd, Sn, Re, Hg, Bi Zn, As F, Ag, Au	$n \cdot 10^{-6} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-5} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-4} - n$ $n \cdot 10^{-3} - n$ $n \cdot 10^{-2} - n \cdot 10$
	К	Рядовой	Ru, J, Re, Os, Pt	$n \cdot 10^{-7} - n \cdot 10^{-4}$
Оптический спектральный	Э	Рядовой	Mo, Rh, Pb, Pt, Au Ag, Sn, Yb, W, Ir, Bi Be, B, Cr, Co, Ni, Cu, Ge, Y, Nb, In, Sb, Cs, La, Ce, Pr, Nb, Sm, Er, Lu, Hf, Ta, Tl, Pb, Th Li, F, Na, K, Se, Ti, V, Cr, Ni, Zn, Ga As, Pb, Zr, Sb, Cs, Gd, Dy, Ho, W, Mn, Fe, Sr, Ba, U	$n \cdot 10^{-6} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-5} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-4} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-3} - n \cdot 10^{-1}$ $n \cdot 10^{-2} - n \cdot 1$

Оптический спектральный	А	Рядовой	Hg Pd, Te, Au Cu, Cd, Ag, Pt Mn, Co, Zn, Ni, Rb, Sr, Mo, Sb, Cs, Pb, Bi Na, Mg, V, Cr, Fe, Sn Al, Si, Ca, Ti, W	$n: 10^{-7} - n \cdot 10^{-4}$
				$n: 10^{-6} - n \cdot 10^{-3}$
				$n: 10^{-4} - n$
				$n: 10^{-3} - n \cdot 10$
				$n: 10^{-4} - n \cdot 10^{-1}$
Рентгено-спектральный	Ф	Рядовой	Rb, Sr, Y, Pb, Th, U Ti, Mn, Fe, Cu, Zn, As, Se, Zr, Nb Mg, Al, Si, P, Sn, Sb, Cs, Ta	$n: 10^{-4} - n$
				$n: 10^{-4} - n \cdot 10^{-1}$
				$n: 10^{-4} - n \cdot 10^{-1}$
				$n: 10^{-2} - n \cdot 10$
Ядерно-физический элементный	А	Рядовой и прецизионный	Ti, V, Cr, Mn, Fe, Cu, Zn, As, Sr, Zr, Nb, Mo, Sn, Sb, Ba, Ta, W, Hg, Pb Na, Sc, Cr, Fe, Co, As, Se, Mo, Ru, Ag, Sb, Te, Cs, Ba, La, Ce, Nd, Sm, Eu, Gd, Tb, Dy, Ho, Er, Tm, Yb, Lu, Hf, Ta, W, Re, Os, Ir, Au, Th, U Al, Si	$n: 10^{-7} - n \cdot 10^{-1}$
				$n: 10^{-2} - n$
				$n: 10^{-3} - n \cdot 10$
Изотопный	МС	Прецизионный	Изотопы элементов: H, Li, B, C, N, O, Si, S, Ar, Ca, Fe, Sr, Mo, Pb, Ra, U, Th	$n: 10^{-4} - n$
				$n: 10^{-1} - n$ (в эквивалентах U)
	ИС	Рядовой	Cu, Zn, Pb	

Наиболее широко используются химический и физико-химический методы анализа, точность и воспроизводимость которых в меньшей степени зависит от состава пробы. Поэтому их применяют для контроля качества анализов, выполняемых физическими методами.

В дополнение к рядовым химическим методам появились прецизионные с лучшей воспроизводимостью (в 2–3 раза). Прецизионные методы применяются для установления состава стандартных образцов минерального сырья, контроля качества аналитических работ, определения химического состава неизвестных минералов и горных пород.

Химический и физико-химический анализы – это область аналитической химии, изучающая состав вещества с использованием химических реакций взаимодействия ионов, атомов и молекул. Возникающее в результате химической реакции свойство (аналитический сигнал) является функцией количественного содержания компонента, вступающего в реакцию. Для методов химического и физико-химического анализа минерального сырья характерны неизбежность предварительного разрушения структуры анализируемого вещества и переводение его компонентов в растворимые или другие соединения.

Среди всех возможных видов анализа превалируют разрушающие пробу методы: химический, когда проба растворяется или расплавляется, и спектральный, когда проба сжигается.

Известны и неразрушающие методы элементного анализа: рентгенофлюоресцентный и активационный.

Анализы, при которых материал пробы разрушается, обычно проводятся на навесках, масса которых измеряется граммами, в отдельных случаях, например при пробирном анализе, – сотнями граммов и килограммами.

Анализы, при которых материал пробы не претерпевает изменений, могут выполняться на пробах любой массы вплоть до анализа состава всей массы руды или концентрата.

Все методы химического и физико-химического анализа включают четыре последовательные взаимосвязанные операции: 1) вскрытие минерального вещества и разложение его на простые соединения; 2) маскирование или отделение мешающих элементов; 3) измерение аналитического сигнала; 4) вычисление содержания определяемого элемента.

Применительно к анализу используются понятия чувствительности и погрешности (точности). Под чувствительностью понимают наименьшее количество элемента, обнаруживаемое методом (химический – до 1 мкг), под погрешностью – отклонение получаемого результата от истины. Выделяют также экспрессность – скорость определения количества элементов.

Следует различать погрешность анализа и погрешность результата опробования.

Процедуры и операции химического анализа (а их может быть от 20 до 50 в каждом анализе) стандартизированы либо проводятся по тщательно разработанным методикам [1, 4, 9, 10].

### **1.2.3. Минералогический анализ**

Известно около 4000 минералов, состав каждого из которых описывается идеализированной формулой, а строение – идеализированной кристаллической структурой. Систематические отклонения по составу, строению и свойствам приводят к понятию разновидностей. Всего минералов и разновидностей – 5–6 тысяч и постоянно обнаруживаются новые [1, 4, 9, 10].

Характерная особенность минералов – их относительная однородность. Но минералы подвержены гипергенезу, что объясняет наличие на одном месторождении руд различных технологических типов.

Рудные минералы, содержащие один и тот же полезный компонент, могут существенно различаться по технологическим свойствам, а соответственно и по влиянию на технологический процесс. Так, от присутствия олова в виде касситерита или станнина зависит применение гравитации или флотации в качестве основного технологического процесса, так как разница в плотности и флотоактивности между этими минералами достаточно велика.

В ряду минералов вольфрама вольфрамит-шеелит-тунгетит первый извлекается с помощью гравитации, второй – с помощью флотации, третий – почти полностью теряется в хвостах или требует применения химических методов обогащения.

Извлечение одного и того же компонента из руд резко уменьшается от сульфидных к окисленным формам (галенит-церуссит, сфалерит-смитсонит и т. д.), многие из которых можно переработать только

с помощью металлургического передела или разных способов выщелачивания.

Характерно снижение флотоактивности минералов меди в ряду сульфиды – сульфаты, карбонаты – силикаты. Медь в форме хризоколлы при флотационном обогащении из руд не извлекается.

Даже в пределах одного месторождения отмечается разница во флотуемости и среди сульфидов меди (по убыванию извлечения): халькозин-борнит-халькопирит-кубанит.

Большинство минералов редки. Но все же число тех, что используются в промышленности, в том числе обогащаемые, составляют несколько сотен наименований. В минералогическом справочнике технолога-обогапителя дано описание 380 минералов, наиболее часто встречаемых в обогащаемых рудах [20].

Кроме того, имеются ассоциации минералов, а также характерные изоморфные включения элементов в минералах, из которых следует, что извлекаемый компонент (элемент) может быть связан с минералом, в идеализированную формулу которого этот элемент не входит.

Ранее были выделены следующие формы нахождения элементов в частицах:

- в собственных минералах;
- в изоморфных примесях;
- в микровключениях концентрированных;
- в микровключениях рассеянных.

Кроме того, различают минералы рудные и нерудные (породообразующие).

По содержанию в руде выделяют минералы, %:

- главные, если их массовая доля  $\alpha > 10$ ;
- второстепенные, если  $\alpha = 1-10$ ;
- акцессорные, если  $\alpha = 0,1-1,0$ ;
- редкие, если  $\alpha = 0,01-0,1$ ;
- весьма редкие, если  $\alpha < 0,01$ .

Минеральный, или вещественный, состав руды является необходимой и важнейшей информацией для разработки технологии обогащения. Существуют два вида получения информации о вещественном составе: приближенно-количественный и полный минералогический анализ.

Различают качественный, полуколичественный и количественный минералогические анализы [22]. Отличаются они величиной допустимой относительной среднеквадратичной погрешности воспроизводимости анализа.

Анализ качественный, если  $S_{\text{воспр}} > 50$  % отн.

Анализ полуколичественный, если  $S_{\text{воспр}} = 30\text{--}50$  % отн.

Анализ количественный, если  $S_{\text{воспр}} < 30$  % отн.

Приближенно-количественный минералогический анализ определения формы нахождения и количества компонента в руде прост и оперативен.

Он состоит во фракционировании проб по плотности, магнитным (и другим) свойствам с последующим качественным и количественным определением состава фракций под оптическим микроскопом. Минералы диагностируют по их внешним признакам: цвету, форме кристаллов, а также с использованием микрохимических реакций, люминесценции и т. п.

Фракции анализируют шлиховым методом (концентрат тяжёлых минералов, которые остаются после промывки в воде), иногда в сочетании с иммерсионным, а также шлифовым методом (шлиф – тонкая пластинка горной породы или минерала, приклеенная на стекло). При этом обычно шламы удаляют.

Анализ проводят на 500 зернах. Это обеспечивает порог обнаружения минералов 0,2 % (1/500). С увеличением степени концентрации минералов во фракции этот порог снижается:

Наиболее простым методом определения процентного содержания минеральных составляющих является сравнение распределения в шлифе того или иного компонента с эталонными трафаретами (рис. 1.1) [1, 4, 9, 10].

Полный количественный минералогический анализ проводится при детальном изучении проб. По своей сути это рациональный комплекс оптико-минералогического и других, как правило, аппаратурных методов фазового анализа.

Универсального метода, позволяющего определить и измерить наличие любой минеральной формы в любом образце, не существует. Поэтому и проводится полный количественный минералогический анализ, предполагающий разумное и рациональное использование различных методов фазового анализа, обеспечивающее в итоге решение задачи.

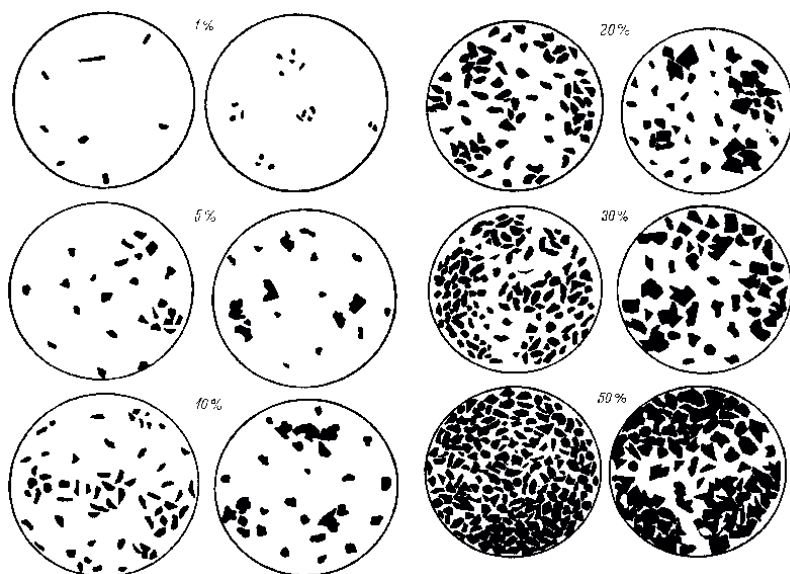


Рис. 1.1. Эталонные трафареты

Материал рассеивают на 3–4 класса крупности, из которых изготавливают по одной или несколько для крупных классов пар препаратов: шлиф и аншлиф (непрозрачный шлиф, кусок руды, горной породы или окаменелости с отшлифованной и отполированной поверхностью среза, предназначенный для исследования под микроскопом в отраженном свете).

Кусковой материал и изготовленные из него шлифы и аншлифы используются для диагностики и микрохарактеристики слагающих руду минералов и их взаимосвязи. Наиболее характерные шлифы и аншлифы фотографируются. По результатам оптического изучения шлифов и аншлифов кускового материала составляется петрографическое и минералогическое описание руды и слагающих ее минералов. Эти данные дополняются результатами других методов исследования, для выполнения которых обычно используются мономинеральные фракции.

Шлифы и аншлифы используются для количественных подсчетов характеристик минерального состава, которые проводят в каждом классе и затем обобщают. Желательно включать в анализ и шламы.

Для руд, содержащих 1–10 % ценного компонента, расхождение, равное 10–20 %, считается удовлетворительным.

Количественный подсчет минералов в средней пробе проводят визуально точечным, площадочным или линейным методом.

Аппаратурные методы привлекаются по мере необходимости:

- при количественной оценке минералов с близкими физическими свойствами, анализе тонких классов, включая шламы, продуктов обогащения – метод РКФА (рентгенографический количественный фазовый анализ);
- для рентгеноаморфных и аморфных – метод ИКС (инфракрасная спектроскопия);
- при анализе тонкодисперсных руд с термоактивными минералами – метод ДТА (дифференциально-термический анализ);
- для минералов железа – магнитометрический и т. п.

Во всех случаях возможно применение химического анализа.

*Рентгенографический количественный фазовый анализ* (РКФА) обеспечивает диагностику всех раскристаллизованных минеральных фаз в пробе с размерами кристаллов более 0,01 мкм и массовой долей более 0,5 %.

Диагностику лучше всего проводить на мономинеральных фракциях. Все кристаллы отличаются друг от друга, и для каждого из них имеется свое, характерное расстояние  $d$  между кристаллическими плоскостями. РКФА проводится на дифрактометрах.

*Инфракрасная спектроскопия* (ИКС) решает те же задачи, что и РКФА, но с расширенными возможностями, так как позволяет идентифицировать кристаллические материалы с меньшими, чем 0,01 мкм, размерами кристаллов вплоть до аморфных. Используют инфракрасный диапазон излучения  $10^3$ – $10^6$  нм (1–1000 мкм).

ИКС основана на индивидуальности спектра поглощения (отражения) каждой минеральной фазы, что позволяет определить ее по atlasам ИК-спектров. Чувствительность от 1 до 20 %.

Так как обычно в пробе имеется несколько минералов, то применяют принцип суперпозиции, определяя минерал по характеристическим полосам поглощения.

*Термический анализ* применяется для диагностики термоактивных минеральных фаз.



Термоактивные минеральные фазы – это фазы, в которых с изменением температуры протекают реакции, связанные с изменением энтальпии (теплосодержания): испарение, сублимация, перестройка кристаллической решетки, дегидратация, разложение, окисление, восстановление, плавление. Изменение энтальпии равно количеству теплоты, подводимой к телу или отводимой от него.

Обычно приборы (дериватографы) фиксируют изменения во времени нескольких кривых: температуры  $T$ , разности температур испытуемого образца и эталона  $\Delta T$ ; массы образца  $q$  (термогравитационный анализ) и изменения массы образца  $\Delta q$  (дифференциальный термогравитационный анализ).

В некоторых случаях термический анализ совмещается с газовой хроматографией, позволяющей определить состав отходящих газов и, следовательно, выявить, с чем связана потеря массы  $\text{H}_2\text{O}$ ;  $\text{CO}_2$ ;  $\text{SO}_3$  и т. п. Необходимо также сочетание с другими методами для уверенной идентификации термоэффектов.

Идентифицированы следующие минеральные фазы: кварц, мушкетит, каолинит, рутил, вюстит, гетит и кальцит.

Дополнительно перечислим виды фазового анализа, ориентированные на узкий круг минералов:

*магнитометрический*, позволяющий определять массовую долю магнетита в поле насыщения магнетита;

*воздушный анализ*, позволяющий выделить и взвесить частицы, отличающиеся от других по форме и, соответственно, поведению в восходящих потоках воздуха (асбест, слюда);

*люминесцентный анализ*, позволяющий выделить и отобрать зерна люминесцирующих минералов (таких около 150);

*фотометрический анализ*, позволяющий оценить состав и качество пробы по спектру отражения видимого света и его интенсивности (каолин, темноцветные минералы);

*адгезивно-липкостный анализ*, позволяющий выделить минералы, селективно прилипающие к какой-либо поверхности (асбест к волосяным щеткам, алмазы – к жировым поверхностям).

*термохимический метод*, позволяющий определить массовую долю цеолитов в пробе по реакции регидратации цеолита. Навеску нагревают до  $500^\circ$  и дегидратируют минералы.

К вспомогательным методам анализа относят электронно-зондовый рентгеноспектральный микроанализ, электронную микроскопию и химический фазовый анализ.

*Электронно-зондовый рентгеноспектральный микроанализ* состоит в облучении и анализе микрообъема вещества пробы – несколько мкм<sup>3</sup>. Обычно совмещается с осмотром участка облучения с помощью микроскопа. Облучение ведут пучком электронов диаметром 1 мкм и даже до 0,2–0,1 мкм. Глубина проникновения электронов 2 (Cu) – 50 (Al) мкм. Определение элементов производится по рентгенофлюоресцентному излучению.

*Электронная микроскопия.* Наименьшее расстояние, которое можно разрешить с помощью светового микроскопа при длине световой волны 0,4–0,7 мкм для средней части видимого спектра, равно 0,2 мкм (примерно 1/3 длины волны). Электронные лучи имеют длину волны на 5 порядков меньше световой, что позволяет разрешать расстояние около 1 Å. Это значит, что с помощью электронного микроскопа можно увидеть строение коллоидных частиц, кристаллические решетки минералов, в целом вплотную подойти к изучению вещества на атомарном уровне.

*Химический фазовый анализ (ХФА)* применяется для количественного определения массовой доли минеральных фаз, предварительно установленных или диагностированных каким-либо другим методом – РКФА, ИКС, оптической микроскопией, в т. ч. люминесцентной.

Основа ХФА – селективное растворение конкретной минеральной фазы с последующим расчетом на основе идеализированной химической формулы. Селективные растворители подбираются на мономинеральных фракциях. Как правило, растворители и методики растворения подбираются для конкретных рудных объектов индивидуально [3].

Продолжительность фазового анализа 1–3 дня. Методика ХФА разработана практически для всех руд [1, 4, 9, 10].

#### **1.2.4. Частичный (частный) и полный анализ фазового состава минеральных объектов**

Выяснение форм нахождения полезных компонентов в минеральном сырье необходимо для оценки возможности и путей их извлечения, качества получаемых продуктов, возможности комплексного использования сырья. Особенно важное значение это имеет для руд,

в которых ценные элементы распределены по многим минеральным фазам [1, 4, 9, 10].

Обычно различают два вида форм нахождения элементов в минералах руд – концентрированная и рассеянная.

Форма концентрированная, когда собственные минералы полезного компонента или минералы с высоким его содержанием находятся в виде элемента-примеси (изоморфной примеси или микровключений рудных минералов).

Как правило, для породообразующих минералов не проводится детального изучения форм вхождения рассеянных в них полезных компонентов. Определяется лишь их содержание. Исключение составляют случаи повышенных содержаний полезных компонентов в породообразующих минералах.

Важным является выявление форм вхождения вредных примесей в рудные минералы. Необходимость определения содержания всех фаз, присутствующих в пробе, в том числе аморфных, диктуется не только требованиями полной фазовой характеристики руд для разработки безотходных технологий их переработки, но и требованиями учета матричного эффекта, влияния общей минеральной ассоциации на результаты анализа, взаимного влияния фаз в ходе анализа вплоть до взаимодействия и появления фаз новообразованных.

Из изложенного следует, что количественный фазовый анализ (КФА) – это оценка содержания минеральных и синтетических, кристаллических и аморфных фаз (соединений) в природных и техногенных объектах с применением физических и химических методов.

Оценив элементный состав пробы, можно приступать к ее фазовому анализу, который проводится в четыре этапа:

I этап – определение формы нахождения элементов в анализируемой пробе;

II этап – диагностика минералов, как образуемых полезными (или вредными) элементами, так и содержащих эти элементы в форме структурной или неструктурной примеси;

III этап – полный качественный фазовый анализ пробы, т. е. общей минеральной ассоциации, что необходимо для выбора методики последующего количественного фазового анализа и обеспечения правдивости его результатов;

IV этап – количественный фазовый анализ пробы, анализ полный, т. е. оценка содержания всех выявленных на III этапе фаз, или частичный, т. е. на одну-две фазы, например, только магнетит, только кварц, только оловосодержащие фазы – касситерит, станнин, гидростаннат, варламовит и т. п.

Для составления баланса необходимо знать полный количественный фазовый состав руды и содержание полезных компонентов в минеральных фазах.

При расчете баланса распределения полезных элементов в руде определяется их количество, приходящееся на каждую минеральную фазу, как произведение величины содержания минеральной фазы (мас. %) на количество полезного компонента в ней (мас. %). Общая сумма этих количеств представляет собой расчетные содержания полезных компонентов в пробе. Расхождение расчетных и аналитических данных по пробе не должно превышать 20 отн. %. Отношение количества полезного компонента в каждом минерале к расчетному содержанию составляет долю компонента, приходящуюся на данный минерал (отн. %).

*Фазовым анализом* называется совокупность физических и химических методов, позволяющих изучить распределение любого элемента по компонентам изучаемого объекта. Первая задача фазового анализа – определение формы нахождения элемента, т. е. диагностика минеральной формы (фазы), с которой связан элемент, и определение ее содержания. Вторая задача – определение фазового состава, т. е. диагностика всех минеральных фаз с количественной оценкой их содержания.

Фазовый состав горной породы и особенно количественное соотношение минеральных фаз определяют технические характеристики горной породы, ее технологические свойства. Это особенно важно, если порода является рудой. Полная фазовая минеральная характеристика обеспечивает комплексное использование минерального сырья. Следует различать *частичный (частный)* и *полный анализ* фазового состава минеральных объектов. При частичном фазовом анализе определяются минеральные формы нахождения одного элемента и количество одной или нескольких его минеральных форм в пробе. При полном анализе проводится диагностика и оценка содержания всех минеральных фаз руды или продуктов ее технологической переработки [1, 4, 9, 10].

Существуют методы полного количественного фазового анализа и методы ограниченных возможностей. К первым относятся методы оптической микроскопии и рентгенографии, ко вторым – метод термического анализа (диагностирующего только термоактивные фазы), магнитометрия (анализирующая фазы, содержащие в своем составе железо, марганец и некоторые другие парамагнитные ионы), ИК-спектроскопия, люминесценция (анализирующая только люминесцирующие фазы), мессбауэровская спектроскопия (определяющая фазы Fe и Sn), квантово-оптическая спектроскопия (выявляющая фазы без центра симметрии), химический фазовый анализ и др. [1, 4, 9–11, 15, 17, 19].

### **1.2.5. Степень вскрытия минералов**

Важными текстурно-структурными характеристиками руд являются степень вскрытия и вкрапленность минералов. Под раскрытием руд или вскрытием минералов понимается процесс высвобождения их из руд в чистом виде, в результате образуется подготовленная для разделения механическая смесь минеральных частиц. Степень раскрытия руд или вскрытия минералов представляет собой отношение содержания контролируемого минерала, находящегося в измельченной руде или продуктах обогащения в свободном состоянии (в виде изолированных частиц), к общему его содержанию в руде или продуктах обогащения. Степень вскрытия минералов используется для выбора оптимальной крупности дробления и измельчения руд, а также для оценки эффективности применяемых процессов обогащения. Определение степени раскрытия руд в общем случае сводится к определению доли вскрытых минералов в измельченной руде или доли сростков и соотношения в них рудных и нерудных минералов [1, 4, 8–10].

Степень раскрытия руд контролируют по рудным и нерудным минералам. Однако использовать степень вскрытия нерудных минералов для оценки процессов раскрытия и разделения предпочтительнее. Степень вскрытия нерудных минералов позволяет при обогащении вычислить показатели разделения на основе обычного уравнения баланса металлов, в то время как при оценке степени раскрытия руды по рудным минералам для этих целей требуется определение доли сростков или содержания в них рудной фазы, методы определения которых весьма трудоемки и ненадежны.

Разработаны и используются различные методы и приемы оценки раскрытия руды, учитывающие ее физико-химические свойства, размеры вкрапленности рудных минералов и т. д. К ним относятся визуально-макроскопический, микроскопический, гравитационно-оптический и разделительно-аналитический методы [1, 4, 8–10].

*Вкрапленность* минералов – основной фактор, определяющий успешную подготовку их к обогащению. К характеристикам вкрапленности относят удельную поверхность (или гранулометрический состав) вкрапленей минералов, их вскрываемость или селективность раскрытия. На практике о вкрапленности чаще всего судят по крупности измельчения, при котором происходит раскрытие руды до заданной степени.

*Вскрываемость* – способность минерального сырья к раскрытию при дезинтеграции. Она в значительной степени определяется характером срастания минералов. Вместе с этим на вскрываемость существенно влияют физические свойства минералов и методы дезинтеграции, поскольку разрушение руды происходит не только по контактам срастания (интеркристаллитное разрушение), но и в большей мере непосредственно по минералам (транскристаллитное разрушение). Это связывает структурно-текстурные свойства сырья с процессами рудоподготовки и определяет вскрываемость как параметр технологической минералогии, который учитывает минералогическую характеристику в виде удельной поверхности, а рудоподготовку – с крупностью или удельной поверхностью и способом дезинтеграции.

*Селективность* раскрытия руды характеризуется отношением интеркристаллитного и транскристаллитного разрушения при дезинтеграции минерального сырья, поскольку измельчение руд сопровождается разрушением как минеральных составляющих, так и контактов срастания минералов. При непосредственном разрушении минералов, находящихся в сростках, скорость их вскрытия прямо пропорциональна измельчаемости и доле минералов в руде, при разрушении по контактам срастания – обратно пропорциональна прочности связи минералов в сростках.

Анализ характера раскрытия тонковкрапленных руд при измельчении производится с помощью коэффициента интеркристаллитного измельчения  $\psi$ , представляющего собой отношение вновь образованной поверхности материала, полученной за счет разрушения контактов

срастания минералов  $S_c$ , к общей вновь образованной поверхности  $S_{\text{общ}}$ , полученной при измельчении за то же время.

Коэффициент интеркристаллитного разрушения определяют измерением удельной поверхности срастания исследуемого минерала до и после дезинтеграции материала:

В общем, коэффициент интеркристаллитного разрушения представляет собой коэффициент вскрытия для рассматриваемого способа дезинтеграции при изменении крупности материала в пределах от 0 до  $S_{\phi}$ .

В первоначальный период разрушение руды происходит преимущественно по зонам, имеющим природные или приобретенные в процессах дробления дефекты. Часто расположение этих зон совпадает с контактами срастания минералов. Со снижением крупности вскрытие минералов осуществляется главным образом разрушением зерен и агрегатов, составляющих сростки, о чем свидетельствуют незначительные коэффициенты интеркристаллитного разрушения после первичного измельчения, которые со снижением крупности уменьшаются. Однако при тонком измельчении процесс интеркристаллитного разрушения практически исчезает.

Особое внимание при анализе продуктов обогащения следует уделять характеристике сростков рудных и нерудных минералов. По содержанию рудного минерала сростки подразделяют в зависимости от характеристики сростков (табл. 1.4).

Таблица 1.4

Классификация сростков по содержанию рудного минерала

Сростки	Богатые	Рядовые	Бедные	Примазки и включения
Содержание рудного минерала, %	71–99	31–71	6–31	0–5

По составу минералов сростки подразделяют на мономинеральные (и с включениями), биминеральные (двойные), полиминеральные (три и более минералов). По текстурным особенностям сростки характеризуются поверхностью границ срастания минералов, которая бывает: ровной, извилистой, бугристой, неровной, зазубренной, заливообразной, сложной [1, 4, 8–10].

Сростки, представляющие собой результат замещения (или окисления) рудного минерала, можно, в свою очередь, разделить на два типа: 1) сростки, в которых имеется замещение (или окисление) с сохранением рудного компонента (они представляют собой как бы полиминеральные агрегаты рудных минералов; при количественной оценке учитывается их суммарный объем); 2) сростки с полным замещением (или окислением) первичного минерала (такие образования рассматриваются как сростки рудных и нерудных минералов).

Изучение характера раскрытия рудных минералов позволяет прогнозировать обогатимость руд:

1) «свободные» зерна и богатые сростки обычно собираются в черновой концентрат, их доля характеризует вероятное извлечение в этот продукт, их свойства определяют возможности и схему доводочных операций; наиболее важными параметрами являются минеральный состав и контрастность технологических свойств слагающих их минералов;

2) рядовые и бедные сростки концентрируются в условный промпродукт, их количество определяет возможности доизвлечения при додрабливании руды; наиболее важной характеристикой является характер границ сростаний зерен рудных минералов с нерудными;

3) примазки и включения – это потенциальные (неизбежные) потери в хвостах обогащения. Их наиболее важные характеристики – размер и форма определяют возможности их отделения от нерудных минералов при дальнейшем додрабливании.

Для принятия решений, связанных с измельчением, при котором раскрытие является функцией времени, строят функцию (рис. 1.2)

$$P_m = f(t_{\text{изм}})$$

или

$$\frac{V_{\text{м.раскр}}}{V_m}$$

Для оценки руд по раскрываемости принято время измельчения 40 мин в стандартных условиях. Руды весьма легкораскрываемы, если  $P_m$  при этом будет более 95 %; легкораскрываемы при  $P_m = 95-90$  %; среднераскрываемы, если  $P_m = 85-80$  %; весьма труднораскрываемы, если  $P_m = 80-75$  %, и упорные, если  $P_m < 75$  %.



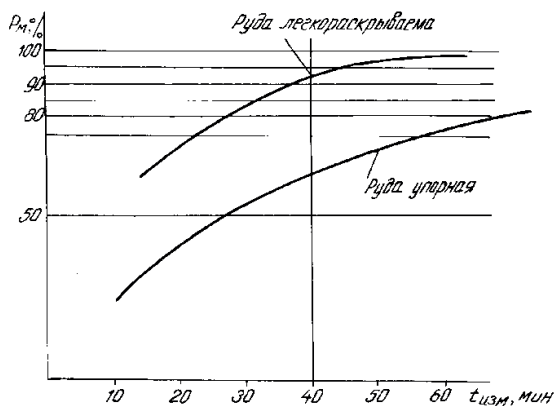


Рис. 1.2. К оценке раскрываемости руды

Это вполне объективная оценка, так как раскрываемость  $P_m$  определяется по формуле

$$P_m = \frac{K_{м.раскр}}{K_m}$$

Недостатком является то, что это не оценка раскрываемости руды в целом, а лишь для определенных условий измельчения [1, 4, 8–10].

### 1.2.6. Фракционный анализ руд и углей (гравитационный и магнитный)

Гравитационный анализ представляет собой распределение анализируемого материала по фракциям заданной плотности [1, 4, 8–10].

Данные гравитационного анализа позволяют сделать заключение о возможности гравитационного обогащения данной руды, дают представление о степени раскрытия основных минералов в различных классах крупности, а также используются для выбора начальной и конечной крупности обогащения, составления схемы испытаний обогатимости, приближенного прогнозирования показателей гравитационного обогащения. В случае применения обогащения в тяжелых средах или крупнотонусковой отсадки они служат основой для определения параметров процесса и расчета технологических показателей.

Гравитационный анализ *крупных классов руды* (+50; -50+25; -25+8(10) мм) производится путем определения плотности отдельных кусков (взвешиванием в воде и в воздухе) [1, 4, 8–10]. Гравитационный анализ выполняют на классифицированном на узкие классы крупности материале.

От каждого класса с помощью квадратования отбирают пробу, состоящую из 100–200 кусков. Пробы отмывают водой и сушат на воздухе. Затем куски нумеруют, определяют плотность каждого куска и распределяют все куски на фракции с различными плотностями ( $\text{г/см}^3$ ), например:  $\delta < 2,7$ ;  $2,7 < \delta < 2,9$ ;  $2,9 < \delta < 3,1$ ;  $3,1 < \delta < 3,3$  и т. д.

Каждую фракцию взвешивают, измельчают и анализируют на содержание ценных компонентов. По результатам анализа определяют содержание и извлечение ценного компонента в каждой фракции.

Гравитационный анализ *рудных материалов* выполняют в крупности 3+0,01 мм. Материал проб не должен содержать металлическое железо, свободную (активную) известь и другие химические соединения, изменяющие состав тяжелых жидкостей. Пробы перед анализом сушатся при температуре не выше 105–110 °С, при необходимости они должны быть промыты или размагничены. При анализе необходимо в каждом частном случае проверять реакционную способность разделяемых минералов и выбранной жидкости.

Для проведения гравитационного анализа необходимы центрифуги, сушильные и вытяжные шкафы, технические весы. *Уголь крупностью* +1 мм обесшламливают (проточной водой на сите 0,5 мм), высушивают и взвешивают, получая массу фракции. Расслоение начинают в растворе  $\text{ZnCl}_2$  плотностью 1300  $\text{кг/м}^3$ , затем – 1400, 1500, 1600, 1800  $\text{кг/м}^3$ . Погрузив пробу в сосуд с сетчатым дном, тщательно ее перемешивают и дают отстояться 1–5 мин. Всплывшую фракцию снимают перфорированным черпаком, промывают теплой водой в течение 2–3 мин, переносят на противень, высушивают до воздушно-сухого состояния при температуре менее 100 °С и взвешивают, получая массу фракции.

Разделение в тяжелых жидкостях осуществляется либо отстаиванием в специальных воронках, стаканах и т. д., либо центрифугированием. Выбор способа зависит от крупности исходного материала и разницы в плотностях материалов, составляющих пробу.

В связи с высокой стоимостью тяжелых жидкостей и необходимостью снижения энергозатрат на последующую их регенерацию из промывных вод следует предусматривать использование для разбавления только промывные воды. Объем жидкости, подготавливаемой к анализу, примерно в 3 раза должен превышать объем пробы.

Если на основании ситового и гравитационного анализов выясняется возможность предварительного обогащения в тяжелых суспензиях, то целесообразно провести гравитационный анализ продукта, поступающего на дальнейшее гравитационное обогащение в той крупности, при которой это обогащение будет проводиться (табл. 1.5).

Таблица 1.5

Результаты расщепления исследуемой руды

Классы крупности, мм	Плотность фракции, г/см <sup>3</sup>	Выход, %		Содержание ц. к., %	Распределение ц.к., %	
		от класса	от руды		от класса	от исх. руды
-12+6	< 2,7	50,4	34,02	0,39	24,6	16,15
	> 2,7 < 2,9	29,5	19,91	0,35	12,9	8,48
	> 2,9 < 3,1	14,8	9,99	0,41	7,6	4,99
	> 3,1 < 3,45	3,7	2,50	4,98	22,9	15,16
	> 3,45	1,6	1,08	16,00	32,0	21,03
Сумма фракций		100	67,50	0,80	100,0	65,18
-6+3	< 2,7	54,6	8,74	0,10	6,2	1,06
	> 2,7 < 2,9	23,4	3,74	0,39	10,3	1,78
	> 2,9 < 3,1	14,0	2,24	1,69	26,7	4,61
	> 3,1 < 3,45	6,4	1,02	3,03	21,8	3,76
	> 3,45	1,6	0,26	19,40	35,0	6,14
Сумма фракций		100	16,00	0,89	100,0	17,35
-3+1	< 2,7	59,0	3,72	0,07	5,2	0,32
	> 2,7 < 2,9	18,3	1,15	0,52	11,9	0,73
	> 2,9 < 3,1	12,8	0,81	0,81	13,0	0,80
	> 3,1 < 3,45	7,8	0,49	2,13	20,8	1,28
	> 3,45	2,1	0,13	18,60	49,1	2,94
Сумма фракций		100	6,30	0,79	100,0	6,06
-1+0,5	< 2,7	59,5	2,20	0,04	2,9	0,11
	> 2,7 < 2,9	15,5	0,57	0,37	6,9	0,26
	> 2,9 < 3,1	11,5	0,43	0,59	8,2	0,31
	> 3,1 < 3,45	10,2	0,38	1,07	13,2	0,49
	> 3,45	3,3	0,12	17,20	68,8	2,51

Классы крупности, мм	Плотность фракции, г/см <sup>3</sup>	Выход, %		Содержание ц.к., %	Распределение ц.к., %	
		от класса	от руды		от класса	от исх. руды
Сумма фракций		100	3,70	0,82	100,0	3,68
-0,5+0,2	< 2,7	60,4	1,51	0,03	2,0	0,06
	> 2,7 < 2,9	13,6	0,34	0,59	8,7	0,24
	> 2,9 < 3,1	7,3	0,18	0,54	4,2	0,12
	> 3,1 < 3,45	15,0	0,38	0,57	9,3	0,56
	> 3,45	3,7	0,09	18,90	75,8	2,07
Сумма фракций		100	2,50	0,92	100,0	2,75
-0,2+ 0,1	< 2,7	60,70	0,67	0,04	2,49	0,03
	> 2,7 < 2,9	9,50	0,10	0,23	2,24	0,03
	> 2,9 < 3,1	6,00	0,07	0,40	2,46	0,03
	> 3,1 < 3,45	18,75	0,21	0,41	7,86	0,11
	> 3,45	5,05	0,06	16,43	84,95	1,20
Сумма фракций		100	1,11	1,04	100,0	1,40
-0,1+ 0,04	< 2,7	58,35	0,70	0,04	2,48	0,03
	> 2,7 < 2,9	8,85	0,11	0,31	2,92	0,04
	> 2,9 < 3,1	5,95	0,07	0,33	2,09	0,03
	> 3,1 < 3,45	19,60	0,24	0,26	5,42	0,08
	> 3,45	7,25	0,09	11,29	87,09	1,24
Сумма фракций		100	1,20	0,96	100,0	1,42
-0,04			1,68	0,75		15,3
Исх. руда		100,0	0,82		100	

В этом случае расслаивание исходной руды ограничено крупными классами, направляемыми на суспензионное обогащение. На конкретном примере покажем использование данных гравитационного анализа. В табл. 1.5 приведены результаты расслаивания оловянной руды одного из месторождений Восточной Киргизии [1, 4, 8–10].

Состав руды: кварц – 3,5 %, полево шпат – 10 %, карбонаты – 15 %, пироксены – 20 %, турмалин – 4–5 %, сульфиды – 3,4 %. Ценный компонент представлен касситеритом, ассоциирующим преимущественно с кварцем и сульфидами.

Таким образом, руда является благоприятным объектом для обогащения гравитационными методами. Хвосты (плотность < 2,7 г/см<sup>3</sup>)

с отвальным содержанием ценного компонента (0,07 %) выделяются в крупности  $-3$  мм, а богатый концентрат (плотность  $>3,45$  г/см<sup>3</sup>) с содержанием 16 % может быть выделен даже из класса  $-12+6$  мм.

Степень, раскрытия полезного минерала приближенно оценивается по извлечению ценного компонента в наиболее тяжелую фракцию (плотность  $>3,45$  г/см<sup>3</sup>). В рассматриваемом примере максимальное извлечение ценного компонента в тяжелую фракцию имеет место с крупности  $-0,2$  мм и составляет 84,95 и 87,09 %.

Фактически степень раскрытия несколько ниже этой цифры, так как часть полезного минерала в этой фракции представлена сростками с сульфидами.

На основании данных гравитационного анализа можно дать некоторые рекомендации по технологии обогащения руды. Начальную крупность обогащения отсадкой принимают равной  $-12$  мм. Целесообразно ввести вторую стадию обогащения в крупности  $-3(-2)$  мм также отсадкой, в которой ценный компонент извлекается в подрешетный концентрат. Хвосты второй отсадки измельчают до крупности 0,3 мм и обогащают на столах. Таким образом, технологическая схема состоит из трех стадий обогащения с последовательным измельчением руды до крупности  $-12$  мм,  $-3(-2)$  мм и  $-0,3$  мм. Труднообогащаемые промпродукты потребуется измельчать до  $-0,1$  мм или даже тоньше.

По графической интерпретации результатов табл. 1.5 возможно иметь данные о составе и выходе фракций плотности, промежуточной между плотностями растворов, точно выбрать оптимальную плотность разделения, рассчитать ожидаемые результаты. Графическая интерпретация производится чаще всего с использованием наиболее распространенных кривых Анри – Рейнгардта, реже – кривых, предложенных Майером и Деллом.

В табл. 1.6 приведен пример расчета состава всплывших и утонувших фракций для класса  $-12 +0,04$  мм по содержанию ценного компонента, по данным которого строят кривые гравитационной обогатимости (кривые Анри – Рейнгардта).

Для построения кривых на миллиметровой бумаге вычерчивают квадраты  $100 \times 100$  или  $200 \times 200$  мм. На оси ординат откладывают суммарный выход фракций от 0 до 100 %. Слева – выход всплывших фракций (сверху вниз), справа – потонувших фракций (снизу вверх).

Таблица 1.6

Сводная таблица результатов расщепления руды крупностью –12+0 мм

Плотность фракции, г/см <sup>3</sup>	Фракционный состав по плотности				Расчет кривых обогатимости									
	γ <sub>фр</sub> , %	α <sub>фр</sub> , %	Кол-во Ц.К. γ <sub>фр</sub> · α <sub>фр</sub>	ε <sub>фр</sub> , %	Всплывшая часть (хвосты)				Утонувшая часть (концентрат)				γ <sub>фр</sub> , % (для λ)	
					γ <sub>хвост</sub> , %	Кол-во Ц.К.	θ, %	ε <sub>хвост</sub> , %	γ <sub>конц</sub> , %	Кол-во Ц.К.	β <sub>конц</sub> , %	ε <sub>конц</sub> , %		
< 2,7	51,56	0,283	14,5903	17,76						100,0	82,1485	0,82	100,0	0,00
> 2,7 < 2,9	25,92	0,366	9,4937	11,56		0,28	17,76			46,76	66,2982	1,418	80,71	25,78
> 2,9 < 3,1	13,79	0,648	8,9396	10,88		0,31	29,32			20,84	56,8045	2,726	69,15	64,52
> 3,1 < 3,45	5,22	3,325	17,3560	21,13		0,36	40,20			7,05	47,8649	6,789	58,27	84,38
> 3,45	1,83	16,672	30,5089	37,14		0,52	61,33			1,83	30,5089	16,672	37,14	93,88
< 2,7 > 3,45	98,32	0,823	80,8885	98,47		0,82	98,47			–	–	–	–	97,40
–0,04 + 0 мм	1,68	0,75	1,2600			–	–			–	–	–	–	–
Исх. руды	100,0	0,82	82,1485	100,0		82,1485	0,82			100,0	–	–	–	–

По верхней оси абсцисс откладывают плотность в диапазонах, соответствующих фракционному анализу; по нижней – содержание компонентов во фракциях. Если содержание компонентов находится в широких пределах, например для свинца от 0,02 до 25,2 %, то шкалу на оси абсцисс можно сделать длиннее либо кривые обогатимости показать частично (в области, необходимой для расчетов шкалы классификации или ожидаемых результатов обогащения).

На рис. 1.3 как пример показаны кривые обогатимости, построенные по данным табл. 1.6:  $\lambda$  – распределение ценного компонента по отдельным фракциям (строится по графам 3 и 14 табл. 1.6, кривая элементарных фракций);  $\theta$  – зависимость между выходом всплывших фракций (хвостов) при определенной плотности и содержанием в них ценного компонента (строится по графам 6 и 8 табл. 1.6, кривая всплывших фракций);  $\beta$  – зависимость между выходом утонувших фракций (концентрата) при определенной плотности и содержанием ценного компонента в концентрате (строится по графам 12 и 10 табл. 1.6, кривая потонувших фракций);  $\delta$  – зависимость между выходом всех всплывших фракций (или всех утонувших фракций) и плотностью разделения (линия плотности).

По виду кривой  $\lambda$  судят о способности изучаемой пробы руды при данном гранулометрическом составе более или менее четко разделяться на продукты разного минералогического состава. Ступенчатый вид кривой  $\lambda$  свидетельствует о возможности идеального разделения на концентрат и хвосты. «Сглаженный» ступенчатый вид кривой  $\lambda$  указывает на целесообразность проведения обогатительной операции с целью выделения концентрата, промпродукта и хвостов. Если же зависимость  $\lambda$  линейная, то обогащение гравитационными методами при данном гранулометрическом составе исследуемой руды невозможно. Требуется провести доизмельчение руды с целью раскрытия сростков.

Согласно виду кривой  $\lambda$ , приведенной на рис. 1.3, исследуемую руду крупностью  $-12+0,040$  мм целесообразно обогащать гравитационными методами с получением концентрата, промпродукта и хвостов.

По кривым  $\theta$  и  $\beta$  определяют максимально возможные теоретические результаты обогащения при различной плотности разделения. Например, при  $\delta = 2,84$  г/см<sup>3</sup> из исследуемой руды (табл. 1.5, 1.6) можно выделить хвосты с содержанием ценного компонента 0,3 % (точка *A* на

кривой  $\theta$  рис. 1.3). Если же плотность разделения задать равной  $3,2 \text{ г/см}^3$ , то можно получить концентрат с содержанием ценного компонента  $12,5 \%$  (точка  $B$  на кривой  $\beta$  рис. 1.3).

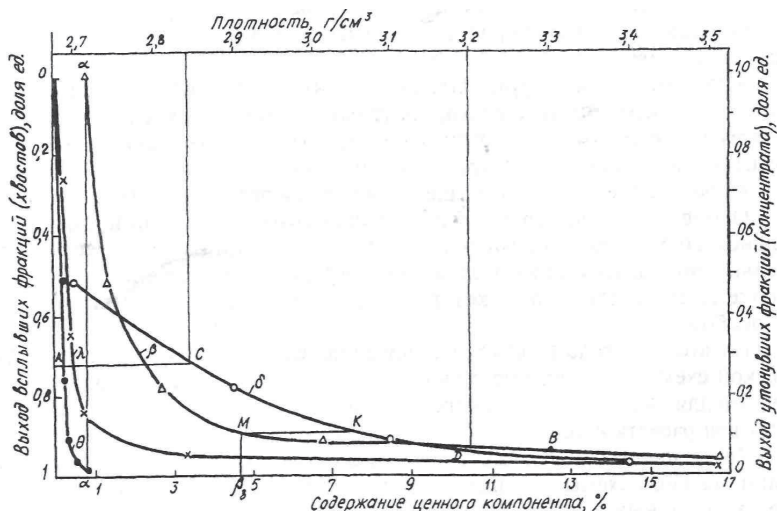


Рис. 1.3. Кривые гравитационной обогатимости

Следовательно, если исследуемую руду, результаты расслоения которой в тяжелых жидкостях приведены в табл. 1.6, обогащать гравитационными методами с целью получения концентрата, промпродукта и хвостов при плотностях разделения  $2,84$  и  $3,2 \text{ г/см}^3$ , то получим следующие предельные технологические показатели:

$$\gamma_{\text{хв}} = 72 \%, \theta = 0,3 \%, \gamma_{\text{к-т}} = 4,32 \%, \beta_{\text{к-т}} = 12,5 \%;$$

$$\gamma_{\text{п.п}} = 98,32 - 72 - 4,32 = 22 \%;$$

$$\beta_{\text{п.п}} = (80,885 - 12,5 \cdot 4,32 - 72 \cdot 0,3) / 22 = 1,124 \%.$$

Наконец, по кривой  $\delta$  можно определить необходимую плотность разделения для получения заданных технологических результатов. Например, концентрат с содержанием ценного компонента  $4,7 \%$  из исследуемой руды получают при плотности разделения  $3,05 \text{ г/см}^3$  (точка  $K$  на кривой  $\delta$  рис. 1.3).

Недостатки в использовании кривых обогатимости обусловлены неточностью построения кривой элементарных фракций. При интерпре-



тации состава руд цветных металлов трудно на одной шкале абсцисс отложить и использовать деления от сотых долей до десятков процентов.

Различное положение точек начала и конца кривых всплывших и потонувших фракций не дает возможности их графического сопоставления и единообразного математического описания.

Для этих целей И. Д. Райвичем предложена методика построения и использования кривых, названных обобщенными кривыми гравитационной обогатимости [1, 4, 8–10].

## 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА И СПОСОБЫ ИХ ОПРЕДЕЛЕНИЯ

### 2.1. Физические, физико-химические и механико-физические свойства руд и продуктов обогащения

Сведения о физико-механических свойствах руд и продуктов обогащения необходимы для принятия решений, связанных с технологией обогащения. Исключительно на их основе выбираются схемы и аппараты для подготовки руды к обогащению, схемы и аппараты обезвоживания и пылеулавливания, а также устройство складов, бункеров, хвостохранилищ.

Испытания материала технологических проб обязательно включают измерение физико-механических свойств, значения которых представлены в табл. 2.1 [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

Таблица 2.1

Физико-механические свойства Сафьяновской медной руды

Показатель	Исходная руда	Классы крупности			
		–70+0 мм	–40+0 мм	–12+0 мм	–3+0 мм
Крепость по М. М. Протодяконову	10,5 ±	–	–	–	–
Индекс Бонда	24,4 ±	–	–	–	–
Плотность, кг/м <sup>3</sup>	4 000	–	–	–	–
Насыпная плотность, кг/м <sup>3</sup>	2400	2 400	2 400	2 400	2 300
Угол естественного откоса, град		35	33	32	34

Перечень возможных физико-механических свойств достаточно велик [4]. Для каждой руды определяются только те свойства, которые необходимы для дальнейших оценок. Так, например, для кварцевых руд определяется светопропускание, что для других руд не имеет значения и не измеряется. Некоторые физические характеристики могут использоваться и как разделительные признаки.

Основной способ разрушения кусков руды – раздавливание. Поэтому всегда определяют сопротивление руды сжатию. Основным метод – раздавливание образцов правильной формы, цилиндрической или кубической со сторонами 50 мм. После определения  $\sigma_{сж}$  в паскалях руду характеризуют коэффициентом *крепости*  $f$  по шкале проф. М. М. Протодьяконова, который изменяется от 0,2 до 20 (самые твердые кварциты).

Если образцы изготовить нельзя, *крепость* руды характеризуют удельной работой дробления (метод толчения) на образование частиц крупностью – 0,5 мм. На дно стального стакана в один слой укладывают 6–10 кусков руды крупностью 20–40 мм. На куски с высоты  $h$  сбрасывают гирию массой  $m$ . Число сбрасываний может быть  $n = 3 \div 20$  таким, чтобы объем мелочи (класса – 0,5 мм) составил около 20 % массы уложенных кусков. Опыт выполняют 5 раз. Рассчитывают затраченную на дробление работу, а также удельную работу дробления. Коэффициент крепости будет равен удельной работе, умноженной на  $10^{-7}$  ( $10^{-7}A_{уд}$ ).

*Абразивность* руды оценивают по износу образца материала футеровки или дробящих конусов дробилки. Желоб специальной испытательной машины заполняют материалом пробы. В работающей машине образец перемещается в материале пробы по окружности со скоростью 0,48 м/с. Продолжительность испытаний 8 ч. Износ  $1 \text{ м}^2$  площади образца за 8 часов работы является оценкой абразивности.

Относительная износостойкость равна отношению времени истирания к износу образца (убыли массы с площади  $1 \text{ м}^2$ ).

Абразивность руды определяется также по фактическому расходу материала машины при переработке руды. Так, абразивность известняка – 0,024 г/т, медных руд – 0,147 г/т, магнетита – 0,222 г/т, гранита – 0,389 г/т, кварца – 0,775 г/т.

*Сыпучесть* минерального сырья определяют по массе материала, высыпавшегося за единицу времени через единицу площади выпускного отверстия. Основным прибор для определения сыпучести материала крупностью до 3 мм – воронка Гарри. Это конус с углом конусности  $35^\circ$  и диаметром выпускного отверстия 30 мм.

Если материал образует свод и не высыпается, степень сыпучести принимают равной нулю.

*Угол естественного откоса* – наибольший угол, образованный свободной поверхностью материала. Для испытаний применяют ци-

линдр без дна. Диаметр цилиндра для материала крупностью 3, 25, 50 мм составляет соответственно 0,1; 0,5; 1 м, а высота – 0,15; 1; 1,5 м. Материалом пробы заполняют цилиндр, установленный на горизонтальной поверхности, и медленно поднимают его. Затем находят угол естественного откоса.

Угол естественного откоса можно использовать для оценки сыпучести.

Угол естественного откоса используется и как самостоятельная физико-механическая характеристика. Угол естественного откоса необходимо учитывать при определении поперечного сечения ленточного питателя и полезной емкости бункера.

Различают угол естественного откоса материала в покое и в движении на поверхностях транспортирующих устройств. При движении опорная горизонтальная плоскость колеблется, величина угла естественного откоса уменьшается. Таким образом, угол естественного откоса в покое всегда больше угла естественного откоса в движении. Угол естественного откоса обычно определяют с помощью специальных приборов (рис. 2.1, 2.2).

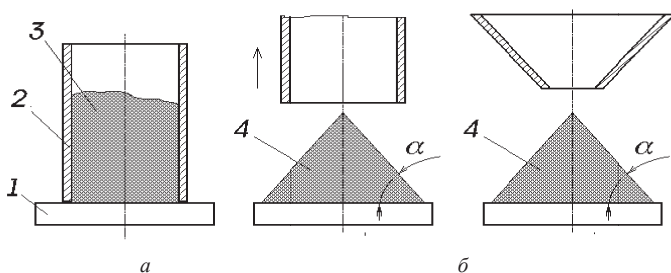


Рис. 2.1. Способы определения угла естественного откоса: *а* – с помощью убираемой трубы, *б* – при свободном истечении из воронки; 1 – гладкая плита, 2 – труба, 3 – порошок, 4 – свободно отсыпанный порошок,  $\alpha$  – угол естественного откоса

*Слеживаемость* – это увеличение связности материала с течением времени при его хранении в неподвижном слое.

Слеживаемость может определяться физико-механическим и физико-химическим сцеплением.

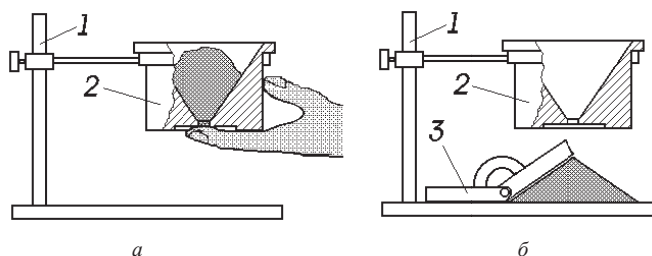


Рис. 2.2. Установка для определения угла естественного откоса: 1 – штатив, 2 – воронка, 3 – штангенугломер; а – установка воронки и засыпка порошка в воронку, б – истечение порошка и измерение дополнительного угла

Сцепление сыпучих материалов оценивается сопротивлением первоначальному сдвигу и коэффициентом сцепления, а также величиной внутреннего трения.

Для определения этих характеристик используют сдвиговый прибор ГПП-30. На этом приборе определяют сдвиговые нагрузки  $\sigma$ , при которых начинается резкое нарастание нестабилизирующейся деформации сдвига между частями пробы при заданных нормальных нагрузках  $P_1$  и  $P_2$ .

Аналогично определяют коэффициент внешнего трения, заменяя одну из сдвигаемых частей пробы образцом материала ограждающей стенки: бетона, стали и т. п.

*Насыпная плотность* – это плотность единицы объема добытой руды в конкретных условиях ее нахождения.

Лучший способ измерения насыпной плотности – определение некоторого объема и массы руды. Это возможно в промышленных условиях.

В лабораторных условиях насыпную плотность определяют по наполнению материалом цилиндра объемом  $0,005\text{--}0,05\text{ м}^3$ . Высота цилиндра  $185\text{--}400\text{ мм}$ , диаметр  $185\text{--}400\text{ мм}$ . Наполненный цилиндр с ровной поверхностью взвешивают и массу руды делят на ее объем.

В процессе хранения происходит самоуплотнение материала.

Для оценки самоуплотнения определяют насыпную плотность материала без уплотнения  $\rho_0$ . Зная высоту насыпаемой толщи материала  $h$ , вычисляют его давление на дно емкости. Для определения самоуплотнения пробу уплотняют, наложив груз, соответствующий рассчитанному

давлению. Материал выдерживают под нагрузкой в течение суток, а затем определяют объем спрессованной пробы и соответственно увеличенную насыпную плотность  $\rho_n$ .

До глубины примерно 10 м существует пропорциональная связь между глубиной слоя руды  $h_i$  и насыпной плотностью  $\rho_i$ .

Насыпную плотность используют при расчетах объемов всех накопительных и транспортируемых емкостей.

Установка для определения насыпной плотности показана на рис. 2.3.

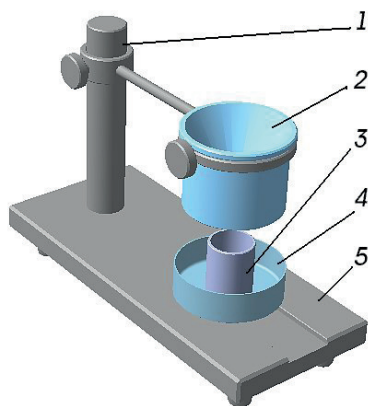


Рис. 2.3. Установка для определения насыпной плотности: 1 – штатив (стойка); 2 – воронка с калиброванным отверстием диаметром 5 мм; 3 – мерная ёмкость объёмом 25 см<sup>3</sup>; 4 – чашка; 5 – основание

Порядок работы по ГОСТ 19440 при измерении насыпной плотности показан на рис. 2.4.

*Удельная поверхность* минерального сырья – суммарная площадь поверхности частиц, отнесенная к единице объема или массы всего дисперсного твердого материала

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

*Внешняя удельная поверхность* – суммарная поверхность, образованная ровными участками, выступами, извилинами и трещинами,

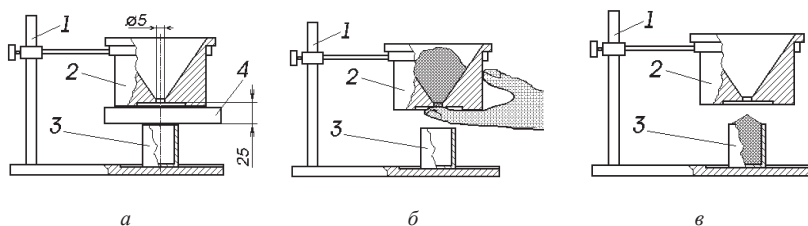


Рис.2.4. Порядок определения насыпной плотности: 1 – штатив; 2 – воронка; 3 – стакан емкостью 25 см<sup>3</sup>; 4 – мерная плитка; а – установка воронки на требуемой высоте над меркой, б – засыпка порошка в воронку, в – мерка, заполненная порошком «с верхом»

глубина которых меньше их ширины. *Полная удельная поверхность* – суммарная поверхность, образованная внешней и внутренней, включающей глубокие трещины, сквозные и тупиковые поры, другие дефекты кристаллических структур и т. д.

Удельная поверхность минералов (минерального сырья) изменяется в широких пределах и используется в качестве важнейшего показателя при оценке степени измельчения сырья и эффективности его сепарации различными методами.

Определение внешней удельной поверхности выполняют, измеряя скорость прохождения воздуха через слой пробы. Величину внешней удельной поверхности в м<sup>2</sup>/кг вычисляют по формулам, приведенным в инструкциях к прибору.

Определение полной удельной поверхности выполняют, измеряя объем адсорбированного навеской газа (смеси гелия и аргона). Опыты выполняют дважды: с навеской массой  $m_n$  и эталоном массой  $m_s$  с известной полной поверхностью  $S_s$ , после чего рассчитывают полную удельную поверхность материала.

Удельная поверхность используется для характеристики многих продуктов, например, асбеста, цемента.

*Твердость* – одна из главных констант рудного минерала. Твердостью рудного минерала называется способность его полированной поверхности оказывать сопротивление при царапании, шлифовании и микровдавливании, т. е. это – характеристика вещества, показывающая его способность противостоять внешней механической силе. Ми-

нералам свойственна различная твердость в зависимости от кристаллографических направлений. Главными факторами, определяющими твердость кристаллического вещества (минерала), являются особенности его структуры и состава, тип химической связи, тип и плотность кристаллической упаковки.

Твердость и *хрупкость* рудообразующих минералов учитываются при исследовании измельчаемости руды. Определение твердости веществ имеет большое значение при дезинтеграции горных пород и обогащении минерального сырья. Применяются два метода определения твердости минералов: качественный и количественный.

*Качественное определение твердости минерала методом царапания.* В минераграфической практике широко применяется определение твердости рудных минералов методом царапания стальной и медной иглами. Твердость (по шкале Мооса) стальной иглы (швейной) равна 5, а медной – 3.

Минералы по твердости царапания подразделяются на три группы: 1) минералы низкой твердости (до 3 по шкале Мооса) царапаются медной иглой; 2) минералы средней твердости (от 3 до 5 по Моосу) царапаются стальной иглой, но не царапаются медной; 3) минералы высокой твердости (выше 5 по Моосу) царапаются с трудом или не царапаются совсем стальной иглой. В табл. 2.2 приведена твердость рудных минералов по данным различных исследователей.

При проведении испытаний твердости методом царапания необходимо помнить о том, что твердость анизотропных минералов изменяется в зависимости от ориентировки зерен (антимонита, вольфрамита и др.), а изотропных – в зависимости от кристаллической структуры: у скрытокристаллических разновидностей минералов твердость ниже, чем у полнокристаллических. Например, колломорфный пирит и кристаллический пирит будут отличаться по твердости.

*Качественное определение твердости по относительному рельефу.* При изготовлении полированного шлифа рудообразующие минералы имеют различное сопротивление истиранию. В результате этого при шлифовке и полировке твердые минералы стачиваются более медленно, чем мягкие, поэтому во всех полированных шлифах более твердые минералы слегка возвышаются над окружающими их мягкими минералами. При этом твердый минерал имеет положительный рельеф, а мягкий – отрицательный.



Шкала твердости стандартных минералов

Минерал-эталон, химический состав, сингония	Твердость по				Микротвердость; форма отпечатка вдавливания	Полирование
	Моосу	Вольскому	царапанию	рельефу		
Акантит $\alpha$ - $\text{Ag}_2\text{S}$ Кубич.	2–2,5	I	Низкая	< галенита	20–30 (В) 20–30 (Л); с., вогн.	Плохое
Галенит $\text{PbS}$ Кубич.	2,5	II	Низкая	> акантита < сфалерита	71–84 (В) 64–110 (Л); с.	Хорошее
Халькопирит $\text{CuFeS}_2$ Тетрагон.	3,5–4	III	Средняя	> галенита < сфалерита < пирротина	126–219 (В); с.	Хорошее
Сфалерит $\text{ZnS}$ Кубич.	3,5	IV	Средняя	> галенита > халькопирита > блеклой руды < пирротина < магнетита	186–209 (В) 153–270 (Л); с., вогн.	Хорошее
Теннантит (блеклая руда) Кубич.	3,5–4,5	IV	Средняя	> галенита < сфалерита < пирротина	320–361 (В) 308–397 (В) с.	Отличное

Никелин NiAs Кубич.	5–5,5	V	Высокая	> пирротина < пирита < сафлорита	328–455 (В) 412–489 (Л) с.	Отличное
Магнетит FeFe <sub>2</sub> O <sub>4</sub> Кубич.	5,5	VI	Высокая	> сфалерита < гематита	530–699 (В) 535–695 (Л); с.	Хорошее
Ильменит FeTiO <sub>3</sub> Тригон.	5–6	VII	Высокая	> магнетита < гематита	519 – 703 (В) 593 – 735 (Л); с., трещ., вогн., вып.	Хорошее
Пирит FeS <sub>2</sub> Кубич.	6–6,5	VII	Высокая	> арсенопирита < гематита < кобальтина	1027 – 1240 (В) 1144 – 1374 (Л); трещ.	Плохое Хорошее

Примечания: I. В – число микротвердости по Виккерсу, Л – по Лебедевой, 2. Форма отпечатка вдавливания: с. – совершенный, вып. – выпуклый, вогн. – вогнутый, трещ. – трещиноватый.

Относительную твердость минералов по рельефу определяют по правилу световой полоски, которая видна даже в хорошо полированных шлифах. Для этого устанавливают в поле зрения микроскопа границу срастания испытуемого минерала и минерала с известной твердостью, частично прикрывают апертурную диафрагму и медленно поднимают тубус микроскопа. При подъеме тубуса световая полоска будет двигаться в сторону мягкого минерала, при опускании – в сторону твердого минерала. Явление световой полоски можно наблюдать с объективами средних увеличений (9); если при этом увеличении световой полоски не заметно, то нужно использовать более сильный (40<sup>х</sup>) объектив.

Правило световой полоски следует использовать при сравнении рельефа минералов близкой твердости, а также при определении твердости минералов, представленных в виде мелких включений в другом минерале, твердость которого известна.

Рудные минералы принято разделять на группы по высоте относительного рельефа в полированных шлифах. И. С. Волынский предложил объединить минералы по высоте относительного рельефа в семь групп [1, 2, 4, 5, 8–13, 19]. Твердость минерала по рельефу не всегда может быть выявлена в скрытокристаллическом и аморфном агрегате (например в агрегате гидроксидов железа и марганца).

*Количественное измерение твердости методом микровдавливания.* Микротвердость полированной поверхности минерала может быть измерена под микроскопом путем вдавливания алмазного наконечника (индентора) при определенных нагрузках. Микротвердость является одной из главных констант для диагностики минерала. Сначала измеряют минимальные и максимальные величины микротвердости, а затем вычисляют средние. Распределение минералов по твердости царапания и микровдавливания показано в определительных и описательных таблицах.

Форма и качество фигуры вдавливания также отличаются (рис. 2.5). Комиссией по рудной микроскопии приняты следующие символы для обозначения характера отпечатка: с. – совершенный; вып. – выпуклый; трещ. – трещиноватый; сл. трещ. – слабо трещиноватый; вогн. – вогнутый. По характеру отпечатка можно судить о микрохрупкости и упругих свойствах минерала. Существуют методики оценки хрупкости минералов, основанные на учете количества и типа трещин,

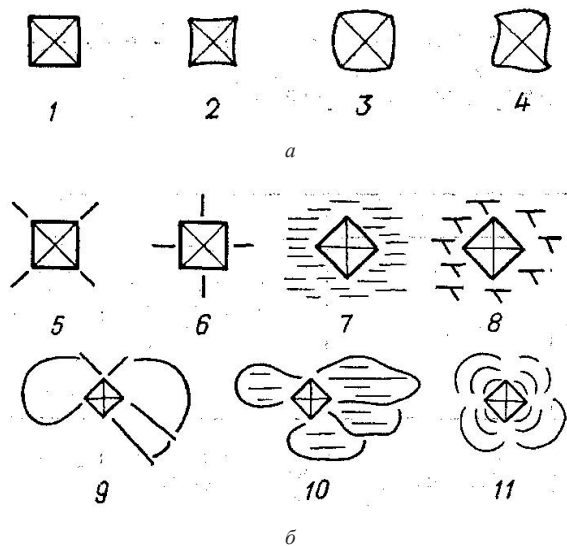


Рис. 2.5. Формы отпечатка (а) и характер трещеноватости вокруг отпечатка (б): 1 – совершенный; 2 – вогнутый; 3 – выпуклый; 4 – сигмоидный; 5 – радиально-лучистый; 6 – боковая радиальная; 7 – спайности; 8 – отдельности; 9 – в виде простой раковины; 10 – раковинистая по спайности; 11 – концентрически-раковинистая

образующихся вокруг отпечатка; числа отпечатков с трещинами; величины нагрузки. Дробление хрупких минералов вызывает повышенное образование мелких фракций, что способствует переизмельчению.

Для большинства рудообразующих минералов микротвердость и твердость по рельефу, как правило, совпадают, но наблюдаются исключения, когда микротвердость минерала ниже, чем твердость по рельефу (молибденит и халькопирит, сфалерит и теннантит и др.) [1, 2, 4, 5, 8–13, 19]. Это объясняется характером кристаллической структуры минерала, от которой зависят спайность, хрупкость, ковкость, вязкость, а также химическим составом минерала. Для измерения микротвердости минералов применяются различные модели микротвердометров. Микротвердометры могут применяться для изучения зерен размером до 1 мкм в диаметре.

В каждом микротвердометре при испытании микротвердости минерала алмазная пирамида под нагрузкой свободно погружается в зерно

минерала и выдерживается в течение некоторого времени. В микротвердометре ПМТ-3 нагрузка колеблется от 10 до 300 г. Отпечаток пирамиды измеряют и по величине диагонали вычисляют микротвердость при данной нагрузке. Величины твердости вдавливания выражаются отношением нагрузки к площади поверхности отпечатка.

В обычной минералогической практике применяется наиболее простой способ определения твердости царапанием одного минерала другим, т. е. устанавливается относительная твердость минералов. Для оценки этой твердости применяется шкала Мооса, представленная десятью минералами, из которых каждый последующий своим острым концом царапает все предыдущие. За эталоны этой шкалы принято считать следующие минералы в порядке твердости от 1 до 10: тальк, гипс, кальцит, флюорит, апатит, ортоклаз, кварц, топаз, корунд, алмаз.

Определение твердости исследуемого минерала производится путем установления, какой из эталонных минералов он царапает последним. Например, если исследуемый минерал царапает апатит, а сам царапается ортоклазом, то это значит, что его твердость заключается между 5 и 6.

*Дробимость* оценивают несколькими способами.

*Стандартная методика* предполагает разрушение проб на гидравлическом прессе. Материал крупностью  $-40 +20$  мм;  $-20 +10$  мм;  $-10 +6$  мм засыпают в цилиндр диаметром 75–100 мм и нагружают с помощью плунжера усилием со скоростью 1–2 кН/с, доводя это усилие до 50 кН. Пробу рассеивают на контрольном сите соответственно 5; 2,5 и 1,25 мм и взвешивают.

Дробимость  $D_r$  в процентах рассчитывают как отношение массы подрешетного продукта к массе пробы.

*Методика института «Механобр»*. Испытания проводятся в дробилке КСД–600 на пробе массой 150–300 кг крупностью  $-50(40) + 7(5)$  мм. При дроблении фиксируют мощность, потребляемую дробилкой. Индекс работы  $W_i$  определяют по известному уравнению.

Для руд некоторых фабрик получены такие значения  $W_i$ : Сорская медно-молибденовая фабрика – 14,3 кВ·ч/т; Норильская медно-никелевая – 10,7 кВ·ч/т; Джезказганская медная – 17,7 кВ·ч/т.

Индексы  $W_i$  позволяют пересчитать данные об эталонной руде на испытываемую: по производительности дробилки и по номинальной крупности.

*Методика фирмы «Аллис –Чалмерс».*

Для испытания используют двойной маятниковый копер с грузами массой 13,6 кг. В рабочую зону помещают образец руды толщиной  $b$ , отклоняют грузы на высоту  $h$  и отпускают так, что они встречаются, нанося удар по куску и разрушая его. Разрушают 10 кусков размером 50–65 мм. Далее рассчитывают индекс работы.

Оценка дробимости по разрушению кусков в пробах малой массы получает дальнейшее развитие.

*Измельчаемость* – параметр, характеризующий способность минерального сырья к разрушению в мельницах. Он предназначен для определения производительности мельниц различных типов.

Сущность метода определения измельчаемости заключается в сравнении удельной производительности лабораторной мельницы при измельчении исследуемой и аналоговой руды до заданной крупности с последующим переходом на показатели работы промышленных мельниц.

Полный комплекс исследований по определению измельчаемости [1, 2, 4, 5, 8–13, 19] проводится по схеме рис. 2.6 и включает измельчение до крупностей 0,8; 0,5; 0,3; 0,2; 0,1; 0,071; 0,050 и 0,040 мм. Продолжительность измельчения  $t$  принимают по аналогии с известными опытными данными. Приходится выполнять 10–15 циклов до тех пор, пока не установится циркулирующая нагрузка 200 % за три последних цикла. Это значит, что выход продукта  $d$  должен стать равным 1/3 загрузки мельницы в  $i$ -м цикле (навеска с плюсовым классом предыдущего цикла).

Рассчитывают (для каждой крупности  $d$ ) удельную производительность по вновь образованному классу  $-0,071$  мм и индекс чистой работы Бонда.

Так, в частности, для Гайской руды получены такие значения для крупности готового продукта измельчения 0,1 мм:  $g_{-0,071} = 0,566$  кг/(дм<sup>3</sup>·ч) и  $W_i = 11,3$  кВт·ч/т.

Значения индекса Бонда будут разными для разных процессов дезинтеграции. Так, для руды Удоканского месторождения получены такие значения  $W_i$ :

- для дробления сжатием – 12,4;
- для измельчения в шаровых мельницах – 15,8;
- в стержневых мельницах – 17,4;
- для ударного дробления – 22,0.

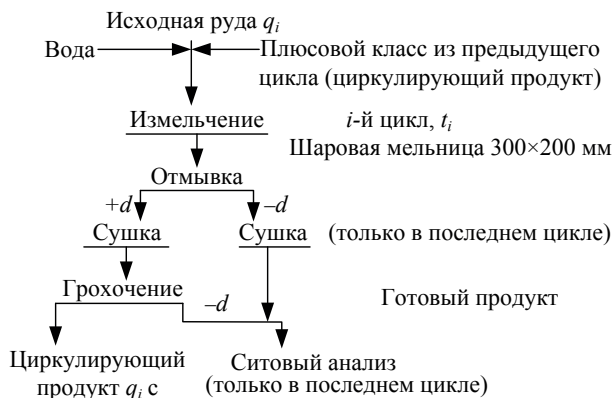


Рис. 2.6. Схема одного цикла периодически замкнутого измельчения

Зная индекс Бонда, рассчитывают удельный расход полезной энергии на измельчение из формулы для  $W_{is}$ , а следовательно, и мощность двигателя.

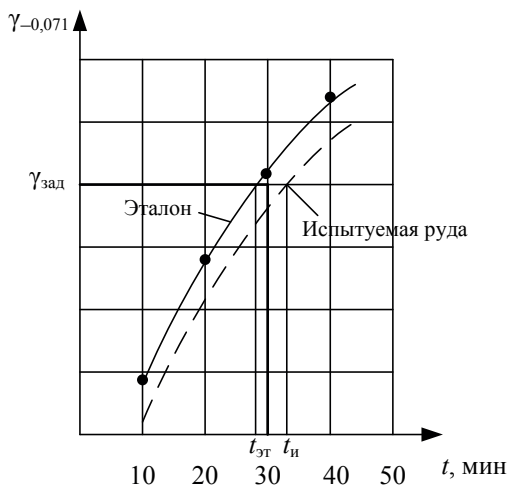
Коэффициент относительной измельчаемости  $K_{и}$  представляет собой отношение  $q_{исп}/q_{эт}$ .

Исследование проводят на пробах крупностью  $-3(5)$  мм. Испытание ограничивают временем, при котором доля класса  $-0,045$  мм достигает 95 %. Соотношение Ж:Т принимают 1:3. Через промежутки времени в минутах  $-5, 15, 30, 45, 60, 90, 120, 180$  – измеряют выход контролируемого класса крупности и строят зависимость выхода этого класса от продолжительности измельчения.

Измельчаемость исследуемой руды можно также определять путем сравнения продолжительности измельчения с эталонной и испытуемой руды.

Для этого от исследуемой и эталонной руды крупностью  $-2$  мм отсеивают класс  $-0,15$  мм и отбирают навески массой  $0,5-1$  кг. Навески обеих руд измельчают в стержневых мельницах в течение  $10, 20, 30$  и т. д. мин. После измельчения навески подвергают ситовому анализу по классу  $0,071$  мм и строят график (рис. 2.7).

Для заданного выхода класса  $-0,071$  мм ( $\gamma_{зад}$ ) определяем необходимое время измельчения для испытуемой и эталонной руды, после чего

Рис. 2.7. Характеристика класса  $-0,071$  мм

находим коэффициент измельчаемости как отношение времени измельчения испытуемой руды к времени измельчения эталонной руды (для испытуемой руды необходим в  $K$  раз больший объем мельниц по сравнению с объемом мельниц для эталонной руды).

В лабораториях компании MetsoMinerals проводятся испытания в мельницах с порционной загрузкой (в несколько килограммов) или в масштабе опытной установки (200–1000 кг/ч). Определяется удельная потребляемая мощность.

Другой вариант оценки измельчаемости – расчет энергозатрат с помощью индекса работы по Бонду  $W_i$ , известному для аналогичных руд.

Ниже представлены индексы работы Бонда некоторых минералов:

Барит	4–5
Глина, гипс	6–7
Боксит, сильвинит, колчедан, флюорит	8–9
Магнетит, пирротин, фосфорит, кварцит	9–10
Цементное сырье, полевой шпат, медно-цинковая и оловянная руды	10–11
Доломит, свинцовая руда, магнезит, цинковая руда	11–12
Известняк, стекло, гематит, марганцевые, титановые, молибденовые руды	12–13
Цементный клинкер, кварц, уголь, сиенит	13–14
Таконит	14–15



Кокс, гранит, сланец горючий	15–16
Гравий	16–17
Базальт	17–18
Андезит, габбро	18–19

Экономичным способом оценки дробимости и измельчаемости всегда оставались способы определения показателей типа индекса Бонда на отдельных кусках руды.

Фирма Minnovex разработала методику определения индекса SPI (SAGPowerindexTest) на множестве малых проб массой по 2–5 кг, отобранных из разных участков месторождения [1, 2, 4, 5, 8–13, 19]. Эта методика полностью исключает необходимость выполнения испытаний на пилотных установках валовых проб. Привлечение мощной базы данных по месторождениям мира по индексам Бонда позволяет на основе SPI проектировать циклы полусамозмельчения.

Методика SPI – это определение времени измельчения пробы руды массой 2 кг в шаровой мельнице до крупности  $d_{80} = -1,7$  мм. Исходная проба должна иметь крупность 100 % класса –19 мм и 80 % класса –12,7 мм. Мельница шаровая диаметром 305 мм и длиной 102 мм.

Полученное время пересчитывается по специальной формуле на удельные затраты энергии на полусамозмельчение до любого указанного размера.

*Промывистость* руды определяют в сосудах с перемешиванием. В лабораторных условиях эту оценку ведут на материале крупностью до 10 мм. В опытах отделяют тонкодисперсную фазу с водой от зернистого материала. Укрупненные испытания проводят в полупромышленном или промышленном масштабах. Промывистость обязательно определяют для песков россыпных месторождений. Оценки промывистости песков приведены в табл. 2.3 [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

Промывистость – специфическая характеристика, для коренных руд обычно не определяется.

*Сгущаемость* определяют для пульп, при сгущении которых выделяется чистый слив. Пульпу соответствующей плотности помещают в цилиндр и отмечают положение границы осветленного слоя во времени. В итоге будет построена зависимость  $H$  от  $\tau$  (рис. 2.8) [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

Таблица 2.3

## Оценка промывистости песков

Степень промывистости (обогащенности)	Выход шламов –0,1 мм, %	Продолжительность промывки, мин.	Эффективность гροхочения по классу 4 мм, %	Отношение количе- ства гли- н к пескам	Влаж- ность, %	Время размыва в ко- рытной мойке, мин	Кэф- фициент промы- висто- сти
Легкообогащаемые	10	50	80	1 : 50	7	–	1
Среднеобогащаемые	10–15	70–80	70–75	1 : 20–40	7–15	1–1,5	1–1,5
Труднообогащаемые	15–20	120	50–60	1 : 8–10	15–20	4,0	2
Весьма труднообогащаемые	30	–	40	1 : 2–4	25	6,0	–

Находят критическую точку  $A$  с помощью биссектрисы углов наклона кривой в зоне свободного осаждения и первоначальной стадии зоны уплотнения.

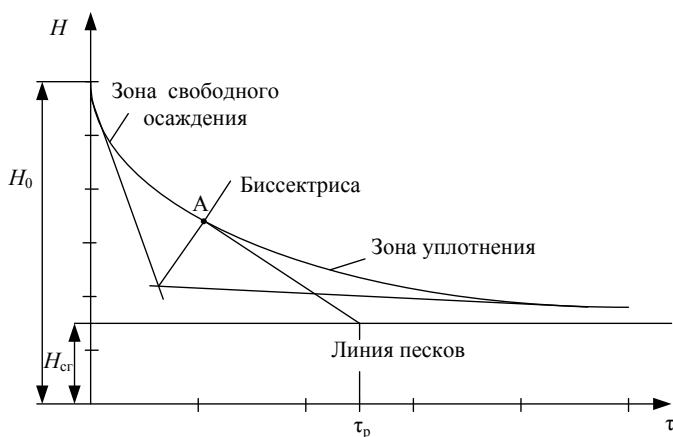


Рис. 2.8. Экспериментальная зависимость высоты осветленного слоя от продолжительности осаждения

В точке  $A$  проводят касательную до пересечения с линией песков, абсцисса которой даст расчетное время  $\tau_p$  осаждения, используемое для расчета удельной площади ступенчатого [1, 2, 4, 5, 8–13, 19],  $\text{м}^2$  (сут/т).

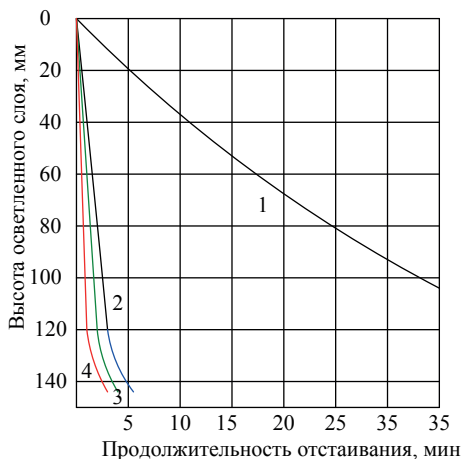


Рис. 2.9. Кинетика осаждения медного концентрата

*Сгущаемость* пульпы характеризуется также скоростью осаждения твердой фазы. Эта скорость существенно меняется при использовании флокулянтов. На рис. 2.9 приведены зависимости изменения высоты осветленного слоя при сгущении медного концентрата без полиакриламида (ПАА) 1 и с ним – 2, 3, 4. По этим зависимостям получены скорости осаждения по формуле

$$v_{oc} = H / t \quad 0,154 \text{ м/ч без ПАА и } 3,6 \div 7,2 \text{ м/ч с ПАА.}$$

Для пульп, при сгущении которых чистый слив не выделяется, время сгущения определяют по потерям твердого в сливе.

Сгущаемость – одна из наиболее часто определяемых характеристик.

## 2.2. Разделительные признаки минеральных частиц

Для того чтобы разделить минералы, нужно, чтобы они отличались друг от друга по каким-либо свойствам.

Признаки, по которым одни минералы отличаются от других и которые могут быть использованы в процессах обогащения полезных ископаемых, называются разделительными признаками.

Разделительные признаки следует классифицировать на базе основных сил, предопределяющих результат разделения частиц (табл. 2.4).

Свойства кусков (частиц), состоящих из одного известного минерала, к настоящему времени достаточно хорошо изучены и приведены в справочниках. Известно также, что значения признаков кусков, используемых как разделительные, могут в определенных пределах меняться, это также может быть отражено в справочниках [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

Таблица 2.4

Разделительные признаки частиц

Основная сила, предопределяющая результат разделения частиц	Основной разделительный признак	Связанный с основным разделительный признак
Сила тяжести (гравитационная сила)	Плотность	Удельная поверхность
Сила сопротивления перемещению	Крупность	Форма, внешняя удельная поверхность коэффициент трения
Сила магнитная	Удельная магнитная восприимчивость	–
Силы электрическая, электромагнитная и пондеромоторная	Удельная электропроводность	Диэлектрическая проницаемость, заряд
Силы адгезии (межмолекулярного взаимодействия)	Краевой угол смачивания	–
Сила растворения (химического взаимодействия)	Растворимость	–
Силы внешнего источника	Информационный сигнал	Массовая доля компонента, спектр отражения, поглощения или люминесценции, температура

Основным и принципиальным различием определенности и точности известных значений разделительных признаков является то, чем предопределяется разделительный признак, свойствами вещества в объеме всего куска или только свойствами вещества его поверхности.

Свойства вещества в объеме всего куска предопределяются значения разделительных признаков при авторадиметрических, ней-

тронно-активационных, фото-нейтронных, нейтронно- и гамма-абсорбционных методах рудоразборки: плотность куска, его удельная магнитная восприимчивость, его диэлектрическая проницаемость. Промежуточными свойствами обладают такие признаки, как заряд частицы и ее удельная электропроводность, а также разделительный признак при люминесцентных методах рудоразборки.

Свойствами только вещества, находящегося на поверхности куска, предопределяются разделительные признаки при флотации и выщелачивании, а также значения разделительных признаков при рентгенорадиометрической и фотометрической сортировках.

Поверхностные свойства частиц изменить гораздо легче, чем объемные, они имеют большой разброс даже у частиц, не подвергающихся каким-либо искусственным воздействиям, поэтому в справочниках они приводятся не всегда. Так, флотируемость вообще не оценивается заранее как определенный физический признак, так как она всегда создается искусственно путем подбора реагентного режима. Растворимость оценивается лишь качественным указанием, в чем растворяется тот или иной минерал. Спектры отражения минералов даны в специальных справочниках, но на результат отражения сильное влияние оказывает состояние поверхности частицы. Меньшему влиянию подвержена рентгеновская флюоресценция, но влияние помех на работу рентгенорадиометрического сепаратора также весьма велико.

Ранее было рассмотрено, что сростки – это куски или частицы, состоящие из двух и более минеральных составляющих либо различных зерен одного минерала. По составу минералов сростки делят на мономинеральные; биминеральные; полиминеральные.

По поверхности границ срастания можно выделить сростки с границей срастания: ровной, извилистой, неровной, зазубренной, сложной и т. п.

По доле извлекаемого компонента (минерала) сростки делят:

- на богатые, содержащие 71–99 % минерала;
- рядовые, содержащие 31–71 % минерала;
- бедные, содержащие 5–31 % минерала;
- примазки и включения – менее 5 % минерала.

Могут быть выделены также просто рудные куски, доля минерала в которых  $\alpha_m$  может превосходить долю минерала в любых из этих видов сростков.

Зерна минерала могут выходить на поверхность сродка, но могут и не выходить. Широко известно понятие «золото в рубашке» – это самородное россыпное золото, покрытое тонкой пленкой окислов Fe или Mn.

В общем случае первой и фундаментальной характеристикой сродка является массовая доля извлекаемого минерала  $\alpha_{\text{ср}}$ , изменяющаяся в весьма широком диапазоне  $0 < \alpha_{\text{ср}} < 100 \%$ .

Величина любого разделительного признака зависит от  $\alpha_{\text{ср}}$ . При этом разделительные признаки, предопределяемые свойствами куска в объеме, функционально связаны с  $\alpha_{\text{ср}}$ , а разделительные признаки, предопределяемые свойствами поверхности куска, связаны с  $\alpha_{\text{ср}}$  лишь корреляционно.

Функциональную связь можно рассчитать, корреляционная же связь теоретически может быть оценена лишь качественно. Для ее определения на первый план выступают экспериментальные методы.

*Крупность* кусков материала может быть разделительным признаком в связи с неравномерным распределением полезного компонента по классам крупности.

На рис. 2.10 представлена характерная зависимость массовой доли компонентов от крупности для различных руд, добытых в горных выработках.

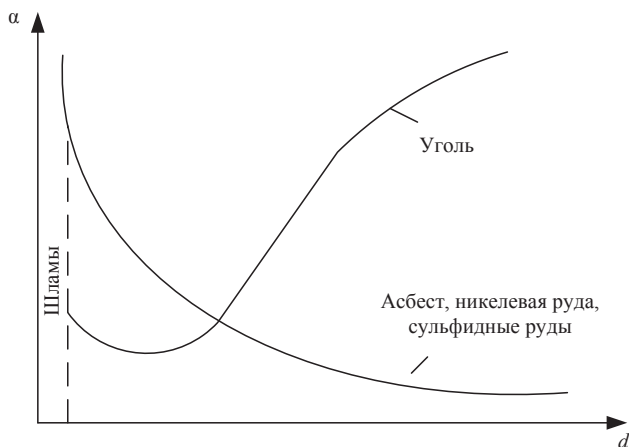


Рис. 2.10. Зависимость массовой доли минерала от крупности

Эта зависимость может быть усилена в результате так называемого селективного раскрытия минералов. В связи с селективным разрушением извлекаемые минералы могут переходить в необогатимые классы (шламы).

Эффективно использовал такой разделительный признак, как крупность, СП «Эконт», извлекающий медные минералы из хвостов мокрой магнитной сепарации цеха обогащения Высокогорского ГОКа. Было установлено, что в связи со склонностью к переизмельчению сульфидные медные минералы сосредотачивались преимущественно в классах крупности  $-0,2$  мм. Введение операции грохочения хвостов по крупности  $0,2$  мм позволило исключить мельницу для доизмельчения хвостов, установленную ранее, и направить на флотацию сульфидов обогащенный медью, готовый к флотации продукт [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

Установлено также, что класс  $-0,01$  мм хвостов обогащения колчеданных медно-цинковых руд «обогащен» ценными компонентами: Cu –  $0,76$ – $0,83$  %, Zn –  $2,2$ – $2,5$  %. В эту фракцию переходит  $39$ – $56$  % Cu,  $41$ – $43$  % цинка (от хвостов) [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

*Информативный сигнал.* Рудные куски отличаются от разубоживающей породы прежде всего массовой долей, свойствами ценного минерала и свойствами рудной основы.

Разделительным признаком при рудоразборке является именно массовая доля ценного минерала. Для ее определения подбирается какой-либо экспрессный метод определения массовой доли в куске. Можно выделить следующие группы методов измерения:

- информативный сигнал функционально (лучше прямо пропорционально) связан с массой ценного минерала в объеме куска;
- информационный сигнал связан с наличием ценного минерала на поверхности куска либо корреляционной связью со свойствами преобладающего рудного минерала.

К первой группе можно отнести следующие методы сортировки кусков: авторадиометрический; фотонейтронный; нейтронно-активационный; гамма- и нейтронно-абсорбционные; радио-резонансный.

Следует различать рудные куски, содержащие ценный минерал и породную основу, и куски разубоживающей породы, т. е. возможна сортировка рудных кусков от разубоживающей породы и рудных кусков,

содержащих ценные минералы, от рудных кусков, их не содержащих, т. е. от породной основы.

Во всех этих случаях сигнал может быть связан с массовой долей функционально. Первые четыре метода и состоят в том, что получаемый сигнал пропорционален массовой доле:  $J = k a$ .

Эти методы имеют неширокий диапазон применения: авторадиметрический метод пока известен лишь при сортировке кусков калийной соли и радиоактивных минералов, фотонейтронный пригоден для бериллиевых руд, а нейтронно-активационный – для флюоритовых.

Абсорбционные методы имеют более сложную связь  $J$  с  $a$ , а именно  $J = J_0 e^{-ka}$ , где  $J_0$  – интенсивность падающего на частицу луча.

Их применение возможно лишь в случаях, когда один из минералов существенно отличается от других минералов, слагающих руду, по поглощению тех или иных излучений. К таким случаям относятся уголь и железная руда, для которых можно установить связь  $J$  гамма-излучения с массовой долей железа или зольностью угля, а также руды бора, для которых установлена связь  $J$  нейтронного излучения с массовой долей бора.

Во всех этих случаях можно экспериментально определить величину  $J$  для рудных кусков и пустой породы либо рассчитать эти величины для сростков с заданным значением  $a$  по приведенным формулам.

Все эти методы пригодны для отделения кусков, содержащих ценные минералы, как от разубоживающей породы, так и от рудной основы.

К этой группе методов можно отнести методы определения массовой доли минерала по магнитным и электрическим свойствам кусков с целью последующей сортировки.

Ко второй группе можно отнести следующие методы сортировки кусков: рентгенорадиометрический; люминесцентный; фотометрический; оптический.

Во всех этих случаях информативный сигнал связан с наличием ценного минерала на поверхности куска, так как проникающая способность даже вторичного рентгеновского излучения составляет десятые доли миллиметра.

Эта группа методов позволяет сортировать куски на основе либо сигнала, отражающего факт наличия зерен ценного минерала в куске, либо на основе корреляционной связи сигнала о поверхностных свой-



ствах куска с фактом наличия зерен ценного минерала в куске или непосредственно с массовой долей.

Так как вторичные рентгеновские излучения, люминесценция, спектры отражения и т. п. позволяют различать многие минералы друг от друга, эта группа методов имеет чрезвычайно широкие возможности для использования.

Основным недостатком этого разделительного признака является всегда только корреляционная связь  $J$  с массовой долей ценного компонента:  $J = f(\alpha)$ , и задача состоит в том, чтобы выбрать способ и аппаратуру, обеспечивающую достаточно высокий уровень корреляции, а также подобрать спектр первичного и вторичного излучения, селективно воздействующего либо селективно отражающего наличие определяемого компонента. Однако подчеркнем, что даже при полном отсутствии каких-либо помех сигнал  $J$  будет лишь коррелирован с  $\alpha$ , так как формируется слоем минерала, находящегося на поверхности куска, а не его массой в объеме куска.

Поэтому методы второй группы позволяют связывать с  $\alpha$  сигнал, формируемый рудной основой и другим элементом либо минералом, корреляционно связанным с определяемым, а также сигнал, определяемый текстурными характеристиками руды либо морфометрическими характеристиками рудных и нерудных зерен.

Экспериментально контрастность устанавливается путем измерения сигналов  $J$  на лабораторных установках, позволяющих измерять выбранный вид сигнала, но для сопоставления с  $\alpha$  нужен последующий химический или минералогический анализ кусков.

Новый объемный разделительный признак – *термодинамический СВЧ-фактор*. Все минералы и горные породы отличаются друг от друга рядом признаков. Если минералы подвергнуть нагреву с помощью сверхвысокочастотного источника энергии, то они будут нагреваться по-разному.

Благодаря такому большому различию термодинамических факторов в СВЧ-поле за очень малый промежуток времени  $\Delta t_n$  минералы нагреваются по-разному и по величине  $\Delta T$  могут быть отделены друг от друга.

Измерение  $\Delta T$  осуществляется тепловизором с разрешением по температуре  $0,08^\circ\text{C}$ , который определяет «светимость» частицы, свя-

зависимость  $\Delta T$ . На рис. 2.11 показано поле корреляции, связывающее массовую долю железа в куске с его светимостью  $S$ . Светимость меньше 20 единиц имеют куски, не содержащие железа, т. е. порода. Однако оказалось, что ряд кусков с небольшой массовой долей железа имеет очень высокую светимость ( $S > 137$ ). Эти куски содержали много пирита. Таким образом, нашлось две границы для выделения породы и кусков, обогащенных серой. Куски со светимостью от 22 до 137 являлись рудными с пониженным содержанием серы.

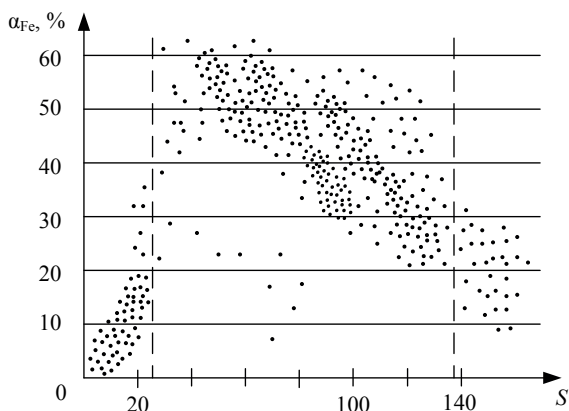


Рис. 2.11. Связь массовой доли железа со светимостью  $S$

Тепловизор позволяет «увидеть» минералы, не выходящие за пределы куска типа золото «в рубашке», например золото в кварце.

С помощью СВЧ-излучения легко изменяется объемный разделительный признак (температура тела), а высокочувствительные датчики – тепловизоры могут улавливать температуру кусков с высокой точностью. Способ может использоваться на кусках любой крупности, но разработан пока для кусков более 6 мм. Способ прошел успешные испытания на техногенном сырье.

*Плотность* кусков чистого минерала является известной величиной и приводится в минералогических таблицах.

Плотность сростков для известных значений массовой доли полезного компонента можно рассчитать.

Экспериментально плотность кусков можно установить следующим образом: для кусков сравнительно большого объема определяется масса  $m_k$  и измеряется объем  $V_k$ , например путем погружения в воду.

Плотность отдельных небольших зерен находится гидростатическим способом при погружении их в растворы тяжелых жидкостей. Плотность определяют для 3–4 зерен. Минеральное зерно опускают в растворы тяжелых жидкостей с последовательно увеличивающейся плотностью до тех пор, пока оно не будет плавать. За плотность зерна принимают среднее из двух соседних плотностей жидкостей, в которых зерно тонет и плавает. Если зерно плавает внутри жидкости, то его плотность соответствует плотности этой жидкости.

Плотность порошкообразующих материалов определяется пикнометрическим методом по мнемонической формуле, изображение которой приведено ниже:

$$\rho = \frac{\left( \begin{array}{c} \triangle \\ \text{---} \\ \triangle \end{array} \right) - \left( \begin{array}{c} \triangle \\ \text{---} \\ \triangle \end{array} \right)}{\left( \begin{array}{c} \triangle \\ \text{---} \\ \triangle \end{array} \right) - \left( \begin{array}{c} \triangle \\ \text{---} \\ \triangle \end{array} \right)} \rho_{\text{H}_2\text{O}}$$

Этот разделительный признак широко применяется при обогащении асбестовых руд, причем величина разделительного признака искусственно изменяется перед разделением так называемой «распушкой» кристаллов асбеста [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

Скорость падения шарообразных частиц в воздухе при различных условиях определяется теоретически. Можно найти такую скорость воздушной струи и такую шкалу классификации по крупности, при которых самые большие частицы с меньшей плотностью будут увлекаться струей воздуха, а самые мелкие частицы с большей плотностью – оставаться неподвижными.

Новые возможности использования разделительного признака – скорости витания – увидела фирма «Гормашэкспорт» (г. Новосибирск). Ею разработана технология СЕПАИР, защищенная патентами и заключающаяся в разделении восходящим потоком воздуха кусков, находящихся на воздухопроницаемой конвейерной ленте (проволочная сетка). Таким способом оказалось возможным обогащать куски руды крупностью 1–50 мм (угля – 1–100 мм), классифицированные на классы с модулем 2.

Разработанные установки позволяют выделять 2–4 фракции по плотности. Так, марганцевая руда разделена на концентрат плотностью 3900 кг/м<sup>3</sup>, промпродукт плотностью 3300 кг/м<sup>3</sup> и хвосты плотностью 2600 кг/м<sup>3</sup>, т. е.  $\Delta\rho$  составило 600–700 кг/м<sup>3</sup>.

Уголь разреза «Бунгурский» разделен на четыре фракции зольностью 11,5; 14,9; 34,0 и 82,0 %.

Из шлаков силикомарганца крупностью 5–20 мм выделен концентрат с массовой долей 74,3 % MnO и промпродукт и хвосты (49,7 и 3,2 % MnO), а из шлаков феррохрома получены также три продукта с массовой долей Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> 89,8; 78,1 и 1,7 %. Технология позволяет обогащать влажные продукты.

*Плотность тела* – физическая величина  $\delta$ , одна из основных характеристик тела (вещества). Различают действительную плотность вещества (минерала, полезного ископаемого) – отношение массы вещества в монолите  $m$  к его объему без учета пор и трещин, и кажущуюся плотность – отношение массы пористого вещества к его объему в естественном состоянии. Действительная плотность вещества всегда больше кажущейся плотности. Для минералов действительная и кажущаяся плотности практически равны, так как их пористость ничтожно мала.

Плотность минералов и полезных ископаемых обычно определяется пикнометрическим, реже гидростатическим способами.

Для определения плотности минерала (порошка) используется навеска в виде порошка крупностью –100 мкм (чтобы исключить влияние пористости). Пикнометр (или небольшая мерная колба объемом 10–15 мл) взвешивают, затем заполняют до метки водой и снова взвешивают. В сухой пикнометр засыпают навеску 5–10 г и взвешивают. Затем заливают водой и добиваются полного смачивания частиц порошка. Доливают до метки воду и взвешивают. Плотность порошка минерала (или полезного ископаемого) рассчитывают по известной мнемонической формуле.

Плотность относительно крупных минеральных зерен (от 3–5 мм и выше) можно определить гидростатическим способом при погружении их в растворы тяжелых жидкостей. Плотность растворов тяжелых жидкостей известна заранее.

Гидростатическим взвешиванием можно определять плотность как твердых, так и жидких веществ. В основе метода лежит закон Архи-

меда: вначале определяется масса образца в воздухе, затем – в жидкости известной плотности (чаще всего дистиллированная вода), и по формуле рассчитывается плотность.

Чаще всего устройство для определения плотности используется с аналитическими весами (рис. 2.12), однако некоторые лабораторные весы также могут быть ими оснащены. Многие из таких весов, к которым в качестве опции предлагается подобное устройство, самостоятельно рассчитывают плотность образца при помощи встроенного программного обеспечения.

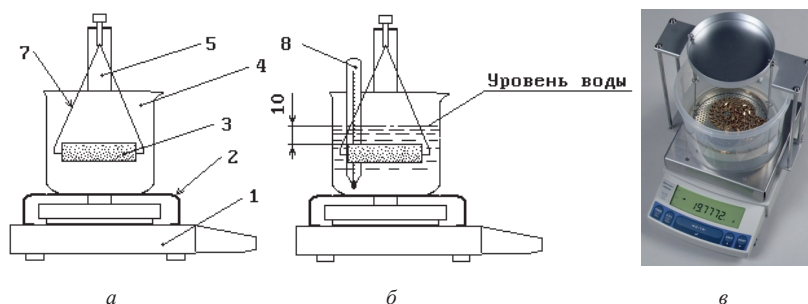


Рис. 2.12. Схема определения плотности гидростатическим взвешиванием (а – в воздухе, б – в воде, в – установка с весами): 1 – электронные весы, 2 – подставка для стакана, 3 – взвешиваемый образец, 4 – химический стакан, 5 – кронштейн для подвески образца, 6, 7 – нить с крючком, 8 – термометр

Взвешивание осуществляют следующим образом: на платформу электронных весов 1 устанавливают кронштейн для подвески образца 5. Сверху кронштейна, между его стойками помещают подставку для стакана 2 так, чтобы она не соприкасалась с платформой весов и кронштейном. На подставку 2 устанавливают стакан 4, также устанавливая его без соприкосновения с кронштейном. На кронштейн укладывают нить 6 с крючком 7 для подвески образца. Включают весы и сбрасывают их показания в нуль. Затем образец закрепляют с помощью нити с крючком 6 на кронштейне 5 и производят взвешивание образца. Этим определяют вес образца в воздухе. Затем в стакан наливают кипяченую (обезгаженную) холодную воду и измеряют ее температуру термометром 7. После

измерения температуры измеряют вес образца в воде. Затем рассчитывают величину плотности.

*Оптические свойства* характеризуют отношение вещества к падающему на него световому потоку. Определение этих свойств необходимо для диагностики минералов, характеристики фазового состава руд, в ряде случаев для экспресс-анализа состава и оценки условий образования минералов, оценки возможности разделения минералов методами, основанными на контрастности их оптических свойств.

При падении света на поверхность кристаллического вещества в общем случае наблюдаются преломление, отражение и поглощение, определяющиеся по законам световой оптики.

Определение спектров зеркального и диффузного отражения минералов состоит в измерении спектров относительным методом по эталонам. По измеренным спектрам могут быть рассчитаны цветовые характеристики.

Отраженные лучи состоят из двух компонент – зеркальной, подчиняющейся законам геометрической оптики, и диффузной, имеющей искаженное (рассеянное) распределение. Соответственно этому имеются методики определения спектров как зеркального, так и диффузного отражения. Измерение спектров зеркального отражения проводят на тщательно полированных шлифах или брикетах, а измерение спектров диффузного отражения – на порошковых пробах. Характер спектров зеркального и диффузного отражения для одного и того же вещества противоположный.

Физическая сущность диагностики минералов по интенсивности и характеру спектров зеркального отражения основывается на прямой связи оптических свойств с особенностями электронной структуры, главным образом на непосредственной связи с шириной запрещенной зоны (это минимальная энергия или энергия активации, необходимая для того, чтобы переместить электрон из связанного состояния в свободное, в котором он может участвовать в проводимости). Если ширина запрещенной зоны больше 4 эВ, то электроны в веществе под действием электромагнитных световых волн не возбуждаются, свет не поглощается, поэтому интенсивность отражения низкая – несколько процентов. Это характерно для прозрачных породообразующих минералов (кварца, полевого шпата, карбонатов, фосфатов, боратов и др.). По мере умень-

шения ширины запрещенной зоны поглощение света веществом усиливается, интенсивность отражения возрастает – у оксидов и простых сульфидов она достигает 25 %, для сульфосолей – примерно 40 %. Изменяется и характер спектров отражения – от малоселективных спектров породообразующих минералов наблюдается переход к аномальным, когда интенсивность отражения возрастает в длинноволновой области.

При ширине запрещенной зоны в десятые и сотые доли электрон-вольт наблюдается сильное взаимодействие электронов вещества с падающей световой волной и высокое отражение вследствие возвращения и перевозбуждения электронов. Наибольшей интенсивностью отражения при резко аномальном характере спектра характеризуются самородные металлы (медь, висмут, золото), а максимальное отражение (96,098 %) отмечается у чистого серебра, что связано с его самой высокой электропроводностью. В каждом конкретном минерале ширина запрещенной зоны не является строго постоянной, она уменьшается при замещении одного из элементов другим с большей подвижностью электронов и увеличивается при гидратации. Соответственно изменяется и интенсивность отражения.

Спектры зеркального отражения – основа диагностики минералов, особенно в тех случаях, когда минералы находятся в виде тонкодисперсных включений и извлечь их для анализа невозможно.

Спектры диффузного отражения могут быть положены в основу оценки фазового состава порошковых проб, поскольку каждый минерал обладает характерным для него спектром.

Способность минералов поглощать электромагнитное излучение оптического (светового) диапазона спектра (180–2500 нм) лежит в основе оптической спектроскопии.

Физическая сущность оптической спектрометрии состоит в том, что при поглощении электромагнитных излучений происходит взаимодействие оптического излучения с электронной системой кристаллической структуры минерала. В результате этого на графической зависимости относительного изменения интенсивности светового потока, проходящего через минерал, от длины волны монохроматического излучения появляются полосы и линии, совокупность которых формирует оптический спектр поглощения минерала.

Опτικο-спектроскопические исследования позволяют выявить и идентифицировать оптически активные центры в минералах и на основании этих данных выяснять природу окраски минералов, получать информацию об их элементном и молекулярном составах, изоморфных замещениях элементов, их валентности, характере химической связи, локальной симметрии структурных позиций.

*Люминесценция* – свойство минералов светиться под действием ультрафиолетового (фотолюминесценция ФЛ), рентгеновского (рентгенолюминесценция РЛ), катодного (катодолюминесценция КЛ) и других видов излучений. ФЛ и КЛ минералов применяют для диагностики и оценки их распространенности в горных породах и рудах. РЛ применяют в основном как признак разделения при радиометрическом обогащении руд, содержащих алмазы, шеелит, флюорит, сподумен, в перспективе – также руд, содержащих апатит, датолит, данбурит, барит, целестин, микроклин и другие полезные минералы. ФЛ, возбуждаемую лазером (ЛВЛ), применяют для минералого-технологического картирования, а в перспективе – для сепарации касситеритовых руд.

Люминесценция характеризуется следующими *параметрами*: длиной волны в диапазоне от 200 до 1100 нм, включающем видимую область и примыкающие к ней участки ближнего ультрафиолетового (УФ) и инфракрасного излучений; интенсивностью  $J$ , измеряемой в относительных единицах с «привязкой» к  $J_0$  эталонного люминофора; постоянной времени разгорания и затухания  $\tau$  (с) соответственно при включении и выключении возбуждения, изменяющейся в широких пределах ( $10^{-10} < \tau < 1$ ).

Спектры люминесценции определяют с помощью монохроматоров МДР-2, МДР-12, МДР-23, ИСП-51 и др.

Важнейшие люминесцирующие минералы: гомоатомные минералы – алмаз, муассанит (последний как синтетический абразив, создающий помехи в желтой области спектра); галогениды – флюорит, криолит, галит, сильвин и др.; оксиды и гидроксиды – кварц, корунд, шпинель, касситерит, бадделейт, фенакит; оксосоли – полевые шпаты, сподумен, петалит, эвкрипит, датолит, данбурит, циркон, апатит, кальцит, ангидрит, барит, целестин, церуссит, шеелит; отдельно рассматривают группу минералов уранила. Не люминесцируют металлы и интерметаллические соединения, узкощелевые полупроводники (с шириной



запрещенной зоны  $E_g$  1–1,5 эВ), диэлектрики, содержащие более 1 % ионов железа, меди. Люминесценция диэлектриков связана с наличием элементов – люминогенов, образующих в кристаллической решетке центры свечения. «Сквозным» люминогеном является кислород в оксидах, гидроксидах и оксосялах. Его излучение наблюдается в виде широких полос в диапазоне от УФ до голубой части спектра. Кислород возбуждается в процессе электронно-дырочной рекомбинации при РЛ, КЛ и не возбуждается оптическими фотонами из области невакуумного ультрафиолета при ФЛ. Он может играть роль как признака разделения, так и помехи в процессе РЛ-сепарации минералов (кварца, полевых шпатов, сподумена, петалита, данбурита, датолита, целестина, барита и др.).

Люминесцентный метод – один из важнейших радиометрических методов обогащения минерального сырья.

При РЛ-сепарации, например датолитовых и данбуритовых (боросиликатовые) руд, датолит и данбурит выделяют по наличию полос в УФ-части спектра. Основные сопутствующие минералы либо не люминесцируют (железосодержащие гранаты, амфиболы), либо люминесцируют в данном диапазоне значительно слабее извлекаемых (кварц, кальцит, доломит, волластонит). РЛ-сепарация боросиликатных руд позволяет получить кондиционные концентраты и одновременно промпродукты для последующего флотационного обогащения, выделить в начале процесса отвалы хвосты (30–40 % от исходной руды), резко снизить содержание вредной примеси железа в концентратах и промпродуктах. Данный метод реализован при обогащении алмазосодержащих кимберлитов.

*Кристаллохимическая характеристика поверхности.* Поверхность минеральных частиц, образовавшаяся в результате рудоподготовительных операций, дробления, измельчения, промывки, обладает рядом важных свойств, на которых основаны процессы флотации, флокуляции, электросепарации. Для флотации наиболее существенны смачиваемость и адсорбционная способность поверхности минералов, которые определяются в первую очередь кристаллохимическими свойствами, типом проводимости, а затем морфологическими особенностями – микронеоднородностью, дефектами кристаллической решетки.

Энергия кристаллов, как и других фаз, складывается из внутренней и поверхностной. Поскольку поверхность фазы характеризуется

разрывом или ослаблением связей между компонентами фазы, она вносит положительный вклад в суммарную энергию фазы. Поверхностная энергия фаз связана со свободной поверхностной энергией, которая определяется поверхностным натяжением  $\sigma$  (эрг/см<sup>2</sup> или дин/см<sup>2</sup>) – работой, затрачиваемой на образование 1 см<sup>2</sup> поверхности.

Открывшаяся в последние годы возможность оценки типа и прочности химической связи в кристаллических структурах позволяет использовать кристаллохимический анализ при объяснении процессов флотации для кристаллов с ионным строением, а также для более сложных объектов, таких, как силикаты.

*Гидратация поверхности минералов.* Кристаллы природных минералов в процессе измельчения контактируют с жидкой фазой флотационной пульпы, которая представляет собой водный раствор различных ионов и молекул. На поверхности минерала образуется гидратный слой, если минерал имеет достаточно гидрофильную поверхность.

Вода является одним из сильнейших полярных растворителей (диэлектрическая проницаемость –80). Кулоновское взаимодействие катионов и анионов кристаллической решетки уменьшается в восемьдесят раз, что объясняет сильную растворяющую способность воды по отношению к ионным кристаллическим решеткам. Ион, отрываясь от поверхности кристалла вследствие тепловых флуктуаций или какого-либо другого взаимодействия, попадает в водную фазу, где его электростатическое поле ослабляется.

Присутствующие на поверхности минерала катионные и анионные узлы обычно сильно гидратированы молекулами воды жидкой фазы. В первом приближении энергия кристаллической решетки равна сумме энергий гидратации ионов решетки. Аквакомплексы нейтрализуют электростатические поля ионов жидкой фазы примерно в той же степени, в какой ионы нейтрализуют друг друга в кристаллической решетке.

Образование гидратированной поверхности связано с поверхностной энергией, которая определяет процесс взаимодействия молекул воды с частицей минерала. С макроскопической точки зрения изменение гидрофильных и гидрофобных свойств поверхности определяется соотношением работы адгезии  $A_a$  и когезии  $A_k$  на границе раздела фаз. Для гидратированной поверхности  $A_a > A_k = 2\sigma_{ж.г.}$ , а в случае гидрофобной поверхности справедливо соотношение  $A_a < A_k = 2\sigma_{ж.г.}$

Работа когезии затрачивается на преодоление межмолекулярных сил при образовании новой границы раздела жидкость – газ (Ж – Г) и численно равна работе разрыва связи между молекулами воды на единице вновь образованной поверхности раздела фаз.

Равновесие между фазами в трехфазном контакте определяется уравнением конечного краевого угла смачивания  $\cos \theta = (\sigma_{тг} + \sigma_{жг}) / \sigma_{тж}$  (где  $\theta$  – краевой угол смачивания;  $\sigma_{тг}$ ,  $\sigma_{жг}$ ,  $\sigma_{тж}$  – соответственно поверхностные натяжения между контактирующими фазами). Для макроскопически неоднородной частицы минерала величины  $\sigma_{тг}$  и  $\sigma_{тж}$  не являются постоянными, а изменяются на различных участках поверхности.

Краевой угол смачивания будет приближенно определяется суммарной характеристикой межфазового натяжения вдоль периметра трехфазного контакта.

*Адсорбционная способность минералов.* Для образования прочной адсорбционной связи при хемосорбции необходимо, чтобы электрон анионного реагента перешел в кристаллическую решетку минерала. В случае катионного реагента электрон, образующий связь, переходит на катион флотационного реагента. Переход электрона аниона реагента наиболее вероятен в области катионного узла поверхности кристаллической решетки вследствие наибольшей концентрации свободных электронных орбит на данном участке решетки. Эта способность позволяет выделить зону электронных переходов, которая ограничена с одной стороны поверхностью кристалла минерала, а с другой – слоем ориентированных ионов и молекул жидкой фазы флотационной пульпы.

Количество анионов реагента, способных закрепиться на катионных узлах кристаллической решетки минерала, зависит от состава, концентрации и химической природы компонентов жидкой фазы вблизи поверхности частиц минералов. В жидкой фазе пульпы присутствуют анионы, способные конкурировать с анионами реагента в образовании адсорбционной связи. Закрепление аниона реагента определяется временем пребывания в зоне электронных переходов и в адсорбированном состоянии или прочностью связи этого аниона с катионным узлом кристаллической решетки. Нахождение аниона реагента в адсорбированном состоянии обусловлено подвижным характером равновесия границы раздела твердой и жидкой фаз.

В случае флотации минералов-полупроводников можно регулировать процесс закрепления ионогенного реагента-собираателя на поверхности минерала путем изменения работы выхода электрона из раствора. Это можно проследить при добавлении в водную фазу пульпы реагентов-окислителей или восстановителей.

Адсорбционная способность поверхности всегда специфична по отношению к определенным типам реагентов, растворенных или эмульгированных в водной фазе. Реагенты-собираатели и флокулянты взаимодействуют с поверхностью минералов непосредственно или с помощью реагентов-регуляторов. В некоторых случаях для флотации достаточно присутствия реагента-пенообразователя.

Различают химическую адсорбцию с образованием прочных химических связей между адсорбентом и адсорбатом, и физическую адсорбцию, при которой адсорбируемые молекулы могут быть легко удалены. В первом случае адсорбцию можно уподобить образованию химического соединения, содержащего общие атомы, принадлежащие и адсорбенту и адсорбату одновременно. Во втором случае такие соединения не образуются. Гигроскопичность, т. е. поглощение влаги из воздуха нерастворимым минералом, может служить примером физической адсорбции воды (*каолинит, галлуазит и другие глинистые минералы*).

Флотируемость частицы – это весьма сложный, не рассчитываемый показатель. В значительной степени флотируемость определяется краевым углом смачивания, предопределяющим силу флотации (силу сцепления частицы с пузырьком).

Экспериментально угол  $\theta$  определяют прямым геометрическим измерением: проецированием на экран нанесенной на минерал (частицу) капли жидкости.

Можно угол  $\theta$  определить по параметрам капли (рис. 2.13, а):

$$\text{при } \theta < 90^\circ \cos \theta = \frac{r^2 - h^2}{r^2 + h^2};$$

$$\text{при } \theta > 90^\circ \cos \theta = 1 - \frac{h}{R},$$

здесь  $R$  – радиус капли.

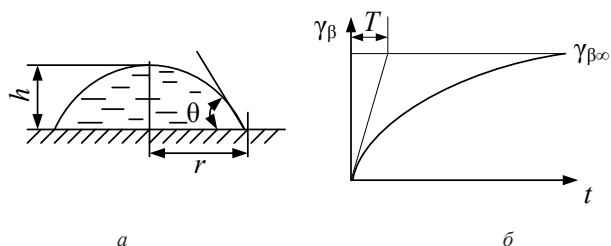


Рис. 2.13. К определению краевого угла (а) и скорости флотации (б)

Другой характеристикой флотируемости является скорость флотации  $k$ , определяемая по уравнению кинетики флотации (рис. 2.13, б):

$$\gamma_\beta = \gamma_{\beta\infty} (1 - e^{-kt}).$$

Флотируемость сростков предопределяется величиной  $k$  (или  $\theta$ ), соответствующей наиболее гидрофобной части сростка. В отличие от электрической сепарации, в которой результат разделения связан с однократным (возможно,  $n$ -кратным) контактом частицы с осадительным барабаном, при флотации частица имеет возможность столкнуться с пузырьком воздуха многократно, и в итоге та часть поверхности, гидрофобность которой достаточна для прилипания к пузырьку, и предопределяет результат флотации.

Разработан ряд методик определения специфических величин и характеристики процесса флотации:

- аппараты беспенной флотации для исследования взаимодействия реагентов с межфазной границей твердое – жидкость;
- установки для измерения краевых углов смачивания;
- установки для определения времени прилипания частиц к пузырькам и силы отрыва частиц от пузырьков;
- установки для определения поверхностного натяжения на границе газ – жидкость;
- установки для изучения состава поверхностных слоев реагентов на границе раздела фаз;
- установки для измерения электродных потенциалов минералов, в том числе  $\xi$ -потенциала, а также Eh и pH;

- установки для измерения контактной и объемной поляризации минералов.

Измерение этих и других величин, характеризующих возможное поведение частиц при флотации, позволяет объяснить это поведение и наметить направления решения возникающих задач флотации.

*Удельная магнитная восприимчивость  $\chi$*  кусков чистого минерала является известной величиной, приводимой в минералогических таблицах.

Удельная магнитная восприимчивость сростков при отсутствии ферромагнитных включений определится экспериментально пондеромоторным методом (рис. 2.14).

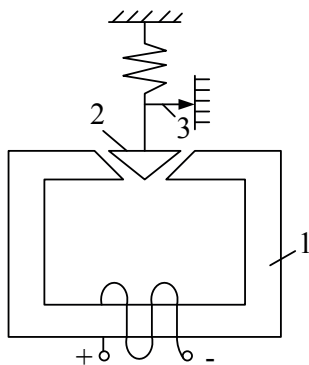


Рис. 2.14. К определению удельной магнитной восприимчивости

В скошенный зазор электромагнита  $I$  вводится сосуд  $2$  из немагнитного материала, подвешенный на весах  $3$ . В сосуд вносится навеска испытуемого материала и фиксируется вес  $P$ . Затем в электромагнит подается ток, что создаст в неоднородном магнитном поле зазора магнитный поток  $H$  с градиентом  $\text{grad } H$ , и появится магнитная сила, увеличивающая показания весов на величину  $F$ .

Другой вариант – использование вибромагнитного метода с применением специального вибромагнитометра [1, 2, 4, 5, 8–13, 19].

*Диэлектрическая проницаемость* диэлектриков является известной величиной, приводимой в минералогических таблицах.

Экспериментально диэлектрическую проницаемость определяют, помещая между пластинами конденсатора вырезанную пластинку материала размерами  $50 \times 50 \times 5$  мм. При подаче на конденсатор тока напряжением  $U$  и частотой  $f$  в нем появится ток  $J$ . Емкость такого конденсатора можно рассчитать.

Величину разделительных признаков частиц, предопределяемых поверхностными свойствами, рассчитать сложнее. Поэтому изложение будем начинать с экспериментальных методов.

*Удельная электропроводность*  $\sigma_{уд}$  определяется с использованием закона Ома.

Соответственно, эксперимент состоит в подводе к частице напряжения  $U$  и измерении тока  $J$  (рис. 2.15, а). Трудность состоит в обеспечении нулевого сопротивления контактов электродов с частицей. Точнее получают результаты, если на частицу нанести проводящие электроды из графита или золота и измерять падение напряжения между ними компенсационным методом (рис. 2.15, б). Расчет удельной проводимости выполняется так же, как и в первом случае.

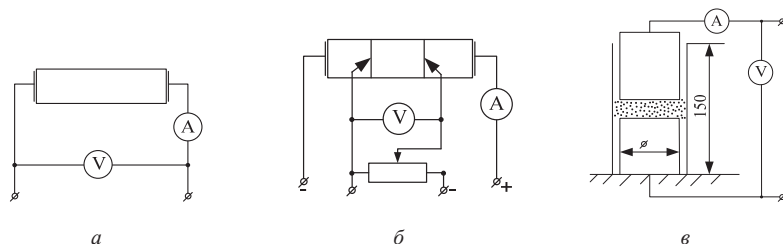


Рис. 2.15. К определению электропроводности образцов

Проводимость порошковых проб крупностью  $0,15-0,4$  мм определяют, помещая пробу массой  $150-200$  мг в стеклянный цилиндр диаметром  $5$  мм и сжимая ее между электродами (рис. 2.15, в) давлением  $60$  кПа.

*Растворимость* минералов характеризуется скоростью растворения  $k_p$ , которая также определяется.

При непрерывном выщелачивании в проточных условиях удобно измерять скорость растворения в  $\text{мг}/(\text{ч} \cdot \text{см}^2)$ .

Так, например, скорость растворения золота в цианистых растворах при промышленно используемых параметрах составляет  $3 \text{ мг/ч}\cdot\text{см}^2$ , что соответствует линейной скорости растворения  $1,5 \text{ мкм}$  в час.

Растворимость сростков предопределяется долей доступной для растворения поверхности минеральной частицы

Растворимость как разделительный признак получает все большее распространение. Так, начинают извлекать магний из серпентинитов, разработаны технологии перевода в раствор всех компонентов сульфидных руд, пиритных огарков и т. п. с последовательным извлечением из раствора Fe, Cu, Zn, Pb, Ag, Tl, Se, Au.

Бактериальное выщелачивание, избирательное извлечение химических элементов из многокомпонентных соединений посредством их растворения микроорганизмами в водной среде. Благодаря бактериальному выщелачиванию появляется возможность извлекать из руд, отходов производства и т. д. ценные компоненты (медь, уран и др.) или вредные примеси (например мышьяк в рудах чёрных и цветных металлов). Впервые это запатентовано в США (1958) применительно к извлечению меди и цинка [35–38].

Бактериальным выщелачиванием можно пользоваться при всех способах выщелачивания, не связанных с повышенными давлениями и температурой. Наиболее широко для бактериального выщелачивания применяют тионовые бактерии: *Thiobacillus ferrooxidans*, способные окислять сульфидные минералы и закисное железо до окисного (так называемые железобактерии), и *Th. thiooxidans* (так называемые серобактерии). Тионовые бактерии являются хемоавтотрофами, т. е. единственный источник энергии для их жизнедеятельности – процессы окисления закисного железа, сульфидов различных металлов и элементарной серы. Эта энергия расходуется на усвоение углекислоты, выделяемой из атмосферы или из руды. Получаемый углерод идёт на построение клеточной ткани бактерий. *Th. ferrooxidans* окисляют сульфидные минералы до сульфатов прямым и косвенным путём (когда микроорганизмы окисляют сернокислое закисное железо до окисного, являющегося сильным окислителем и растворителем сульфидов).

Важнейший фактор бактериального выщелачивания – быстрая регенерация сернокислого окисного железа тионовыми бактериями (*Th. ferrooxidans*), что в некоторых случаях ускоряет процессы окисле-



ния и выщелачивания. Оптимальная температура для развития тионовых бактерий 25–35 °С, а pH от 2 до 4. Тионовые бактерии ускоряют растворение халькопирита в 12 раз, арсенопирита и сфалерита в 7 раз, ковеллина и борнита в 18 раз по сравнению с обычными химическими методами.

В значительных промышленных масштабах бактериальное выщелачивание применяется для кучного извлечения полезных ископаемых (меди и урана) из руд на месте их залегания. Например, экономически целесообразно извлекать бактериальным выщелачиванием медь из забалансовых сульфидных руд. Это осуществляется водными растворами  $\text{Fe}_2(\text{SO}_4)_3$  в присутствии  $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ ,  $\text{FeSO}_4$  и тионовых бактерий *Th. ferrooxidans*. Раствор подаётся по шлангам в скважины, пробурённые в рудном теле (рис. 2.18); бактерии и сульфат окиси железа окисляют сульфиды меди [35–38].

По горным выработкам раствор из рудного тела подают на цементационную или другую установку для извлечения меди. В различных

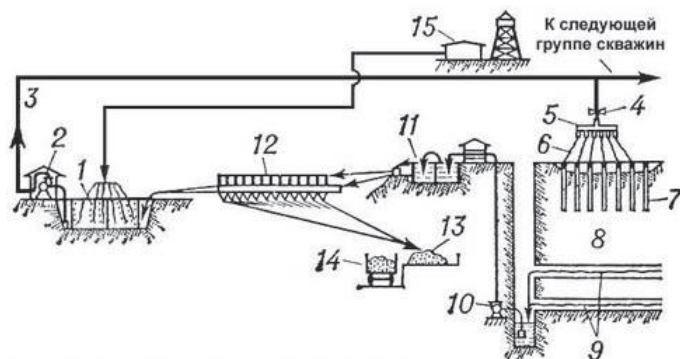


Рис. 2.18. Схема подземного бактериального выщелачивания медной руды: 1 – прудок для выращивания и регенерации бактерий; 2 – насосная для перекачки бактериального раствора к руде; 3 – трубопровод; 4 – задвижка; 5 – коллектор; 6 – полиэтиленовый шланг; 7 – скважина для орошения рудного тела бактериальным раствором; 8 – орошаемый участок рудной залежи; 9 – горизонтальные горные выработки для сбора бактериального раствора, обогащенного медью; 10 – насос; 11 – отстойник для насыщенных медью растворов; 12 – цементационная ванна для получения порошкообразной меди; 13 – сушка цементной меди; 14 – транспортировка меди потребителям; 15 – компрессорная для обогащения бактериального раствора кислородом

странах ведутся исследования по выщелачиванию с участием тионовых бактерий для извлечения металлов: Zn, Co, As, Mn и других. Ведутся работы по выявлению бактерий иных видов для извлечения др. полезных ископаемых. Например, для растворения и извлечения золота предложено использовать гетеротрофные бактерии *Aegomonas*, выделенные из рудничных вод золотоносных приисков [35–38].

Простота аппаратуры для бактериального выщелачивания, возможность быстрого размножения бактерий, особенно при возвращении в процесс отработанных растворов, содержащих живые организмы, открывает возможность не только резко снизить себестоимость получения ценных полезных ископаемых, но и значительно увеличить сырьевые ресурсы за счёт использования бедных, забалансовых и потерянных (например, в целиках) руд в месторождениях, отвалов из отходов обогащения, пыли, шлаков и др. В перспективе бактериальное выщелачивание открывает возможности создания полностью автоматизированных предприятий по получению металлов из забалансовых и потерянных руд непосредственно из недр Земли, минуя сложные горно-обогатительные комплексы [35–38].

Фракционные характеристики – это значения выходов и массовой доли компонентов для частей (фракций) руды или продуктов обогащения. При этом фракцией называют часть продукта, для которой величина какого-либо разделительного признака ограничена заданными значениями. Так, классы крупности – это фракции крупности.

Фракционные характеристики наглядно представляют как выходы для фракций разделительного признака ( $\gamma$ -функция) и зависимость массовой доли определяемого компонента от величины разделительного признака ( $\alpha$ -функция).

Некоторые из разделительных признаков, например, флотиримость, растворимость, в минералогических справочниках не указываются, так как они являются *поверхностными* и могут быть изменены изменением поверхности частиц. Значения скорости флотации, в частности, могут быть получены (оценены) только по результатам флотации этих минералов при определенных режимах. Существуют рассчитываемые по справочным данным разделительные признаки, например, термодинамический СВЧ-фактор, скорость витания. Наконец, такой разделительный признак, как крупность частиц, рассматривается вначале как физический

признак и становится разделительным при наличии благоприятной зависимости массовой доли выделяемого компонента от крупности.

Фракционные характеристики позволяют оценить возможности использования разделительных признаков при обогащении (рис. 2.19). Так, представленные фракционные характеристики для пирита и кварца показывают, что для разделения этих двух минералов наилучшим разделительным признаком являются удельная проводимость и информационный сигнал, возможно использование различия в плотности частиц и нереально использование магнитных свойств.

Так как возможности использования разделительных признаков зависят от крупности, то при оценке этих возможностей можно рассчитать фракционные характеристики для классов крупности, содержащих сродки.

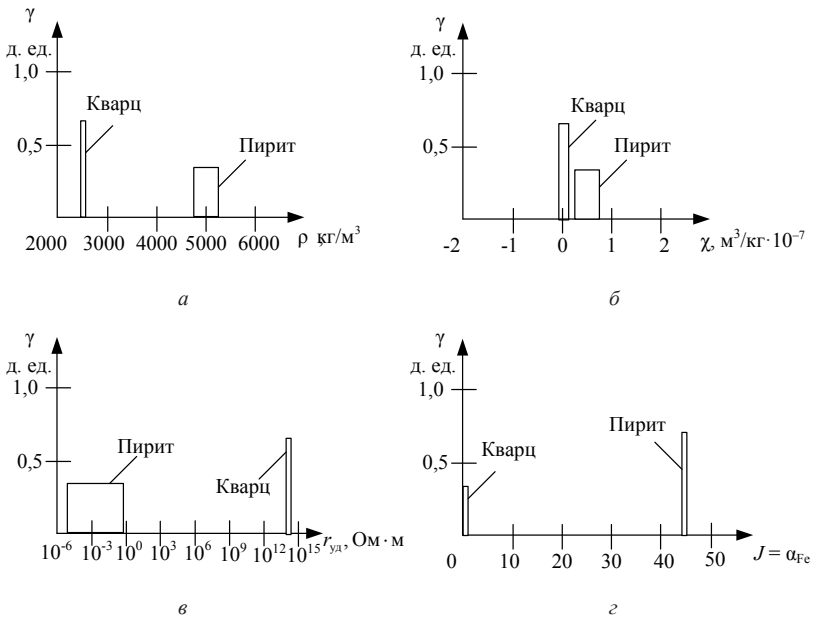


Рис. 2.19. Предельные фракционные характеристики для руды, состоящей из двух минералов: а – по плотности; б – по удельной магнитной восприимчивости; в – по удельному сопротивлению; з – по информационному сигналу «массовая доля железа»

## 2. Технологические свойства и способы их определения



Рис. 2.20 Последовательность изучения технологических свойств минералов и степени их контрастности

Последовательность изучения технологических свойств минералов и степени их контрастности представлена на рис. 2.20.

### **3. НАПРАВЛЕННОЕ ИЗМЕНЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ МИНЕРАЛОВ И РУД**

---

#### **3.1. Методы энергетического воздействия на минеральное сырье**

##### **3.1.1. Воздействие наносекундными электромагнитными импульсами**

Изменение физических свойств частиц минералов также связано с тем, какой разделительный признак подвергается изменению.

*Объемные* разделительные признаки с изменением физического состояния либо химического состава минерала становятся другими. Так, изменение плотности связано с изменением энтальпии вещества минерала. При нагревании до 900–1000 °С объем вермикулита увеличивается в 15–25 раз за счет выделения молекулярной (при 200–300 °С) и гидроксильной (при 800–950 °С) воды. При нагревании или обработке кислотой многие карбонаты теряют CO<sub>2</sub>, а сульфиды выделяют SO<sub>2</sub>. При этом изменяется плотность оставшегося материала.

Кальцит имеет плотность  $\rho = 2600\text{--}2800 \text{ кг/м}^3$ , после обработки преобразовывается в негашеную известь с плотностью  $\rho = 3400 \text{ кг/м}^3$ .

Аналогично сидерит ( $\rho = 3900 \text{ кг/м}^3$ ) переходит в магнетит ( $\rho = 4800\text{--}5200 \text{ кг/м}^3$ ), родохрозит ( $\rho = 3600\text{--}3700 \text{ кг/м}^3$ ) – в гаусманит ( $\rho = 4700\text{--}4900 \text{ кг/м}^3$ ), пирит ( $\rho = 4900\text{--}5200 \text{ кг/м}^3$ ) – в гематит ( $\rho = 5300 \text{ кг/м}^3$ ).

Способы изменения разделительных признаков, предопределяемых составом вещества в объеме, представлены в табл. 3.1.

*Поверхностные* разделительные признаки можно изменить, не изменяя физического либо химического состояния всего объема минерала (табл. 3.2).

Направленное изменение свойств разделяемых частиц – основное направление развития процессов обогащения в настоящее время.

Таблица 3.1

Способы изменения разделительных признаков  
изменением вещества в объеме тела

Способ	Изменяемые свойства	Примеры
Обжиг	Плотность Магнитная восприимчивость Растворимость	Вермикулит, кальцит Сидерит, гематит Каолинит, медно-цинковые руды
Спекание	Растворимость	Бокситы, алуниты
Плавление	Флотуруемость	Медно-никелевые руды
Восстановление	Магнитная восприимчивость	Железные руды до $Fe_3O_4$ либо до металлического железа, никелевые руды
Воздействие реагентов при повышенных температурах либо давлении	Растворимость	Ильменит, редкометалльные минералы, сульфиды
Нагрев	Температура	Все минералы

Таблица 3.2

Способы изменения разделительных признаков  
изменением состояния поверхности тела

Способ	Изменяемые свойства	Примеры
Воздействие реагентов	Флотуруемость	Все минералы
	Электропроводность	
	Растворимость – снятие пленок	
	Магнитные свойства – образование пленок	
Распушка	Объемная плотность	Асбест
Раскалывание	Форма	Слюда

На основе представлений об эволюции технологических свойств минералов в природе и технологии основные методы направленного их изменения связаны с «регенерированием» или «залечиванием» дефектов кристаллической решетки на поверхности или в объеме измельченных частиц. К ним относятся:

- механические (особые режимы и приемы измельчения);
- акустические (ультразвуковая обработка);
- термические (нагревание и последующее быстрое или медленное охлаждение);

- активация свойств поверхности (блокировка поверхностных центров в физических полях простыми молекулами газовой составляющей);
- изменение соотношения электронных и дырочных центров различными методами смещения адсорбционно-десорбционного равновесия, что изменяет условия сепарации частиц как за счет поверхностных, так и объемных изменений [3];
- химические изменения (протравливание, обработка реагентами, «легирующими» поверхность примесными ионами);
- радиационные (облучение рентгеновскими и гамма-лучами, потоками быстрых частиц);
- исследование тонких особенностей конституции минералов с выявлением типов руд разной биотехнологической ориентации.

При направленном изменении свойств минералов на макро-, микро- и наноуровне возможно воздействие как на сам минерал, так и на среду. При различных видах энергетического воздействия с учетом типоморфных особенностей полезных ископаемых возможно направленно преобразовать их технологические свойства, выбрать оптимальный способ модификации, изменив целенаправленно контрастность сепарируемых минералов и оптимизировав схему обогащения [3]. Разработка и внедрение методов селективного выделения минералов связаны с использованием новых систем рудоподготовки и обогащения полезных ископаемых. К. В. Гараниным [3] впервые предложены и обоснованы элементы новой технологии электроимпульсной дезинтеграции для селективного раскрытия щелочно-ультраосновных пород, в том числе и с целью обеспечения высокой степени сохранности алмаза и минералов-спутников при их извлечении и для получения возможности извлечения микрокристаллов. С помощью метода электроимпульсного дробления были выделены и изучены микрокристаллы алмаза из автолитовой брекчии (считавшейся неалмазоносной) трубки им. В. Гриба Архангельской алмазоносной провинции. Несомненно, предложенная технология может быть использована в качестве отдельного заверщенного цикла дезинтеграции пород и руд, а также как звено в технологической цепи аппаратов.

В тех случаях, когда технологические свойства разделяемых минералов близки либо нивелированы, контрастность свойств минералов, необходимая для их эффективного разделения, может быть усилена различного рода внешними воздействиями. Такое изменение технологиче-

ских свойств минералов с целью изменения их поведения в технологическом процессе называется направленным. Для внешнего воздействия (обработки) на минеральное сырье используются различного рода энергетические воздействия: физическое, химическое, физико-химическое. Сущность направленного изменения свойств минералов заключается в том, что степень изменения конкретных свойств разных минералов при одном и том же воздействии различна, что определяется как исходными структурными и кристалло-химическими особенностями вещества, так и видом энергетического воздействия [3].

Выбор способа воздействия основан на анализе особенностей изменений состава, структуры механических, физико-механических и технологических свойств разделяемых минералов. Последовательность выбора такова:

1. Определяют те особенности строения минерала, которые оказывают наиболее существенное влияние на определенное технологическое свойство. Например, при необходимости изменения флотационных свойств прежде всего следует изменить поверхностные свойства минералов.

2. При минералого-технологическом изучении минерального сырья выбирают физические и физико-химические методы, обеспечивающие достоверную информацию об объемных и поверхностных свойствах разделяемых минералов. Например, для изучения поверхностных свойств в комплекс исследований включают ИКС внутреннего и диффузного отражения вещества.

3. Оценивают, как выявленные изменения свойств минерала повлияют на его поведение в технологическом процессе. Если, например, на поверхности зерен сульфидных минералов обнаружены механические примеси карбонатов, то такие зерна не будут извлекаться в концентрат сульфидрильными собирателями.

4. На основании выявленных особенностей минералов и возможностей различных способов направленного воздействия намечают возможный вариант интенсификации технологического процесса. Для рассмотренного случая – это удаление поверхностных примесей карбоната с поверхности зерен сульфидов путем их обработки в соляной кислоте или ультразвуковая, или электрохимическая обработка.

5. Определяют наиболее оптимальные условия обработки вещества.



Направленное изменение *тепловых свойств минералов* – изменение их теплового расширения, теплопроводности и термостойкости (фазового равновесия) посредством различных видов дробления – измельчения и нагревания на основе различных видов энергетических воздействий с целью селективной дезинтеграции, интенсификации процессов обогащения и переработки руд в цикле рудоподготовки [3, 4]. В природных условиях тепловые свойства влияют на фазовые ассоциации (фазовый состав руды) и прочность материала (руды в целом и каждого минерала), что одновременно будет определять механические свойства (измельчаемость) минерала.

Возможность направленного изменения тепловых свойств обуславливается тем, что эти свойства зависят от кристаллохимических особенностей вещества (ионного расстояния, заряда ионов, типа решетки), которые изменяются под влиянием различных воздействий.

При этом чем выше теплопроводность (а она зависит от степени совершенства структуры), тем более устойчиво вещество к растрескиванию при колебаниях температуры. Разницу в тепловом расширении разных зерен минерала (например мономинеральных и с включениями примесей) используют для изменения механических свойств, дробления минералов. Последовательно нагревая и охлаждая руду, можно раздробить одни зерна или минералы и не изменить другие. Например, используя изменение теплового расширения от температуры, можно раздробить цеолиты: после многократного нагревания до 550 °С они рассыпаются в порошок, хотя их структура и не изменяется.

Можно также раскрыть минеральные комплексы при обработке руды мощными энергетическими воздействиями. Тогда полупроводниковые минералы (сульфиды) нагреваются намного сильнее, чем диэлектрики, объем их увеличивается, появляются трещины. После охлаждения руда разделится на зерна минералов с разной теплопроводностью.

Направленное изменение *гравитационных свойств минералов* – изменение плотности (и формы) зерен минерала посредством нагревания, измельчения, химической обработки с целью интенсификации гравитационного разделения минералов [3, 4]. Сущность изменения гравитационных свойств минералов при различной обработке заключается в том, что плотность вещества и сила адгезии его частиц зависят от кристаллохимических особенностей, состояния поверхностного слоя

и механических дефектов зерен, а они изменяются при различном воздействии на вещество. Из этого следует, что изменить гравитационные свойства вещества можно путем влияния на состояние поверхностного слоя зерен, что достигается их химической обработкой (табл. 3.3).

Таблица 3.3

Основные структурные характеристики минерального сырья, используемые для раннего прогноза его обогатимости

Длина минерального зерна $H$ , мкм	Гранулометрическая характеристика минеральных зерен и частиц любого материала (распределение по крупности). Параметры раскрытия минерала при дроблении и измельчении. Граничная крупность классификации руды
Ширина минерального зерна $B$ , мкм	Параметры раскрытия минерала при дроблении и измельчении. Распределение минеральных зерен или частиц любого материала по крупности при грохочении и механической классификации
Периметр $P$ , мкм Удлинение зерен $U = H/B$ Округлость $C = 4\pi S/H^2$	Форма минеральных зерен и частиц материала. Характер сростаний минералов

Так, вследствие обработки соляной кислотой гранатового продукта перед его доводкой извлечение  $Ta_2O_5$  в концентрат увеличилось на 3,4 %, олова – на 1,1 %, а их содержание в концентрате возросло соответственно на 2,3 и 10 %. Это происходит за счет изменения силы адгезии между частицами, образования пленки на определенных гранях кристалла и соответствующего изменения структурного состояния поверхностного слоя.

Характер гравитационного разделения изменяют, увеличивая число дефектов в зернах или степень совершенства структуры путем нагревания, механического дробления, ультразвукового воздействия.

Направленное изменение *магнитных свойств минералов* – это изменение их магнитной восприимчивости и ее зависимости от напряженности магнитного поля, вызываемое воздействием на минералы (руды) нагревания (обжига) в различной среде, иногда ультразвуковой, электрохимической, кислотной и щелочной обработки [3, 4]. Цель направленного изменения магнитных свойств – соответствующее изменение поведения минералов при магнитной сепарации. Сущность изменения

магнитной восприимчивости при различных способах предварительной обработки заключается в том, что магнитные свойства вещества определяются их кристаллохимическими особенностями, которые изменяются при изменении структурного состояния и химического состава зерна. Для выбора условий воздействия (времени, мощности, среды) можно избрать эмпирический путь или воспользоваться данными таблиц, содержащих сведения об особенностях строения и свойств минералов. Эмпирический путь заключается в том, что проводят нагревание или какое-либо другое воздействие на интересующие минералы или руду и устанавливают изменение при этом магнитной восприимчивости и ее зависимости от напряженности магнитного поля.

Химический состав и содержание микропримесей сильно изменяют магнитные свойства минерала. Например, примеси оксидов железа в берилле, даже при их содержании менее 1 %, превращают исследуемый минерал из диамагнитного в ферромагнитный. Магнитные свойства минералов можно изменять варьированием содержания и химического состава примесей в зерне минерала и на его поверхности. Этого можно добиться различными методами.

Например, магнитные примеси железистых минералов удаляют из пирохлора обработкой в соляной кислоте, т. е. химическим способом. При этом магнитная восприимчивость пирохлора значительно снижается, и его зерна выделяются в немагнитную фракцию вместе с цирконом. При обработке ультразвуком с зерен пирохлора поверхностные магнитные примеси удаляются только частично, и пирохлор выделяется в магнитную фракцию.

Различным по характеру электрохимическим воздействием можно удалить, нанести или изменить примесь на поверхности минерала. Например, электрохимическим окислением железа на поверхности колумбита до  $Fe^{3+}$  можно повысить магнитную восприимчивость колумбита и интенсифицировать его выделение при магнитной сепарации в магнитный продукт. Ультразвуковая и электрохимическая обработка позволяет снизить количество или удалить с поверхности зерен кварца, ильменита, рутила примеси ферромагнитных оксидов железа, существенно изменяя выделение минералов в магнитную фракцию. Для перевода в магнитную фракцию минералов глины используют их межслоевую сорбцию, вводя в них железорганические соединения.

Направленное изменение *электрических свойств* – это изменение электропроводности минералов посредством воздействия на них радиации, давления, нагревания, в т. ч. с добавками различных веществ, с целью изменения поведения минералов при электросепарации [3, 4]. Направленное изменение возможно потому, что электрические свойства минерала зависят от структуры вещества, числа и вида дефектов в нем.

При направленном изменении *оптических свойств* варьируют цвет, люминесценцию и квантово-оптические свойства минерала [3, 4]. Цвет минералов можно изменить гамма- и нейтронным облучением. При этом бесцветный кварц становится дымчатым или желтым, голубой берилл – желтым (разных оттенков), бесцветный топаз – дымчатым и т. д. По признаку сохранения бесцветности кристаллов для обесцвечивания минералов применяют тепловую обработку (иногда под давлением). Так обесцвечивают желтые и розовые кристаллы кальцита. Рентгено-люминесценцию и квантово-оптические свойства минералов используют для извлечения и сортировки алмазов, обогащения комплексной редкометалльной руды и др.

Направленное изменение *механических свойств минералов* – это изменение прочности, вязкости, предела упругости, вида и числа пластических деформаций минерала (вещества), что достигается посредством давления, нагревания, ультразвуковой и механической агрегации и дезинтеграции с целью интенсификации процессов переработки руд или получения свойств, необходимых для использования кристаллов в технике. Чаще всего на механические свойства минералов воздействуют с целью изменения их прочности или измельчаемости [3, 4]. Сущность изменений механических свойств минералов при различном воздействии на них состоит в изменении кристаллохимических свойств минералов.

Помимо кристаллохимических особенностей механические свойства минералов очень существенно зависят от «механических» дефектов кристаллов (трещин, пор), инородных включений и характера примесей на границах зерен.

Если необходимо без диспергации частиц изменить структуру поверхностного слоя для регулирования сорбционных и адгезионных свойств, то это достигается электрохимическим, ультразвуковым или химическим воздействием, так как при этом очищаются или закрываются примесями определенные грани кристалла.

Направленно изменить механические свойства можно изменением температуры минералов. После погружения в жидкий азот смолы, каучук, алмаз изменяют свои механические свойства, становятся хрупкими и легко измельчаются. Если при колебаниях температур происходит фазовое преобразование, то после охлаждения такие минералы приобретают механические дефекты и легко дробятся (кварц после нагревания до 570 °С, танталониобаты – после перехода в неупорядоченное состояние).

При направленной обработке в кварце, флюорите, слюдах, исландском шпате устраняются дефекты их монокристаллов (свежие незагрязненные трещины, сращивание кристаллов).

В настоящее время существуют различные методы энергетического воздействия на минеральное сырье с целью повышения эффективности его переработки. Воздействие может быть направлено как непосредственно на минералы или минеральную пульпу, так и на жидкую фазу и реагенты, используемые в технологическом процессе, и посредством изменения их свойств на поведение минералов при разделении. Рассмотрим некоторые из этих методов [3, 4, 32, 34].

В табл. 3.4 приведены основные технологические эффекты, а также уровень энергозатрат при различных видах энергетических воздействий на минеральные комплексы и суспензии по результатам исследований, проведенных в последние 20–25 лет в России и за рубежом. Значительный интерес зарубежных фирм и большие финансовые вложения в данные технологии указывают на их большую перспективность при дезинтеграции тонковкрапленных минеральных комплексов (вплоть до наноразмеров).

Для раскрытия тонковкрапленных минеральных комплексов (–40 мкм) весьма перспективными являются немеханические способы разрушения, обеспечивающие дезинтеграцию по межфазовым границам за счет образования микротрещин и каналов пробоя.

Из вышеперечисленных методов дезинтеграции минерального сырья существенные преимущества имеет метод воздействия на золотосодержащие и полиметаллические руды мощными наносекундными электромагнитными импульсами (МЭМИ). Этот метод позволяет наиболее рационально использовать электроэнергию (селективное разрушение происходит без нагрева руды) и достигать наибольшей полноты интергранулярного разрушения минеральных компонентов. Как след-

стве, достигается максимальное извлечение металлов при наименьших затратах электроэнергии [3, 4, 32, 34].

*Метод воздействия на золотосодержащие и полиметаллические руды мощными наносекундными электромагнитными импульсами* (В. А. Чантурия, И. Ж. Бунин, В. Д. Лунин). Обработка МЭМИ упорных золотосодержащих руд и платиносодержащих пирротиновых хвостов позволяет при снижении энергозатрат в 3–5 раз повысить полноту интергранулярного разрушения минеральных комплексов и увеличить извлечение золота (до 90 %) и серебра в продуктивные растворы, а также металлов платиновой группы (МПГ) в концентраты на 25–30 % (абс.) без использования операции обжига или автоклавной обработки.

МЭМИ – это обработка руд мощными электромагнитными импульсами с высокой напряженностью электрической компоненты поля  $E$  (сравнимой или превосходящей электрическую прочность вещества в статическом поле) и с коротким (1–5 нс) фронтом и длительностью (1–50 нс) импульса. Основными физическими эффектами, происходящими в веществе под действием МЭМИ, являются: электрический пробой – шнурование тока, образование сквозного канала пробоя в местах неоднородности среды, связывающего частицы благородных металлов между собой и с поверхностью и образование множественных каналов пробоя и микротрещин. Механизмы нетеплового воздействия наносекундных электромагнитных импульсов на тонкодисперсные минеральные комплексы состоит из следующих процессов: селективной дезинтеграции минеральных сред вследствие электрического пробоя, механизма дезинтеграции минеральных агрегатов при локальном импульсном нагреве, нетеплового поглощения электромагнитной энергии наночастицами благородных металлов (скин-эффект), генерации автоэмиссионного тока с поверхности частиц сульфидных минералов.

Если в результате традиционных методов дробления и измельчения частицы благородных металлов микронной и субмикронной (наноразмерной) крупности остаются в сростках с другими минералами, причем чаще всего заключены в них (закрытые сростки), то в результате образования каналов пробоя и множественных микротрещин частицы благородных металлов или становятся доступными для выщелачивающих сред (растворов, биосред) или могут быть селективно раскрыты в процессе последующего традиционного измельчения.

Нетрадиционные энергетические методы дезинтеграции минеральных комплексов

Вид воздействия; процессы (операции) переработки, технологический эффект	Ограничения (побочный эффект)	Расход электро-энергии, кВт·ч/т	Внедрение (стадия реализации), вид сырья	Авторы, год
Электрохимическая обработка				
Процессы выщелачивания; повышение извлечения Аи и Ад на 10–25 %	Повышенный расход электро-энергии; торможение процесса дезинтеграции за счет образования S <sup>0</sup> ; пасивация электродных систем; необходимость сочетания с химическим воздействием с целью повышения электропроводности серы	50–60 (водная среда); 20–30 (щелочная или кислая среда)	Лабораторные и опытно-промышленные испытания; сульфидные руды, содержащие благородные металлы	В. А. Чантурия, В. Е. Виглергауз, Т. В. Чекушина, 1973
Поток ускоренных электронов				
Дезинтеграция минеральных-комплексов; повышение: производительности цикла измельчения в 1,5–2 раза; извлечения 2л, Си, РЪ при флотации на 5–10 %; извлечения Аи и А§ при цианировании на 25–30 %	Высокие капитальные затраты; технические трудности внедрения в действующую схему обогащения; повышенный расход электроэнергии; нагрев образца, изменение поверхностных и объемных средств	5–10	Лабораторные и опытно-промышленные испытания на установке непрерывного действия производительностью 40 кг/ч; сульфидные, железные руды и др.	Г. Р. Бочкарев, В. И. Ростовцев, Ю. П. Вейгель, В. А. Чантурия, В. Е. Виглергауз, 1983

СВЧ-обработка			
Разупрочнение минеральных комплексов; сокращение продолжительности измельчения на 20–25 %; повышение извлечения Аи на 10 %	Сложность реализации в промышленных условиях; нагревобразца, оплавление, возможность обработки толстых продуктов; изменение поверхностных и объемных свойств минералов	5–7	Лабораторные исследования; золотосодержащие кварц-полевые шпатовые руды; шпиритные флюконтраты; золото-мышьяковые, гравитационные концентраты; руды; содержащие МПП
Электроимпульсная обработка			
Разрушение вследствие электрического взрыва в объеме материала; повышение степени раскрытия сростков минералов	Высокие энергозатраты; ограничения на возможность обработки тонкодисперсного минерального сырья перед цианированием	Энергия в импульсе 0,5–20 кДж	Лабораторные исследования; дробильно-измельчительные промышленные установки; все виды сырья
Электрогидродинамическое воздействие			
Наносекундный пробой воды, содержащей взвешенные микрочастицы; повышение извлечения Аи при цианировании на 60–79 %	Неконтролируемое изменение ионного состава жидкой фазы; невозможность обработки сухого или увлажненного (на 10–15 %) материала; крупность материала должна быть не менее 90–100 % класса –74 мкм	3–5	Опытно-лабораторная установка; золотосодержащие хвосты переработки медно-цинковых руд
			Ю.А. Когов, Г.А. Мещяц, А.Л. Филагов и др., 2000



Вид воздействия; процессы (операции) переработки, технологический эффект	Ограничения (побочный эффект)	Расход электро-энергии, кВт·ч/т	Внедрение (стадия реализации), вид сырья	Авторы, год
Сверхмощные гиперударные волны				
Микрорезонансная дезинтеграция минеральных комплексов; увеличение выхода алмазов на 20 %	Высокие энергозатраты; недостаточная селективность воздействия	Максимальное давление в ударной волне 1000 МПа	Опытная установка; все виды сырья	В. Ю. Вероман, 1996
Магнитно-импульсная обработка				
Образование трещин	Применим только для минералов-ферромагнетиков; малый прирост извлечения	Уменьшение суммарных энергозатрат на 3–5 кВтч/т	Лабораторные и опытно-промышленные испытания; железистые кварциты	С. А. Гончаров и др., 2000–2005
Мощные электромагнитные наносекундные импульсы				
Дезинтеграция и вскрытие тонковкрапленных минеральных комплексов; повышение извлечения; благоприятных металлов при цианировании на 30–80 %; МПГ в операциях обогащения в центробежных концентраторах на 5–6 % при доводке черновых концентраторов и на 60–70 % при дообработке хвостов	Минимальный размер образца – 100 мкм; необходимость защитной экранизации зоны размещения генератора импульсов; влажность материала не должна превышать 30 %	2–3	Лабораторные испытания; полупромышленные испытания на установке непрерывного действия производительностью 50–100 кг/ч; сульфидные руды, кварциты, продукты обогащения (концентраты, хвосты), содержащие благородные металлы и МПГ	В. А. Чантурия, Ю. В. Гуляев, И. Ж. Бунин и др., ИШКОН РАН, ИРЭ РАН, ЦНИПРИ, 1997–2005

*Разрушение минеральных сред вследствие электрических пробоев.*

Процесс образования механических повреждений минеральной матрицы, связанных с электрическим пробоем происходит при напряженности электромагнитного поля, превышающей электрическую прочность материала  $E_{пр}$  (например для кварца (2–3)  $10^7$  В/м) [3, 4, 32, 34].

В твердом диэлектрике генерируется (накапливается) электрический разряд, приводящий к созданию каналов пробоя (токовых нитей) – областей с высокой концентрацией энергии. При наличии неоднородностей, например металлических включений в диэлектрической среде, каналы пробоя стремятся соединить их между собой и с поверхностью, так что неоднородности оказываются в областях с повышенной концентрацией энергии. Релаксация этой энергии осуществляется преимущественно за счет образования множественных микротрещин вокруг канала пробоя (табл. 3.5).

Таблица 3.5

Воздействие мощными электромагнитными импульсами  
и возможные механизмы дезинтеграции частиц руды

Режимы (параметры) воздействия	Физические процессы в веществе руды
$E_{\Delta} > E_{пр}$ , В/м $\tau_{\text{фронта-имп}} < \tau_{\text{искр.газ.разряда}}$ , нс $t_{\text{длит.имп}} \ll t_{\text{теплообмена}}$ $E_{\Delta} > 10^7$ В/м $\tau_{\text{фронта-имп}} \sim 1-5$ нс $t_{\text{длит.имп}} \sim 5-200$ нс Воздействие серии импульсов	Электрический пробой с образованием токовой нити – шнурование тока: – испарение вещества материала, – повышение давления в локальных областях. Образование сквозного канала пробоя в местах неоднородности среды, связывающего частицы благородных металлов между собой и с поверхностью – разупрочнение минеральной матрицы. Образование множественных каналов пробоя и микротрещин в виде дендритов
$E_{\Delta} > E_{пр}$ , $\tau_{\text{фронта-имп}} < \tau_{\text{искр.газ.разряда}}$ , $t_{\text{длит.имп}} \sim t_{\text{теплообмена}}$ , мс	Электротепловой пробой – перераспределение тепла по объему материала: – перегрев, – оплавление и спекание частиц, – закрытие каналов пробоя
$E_{\Delta} < E_{пр}$ , $\tau_{\text{фронта-имп}} \sim \tau_{\text{искр.газ.разряда}}$ , мкс	Искровой разряд в воздушном зазоре между электродами

Механизм электрического пробоя может быть различным в минералах-диэлектриках и минералах-полупроводниках, но механические эффекты имеют общие черты для различных видов пробоя (рис. 3.1).

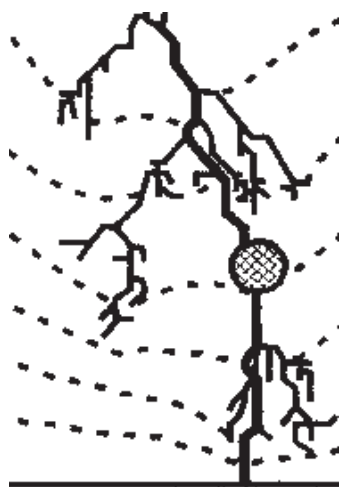


Рис. 3.1. Изображение кратера пробоя поверхности шлифа арсенипирита после воздействия серией электромагнитных импульсов

Для повышения эффективности последующей обработки минерального комплекса химическими реагентами необходимо обеспечить условия образования достаточного количества каналов в матрице минерала-хозяина, т. е. потребуются воздействие большого числа импульсов.

После воздействия серией наносекундных импульсов достигается предпробойное состояние поверхности минерала, характеризующееся образованием многочисленных дефектов поверхности характерной «точечной» формы. Эти вновь образованные дефекты расположены

как вблизи естественных микротрещин и границ сростков, так и в областях, свободных от изначально существующих дефектов.

Причиной такой формы и расположения дефектов являются особенности развития каналов пробоя внутри образца сульфида, преимущественно связывающих элементы вторичных фаз между собой и с поверхностью [3, 4, 32, 34].

Воздействие МЭМИ на минеральный образец диэлектрик или полупроводник с проводящими неоднородностями (включениями) небольшого размера сопровождается перераспределением электрического поля таким образом, что напряженность электрической компоненты поля ( $E$ ) увеличивается вблизи границы с наибольшей кривизной, т. е. напряженность всегда направлена и растет в сторону более проводящего материала. Это уменьшает напряженность приложенного поля импульса, достаточную для электрического пробоя. Образующиеся каналы пробоя соединяют проводящие включения между собой и с поверхностью образца. Малая (10 нс) длительность импульсов позволяет избежать пробоя по воздушным зазорам между частицами.

Изначально границы микровключений золота, заключенных в зерна арсенопирита, не соприкасаются с трещинами матрицы минерала-хозяина. Трещины в зернах арсенопирита имеют характер скола и в большинстве случаев насыщены пылеобразным материалом.

После селективного воздействия МЭМИ на матрицу вмещающего минерала, трещины механического происхождения и новообразованные трещины, имеющие прерывистый характер, лишены заполнения. Траектории трещин преимущественно проходят по границам раздела частиц вторичных фаз и матрицы арсенопирита.

Для пробоя частиц минералов-диэлектриков с электрической прочностью  $\sim 50$  МВ/м (кварц, ионные кристаллы) размером большим 1 мм требуется более 1 импульса длительностью 30 нс. После прорастания канала пробоя до поверхности частицы, разряд переходит в поверхностный, стремясь обеспечить нейтрализацию электрического поля во всем объеме частицы. Размер зоны, занятой трещинами, зависит от плотности энергии в канале и упругих свойств вещества. Выделение энергии в канале считается мгновенным по сравнению с процессами расширения канала, движения волн напряжений по объему образца и вытекания нагретого вещества из канала. Область, занятая испаренным веществом, образует полость взрыва. За пределами зоны испарения происходит раздавливание вещества, еще дальше – растрескивание в результате разрывных напряжений в окружающем (азимутальном) направлении.

Кроме трещин образуются полости в результате истечения нагретого вещества из канала пробоя и за счет раскрытия трещин.

Их суммарный объем может достигать  $\approx 50$  % от объема полого канала. Максимально достижимая плотность энергии на единицу длины канала равна приблизительно  $V^{2/3}$  ( $V$  – объем частицы), поэтому механические напряжения вокруг канала достаточны для развития трещин только начиная с некоторого минимального размера частицы. Этот размер, в зависимости от напряженности электрического поля, может колебаться в пределах  $10^{-4}$ – $10^{-3}$  м. Поэтому данный механизм эффективен только для дезинтеграции достаточно крупных частиц ( $\approx 0,1$ – $1$  мм и более), причем его эффективность возрастает с ростом размера частиц и амплитуды электрического поля в импульсе.

*Механизм дезинтеграции минеральных агрегатов при локальном импульсном нагреве* (В. А. Чантурия, И. Ж. Бунин, А. Т. Ковалев). Де-

зинтеграция частиц минералов за счет развития уже имеющихся или образования новых трещин возможна при локальном импульсном нагреве частиц, состоящих из веществ с различной электропроводностью, вследствие неоднородности их нагрева [3, 4, 32, 34].

Интенсивность термомеханических напряжений определяется контрастностью нагрева и различием термоупругих свойств.

При неоднородном нагреве напряжения максимальны в том случае, если сильнее нагревается материал с большим коэффициентом расширения (например, в сочетании FeS–Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> сильнее нагревается FeS). Вследствие теплопроводности термомеханические напряжения уменьшаются со временем. В случае сдвиговых напряжений за время порядка 10<sup>-8</sup> с на границе раздела остаются только напряжения, обусловленные разностью термоупругих свойств, а напряжения, обусловленные разностью температур, смещаются в область с меньшей теплопроводностью.

При воздействии единичным импульсом со средней напряженностью электрической компоненты поля в разрядном промежутке порядка 10<sup>7</sup> В/м и длительностью (3–10)10<sup>-9</sup> с на границе пирит – золото или пирит – кварц, например, возникают напряжения 0,3–3,0 МПа. Такой величины напряжений недостаточно для скола по идеальной границе сред. Однако при наличии изначально существующих трещин или областей с пониженной прочностью микрповреждения материала могут накапливаться при воздействии серий последовательно следующих импульсов посредством постепенного прорастания микротрещин.

В условиях многократной кратковременной нагрузки инициирующая микротрещина прорастает пропорционально количеству импульсов. Разрушение можно считать эффективным, если длина трещины  $l$  становится порядка размера границы раздела или размера частицы.

Не следует ожидать разрушения частиц минералов размером меньше 0,1–2 мм, так как в этом случае размер изначально существующей инициирующей трещины оказывается больше размера обрабатываемых частиц. Частицы больших размеров будут разрушаться при наличии трещины соответствующих размеров. Например, в случае контакта пирит – кварц или пирит – золото образец размером 3 мм разрушается за 15–50 импульсов, а образец размером 10 мм – за 100–300 импульсов с напряженностью электрического поля  $\sim 10^7$  В/м и длительностью

$(3-10)10^{-9}$  с. Таким образом, разрушению по данному механизму подвержены только те образцы гетерогенного материала, размер которых превышает некоторое критическое значение при наличии инициирующих трещин.

Общим признаком для рассмотренных механизмов дезинтеграции является условие ограничения на минимальный размер образца, что является следствием малой концентрации энергии воздействия. Увеличение концентрации энергии и длительности импульса приводит к нежелательным эффектам (сквозному пробоев разрядного промежутка и снижению контрастности нагрева за счет выравнивания температуры в области границы раздела) [3, 4, 32, 34].

*Нетепловое поглощение электромагнитной энергии частицами благородных металлов (скин-эффект).* Еще одним механизмом нетеплового воздействия МЭМИ на минеральные комплексы является поглощение электромагнитной энергии тонкими металлическими пленками или слоями с толщиной много меньшей скин-слоя. Это связано с тем, что размер частиц благородных металлов весьма мал (0,01–0,1 мкм) и может быть много меньше как характерной длины волны импульса излучения, так и толщины соответствующего скин-слоя [3, 4, 32, 34].

Теоретический анализ простейшей одномерной модели (ИПКОН РАН совместно с ИРЭ РАН), в которой электромагнитный импульс падает на плоский металлический слой произвольной толщины  $h$ , заключенный в диэлектрическую среду, показал, что в случае  $h \gg \delta$  (где  $\delta = c / \sqrt{2\pi\sigma\omega}$  – толщина скин-слоя на частоте  $\omega$ ,  $c$  – скорость света в вакууме,  $\sigma$  – удельная проводимость металла) коэффициент отражения плоской электромагнитной волны от толстого слоя металла описывается формулой Гагена – Рубенса:  $R = 1 - \sqrt{(2\omega/\pi\sigma)} = 1 - 2k\delta$ .

Для слоя из золота величина  $\delta$  в СВЧ и радиодиапазоне (например, для длины волны  $\lambda = 3$  см и 1 м) равна, соответственно, 0,72 и 4,17 мкм, а коэффициент отражения 0,99973 и 0,999956, т. е. все излучение отражается, и поглощения нет.

В случае  $h \ll \delta$  коэффициент отражения может существенно отличаться от 1, а поглощение достигать 50 % и более. При этом значения коэффициентов отражения, прохождения и поглощения электромагнитной энергии полностью определяются величиной удельной

проводимости тонкого металлического слоя  $\sigma$ , связанной с проводимостью того же металла в массивном образце  $\sigma_0$  соотношением:  $\sigma(d) = \sigma_0 (d/2l_0) (1 + \ln(l_0/d))$ , где  $d$  – толщина слоя  $d < l_0$  ( $l_0$  – средняя длина свободного пробега электрона в бесконечно толстом образце). Этот случай соответствует условиям взаимодействия МЭМИ с тонковкрапленными частицами благородных металлов, содержащихся в упорных рудах, так как при размерах частиц порядка  $10^{-9}$ – $10^{-7}$  м глубина скин-слоя составляет  $\sim 10^{-6}$  м.

Рассмотренная одномерная модель показала, что при взаимодействии мощного электромагнитного излучения с частицами благородных металлов, содержащихся в упорных рудах, происходит эффективное нетепловое поглощение электромагнитной энергии частицами металлов, которое при большой мощности приводит к быстрому выделению энергии и изменению структуры вмещающего минерала. При этом увеличивается напряженность поля внутри макрообразцов руды, и появляются микропробой между частицами металлов с образованием микротрещин, способствующих дезинтеграции минеральных комплексов.

*Электрический пробой газа.* Так как среда, подвергаемая электромагнитному импульсному воздействию, состоит из отдельных несвязанных частиц (дробленого или измельченного материала), возможна ситуация, когда основной ток разряда пойдет по воздушным зазорам между частицами, не затрагивая их внутренний объем. Этого можно избежать при использовании импульсов с коротким (1 нс) фронтом  $\tau_f$  и амплитудой  $E_A$ , существенно превосходящей электрическую прочность вещества в статическом поле [3, 4, 32, 34].

*Автоэмиссия с поверхности природных минералов-полупроводников.* Возможно развитие процессов дезинтеграции, связанных с электрическими разрядами, возникающими между минеральными частицами (размером от 1–100 мкм до 1–10 мм), совокупность которых плотно заполняет межэлектродное пространство генератора высоковольтных импульсов. Полупроводниковые минералы (пирит  $\text{FeS}_2$ , арсениопирит  $\text{FeAsS}$ ) имеют время релаксации носителей  $\tau_p$  ( $\tau_p = \epsilon\epsilon_0/\sigma$ , где  $\sigma$  – электропроводность), меньшее длительности фронта импульса  $t_f$ . При этом напряженность поля в частице стремится к величине, которая определяется скоростью роста напряжения  $\partial E / \partial t = E_0 / t_\phi$  и равна

$E_{\text{ост}} = E_0(\tau_p / t_f) \ll E_0$ , где  $E_0$  – амплитуда поля в импульсе. У границ минерала возникает компенсирующий слой заряда [3, 4, 32, 34].

В результате этого электрическое поле импульса концентрируется на непроводящих областях разрядного промежутка, в частности, на воздушных или жидкостных зазорах между отдельными частицами, а также на межзеренных границах внутри минерального комплекса. Усиление электрического поля в промежутках между частицами пирита способно вызвать автоэмиссию электронов с поверхности пирита.

В зависимости от соотношения токов проводимости и автоэмиссии возможны либо компенсация заряда током автоэмиссии, либо пробой газового промежутка, либо, при достаточной интенсивности автоэмиссионного тока, переход к взрывной эмиссии с последующим пробоем газового промежутка. Баланс заряда на поверхности частицы зависит от заряда на единицу площади поверхности частицы, с которой возможна автоэмиссия, заряда, переносимого током автоэмиссии (или пробоя) к поверхности соседней частицы, плотности тока внутри частицы и тока автоэмиссии соответственно, поперечного сечения частицы и области генерации автоэмиссии, напряженности поля внутри частицы и в промежутке. Как правило, автоэмиссионный ток может на порядки превышать ток проводимости.

Предварительные оценки показывают, что взрывная эмиссия может быть одной из главных причин модификации поверхности, структурных изменений и химических превращений, а также служить источником термомеханических повреждений. Увеличение размера частиц увеличивает вероятность взрывной эмиссии, поскольку увеличивается емкость источника тока. При этом возрастает степень локального нагрева области эмиссии, увеличивается объем испаренной массы и размер локальных повреждений, связанных с термическими напряжениями. Накопление повреждений полезных компонентов, содержащихся в сульфидных минералах (например, микро- и наночастиц благородных металлов), облегчает их извлечение в последующих технологических процессах. При уменьшении размера частиц начиная с некоторого размера (<100 мкм для величин, использованных в расчетах) взрывная эмиссия становится невозможной. Однако и в этом случае происходит воздействие на поверхность частиц как эмиссионными электронами,



так и вторичными ионами, выбитыми эмиссионными электронами с противоположной поверхности.

*Электротепловой пробой.* При протекании тока по токовому шнуру происходит выделение энергии [3, 4, 32, 34]. В начальный момент (1–50 нс) энерговыделение в канале пробоя приводит к испарению вещества, резкому повышению давления и к разрушению вещества с образованием сквозного канала пробоя. Если разряд поддерживается и дальше ( $\tau_3$ ), выделяющееся тепло начинает перераспределяться по объему вещества и может привести к отрицательным эффектам: к перегреву, спеканию частиц, оплавлению поверхности частиц и закрытию образовавшихся микроповреждений, что в дальнейшем затруднит доступ выщелачивающего раствора внутрь частиц.

Эффективное повреждение материала произойдет в том случае, если энергии импульсного воздействия достаточно для сублимации (перехода из твердого состояния в газообразное без пребывания в жидком состоянии) вещества в канале, а время, за которое она выделяется, будет существенно меньше времени, необходимого для теплопередачи и рассеяния тепла. Для обеспечения эффективности такого воздействия требуются источники электромагнитных импульсов с коротким (1 нс) фронтом, длительностью порядка 1–50 нс и напряженностью электрической компоненты поля на уровне  $10^7$  В/м. Оценка плотности мощности  $W$  в импульсе, необходимой для реализации данного способа воздействия при указанной напряженности электрического поля, дает величину  $100$  ГВт/м<sup>2</sup>, что вполне реализуемо с помощью современных приборов релятивистской силовоточной электроники.

Разработана экспериментальная высокоимпульсная модульная установка для непрерывной обработки упорных золотосодержащих материалов высоковольтными наносекундными импульсами с целью вскрытия частиц благородных металлов и обеспечения доступа к ним продуктивных растворов на последующих стадиях цианирования (ИПКОН РАН, ООО НПП «ФОН»).

Установка производительностью 50–100 кг обрабатываемой руды в час состоит из преобразователя напряжения, генератора импульсов управления, емкостного накопителя энергии, электродной и транспортной системы. Эффективность процессов дезинтеграции минеральных комплексов вследствие электрического пробоя и вскрытия частиц бла-

городных металлов контролируется развитием в межэлектродном промежутке разряда стриммерного типа за счет соответствующего подбора амплитуды, длительности и формы импульсов. Необходимая «доза» электромагнитного импульсного воздействия в расчете на заданную массу обрабатываемого минерального сырья набирается изменением скорости движения ленты транспортёра и частоты следования импульсов от формирователя импульсов. Поток материала, выровненный по толщине и ограниченный по ширине, подается транспортером в блок для прохождения высокоэнергетической обработки наносекундными МЭМИ со следующими параметрами: амплитуда напряжения импульса в пределах от 20 до 40 кВ, длительность импульса 10–20 нс, частота следования импульсов 100–1000 Гц. При этом потребляемая мощность установки не превышает 3 кВт, таким образом, задавая с пульта управления необходимые электрофизические параметры электроимпульсного воздействия, достигается требуемый технологический эффект и обеспечивается заданная производительность установки в зависимости от вида обрабатываемого сырья. Разработан регламент на высокоимпульсную установку для обработки упорного золотосодержащего сырья мощными электромагнитными импульсными воздействиями производительностью до 1 т обрабатываемой руды в час.

Технологические исследования по использованию нетеплового воздействия МЭМИ для интенсификации процессов рудоподготовки и основных операций первичной переработки минерального сырья проводились на материале, содержащем тонкодисперсное золото (сотые и тысячные доли мкм) (ИПКОН РАН, ИРЭ РАН, ЦНИГРИ). Значительная часть такого золота в большинстве случаев тесно ассоциирована с сульфидными минералами, главным образом с пиритом и арсенопиритом: упорных рудах, гравитационных и флотационных концентратах, промпродуктах а также лежалых хвостах обогатительных фабрик.

Минеральные частицы различных классов крупности после предварительной обработки серий МЭМИ направлялись на цианирование для извлечения благородных металлов. Обработывались как сухие образцы, так и образцы, увлажненные водой в количестве, не большем, чем необходимо для заполнения водой пор в частицах материала, а именно до достижения соотношения твердого к жидкому  $T : Ж = (5-10) : 1$ .

Количество импульсов и параметры воздействия, а именно длительность и форму импульса, варьировали в зависимости от условий опыта. Регулировкой расстояния между электродами и их изоляцией устанавливали оптимальную величину амплитуды напряженности электрической компоненты электромагнитного поля (в пределах от 5 до 50 МВ/м) так, чтобы амплитуда напряженности превосходила электрическую прочность материала.

Таблица 3.6

Технико-экономические показатели вскрытия гравитационного концентрата месторождения Нежданинское для различных видов энергетических воздействий\*

Вид воздействия, класс, мкм	Извлечение, %		Расход электроэнергии		Рекомендуемая область применения
	Золото	Серебро	кВт·ч/г перерабатываемого концентрата	кВт·ч/г дополнительно извлекаемого золота	
Без энергетического воздействия – базовый опыт, –500	51,22	21,8	–	–	–
Механическое измельчение, до –50	79,42	44,0	25,0	0,90	Рудоподготовка, выщелачивание
Электрохимическая обработка в водной среде, –100	81,8	50,5	100,0	3,30	Кучное или чановое выщелачивание
Комбинированное электрохимическое и химическое воздействие, –100	84,1	51,9	30,0	0,91	
Поток ускоренных электронов, –500	69,55	46,61	10,0	0,54	Рудоподготовка, выщелачивание
Обработка МЭМИ, –500 –50	82,30	68,85	2,0	0,064	Вскрытие сульфидов, выщелачивание
	83,40	73,66			

\* При выполнении расчетов были сделаны следующие допущения: цена (долл. США) за 1 кВтч электроэнергии – 0,15; за 1 г золота – 10.

Проведенные технологические эксперименты подтвердили теоретические выводы о том, что максимальное раскрытие золотосодержащих продуктов при воздействии МЭМИ следует ожидать для сульфидов крупностью не менее 200–100 мкм, причем эффект создания каналов пробоя и селективной дезинтеграции возрастает при обработке влажных продуктов [3, 4, 32, 34].

Для оценки перспектив использования различных энергетических воздействий в процессах рудоподготовки, вскрытия сульфидов и выщелачивания благородных металлов в ИПКОН РАН проведен анализ результатов комплексных исследований по выщелачиванию золота из гравитационного концентрата месторождения Нежданинское в зависимости от условий подготовки материала к процессу цианирования. В табл. 3.6 приведены данные по извлечению золота и серебра после энергетических воздействий с учетом затрат электроэнергии на тонну перерабатываемого сырья и на 1 г дополнительно извлеченного золота. Расчеты показали, что в случае обработки концентрата МЭМИ высокий прирост извлечения благородных металлов получен при минимальных энергозатратах – 2 кВт·ч в расчете на тонну перерабатываемого концентрата и 0,064 кВт·ч/г – на грамм дополнительно извлекаемого золота, в то время как затраты электроэнергии при механическом измельчении руды класса –500 мкм до –50 мкм составляют порядка 20–25 кВт·ч/т руды и 0,9 кВт·ч/г дополнительно извлекаемого золота.

В последних исследованиях ИПКОН РАН показана высокая эффективность данного метода для направленного изменения фазового состава поверхности сульфидов, что позволяет при оптимальных дозах обработки обеспечивать повышение эффективности сепарации при флотации пирита, арсенопирита, пирротина и пентландита (М. В. Рязанцева, И. А. Хабарова).

### **3.1.2. Применение энергии ускоренных электронов в процессах рудоподготовки и обогащения руд сложного вещественного состава**

Теоретические аспекты изменения свойств проводящих и непроводящих минералов при облучении электронами были разработаны авторами В. А. Чантурия, В. Е. Вигдергаузом, А. Т. Ковалевым. Происходящие под воздействием на материалы электронного пучка первич-

ные процессы во многом зависят от условий облучения, в частности, от плотности тока и энергии электронов пучка [3, 4, 32, 34]. При малых плотностях падающей энергии основным эффектом облучения является радиационное дефектообразование и старение. При этом, как правило, не происходит заметных изменений физических свойств вещества. При увеличении плотности энергии до 10 Дж/г в высокоомных диэлектриках становится заметным накоплением заряда, которое может привести к электрическим пробоям. В чистых сульфидных минералах и образцах, имеющих включения кварца, под воздействием пучка электронов мощностью 0,3 и 1,5 МэВ наблюдаются термические и электрические эффекты, для которых выполнены расчеты.

*Термоэффекты.* Нагрев в результате энерговыделения определяется прежде всего ионизационными потерями энергии электрона и в расчете на единицу пройденной массы зависит в основном от эффективного атомного номера вещества [3, 4, 32, 34]. В условиях постоянства полной энергии пучка при увеличении плотности тока пуска и уменьшении времени облучения нагрев будет увеличиваться, поскольку толщина слоя, в котором отводится тепло за время действия пучка, уменьшается, приближаясь к длине пробега электрона. При облучении образца на ускорителе под электронным пучком мощностью 260 КэВ при плотности тока 2 мкА/см<sup>2</sup> поток энергии составляет около 0,5 Вт/см<sup>2</sup>. Расчет нагрева сульфидных минералов в условиях полного поглощения энергии облучения показал, что для пирита и халькозина он составляет порядка 100 град. Подобные результаты получены и для других сульфидных минералов. Расчеты выполнены в приближении полного поглощения энергии облучения. Реально из-за значительного отражения электронов и отвода тепла (благодаря хорошей теплопроводности сульфидов) нагрев не превышает нескольких десятков градусов.

*Распределение заряда.* Процесс зарядания протекает различно в случае проводящих минералов (пирит, галенит и т. п.) и минералов с малой электропроводностью (кварц и сфалерит). Для хороших проводников характерно преобладание стока заряда над процессом зарядания. Например, в случае облучения галенита пучком 1,5 МэВ с плотностью тока 2 мкА/см<sup>2</sup> за время порядка 10 нс устанавливается равновесие между притоком и стоком заряда, в результате чего зарядание образца

останавливается на очень низком уровне, не более  $10^{-13}$  Кл/см<sup>3</sup>, и дальнейшего накопления заряда не происходит.

В высокоомных диэлектриках зарядка происходит по другой схеме. Скорость накопления заряда в таких диэлектриках определяется равновесием между притоком заряда и проводимостью, наведенной под действием облучения, т. е. создаваемой в области энерговыделения. При этом накапливающийся заряд может создавать электрические поля, достигающие пробивных значений ( $E = 10^3\text{--}10^4$  В/см). С уменьшением электропроводности радиационная проводимость играет все большую роль, при этом возрастает накопленный заряд и увеличивается время достижения стационарного состояния. Из рассмотренных минералов последнее особенно характерно для облучаемого кварца. Возможность накапливать заряд высокоомными минералами ограничивается не током проводимости, а их электрической прочностью. Происходит сброс избыточного заряда по каналам пробоя. За пробоем следует снова этап накопления заряда до следующего пробоя. Разряд носит пульсирующий характер, при этом может возникать система микротрещин, разрастающаяся после каждого импульса разряда и приводящая к разупрочнению материала.

Рассмотрим случай накопления заряда для включений кварца в проводящей среде – пирите [3, 4, 32, 34]. Накопление заряда происходит только в диэлектрическом включении. Положительный заряд, компенсирующий избыточный заряд, накопленный в зерне, концентрируется на поверхности зерна, причем его величина равна величине объемного заряда в зерне. Для рассматриваемой модели – зерно кварца размером 36 мкм в слое пирита толщиной 100 мкм (т. е. порядка пробега электрона пучка), средняя плотность поверхностного заряда на кварце равна  $8 \times 10^{-6}$  Кл/см<sup>2</sup>. При облучении образцов, содержащих случайным образом расположенные зерна кварца с размерами, меньшими длины пробега электронов пучка, полный накопленный объемный заряд пропорционален содержанию кварца в веществе. И наоборот, при наличии в диэлектрическом материале (например в минералах породы) небольших включений с существенно большей проводимостью (рудных минералов) распределение заряда и электрического поля деформируется, а наличие неровностей и изломов на поверхности зерен облегчает старт пробоя. Важным для процессов селективного разделения минералов является образование после облучения каналов пробоя, а следовательно

но, и системы трещин преимущественно между зернами, что облегчает селективную дезинтеграцию и повышает производительность передела измельчения.

*Образование радиационных дефектов и продуктов радиолита.* Кроме радиационного нагрева и эффектов, связанных с заряданием, на изменение физико-химических свойств рудных материалов может повлиять радиационное дефектообразование в минералах и радиолит присутствующей воды [3, 4, 32, 34]. Помимо генерации носителей заряда в зоне проводимости при облучении быстрыми электронами возникают радиационные дефекты, представляющие собой смещения отдельных атомов или групп атомов относительно равновесного положения в узлах решетки. В полупроводниках важнейшую роль в дальнейшей эволюции радиационно-возбужденного кристалла играют связанные состояния атомов, смещенных в междоузлия, с вакансиями (пары Френкеля). Взаимодействия между собой и с решеткой, их релаксация и распад определяют конечную структуру дефектов в полупроводнике. Скорость образования первичных дефектов в полупроводнике вследствие прямого удара быстрого электрона, смещения атомов и образования пар вакансия – междоузлие достаточно высока. Наличие примесей и нерегулярности структуры приводит к концентрации на них возбуждений, что дает дополнительный вклад в дефектообразование. Для сульфидов расчет удельных потерь энергии на возбуждение и ионизацию показал убыль в ряду: HgS, PbS, FeAsS, Si<sub>2</sub>S, FeS<sub>2</sub>, Si<sub>5</sub>FeS<sub>4</sub>, SiFeS<sub>2</sub>, ZnS.

Влияние облучения на жидкую фазу проявляется как радиолит воды, продуктами которого являются частицы, образующиеся после процессов релаксации, проходящих в треках ионизирующих электронов. В условиях быстрого удаления продуктов радиолита из облучаемого объема степень радиолита воды характеризуют радиационные выходы продуктов радиолита. Концентрация образующихся продуктов радиолита составляет несколько миллимолей в литре, что сопоставимо с концентрацией флотационных реагентов, применяемых в промышленности.

В целом при облучении сульфидных руд пучком электронов следует ожидать:

- быстрое, за сотые доли секунды, зарядание диэлектрических включений (зерна сланцев, кварца и т. д.), способствующее селективной дезинтеграции горных пород;

- воздействие энергии ускоренных электронов и продуктов радиолиза воды на свойства поверхностного слоя минералов толщиной до 50–100 Å.

*Влияние облучения ускоренными электронами низких энергий на физико-химические свойства поверхности сульфидных минералов и флотацию* [3, 4, 32, 34]. Экспериментальные исследования изменения структуры, электродного потенциала, сорбционной активности, смачиваемости и флотируемости сульфидных минералов в зависимости от дозы облучения, которую варьировали временем, показали, что при облучении пучком электронов с энергией 0,3 МэВ при плотности тока 2 мкА/см<sup>2</sup> происходит изменение электрохимического потенциала сульфидов, межфазного распределения и форм сорбции ксантогената, смачиваемости минералов, флотируемости облученных образцов азотом и воздухом.

*Изменения электрохимического потенциала.* Облучение ускоренными электронами сдвигает бесточный потенциал сульфидов в анодную сторону. Наибольшие изменения потенциала (около 300 мВ) зафиксированы у сфалерита. Остальные сульфиды в боратном буферном растворе изменяли потенциал в среднем на 10–100 мВ. Изменение бесточного потенциала в сторону более положительных значений свидетельствует об окислении поверхности.

*Сорбция ксантогената и состав поверхностного слоя.* Качественные изменения состава сорбционного слоя на поверхности сульфидов под действием облучения разнообразны. На галените в результате облучения появляется элементная сера, а на сульфидах меди она исчезает. Количество элементной серы снижается на сфалерите, но возрастает на обеих разновидностях пирротина. Это создает предпосылки для селективного разделения сульфидов. Количество закрепившихся ксантогенатов металлов возрастает на всех сульфидах, кроме галенита (для которого оно несколько снижается) и пирита (наиболее электроположительного минерала), на котором как до, так и после облучения ксантогенат закрепляется только в форме диксантогенида [3, 4, 32, 34].

*Смачиваемость поверхности.* Анализ изменений силы отрыва пузырька воздуха от поверхности сульфидов, подвергнутых облучению ускоренными электронами, свидетельствует о гидрофилизации всех сульфидов при обработке в течение 4–5 мин. В то же время при малых дозах



облучения происходит дифференциация смачиваемости. При облучении в течение 0,5–1 мин смачиваемость железосодержащих сульфидов – пирита и халькопирита – увеличилась. Остальные сульфиды – халькозин, борнит и сфалерит – становятся более гидрофобными. Анализ полученных данных позволяет рекомендовать облучение в течение 1–2 мин для повышения селективности разделения сульфидов меди и пирита.

*Флотация сульфидных минералов.* Как следствие изменений поверхности сульфидов и состава сорбционного слоя в результате облучения изменяется и флотируемость минералов. Установлено, что облучение халькопирита в течение 0,5–1 мин приводит к активации его флотируемости и повышению извлечения на 6–6,8 %. При возрастании времени облучения прирост извлечения снижается. Отмечается повышение флотируемости арсенопирита: при кратковременном 0,5–1 мин облучении на 5,5–8 %, при 5 мин облучения – на 6,5 %.

Извлечение пирротина снижается при 0,5–1 мин облучения на 5,5–12 %, максимальное падение флотируемости наступает при 5 мин облучения и составляет 26,3 %.

Изучение флотационных и сорбционных свойств сульфидов меди, мышьяка и железа в условиях радиационного воздействия ( $W = 260$  КэВ,  $I = 1$  мА) показало:

- при кратковременном (0,5–1 мин) облучении образцов халькопирита и арсенопирита наблюдается прирост сорбции ксантогената и повышение флотируемости в среднем на 6–8 %);
- при облучении образцов пирротина и пирита прослеживается устойчивая тенденция снижения сорбции собирателя и флотируемости, при этом максимальная депрессия пирита наступает при 1–2 мин облучения, пирротина – 5 мин облучения [3, 4, 32, 34].

*Применение энергии ускоренных электронов для селективной дезинтеграции руд.* Серийно производимые в России линейные ускорители электронов марок ИЛУ и ЭЛВ позволяют облучать пучком электронов руду непосредственно на транспортерных лентах. Причем благодаря быстрому, за доли секунды, заряданию диэлектрических включений энергозатраты на обработку электронным пучком незначительны (0,2–0,5 кВт·ч/т), а производительность операции ограничена, как правило, только производительностью транспортеров. Возникновение мощных электрических полей в облучаемых материалах при облучении

электронными пучками малой мощности (напряженность электрического поля достигает сотен киловольт на сантиметр) приводит к электрическим пробоям и образованию трещин между зернами минералов, т. е. энергия используется целенаправленно для селективной дезинтеграции горных пород, не разрушая минералы. Оценка с помощью рентгеноструктурного анализа изменений объемных характеристик природных сульфидных минералов, их фазового состава, выполненная независимо в ИПКОН РАН, МГУ и ОМГиГ СО РАН, показала в целом устойчивость этих параметров при воздействии электронными пучками с малыми токами.

Характерный пример эффективного применения электронного пучка в операции дезинтеграции – его влияние на технологические свойства железистых кварцитов Михайловского месторождения. Облучение проб пучком быстрых электронов на промышленном ускорителе ИЛУ-6 с энергией электронов в 2 МэВ повысило измельчаемость железистых кварцитов всех технологических сортов: легкообогатимых, труднообогатимых и окисленных. Для легкообогатимых магнетитовых кварцитов оптимальная доза облучения составила 0,4 Мрад. Производительность измельчения для легкообогатимых, труднообогатимых сортов кварцитов повышается более чем на 70 % (при интервале времени между облучением 5 ч) и на 22–25 % (при интервале в 100 ч). Для окисленных железистых кварцитов минимальная доза облучения составила порядка 0,15 Мрад, при этом производительность возрастает в 1,7 раза. Существенно, что обработка электронным пучком не только повысила производительность измельчения, но и улучшила технологические свойства измельченного материала и показатели обогащения. Это свидетельствует о более селективном раскрытии. Экспериментально изучалось предварительное облучение различных типов горных пород электронным пучком в операциях рудоподготовки. Показано значительное разупрочнение горных пород и повышение селективности раскрытия, что улучшает показатели последующих обогатительных переделов [3, 4, 32, 34].

*Применение ускоренных электронов в процессах флотации и выщелачивания руд* (табл. 3.7). Результаты опытов по флотации норильских медно-никелевых руд, а также медно-цинковых руд Узельгинского и Учалинского месторождений подтвердили активирующее действие облучения ускоренными электронами на флотацию сульфидов цветных металлов.

Технологические эффекты от облучения руд пучком электронов перед измельчением

Руда	Оптимальная доза облучения, Мрад	Технологические эффекты	
		Производительность измельчения	Селективность разделения в последующих операциях обогащения
Михайловские железистые кварциты: труднообогатимые окисленные легкообогатимые магнетитовые	0,14 0,2	Для всех типов руд увеличилась в 1,7–2 раза	Извлечение железа выросло на 3 % при увеличении качества концентрата на: 1,9 % 0,8 %
Полиметаллические сульфидные руды: Ажальские свинцово-цинковые руды	0,5	Увеличилась на 25 %	Увеличение извлечения цинка на 7 % и свинца на 5 % при улучшении качества обих концентратов на 5 %, содержание цинка в свинцовом концентрате снизилось на 10 %
Учалинские и Узельгинские медно-цинковые руды	0,4	Для обих типов руд выход готового класса –0,044 мм по-высился на 8,8 и 15,2 % соответственно	В цикле коллективной флотации увеличилась скорость флотации сульфидов меди и цинка; извлечение меди повысилось на 4,5 %, а цинка на 10,8 %
Норильские медно-никелевые руды	0,4	Выход класса –0,045 мм при измельчении в течение 30 мин повысился на 4,8 %	Извлечение барита выросло на 3–4 % при сохранении качества концентрата
баритовые руды Салаирского месторождения	0,6	Увеличилась на 30 %	
золотосодержащие руды	0,1	Выход класса –71+40 мкм вырос на 15 %	Повышение содержания золота во флотационном концентрате с 24 до 32 г/т при увеличении извлечения на 15 %

Исследования показали повышение скорости флотации сульфидов меди и цинка в коллективном цикле и улучшение условий раскрытия сростков при измельчении. Облучение исходной руды способствует повышению ее измельчаемости и росту тонины помола. Содержание класса – 0,044 мм возрастает с 71,9 до 80,7 % для учалинской руды и с 69,0 до 84,2 % для узельгинской руды, при измельчении в течение 10–20 мин изменение содержания готового класса – 0,074 мм с 90,8 до 99,8 % способствует повышению извлечения меди с 80,3 до 84,8 % и цинка с 65,3 до 76,1 % в цикле коллективной флотации.

Эксперименты по облучению богатой медно-никелевой руды перед измельчением показали, что в медном цикле флотации возрастает селективность разделения сульфидов меди и никеля (соотношение содержания меди к никелю в концентрате возросло с 3 до 11) в основном из-за депрессии никельсодержащих сульфидов.

Облучение упорной золотосодержащей руды Воронцовского месторождения позволило повысить содержание золота во флотационном концентрате с 24 до 32 г/т при увеличении на 15 % извлечения золота. Облучение гравитационного концентрата Нежданинского месторождения повысило скорость выщелачивания из него золота и серебра на 15–20 %; предварительное облучение ускоренными электронами или СВЧ-обработка золотосодержащего гравитационного концентрата Воронцовского месторождения повышают извлечение золота цианированием на 7–8 % и серебра на 2 % [3, 4, 32, 34].

### **3.2. Ультразвуковое воздействие. Основы электрохимической технологии направленного воздействия на минералы, руды (пульпу), реагенты и технические воды с целью интенсификации процессов обогащения минерального сырья**

Ультразвуковое воздействие (ультразвуком различной частоты) применяют для повышения контрастности подлежащего переработке или разделению минерального сырья [3, 4, 32, 34]

Его применяют для изменения флотационных, гравитационных, магнитных и электрических свойств поверхности минералов, интенсификации выщелачивания рудных пульп, получения эмульсий флотореагентов и других процессов. Инфразвуки имеют частоту звуковых колебаний менее 16, слышимые звуки 16–20000 и ультразвуки более 20000 Гц соответственно.

Ультразвук в зависимости от способа получения и применения в процессах обогащения и гидрометаллургии может быть различной частоты: низкой (20–100 кГц), высокой (0,1–10 МГц) и сверхвысокой (гиперзвуки) (10–1000 МГц).

Для энергетического воздействия на минеральное сырье применяют ультразвуки практически всех частот.

Основными источниками ультразвука низких частот служат магнитострикционные преобразователи электрической энергии в энергию упругих колебаний, принцип работы которых основан на изменении под действием переменного магнитного поля геометрических размеров магнитостриктора – трансформатора из ферромагнитного материала (никель, кобальт и др.). Для получения колебаний в большом объеме жидкости трансформатор преобразователя оканчивается мембраной. Для питания преобразователей служат ультрозвуковые генераторы. Высокую интенсивность ультразвука можно получить с помощью кольцевых магнитострикционных преобразователей. На обогатительных предприятиях применяют также роторно-импульсные установки, представляющие собой пару дисков с профрезерованными зубьями (один диск вращается, а другой неподвижен). Такие устройства устанавливают в корпусах насосов.

Ультразвуковую обработку минерального сырья применяют чаще всего перед электрической и магнитной сепарацией. Так, обработка пульпы улучшает условия электрической сепарации титано-циркониевых песков. Под влиянием ультразвука изменяются магнитные свойства минералов, содержащих примеси сильномагнитных продуктов (циркон, роговая обманка, ильменит и др.), что позволяет регулировать процесс магнитной сепарации.

При ультразвуковой обработке вместе с изменением поверхности обрабатываемых частиц наблюдается некоторая их дезинтеграция и увеличение удельной магнитной восприимчивости. Так, при обработ-

ке циркона и ильменита в течение 16 мин доля фракции – 0,038 мм для различных месторождений увеличилась на 1–2 %, а удельная магнитная восприимчивость возросла в 1,5–2 раза. Вместе с этим увеличивается и электросопротивление, максимальный его прирост наблюдается при температуре 150–200 °С.

Изменение поверхности разделяемого материала позволяет заметно улучшить результаты гравитационного разделения. Это особенно заметно при гравитационном обогащении гранатового продукта, содержащего тантало-ниобаты [3, 4, 32, 34].

Эффект ультразвукового воздействия на гидрометаллургические процессы происходит при наличии кавитации и интенсивности ультразвука 4–5 Вт/см<sup>2</sup>.

В опытах по растворению меди в аммиачные растворы под влиянием ультразвука достигнуто ускорение в 3–4 раза. Значительное ускорение гидрометаллургических процессов получено в ваннах с преобразователем при повышенном статическом давлении. Для интенсификации автоклавно-содового выщелачивания разработана акустическая установка, которая позволила вдвое уменьшить расход соды и сократить продолжительность выщелачивания шеелитовых концентратов. Применение ультразвука в опытах по выщелачиванию природного криолита в растворе едкого натра (25,8 г/л) при Т : Ж = 1:24 в течение 30 мин повышает растворимость криолита на 5 %.

Для использования ультразвука в агрессивных средах наиболее пригодны преобразователи из пьезокерамического материала.

Ультразвуки высоких частот находят широкое применение при флотационном обогащении. Даже полученная с помощью ультразвука низкой частоты флотоэмульсия приобретает флотореактивность после обработки ультразвуком высокой частоты. Еще больший эффект получен при обработке пульпы ультразвуком мегагерцевого диапазона во флотокамере. При этом пульпу обрабатывают как во время контактирования с реагентами, так и во время флотации.

Установлено, что при флотационном обогащении различных видов труднообогатимого редкометалльного сырья (например бериллийсодержащей руды) с помощью ультразвука высокой частоты при обработке пульпы во флотокамере качество концентрата повышается на 35–40 %, а извлечение на 40–50 %). На обогатительной фабрике не-

сколько пьезокерамических преобразователей устанавливают в резервуаре питателя для обработки флотореагентов либо пульпу обрабатывают в контактном чане. Ультразвуки высоких частот позволяют интенсифицировать процесс флотации в колонной флотомашине. Благодаря акустическому успокоителю в виде цилиндрического пьезокерамического преобразователя внутри колонны на пути прохождения воздушных пузырьков от аэратора исключается образование воздушных пробок и значительно снижается турбулизация потока, что повышает качественные показатели процесса флотации.

Электрохимическая обработка – способ воздействия на системы электрическим током, позволяющий направленно регулировать физико-химические и физические свойства поверхности минералов, химическое состояние реагентов, а также ионный состав жидкой фазы пульпы и технических вод [3, 4, 32, 34].

*Электрохимическое управление составом и свойствами реагентов в процессе флотации минерального сырья.* Степень селективной гидрофобизации поверхности частиц для каждого типа руд существенно зависит от соотношения молекулярной, ионной и мицеллярной форм реагента. Управление составом и свойствами реагентов можно осуществлять с помощью электрохимического метода, который позволяет синтезировать новые соединения за счет инициирования реакций окисления, разложения, полимеризации, влиять на направление реакций гидролиза, изменять критическую концентрацию мицеллообразования.

Экспериментальное изучение процесса электрохимической обработки (ЭХО) растворов реагентов производится на установках, состоящих из электрохимической ячейки, магнитной мешалки и регулируемого источника электрического тока.

Изучаемый раствор реагента заливают в ячейку с таким расчетом, чтобы уровень в кристаллизаторе был несколько выше уровня в ограничительном стакане. Различие в уровнях создается для того, чтобы продукты электроокисления не взаимодействовали с продуктами электровосстановления. В течение всего эксперимента происходит слабый перелив раствора из кристаллизатора в ограничительный стакан. Магнитная мешалка необходима для создания равномерного режима электрохимической обработки растворов и предотвращения закрепления продуктов реакции на поверхности основного электрода.

Если в результате ЭХО реагента проходят необратимые химические реакции, например электрохимическое диспергирование ксантогената, используют аппарат бездиафрагменного типа. Если же реакции, протекающие под действием электрического тока, обратимы и при снятии напряжения через некоторое время раствор реагента приобретает прежний состав, то необходимо пользоваться аппаратами диафрагменного типа (сернистый натрий).

Предварительная электрохимическая обработка сульфгидрильного собирателя позволяет не только регулировать выход диксантогената, но и осуществлять его тонкое диспергирование. Оптимальная дисперсность диксантогената (3–5 мкм) достигается при потенциале анода 0,8–1,1 В. Анод делается из графита, нержавеющей стали или никеля.

Результаты промышленных испытаний и внедрения электрохимического окисления ксантогената при флотации полиметаллических руд показали возможность снижения его расхода на 15–25 % и повышения извлечения металлов на 2–4 %.

Сильно изменяются собирательные свойства ксантогената, если его раствор окисляется на никелевом аноде. С ростом анодной плотности тока увеличивается количество ксантогената никеля, перешедшего в раствор. При плотности тока 4 мА/см<sup>2</sup> его выход составляет 2–4 % общего количества продуктов окисления, при 30 мА/см<sup>2</sup> – 30 %, при 60 мА/см<sup>2</sup> – 100 %. В ходе технологических испытаний было показано, что, используя смеси ксантогенатов натрия и никеля в определенном соотношении, можно повысить извлечение благородных металлов в концентрат примерно на 4 %.

Можно проводить совместную ультразвуковую и электрохимическую обработку растворов ксантогената. В ходе такой обработки в поле акустических колебаний устраняется экранирование поверхности электродов аполярными дисульфидами, образуются устойчивые тонкодисперсные эмульсии реагентов, а их выход увеличивается в 1,8–2,8 раза. Основными продуктами окисления в этом случае являются диксантогенат и дисульфид монотиокарбоната, соотношение которых зависит от режима обработки.

Предварительную электрохимическую обработку эффективно использовать для повышения содержания силикатных и гидросиликатных ионов в растворе жидкого стекла (реагента-гидрофилизатора).



Появление в жидкой фазе при растворении анода катионов железа и хрома способствует формированию разветвленных трехмерных макромолекул. В этом случае гидрофилизация минералов пустой породы будет обусловлена образованием на их поверхности гидратированного полимерного кремнезема.

При электрохимической обработке растворов сернистого натрия он подвергается гидролизу с последующей диссоциацией продуктов гидролиза на сульфидные и гидросернистые ионы.

Содержание этих ионов в жидкой фазе незначительно, однако именно эти ионы оказывают максимальное действие на процесс флотации. Электровосстановление сернистого натрия позволяет снизить концентрацию кислорода в воде за счет его восстановления на катоде и повысить концентрацию сульфидных ионов. Одновременно повышается щелочность пульпы и величина окислительно-восстановительного потенциала сдвигается в отрицательную сторону. Электровосстановление сернистого натрия следует вести в аппарате с диафрагмой; раствор необходимо подавать в процесс флотации сразу после электрохимической обработки, поскольку реакции, сопровождающие достигнутый эффект, могут быть только кинетически устойчивыми и по истечении определенного промежутка времени после электрохимической обработки первоначальное равновесие будет вновь восстанавливаться.

Электрохимическая обработка органических аминов типа АНП-14 изменяет соотношение ионных, молекулярных, полимерных и мицеллярных форм данного реагента в водной среде. Электрохимическая обработка АНП-14 повышает его активность и увеличивает критическую концентрацию мицеллообразования с  $4 \times 10^4$  до  $10,3 \times 10^4$  моль/л (при напряжении 6 В).

*Электрохимическая подготовка пульпы.* Из электрохимии металлов известно, что при определенной величине потенциала (потенциал нулевого заряда) наблюдается максимум адсорбции органического вещества [3, 4, 32, 34]. Работами И. Н. Плаксина и его сотрудников подтверждено, что такая же закономерность наблюдается и у минералов, обладающих заметной электропроводностью, а к ним относятся все сульфиды и окислы. На основании этого было сделано предположение о возможности управления процессом адсорбции реагентов на минералах при воздействии на них постоянным электрическим током.

Сущность электрохимической обработки (ЭХО) пульпы заключается в изменении физико-химических и флотационных свойств минералов вследствие изменения заряда их поверхности в результате непосредственного контакта частиц с поверхностью электрода, а также смещения окислительно-восстановительного потенциала ( $E_h$ ) водной фазы в положительную или отрицательную сторону. Регулирование  $E_h$  достигается протеканием катодных процессов, в которых происходит передача электронов от катода ионам или молекулам жидкой фазы, либо анодных процессов, сопровождающихся отнятием электронов от компонентов жидкой фазы. Интенсивность процесса и выход продуктов реакции определяются потенциалом  $\phi$  (напряжением) на электродах, плотностью тока  $i$  и временем протекания электрического тока.

Максимальный эффект от электрохимической обработки флотационных пульп получается для минералов, обладающих заметной электропроводностью, так как в этом случае имеет место электронный механизм взаимодействия частиц с поверхностью электрода.

При взаимодействии минеральных частиц с электродом происходит разрыв приэлектродного слоя водной фазы, контакт частиц с электродом, разряд частиц, отвод частиц из приэлектродного слоя в объем пульпы и выравнивание потенциалов частиц в результате взаимных столкновений.

Фазовый состав поверхности сульфидных минералов имеет определяющее значение для флотации. Если на поверхности сульфидных минералов в результате их окисления образуется слой гидрофобной серы, то флотация становится активнее. В случае глубокого окисления сульфидов сера уходит с поверхности в виде растворимых сульфоксидных ионов и остается гидрофильный слой оксидов металлов, что подавляет флотацию.

Описанные процессы характерны для всех сульфидных минералов, однако потенциалы редокс-переходов индивидуальны и зависят от химического состава и генезиса минералов. Данный факт предопределяет возможность селективного воздействия на процесс их разделения при обогащении руд.

На поверхностные свойства минералов-диэлектриков можно воздействовать посредством изменения окислительно-восстановительных свойств жидкой фазы пульпы. Кроме того, если на поверхности минера-

лов-диэлектриков имеются проводящие пленки и примазки (например, железистые), то они также участвуют в электрохимическом процессе, что влечет за собой изменение поверхностных свойств минералов.

Возможности электрохимического управления свойствами минералов не ограничиваются процессами флотации. Электрохимический метод может быть использован и при магнитной сепарации.

В слабом магнитном поле (800–1200 Э) наиболее эффективно разделяются магнетит и кварц. Однако имеются и слабомагнитные минералы – гематит и мартит, которые удается выделять только в сильном поле (10000–20000 Э) и то не полностью: их извлечение не превышает 60–70 %, остальное теряется в отвалах.

Запасы окисленных железистых кварцитов очень велики, и они представляют на сегодня дополнительную сырьевую базу для получения железа.

Электрохимическая обработка минеральных суспензий гематита и мартита позволяет восстановить трехвалентное железо на поверхности минералов в двухвалентное, что приводит к образованию пленок маггемита или магнетита, обладающих повышенными магнитными свойствами. Этот процесс осуществляется за счет выделения электролитического водорода вследствие протекания на катоде реакции восстановления молекул воды.

Электрохимическая обработка пульпы осуществляется различными способами: бездиафрагменной обработкой с использованием рабочего электрода с высокоразвитой поверхностью, обработкой пульпы в аппарате диафрагменного типа и бесконтактной обработкой в электрическом поле. При обработке материала в аппарате с диафрагмой расстояние между электродами не должно превышать 5–6 см; увеличение расстояния влечет за собой необоснованные затраты электроэнергии.

Для экспериментального изучения процесса электрохимической обработки пульпы используют установку, состоящую из электрохимической ячейки, магнитной или механической мешалки, регулируемого источника постоянного тока и регистрирующих приборов – амперметра и вольтметра. Для измерения pH и Eh жидкой фазы пульпы используют потенциометр типа pH-121 (pH-340). Изменение ионного состава жидкой фазы определяют химическим анализом. Эффективность электрохимической обработки оценивают технологическими опытами.

Выбор режима электрохимической обработки зависит от назначения исследований и ведется на основе изучения кинетики процесса. Для этого отбирают несколько проб минерала или руды и проводят опыты по изучению на технологические результаты времени обработки (5; 10; 15 ... 30; 60 мин) при постоянном напряжении на электродах и по влиянию подаваемого на электроды напряжения (3; 5; 6; 8; 10; 12 В) при постоянном времени обработки.

Электрохимическая обработка осуществляется следующим образом: пробу минерала помещают в электрохимическую ячейку, заливают дистиллированной, водопроводной или технической водой (в зависимости от назначения исследований) в соотношении Т : Ж = 1:3–1:4, включают перемешивающее устройство и подают напряжение на электроды. По окончании обработки измеряют рН и Eh жидкой фазы. В том случае, когда необходимо изучить изменения поверхностных свойств минерала, жидкую фазу декантируют и анализируют, а минерал промывают дистиллированной водой и используют в технологических опытах или для исследования поверхности методами ИК-спектроскопии, растровой микроскопии, мессбауэровской спектроскопии и т. п. Если изучается флотуемость минералов, то жидкую фазу не декантируют, а суспензию переносят во флотационную камеру и флотируют в принятом технологическом режиме.

Контрольные опыты проводят в тех же условиях, но без наложения напряжения на электроды. По результатам технологических опытов определяют оптимальные режимы ЭХО.

*Электрохимическая обработка технических вод.* Электрохимическая обработка воды позволяет изменять ее ионный состав, чтобы он соответствовал оптимальным условиям флотации. Наличие в воде солей жесткости, твердых взвесей и других примесей отрицательно сказывается на селективности флотационного разделения минералов [3, 4, 32, 34]. Реагенты-регуляторы, применяемые для создания среды (сода, известь, серная кислота), хотя и не являются дефицитными и дорогостоящими, требуют больших расходов, но, что особенно важно, зачастую не обеспечивают высокой селективности флотационного процесса. Направленного изменения свойств воды можно добиться ее электрохимической обработкой.

Сущность метода заключается в воздействии электрического тока на воду в целях изменения ее химического состава, рН, окислительно-

восстановительного потенциала  $E_h$ , общей жесткости без использования каких-либо химических агентов. Это достигается за счет протекания различных реакций.

Обработка осуществляется в диафрагменном электролизере. После обработки воды образуется основной продукт католиз (pH = 8–12) и кислый продукт анолиз (pH = 5,0–2,5).

Кроме того, вследствие различного заряда катионов и анионов, наблюдается направленное движение содержащихся в воде ионов  $Ca^{2+}$  и  $Mg^{2+}$  в катодное пространство, где они выпадают в осадок в виде гидроксидов и карбонатов, снижая содержание солей жесткости в воде. В анодном пространстве концентрируются анионы, и вода насыщается кислородом, концентрация которого достигает 30–35 мг/л.

Ионный состав католизита и анолизита зависит от исходного значения концентраций ионов в технической воде и от расхода электроэнергии, пошедшей на обработку одного кубометра воды

В результате частичного электролиза воды происходит также ее насыщение электролитическими газами (кислородом и водородом), роль которых в процессе флотации велика. Параметры, характеризующие воду, можно регулировать в широком диапазоне в зависимости от количества электричества, затрачиваемого на обработку 1 м<sup>3</sup> воды.

Воздействие электрического тока на воду (свежую или оборотную) можно проводить в режиме: электроокисления, электровосстановления, электрокоагуляции, электроразложения, электрофлотации, электрического разряда. При этом могут быть использованы различные варианты их комбинирования. Выбор режима ЭХО воды определяется схемой обогащения руды, составом минерального сырья и воды, используемой в технологическом процессе.

Конструкция электролизера зависит от принятого режима ЭХО воды и определяется исследователем-разработчиком. Наиболее простая и распространенная конструкция электролизера может быть изготовлена на месте. Ванну электролизера прямоугольной формы изготавливают из оргстекла (2–4 мм). На одной стороне располагают патрубок для ввода воды, на другой – для вывода воды после обработки. Помещают в ванну электроды. Материал электродов: листовое железо, листовая нержавеющая сталь или сетка, титан, платинированный титан, алюминий и др. Включение электродов монополярное, полярность электродов

чередуются. Соединение электродов любое, но чаще параллельное. Питание электролизера осуществляется через выпрямитель. Вместимость ванны может быть любой. Так для обработки 1,2 м<sup>3</sup>/ч проточной воды требуется электролизер вместимостью 1–2 л. Электролизер может быть диафрагменным и бездиафрагменным. В диафрагменном электролизере электроды противоположной полярности разделяют водонепроницаемой диафрагмой, в качестве которой может быть использована, например, фильтроткань.

При конструировании электролизеров особое внимание необходимо уделять расстоянию между электродами, так как при большом расстоянии увеличивается удельный расход электроэнергии, при малом – возможно экранирование поверхности электродов образующимися газами. Рекомендуемое расстояние между электродами 2–5 мм. Кроме того, в процессе электролиза воды на катоде происходит образование пленок, что приводит к пассивации электродов; в связи с этим требуется их периодическая очистка. В этом случае электролизер включают в режим очистки путем перемены полярности электродов.

При электрохимической обработке воды одновременно протекают процессы окисления и восстановления. Если создать условия преимущественного протекания реакций восстановления (суммарная площадь катодов больше площади анодов), то будет проходить электровосстановление воды; при электроокислении воды (суммарная площадь анодов больше площади катодов) доминируют реакции окисления. При электровосстановлении рН воды изменяется на 2–3 единицы и  $E_h$  на 100–200 мВ в область щелочных значений, электроокисление изменяет эти характеристики в область кислых значений на такую же величину.

При обработке воды в режиме электрокоагуляции аноды (положительные электроды) выполняют из растворимого металла (ст. 3, алюминий и др.). Включение электродов может быть биполярное. При электрокоагуляции происходит растворение металла анода. В воду вводится металл в ионной форме ( $Fe$  анода  $\rightarrow Fe^{2+} + 2e$ ;  $Fe^{2+} + 2OH^- \rightarrow Fe(OH)_2$ ), образующиеся гидроксиды которого сорбируют тонкодисперсные частицы, ионы тяжелых металлов и остаток флотационных реагентов, содержащихся в стоках. Коагулянт, полученный электрохимическим методом, по сравнению с химическими солями находится в более активном состоянии и обладает высокой сорбционной способностью по

отношению к примесям, присутствующим в воде. Электрокоагуляция применяется для очистки сточных вод как самостоятельно, так и в сочетании с другими методами воздействия на воду. Расходы: электроэнергии 0,1–1 кВт·ч/м<sup>3</sup>, материала анода 5–12 г/м<sup>3</sup> стоков.

Приобретенные водой физико-химические свойства в результате электрохимической обработки сохраняются в течение длительного времени (до семи суток), за исключением газонасыщения в католите. Ввиду низкой растворимости водорода в воде газоадсорбционная активность католита изменяется с течением времени. В связи с этим влияние тонкодиспергированного водорода на эффективность технологического процесса зависит от времени его подачи в процесс, что особенно важно учитывать при флотации руд, затронутых процессами окисления [3, 4, 32, 34].

При электрохимическом разложении оборотной воды на католит и анолит ввиду присутствия в ней остаточных концентраций реагентов может происходить обильное пенообразование, обусловленное активным выделением электролизных газов в условиях частичного разложения воды, т. е. происходит электрофлотация осадков и солей жесткости, содержащихся в оборотной воде. Это обстоятельство нарушает процесс селективного электроразложения воды, и в этом случае необходимо проводить предварительную электрокоагуляцию и отстаивание стоков после нее в течение 20–30 мин, что способствует более четкому разделению оборотной воды на католит и анолит.

Если все операции флотации осуществляются в щелочных средах, то анолит, не участвующий во флотационном процессе, необходимо направлять в общие стоки для снижения их щелочности. При этом работа электролизера должна быть направлена на минимальное получение анолита.

Полная замена технической воды на католит при флотации медных, свинцовых, цинковых и вольфрамовых минералов способствует приросту извлечения металла в одноименные концентраты при одновременном повышении их качества, снижению расхода соды на 50 % и сернистого натрия на 25 %. Использование анолита при флотации пирита позволяет на 40–50 % без снижения качественных показателей снизить расход серной кислоты, а при флотации колумбита на 30 % снизить расход соляной кислоты при повышении извлечения ниобия и тантала в концентрат.

Электрохимический метод водоподготовки в различных вариантах (катодит, анолит, продукт бездиафрагменной обработки) реализован при обогащении алмазосодержащих кимберлитов в компании АК «АЛРОСА» в процессах пенной сепарации (ввод тонкодисперсных пузырьков газа), рентгенолюминесцентной сепарации и очистки алмазов от примесей (подача анолита), что позволило снизить потери алмазов на 15 % и повысить их качество.

Электрохимическое кондиционирование оборотной воды позволяет исключить активированный уголь, традиционно используемый в качестве сорбента при кондиционировании оборотных вод, расход которого бывает значителен (200–340 г/т) [3, 4, 32, 34].

Для очистки сточных вод от тонкодиспергированных взвесей, флотационных реагентов и извлечения ценных компонентов из сточных вод применяют электрофлотацию.

В качестве рабочего газа используют тонкодисперсные пузырьки электролизных газов, образующихся при частичном электролизе воды. Электрофлотацию осуществляют без добавок флотационных реагентов и дополнительной подачи воздуха. В целях повышения эффективности процесса электроды располагают в днище электрофлотационной камеры.

Аппаратурное оформление процесса, основанного на энергии электрического разряда в воде, несколько осложнено и требует высокой надежности для безопасного ведения работ.

При отработке электрофизических параметров обработки воды необходимо определять опытным путем: соотношение площадей электродов; плотность тока (объемная, поверхностная); соединение электродов (параллельное, последовательное); материал и форму электродов (сетка, пластины, металлическая стружка и т. п.) продолжительность обработки. Контролируемыми параметрами работы электролизера являются рН, Eh и химический состав воды.

Электрохимические методы кондиционирования воды имеют следующие преимущества по сравнению с химическими методами:

- в воду не вносятся химические компоненты;
- изменение химического состава воды, рН и Eh обеспечивается регулированием параметров электрического тока, продолжительностью обработки и зависит от количества электричества, затрачиваемого на обработку 1 м<sup>3</sup> воды;



- насыщение жидкой фазы тонкодисперсными газами электролиза воды оказывает селективное воздействие на минеральную поверхность;
- сокращение расхода свежей воды происходит за счет полного использования сточных вод в технологическом процессе.

*Катодная поляризация слабомагнитных железных минералов.* Метод катодной поляризации основан на кратковременном зарядании поверхности минералов в потоке пульпы, регулировании окислительно-восстановительного потенциала и ионного состава жидкой фазы.

В условиях бездиафрагменной катодной поляризации при контакте поверхности минералов с отрицательным электродом и взаимодействии с электролитическим водородом протекают электрохимические реакции, приводящие к растворению поверхностной пленки гидроксидов железа и переводу трехвалентного железа в двухвалентное состояние (при электродном потенциале ( $\varphi = -0,33$  В) с последующим восстановлением его до металла ( $\varphi = 1,13$  В).

Кроме того, при электрохимической обработке пульпы имеется вероятность протекания реакции взаимодействия гидроксида Fe (II) и гидроксида Fe (III) с образованием магнетита. Образование суспензии частиц магнетита ( $\text{Fe}_3\text{O}_4$ ) может способствовать созданию дополнительных магнитных центров флокуляции железных минералов из шламов, что позволит увеличить их выход в концентрат при магнитной сепарации.

Изучение изменений удельной намагниченности минералов, проводимое на различных минералах (магнетит, мушкетовит, гематит, лимонит) баллистическим методом, показало, что в условиях катодной поляризации намагниченность увеличивается на 10–50 %.

Электрохимическая обработка способствует нарастанию намагниченности, как у лимонита, так и гематита при всех напряженностях магнитного поля [3, 4, 32, 34].

Как следствие роста намагниченности железных минералов при поляризации улучшаются технологические показатели их магнитной сепарации. При мокрой магнитной сепарации мушкетовита в поле с напряженностью  $H = 160$  кА/м после электрохимической обработки в течение 10 мин,  $U = 10$  В извлечение минерала возрастает на 8 %.

Катодная поляризация магнетита также способствует увеличению извлечения при магнитной сепарации ( $H = 60$  кА/м).

В лабораторных условиях катодная поляризация пульпы осуществляется в стаканах из нержавеющей стали объемом 70, 400 и 1000 мл при  $T : Ж = 1:1, 1:3$  и  $1:8$ . К корпусу стакана подводится отрицательный полюс источника тока (катод), а положительным электродом служит сетка из нержавеющей стали.

После электрохимического кондиционирования при различных изменениях времени и напряжения пульпа подвергается мокрой магнитной сепарации в слабом и высокоинтенсивном поле.

Исследования, проведенные на магнетит-гематитовой руде, содержащей 35,3 % железа, показали, что при обогащении ее на лабораторном анализаторе с напряженностью магнитного поля 160 кА/м возможно выделить концентрат, содержащий 50,2 % железа при извлечении 31,1 %. Введение катодной поляризации при обработке в течение 10–15 мин и напряжении 5–10 В позволяет интенсифицировать магнитную сепарацию, повысить качество концентрата до 52,7 % и увеличить извлечение более чем на 2 %.

Установлено положительное влияние электрохимической обработки пульпы на результаты мокрой магнитной сепарации для окисленной руды, содержащей 42,7 %  $Fe_{\text{общ}}$  и 9,2 %  $Fe_{\text{магн}}$ . При наложении магнитного поля напряженностью 716 кА/м из этой руды выделено 46,3 % концентрата при извлечении железа 89,4 %. Увеличение напряженности магнитного поля до 955–114 кА/м способствует повышению извлечения до 90–92,8 %. Введение катодной поляризации дает прирост извлечения, который для оптимального времени обработки 3 мин составляет 2,5–4,8 % при различной магнитной индукции сепаратора.

Опытно-промышленные испытания показали возможность повышения извлечения железа в концентрат с 71,4 до 74 % при том же качестве концентрата 52,2 % ( $\alpha_{Fe} = 36,4$  %) при переработке окисленных руд

*Химико-электрохимический метод* [3, 4, 32, 34]. Если в рудах помимо гематита, маргита и гидроксидов железа содержатся его карбонаты (сидерит, сидероплезит и др.), то одной электрохимической обработкой не удастся получить необходимого магнетизирующего эффекта.

Для этих целей наиболее эффективен комбинированный химико-электрохимический метод, представляющий собой совмещение выщелачивания сидерита едким натром с катодной поляризацией пульпы, а окисления – с анодной поляризацией. Метод позволяет в 10–20 раз уменьшить

расход едкого натра, снизить продолжительность обработки до 20–25 мин (вместо 4 ч), а также исключить окислители и подогрев пульпы.

Минералы обрабатывают при Т:Ж = 1:3 в аппарате бездиафрагменного типа с электродами из стали при соотношении рабочего к вспомогательному 5,1. Расход едкого натра составляет 50 % от стехиометрически расчетного объема по отношению к сидериту. Катодную и анодную поляризацию пульпы проводят последовательно (10 и 15 мин соответственно), что достигается изменением полярности электродов. При проведении химической обработки аппарат используется как мешалка: окисление осуществляется барботированием суспензии воздухом при расходе 0,04 м<sup>3</sup>/ч. В процессе электрохимической обработки едкий натр не используется.

Максимальное извлечение (82 %) сидерита наблюдается после его обработки выщелачиванием в вышеуказанном режиме и окислении анодной поляризацией при расходе электроэнергии 0,5 кВтч/т.

Удельная магнитная восприимчивость сидерита после обработки в оптимальных режимах выщелачивания и окисления повышается с  $1,5 \times 10^{-6}$  до  $28 \times 10^{-6}$  м<sup>3</sup>/кг.

Учитывая, что в железорудном сырье помимо сидерита, как правило, присутствует магнетит, гематит, мартит и гетит, исследуют влияние химико-электрохимической обработки на изменение их магнитных свойств и фазового состава.

Для мартита характерно примерно одинаковое приращение намагниченности, которая после обработки повышается в 2,4 раза при напряженности 159 кА/м. Невысокая природная намагниченность гетита после химико-электрохимической обработки изменяется незначительно. Намагниченность гематита в изученных режимах обработки практически не изменяется.

Фазовый состав и магнитные свойства исследуемых минералов после химико-электрохимической обработки пульпы изменяются.

После измельчения сидеритизированных железистых кварцитов до 98 % класса 0,05–0 мм рудную пульпу подвергают химико-электрохимической обработке в щелочной среде при Т:Ж = 1:3 в аппарате с соотношением рабочего и вспомогательного электродов 5:1 при последовательном проведении катодной ( $i_v = 5 \times 10^{-4}$  А/м<sup>3</sup>,  $t = 15$  мин) и анодной ( $i_v = 10^{-3}$  А/м<sup>3</sup>,  $t = 15$  мин) поляризации.

Оптимальный расход едкого натра составляет 250 кг/т. С увеличением расхода снижается не только коэффициент его использования, но и качество концентрата. При использовании в процессе обработки отработанного раствора едкого натра его расход сокращается.

Особенности изменения магнитных свойств минералов положены в основу схемы магнитного обогащения железных руд, которая включает мокрую магнитную сепарацию при ОДТл (ММС) с выделением концентрата, преимущественно содержащего магнетит. Немагнитную фракцию подвергают магнетизирующей обработке и направляют на высокоградиентную магнитную сепарацию при 0,5 Тл (ПМС-1) с получением отвальных хвостов и магнитной фракции, поступающей на перемелку при 0,3 Тл (НМС-11). Немагнитную фракцию последней возвращают в операцию обработки. Магнитные фракции ММС и ПМС-И объединяют в суммарный концентрат.

При обогащении сидеритизированных кварцитов при различных режимах наиболее эффективно комбинирование химического метода с электрохимическим (табл. 3.8).

Таблица 3.8

Результаты магнитного обогащения сидеритизированных кварцитов Южно-Лебединского месторождения после обработки в различных режимах, %

Режим	Выход	Содержание		Извлечение	
		Fe <sub>общ</sub>	CO <sub>2</sub>	Fe <sub>общ</sub>	CO <sub>2</sub>
Без обработки	47,8	52,02 / 60,03	8,6	72,2	66,5
Обработка:					
электрохимическая	42,8	55,8 / 64,72	8,69	66,5	59,5
химическая	45,5	51,6/59,63	8,73	66	66
комбинированная химико-электрохимическая	51,6	54,6 / 63,72	9,18	78,7	78

Примечания: 1. В числителе приведено содержание Fe<sub>общ</sub> без учета потерь при прокаливании, в знаменателе – с учетом потерь. 2. Содержание общего железа в исходной руде составляло 35,62 %; CO<sub>2</sub> – 6,21 %.

*Гидрофобизация* поверхности минералов элементарной серой – это технологический процесс (метод), предназначенный для повышения извлечения полезных минералов путем создания условий максимального

покрытия минеральной поверхности элементарной серой при минимальном расходе органических реагентов.

Сущность метода гидрофобизации элементарной серой заключается в окислении сульфид-ионов кристаллической решетки минерала, сульфид- или гидросульфид-ионов, сорбированных на минеральной поверхности из жидкой фазы флотационной пульпы, и образовании в результате электрохимического процесса элементарной серы. Элементарная сера обладает естественной флотоактивностью и при закреплении на минеральной поверхности создает на ней гидрофобный слой, способствующий повышению флотоактивности минерала как в присутствии собирателя, так и без него.

Путем регулируемого окисления сульфид- или гидросульфид-ионов на минеральной поверхности в определенных условиях создается максимальное покрытие элементарной серой. Условия образования максимального покрытия для различных минералов не одинаковы, что дает возможность их селективного флотационного разделения.

Основной параметр, определяющий интенсивность реакций окисления сульфид-ионов, – электрохимический потенциал минеральной поверхности (ЭХП), который определяет содержание и устойчивость образованной элементарной серы. Поскольку ЭХП для различных минералов неодинаков, содержание и устойчивость элементарной серы на их поверхности также отличаются, что приводит, в свою очередь, к различной флотоактивности минералов.

Различие флотационной активности минералов усиливается тем, что наряду с образованием элементарной серы на их поверхности образуются специфичные для каждого минерала кислотосодержащие соединения серы.

При окислении минеральной поверхности до элементарной серы преимущественно протекают химические реакции, стандартный потенциал которых близок к электрохимическому потенциалу свежееобразованной или свежееобразованной сульфидной поверхности.

Например, по убывающему значению стандартных потенциалов соответствующих реакций образования элементарной серы минералы располагаются в ряд (пирит, галенит, халькопирит, сфалерит), соответствующий их флотационной активности и каталитическому влиянию на скорость окисления сернистого натрия. Отсюда вытекает принципиальная

возможность прямой последовательной флотации указанных минералов из руд.

Различие в флотационной активности минералов усиливается в присутствии сернистого и гидросернистого натрия (источников сульфид- и гидросульфид-ионов) особенно при определенном соотношении равновесной остаточной концентрации сернистого натрия  $C_p$  с исходной остаточной концентрацией собирателя  $C$ .

Возможность поддержания требуемой остаточной концентрации сернистого натрия в процессе флотации зависит, главным образом, от поглотительной способности его рудной пульпой. В лабораторных условиях оптимальный расход сернистого натрия определяется по нахождению точки перегиба кривой зависимости его остаточной концентрации в сливе мельницы от массы исходной загрузки реагента в мельницу. Остаточную концентрацию сульфид-ионов в сливе мельницы или в любой другой точке флотационного процесса определяют с помощью потенциометрического метода, в котором используют стандартный потенциометр, сульфид-серебряный (аргентитовый) электрод в паре с каломельным или хлор-серебряным электродами.

Остаточную концентрацию сульфид-ионов определяют с помощью градуировочных кривых, построенных в координатах: потенциал аргентитового электрода – концентрация сульфид-ионов. Градуировочные кривые строят по результатам измерений приготовленных растворов сернистого натрия с известными концентрациями сульфид-ионов.

После определения необходимого расхода сернистого натрия в мельницу при оптимальной степени измельчения подбирается реагентный режим флотации, зависящий от минерального состава руды, с использованием метода математического планирования эксперимента.

Для руд, содержащих свинцовые, медные и цинковые минералы, по предлагаемой методике проводится прямая последовательная флотация свинцовых, медных и цинковых минералов непосредственно из руды после ее измельчения в присутствии сернистого натрия, дозируемого исходя из оптимальной остаточной концентрации его в сливе мельницы. В контактный чан перед свинцовой флотацией подается железный купорос по оптимальному значению pH свинцовой флотации, которое находится в пределах 9,5–10,5.

При исследовании пиритно-, медно- молибденовых руд в цикле пиритной флотации уточняется оптимальная остаточная концентрация сернистого натрия в сливе мельницы, расход бутилового ксантогената, диметилфталата и продолжительность пиритной флотации. В цикле медной флотации уточняют расходы бутилового ксантогената и диметилфталата и продолжительность флотации. Молибденит флотируют с добавлением керосина и диметилфталата. Для улучшения показателей селективной флотации полезен подогрев пульпы до 800 °С, электрохимическая обработка для регулирования интенсивности образования элементной серы на минеральной поверхности [3, 4, 32, 34].

Для обогащения полиметаллических руд всех типов весьма эффективен метод ведения и контроля флотации сульфидных минералов по оптимальным окислительно-восстановительному и электрохимическому потенциалам.

Также эффективно электрохимическое воздействие на поверхность сульфидных минералов постоянным током в катодном или анодном режиме, обеспечивающем образование элементной серы и применение реагентов, связывающих растворимые соли для ликвидации последствий избыточного окисления сульфидных минералов.

## **ЗАКЛЮЧЕНИЕ**

В настоящее время в научной литературе, посвященной исследованиям на обогатимость, постоянно высказывается мысль о повышении роли технологической минералогии и опыта обогащения аналогичных руд.

Проблемы и задачи рудной и технологической минералогии, систематика, использование и значение традиционных и новых промышленно-ценных минералов и видов минерального сырья имеют значимое место при обогащении полезных ископаемых. Оценки эффективности процессов переработки минерального сырья рассматриваются с учетом особенностей вещественного состава.

Технологические свойства руд и минералов, их поведение и изменчивость в процессах добычи и переработки, принципы и методы направленного изменения технологических и технических свойств руд и минералов – вот не полный перечень основных разделов дисциплины «Рудная и технологическая минералогия».

Следует подчеркнуть, что рудная и технологическая минералогия сегодняшнего дня использует методы кристаллохимии, кристаллографии, петрографии, физики и химии твердого тела и других наук. Из дисциплины, информирующей обогатителей о минеральном и химическом составе руд, технологическая минералогия превратилась в науку, способную в «творческом соавторстве» с техническими науками решать крупные задачи, определяющие прогресс в извлечении минералов и комплексном использовании сырья. В этом большая заслуга ученых-обогатителей, которые, познав определенные закономерности влияния структурно-химических особенностей минералов на их физические и химические свойства, поставили перед минералогами и технологами новые задачи по направленному изменению характеристик и свойств минеральных ассоциаций для повышения селективности дезинтеграции и сепарации.



## БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Козин, В. З. Исследование руд на обогатимость: учеб. пособие / В. З. Козин. – Екатеринбург: Изд-во УГГУ, 2008. – 314 с.
2. Остапенко, П. Е. Оценка качества минерального сырья / П. Е. Остапенко, С. П. Остапенко. – М.: Недра, 2002.
3. Малышев, Ю. Н. Проектирование обогатительных фабрик: учебник для вузов. – 2-е изд., перераб. и доп. / Ю. Н. Малышев, В. А. Чантурия. – М.: Москов. издат. дом. – Т. 1. 2009. – 490 с.
4. Леонов, С. Б. Исследование полезных ископаемых на обогатимость: учеб. пособие / С. Б. Леонов, О. Н. Белькова. – М.: Интермет Инжиниринг, 2001. – 631 с.
5. Дорошенко, М. В. Минералогия руд и продуктов обогащения: учеб. пособие / М. В. Дорошенко, Т. В. Башлыкова. – М.: МИСиС, 2005. – 230 с.
6. Булах, А. Г. Минералогия: учебник для студентов учреждений высшего профессионального образования, обучающихся по направлению подготовки «Геология» / А. Г. Булах. – М.: Академия, 2011. – 278 с.
7. Бетехтин, А. Г. Курс минералогии: учеб. пособие / А. Г. Бетехтин; под науч. ред. Б. И. Пирогова, Б. Б. Шкурского. – 2-е изд., исправ. и доп. – М.: КДУ, 2010. – 735 с.
8. Изоитко, В. М. Технологическая минералогия и оценка руд / В. М. Изоитко. – СПб.: Наука, 1997. – 582с.
9. Зеленов В. И. Методика исследования золото- и серебросодержащих руд / В. И. Зеленов. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1989. – 302 с.
10. Митрофанов, С. И. Исследование полезных ископаемых на обогатимость: учеб. пособие / С. И. Митрофанов, Л. А. Барский, В. Д. Самыгин. – М.: Недра, 1974. – 351с.
11. Технологическая оценка минерального сырья. Методы исследования: справочник / под ред. П. Е. Остапенко. – М.: Недра, 1990. – 264 с.
12. Технологическая оценка минерального сырья. Опробование месторождений. Характеристика сырья: справочник / под ред. П. Е. Остапенко. – М.: Недра, 1990. – 272 с.
13. Технологическая оценка минерального сырья. Опытные установки: справочник / под ред. П. Е. Остапенко. – М.: Недра, 1991. – 288 с.

14. Горловский, С. И. Исследование обогатимости руд черных металлов и сырья химической промышленности: учеб. пособие / С. И. Горловский, А. В. Шадрин. – Л.: ЛГИ, 1985. – 101с.
15. Смольянинов, Н. А. Практическое руководство по минералогии / Н. А. Смольянинов. – изд. 2-е, испр. и доп. – М.: Недра, 1972. – 360 с.
16. Дорошенко, М. В. Технологические свойства минералов. справочник для технологов / М. В. Дорошенко, Т. В. Башлыкова. – М.: Теплоэнергетик, 2007. – 296 с.
17. Введение в минералогию: учеб.-метод. пособие / С. Ф. Бабаева, Л. Н. Белан, Г. А. Данукалова, А. Р. Исхакова, Е. И. Щербаков. – Уфа: ООО ДизайнПолиграфСервис, 2011. – 136 с.
18. Бочаров, В. А. Технология обогащения золотосодержащего сырья / В. А. Бочаров, В. А. Игнаткина. – М.: Изд. дом «Руда и металлы», 2003. – 407 с.
19. Барский, Л. А. Обогащаемость минеральных комплексов / Л. А. Барский, Л. М. Данильченко. – М.: Недра, 1977
20. Сычева, Н. А. Технологическая минералогия железных руд / Н. А. Сычева, Е. Г. Ожогина, Броницкая. – Л.: Наука, 1988. – 304 с.
21. Ревнивцев, В. И. Роль технологической минералогии в обогащении полезных ископаемых / В. И. Ревнивцев // ЗВМО. – 1982. – Вып. 4. – С. 4–20.
22. Егоров-Тисменко, Ю. К. Кристаллография и кристаллохимия: учебник / Ю. К. Егоров-Тисменко; под ред. акад. В. С. Урусова. – М.: КДУ, 2005. – 592 с.
23. Щипцов, В. В. Технологическая минералогия, методы переработки минерального сырья и новые материалы / В. В. Щипцов. – Петро-заводск: Карельский научный центр РАН, 2010.
24. Геологический словарь в 2 т. / ред. К. Н. Паффенгольц. – М.: Недра, 1974. – 941 с.
25. Горная энциклопедия / гл. ред. Е. А. Козловский; ред. кол.: М. И. Агошков, Н. К. Байбаков, А. С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т. 1. Аа-лава – Геосистема. 1984. – 560 с.
26. Горная энциклопедия / гл. ред. Е. А. Козловский; ред. кол.: М. И. Агошков, Н. К. Байбаков, А. С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т. 2. Геосферы – Кенай. 1985. – 575 с.

27. Горная энциклопедия / гл. ред. Е. А. Козловский; ред. кол.: М. И. Агошков, Н. К. Байбаков, А. С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т. 3. Кенган – Орт. 1987. – 592 с.
28. Горная энциклопедия / гл. ред. Е. А. Козловский; ред. кол.: М. И. Агошков, Н. К. Байбаков, А. С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т. 4. Ортин – Социосфера. 1989. – 623 с.
29. Горная энциклопедия / гл. ред. Е. А. Козловский; ред. кол.: М. И. Агошков, Н. К. Байбаков, А. С. Болдырев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т. 5. 1991. – 541 с.
30. Брагин, В. И. Кристаллография, минералогия и обогащение полезных ископаемых: учеб. пособие / В. И. Брагин, В. И. Брагина. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т. 2012. – 152 с.
31. Журнал «Обогащение руд» [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://rudmet.ru/products>
32. Остащенко, Б. А. Направленное изменение технологических свойств минералов: автореф. дис. ... д-р / Борис Андреевич Остащенко – Сыктывкар: ИГ Коми науч. центра УрО РАН, 1998. – 43 с.
33. Котова, О. Б. Поверхностные процессы в тонкодисперсных минеральных системах / О. Б. Котова. – Екатеринбург: УрО РАН. 2004. – 194 с.
34. Чантурия, В. А. Направленное изменение физико-химических свойств минералов в процессах обогащения полезных ископаемых: (Плаксинские чтения) : материалы Междунар. совещания (г. Петрозаводск) / В. А. Чантурия, Е. Д. Бачева. – М.: Альтекс, 2003. – 145 с.

# ПРИЛОЖЕНИЕ

Таблица П1

## Главные рудные минералы

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
1. Используемые в черной металлургии				
Ванадий	Патронит	$VS_3$	28,4	
	Колусит	$Cu_3(As, Sn, V)S_4$	2,3	Fe, Sb, Te
	Сульванит	$Cu_3VS_4$	13,8	Zn, As
	Ванадинит	$Pb_5[VO_4]_3Cl$	10,7	P, As
	Карнотит	$K_2(UO_2)_2[VO_4]_2 \cdot 3H_2O$	11,3	Ba, Na, Mg, Cu, Pb, Fe, Tl
	Тюямунит	$Ca(UO_2)_2[VO_4]_2 \cdot 8H_2O$	19,1	K, Na, Mg, Cu, Ba
	Деклуазит	$PbZnVO_4(OH)$	12,6	Cu, AS
	Роскозлит	$KV_2AlSi_3O_{10}(OH)_2$	18,2	Ba, Mg
Железо	Магнетит	$FeFe_2O_4$	72,4	Al, Cr, Ti, Mn, V, Ni, Co, Zn, Be, P
	Гематит	$Fe_2O_3$	69,9	Al, Ti, Si, Na, Mg, Ca, Mn, V, Cr, Co, Sn
	Гетит	$FeO(OH)$	62,9	Al, Si, Mn, Ca, Cr, Ti, Cu, Pb, Zn, Cd, In, Tl, Ni, Co, P, S
	Лепидокрокит	$FeO(OH)$	62,9	Al, Si, Mn, P, Cu, Co, V
	Гидрогетит (лимонит)	$FeO(OH) \cdot nH_2O$	45–58	Cu, Co, Pb, W, V, Al, Si, Mn, P
	Сидерит	$Fe [CO]_3$	48,2	Mg, Mn, Ca
	Тюрингит	$Fe_4(Al, Fe)[Al_2Si_2O_{10}](OH)_6$	24–65	Mg, Mn, Ca, Cr, Li*
Марганец	(Алабандин)	$MnS$	63,1	Fe, Mg, Cu, Zn, Ge, Ga
	Пирролозит	$MnO_2$	63,2	Ba, Fe, Al, Mg, Ca, W, Na, K, Co, Cu, V, As, Sr, In, Tl, P
	Гаусманит	$MnMn_2O_4$	20	Ba, Zn, Fe, Mg, Ca, Al
	Якобсит	$MnFe_2O_4$	16–54	Al, Mg
	Манганит	$MnOOH$	62,4	Fe, Cu, Al, Mg, Ca, Ba, Pb
	Вернадит	$MnO_2 \cdot nH_2O$	45–55	Si, Fe, Mg, Ca, Ba
	Псилоделан	$(Mn^{2+}, Mn^{3+})_5O_{10}(Ba, H_2O) \leq 2$	До 57	Ba, Fe, Al, Mg, Ca, W, Na, K, Co, Cu, V, As, Sr, In, Tl, P, Ga, Ta, Rb

Продолжение табл. П1

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Марганец	Родохрозит	$Mn(CO_3)$	47,8	Ca, Mg, Fe, Co, Zn, Cd, Be
	Браунит	$MnMn_6O_8[SiO_4]$	57–64	Ca, Mg, Fe, Co, Zn, Cd, Be
	Родонит	$CaMn_4[Si_5O_{15}]$	До 42	Fe, Mg, Zn, Al
Титан	Рутил	$TiO_2$	59,5	Fe, Nb, Ta, Cr, Sn, V, Mg, Si, Sr, Sc
	Анагаз	$TiO_2$	59,9	V, Fe, Sn
	Брукит	$TiO_2$	59,9	Fe, Nb, Ta, Ge
	Ильменит	$FeTiO_3$	31,6	Mg, Mn, Cr, Al, V, Co, Ni, No, Ta, U
	Перовскит	$CaTiO_3$	35,3	Ta, Nb, TR, Fe, Na, K
	Сфен (титанит)	$CaTi[SiO_4]O$	24,6	Fe, TR, Th
Хром	Хромшпинелиды	$(Mg, Fe)(Cr, Al, Fe)_2O_4$	12–51	Mn, Mg, Zn, V, Ti, Ca, Al, Ni, Co, Ln
2. Используемые в цветной металлургии				
2.1. Цветные металлы				
Алюминий	Бемит	$\gamma AlOOH$	45,0	Si, Ti, F, Ca, Mg, Ga, Se
	Диаспор	$\alpha AlOOH$	45,0	Fe, Cr, Ga, Ti, Mg, Ga, Se
	Гидрагиллит (гибсит)	$Al(OH)_3$	34,6	Fe, Ga, Be, Si, Ca, K, Na, P
	Алунит	$KAl_3[SO_4]_2(OH)_6$	19,6	Na, Sr, TR, Ga, P
	Андалузит	$Al_2[SiO_4]O$	33,4	Fe, Mn, Mg, Ca, Ti, Cr, K, Na
	Кианит (дистен)	$Al_2[SiO_4]O$	33,4	Fe, Mn, Mg, Ca, Ti, Cr, K, Na, Ga, Li, Zr, V
	Нефелин	$KNa[AlSiO_4]$	До 17	Fe, Ca, Mg, Ti, K, Cl, Ce
	Кальсилит	$K[AlSiO_4]$	18	Fe, Cn, Mg, Na, H <sub>2</sub> O
	Анортит	$Ca[AlSiO_4]_2$	19,4	Na, K, Ba, Fe
	Силлиманит	$Al[AlSiO_5]$	33,4	Fe, Mn, Mg, Ca, Ti, Cr, Ba
	Лейцит	$K[AlSi_2O_6]$	12,4	Na, Fe, Ca, Mg, Mn, Ti
Висмут	Висмут самородный	Bi	99,9	As, Ag, Cu, Fe, Sn, Zn, S, Se, Te, Sb, V, Pb
	Висмутин	$Bi_2S_3$	81,3	Cu, Pb, Hg, As, Sb, Fe, Se, Te, Zn, In, Au, Ag

Продолжение табл. П1

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Висмут	Ви-галенит	PbS	До 2,5	Ag, Cu, Zn, Se, Te, Cd, Tl, Fe, As, Sb
	Тетрадимит	$\text{Bi}_2\text{Te}_2\text{S}$	59,3	Ag, Au, Cu, Pb
	Галенобисмутит	$\text{PbBiS}_4$	55,5	Sb, Se, Au, Cu, Fe
	Эмплектит	$\text{CuBiS}_2$	62,1	Ag, Al, Sb, Fe
	Матильдит	$\text{AgBiS}_2$	54,8	Pb, Au, Ag, Se
	Виттихенит	$\text{Cu}_3\text{BiS}_3$	42,2	Ag, Zn, Co, As, Sb
	Козалит	$\text{Pb}_2\text{Bi}_2\text{S}_5$	42,1	Cu, Au, Ag, Te, Tl, Mn, Se, Te, Fe, Sb, Cl
	Айкинит	$\text{PbCuBiS}_3$	36,3	Au, Ag, Te, Ni, Fe, Sb
	Бисмит	$\text{Bi}_2\text{O}_3$	89,7	Al, Fe, Si
Русселит	$(\text{Bi}_2\text{W})\text{O}_3$	57,4–69,4	Mo, Fe, As	
Бисмутит	$\text{Bi}_2[\text{CO}_3]\text{O}_2$	76,3	Pb, Cu, Fe, Ca, Si	
Вольфрам	Тунгстенит	$\text{WS}_2$	74,2	Ag, Cu, Mo, Fe, Mg, Mn, Ca
	Тунгетит	$\text{WO}_2(\text{OH})_2$	До 74	Fe, Ca
	Шеелит	$\text{Ca}[\text{WO}_4]$	63,9	Mo, Mn, TR, Sr, Cu, Cr, F
	Штольцит	$\text{Pb}[\text{WO}_4]$	51,0	Ca, Mn, TR, Mo, Bi, Fe, S, Cl, F
	Вольфрамиты (ферберит, гюбнерит)	$[\text{Fe}, \text{Mn}]\text{WO}_4$	До 60	Ta, Nb, Sc, Sn, Te, In, Zn, Ti, Ca, Mg, Mo, Cu, Al
	Купротунгстит	$\text{Cu}_2[\text{WO}_4](\text{OH})_2$	55,3	Ca, Mg
Ферритунгстит	$\text{Fe}_2[\text{WO}_4][\text{OH}]_4 \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	58,4		
Кобальт	Линнеит	$\text{Co}_3\text{S}_4$	58,0	Ni, Cu, Fe
	Со-пентландит	$(\text{Fe}, \text{Ni}, \text{Co})_8\text{S}_8$	До 8–10	Cu, Ag, Se, Te, Ru, Rh, Pd
	Со-пирит (катьерит)	$(\text{Fe}, \text{Co})\text{S}_2$	До 14	Au, Ag, Ni, Cu, As, Sb
	Со-скуттерудит (смальтин)	$(\text{Co}, \text{Ni}, \text{Fe})\text{As}_{3-x}$	28,2	Cu, Bi, Ag, Sb, S, Te, Fe
	Кобальтин	$\text{Co}[\text{AsS}]$	35,4	Fe, Ni, Cu, Pb, Zn, Sn, Rh, Ru, Os, Pi, In, Ga, Mo
	Глаукодот	$(\text{Co}, \text{Fe})\text{AsS}$	До 31	Ni, Bi

Продолжение табл. П1

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Кобальт	Сафлорит	$\text{Co}[\text{As}_2]$	До 28	Fe, Ni, Cu, Bi, Au, Te, S, Sb
	Гетерогенит	$\text{CoO} \cdot \text{OH}$	64,1	Cu, Ni, Fe, Ca
	Асболан	$m(\text{Co}, \text{Ni})\text{O} \cdot \text{MnO}_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	До 32	Cu, Ni, Fe, U, V, Si, Al, Ca, Ba
	Эритрин	$\text{Co}_2[\text{AsO}_4]2 \cdot 8 \text{H}_2\text{O}$	30,0	Ni, Ca, Mg, Fe, Zn
Магний	Брусит	$\text{Mg}(\text{OH})_2$	41,5	Mn, Fe, Zn, Ca, Al, Si,
	Бишофит	$\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$	11,9	Br
	Карналлит	$\text{KMg}(\text{H}_2\text{O})_6\text{Cl}_3$	8,7	Na, Br, Li, Rb, Cs, Tl, Te, Fe, Ni, Cu, Pb, Sr, Ba
	Магнезит	$\text{Mg}[\text{CO}_3]$	28,5	Fe, Mn, Ca, Co, Ni, Si
	Кизерит	$\text{MgSO}_4 \cdot \text{H}_2\text{O}$	17,4	Na, Fe, Ni, Br, Cl, K
	Эпсомит	$\text{MgSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$	9,8	Fe, Cu, Co, Ni, Zn, Na, K, Cl
Медь	Медь самородная	Cu	97–98	Au, Ag, Zn, Hg, Pb, Ge, Hg, Fe, V, Hh, As, Hg
	Халькозин	$\text{Cu}_2\text{S}$	79,9	Fe, Ag, Au, Co, Ni, As
	Дигенит	$\text{Cu}_{1,8}\text{S}$	78,1	Ag, Fe
	Джарлеит	$\text{Cu}_{1,97}\text{S}$	79,6	Fe, Ag
	Анилит	$\text{Cu}_7\text{S}_4$	77,6	Fe
	Ковеллин	$\text{CuS}$	66,5	Ag, Se, Pb, Fe
	Борнит	$\text{Cu}_5\text{FeS}_4$	63,3	Ag, Re, Se, Te, Co, Ni, Pb, Zn
	Халькопирит	$\text{CuFeS}_2$	32,9	Ag, Au, Zn, In, Tl, Bi, Pb, Sn, Se, Te, Co, Ni, Cd, Ge, Ga, Mn, As
	Талнахит	$\text{Cu}_9\text{Fe}_8\text{S}_{16}$	37,3	Ni, Co
	Кубанит	$\text{CuFe}_2\text{S}_3$	23,4	Ni, Co
	Теннантит	$\text{Cu}_{10}\text{Cu}_2^{2+}\text{As}_4\text{Sn}_{13}$	45,8	Ag, Bi, Co, Ni, Zn, Fe
	Тетраздрит	$\text{Cu}_{10}^{+}\text{Cu}_2^{2+}\text{Sb}_4\text{Sn}_{13}$	51,6	Ag, Fe, Zn, Hg, Ni, Co, Sn, Se, Te, Ge, Cd, Ga
	Энардит	$\text{Cu}_3\text{AsS}_4$	48,4	Fe, SeAg, Pb, Zn, Ge, Tc, Sb
	Домейкит	$\text{Cu}_3\text{As}$	71,8	Sb
Куприт	$\text{Cu}_2\text{O}$	88,8	Fe, Si, Zn, Pb, Ca, Se, Gc, In, S, $\text{H}_2\text{O}$	

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Медь	Тенорит	CuO	79,9	Fe, Al, H <sub>2</sub> O
	Малахит	Cu <sub>2</sub> (OH) <sub>2</sub> [CO <sub>3</sub> ]	57,4	Zn, Fe, Ca, Pb
	Азурит	Cu <sub>3</sub> (OH) <sub>2</sub> [CO <sub>3</sub> ] <sub>2</sub>	55,3	Au, Si
	Брошантит	Cu <sub>4</sub> (OH) <sub>6</sub> [SO <sub>4</sub> ]	56,2	Zn, Fe, Mg
	Антлерит	Cu <sub>3</sub> [SO <sub>4</sub> ](OH) <sub>4</sub>	53,8	Zn, Fe, Mg, Ca
	Халькантит	Cu[SO <sub>4</sub> ]·5H <sub>2</sub> O	25,4	Mg, Zn, Co, Fe, Si
	Атакамит	Cu <sub>2</sub> (OH) <sub>3</sub> Cl	59,5	Br, Co, Ca
	Бирюза	CuAl <sub>6</sub> (OH) <sub>8</sub> [PO <sub>4</sub> ] <sub>4</sub> ·4H <sub>2</sub> O	7,8	Fe, Al, Si
	Хризокolla	CuSiO <sub>3</sub> ·2H <sub>2</sub> O	До 36,6	Al, Ca, Mg, Mn, K, Na, P
Валлеиит	[CuFeS <sub>2</sub> ] <i>n</i> [Mg, Fe, Ni, Mn, Ca(OH) <sub>2</sub> ] <sub>2</sub> · <i>m</i> [Al(OH) <sub>3</sub> ]	До 30	Ni, Co, Si	
Молибден	Молибденит	MoS <sub>2</sub>	59,9	Fe, Cu, Ti, Re, Se, Zn, V, As
	Вульфенит	Pb[MoO <sub>4</sub> ]	48,8	W, Ca, U, Cr, V, Cu, Fe, As
	Повеллит	Ca[MoO <sub>4</sub> ]	48,0	W, Cr, V, Ca, Fe, Cu, Mg, Si
	Ферримолибденит	Fe <sub>2</sub> [MoO <sub>4</sub> ] <sub>3</sub> ·8H <sub>2</sub> O	40,5	Cu, Bi, Ca, Mg, Al
	Линдгрениит	Cu <sub>3</sub> (OH) <sub>2</sub> ·[MoO <sub>4</sub> ] <sub>2</sub>	53,7	Fe, Si
Мышьяк	Мышьяк самородный	As	90–98	Sb, Fe, Ni, Hg, Au, Cu, Bi, Pb, Zn, Mn, Ba
	Арсенопирит	Fe[AsS]	46,0	Co, Ni, Sb, Bi, Au, Ag, Cu, Pb, Zn, Mn
	Леллингит	Fe[As <sub>2</sub> ]	72,8	Co, Ni, Sb, Bi, S, Te, Au, Ag, Cu
	Аурипигмент	As <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	60,9	Sb, Cu, Ag, Pb, Zn, Hg, Ge, Sc, Ga, Co, Ni, Fe, W, Mg, Mn, Ti, Ca, Na
	Реальгар	As <sub>4</sub> S <sub>4</sub>	70,1	Sb, Si
	Скородит	Fe[AsO <sub>4</sub> ]2H <sub>2</sub> O	32,5	Al, Si, Sb, P
	Эритрин	Co <sub>3</sub> [AsO <sub>4</sub> ] <sub>3</sub> 8H <sub>2</sub> O	25,1	Ni, Zn, Ca, Mg, Fe
Никель	Миллерит	NiS	64,7	Co, Cu, Fe
	Хизлевудит	Ni <sub>3</sub> S <sub>2</sub>	73,3	Fe
	Полидимит	Ni <sub>3</sub> S <sub>4</sub>	57,9	Co, Fe
	Бравонит	(Ni, Fe) S <sub>2</sub>	До 30,6	Co, Cu, Au, Ag, Hg, Zn, Pb, Cd, Ge



Продолжение табл. П1

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Никель	Ni-пирротин	$(\text{Co}, \text{Ni}, \text{Fe})_{1-x}\text{S}$	0,1–0,4	Ni, Co, Cu, Ag, Zn, Pt, Rh, Ir, Pd, Ru, Os, Sn, Mo, As
	Пентландит	$\text{Fe}_4\text{Ni}_4(\text{Co}, \text{Ni}, \text{Fe})_5\text{S}_8$	34,2	Cu, Ag, Se, Te, Ru, Rh, Pd
	Виоларит	$\text{Ni}_2\text{FeS}_4$	38,9	Cu, Co
	Никелин	$\text{NiAs}$	43,9	Fe, Co, S, Sb
	Маухерит	$\text{Ni}_{11}\text{As}_8$	51,8	Co, Cu, Pb, Bi, Fe, S
	Раммельсбергит	$\text{Ni}[\text{As}_2]$	28,1	Co, Fe, S, Sb, Au, Te, Bi, Cu
	Хлоантит	$\text{Ni}_4[\text{As}_4]_3$	28,2	Co, Bi, Cu, Fe, S, Sb
	Герсдорфит	$\text{NiAsS}$	35,4	Co, Fe, Sb, Os, Rh, Ru, Ir, Se
	Брейтгауптит	$\text{NiSb}$	32,5	Co, Fe, As
	Ревдиенскит	$(\text{Ni}, \text{Mg})_6(\text{OH})_8[\text{Si}_4\text{O}_{10}]$	До 20	Fe, Al, Ca, Mn
	Гарниерит	$(\text{Ni}, \text{Mg})_6(\text{OH})_8[\text{Si}_4\text{O}_{10}] \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	До 35	Fe, Ag, Cr, Al, Mn, Ca
	Ni-керолит	$(\text{Ni}, \text{Mg})_4(\text{OH})_4[\text{Si}_4\text{O}_{10}] \cdot 4\text{H}_2\text{O}$	До 15	Fe, Co
	Ni-серпофит	$(\text{Mg}, \text{Fe}, \text{Ni})_6(\text{OH})_8[\text{Si}_4\text{O}_{10}]$	До 5	Co, Ca, Na, K
	Ni-нонтронит	$(\text{Fe}, \text{Al}, \text{Ni})_2(\text{OH})_2[\text{Si}_4\text{O}_{10}] \cdot n\text{H}_2\text{O}$	До 7	Mg, Ca, Na, K, Cr, Co, Li
Ni-хлорит	$(\text{Mg}, \text{Al}, \text{Fe}, \text{Ni})_6(\text{OH})_8[(\text{Si}, \text{Al})_2\text{O}_5]_2 \cdot n\text{H}_2\text{O}$	До 6	Co, Ca, Mn, Cr, Li	
Олово	Тиллит	$\text{PbSnS}_2$	30,9	Zn, Fe, Ag, Bi, Ge
	Станнин	$\text{Cu}_2\text{FeSnS}_4$	27,6	Zn, Ag, In, Cd, Pb, Sb, Te
	Цилиндрит	$\text{Pb}_3\text{Sn}_4\text{Sb}_2\text{S}_{14}$	25,9	Fe, Cu, Ge, As
	Касситерит	$\text{SnO}_2$	78,8	Nb, Ta, W, Zn, Zr, Fe, Mn, Sc, Ga, Be, Hf, In, V, Ti
	Варламовит	$(\text{Sn}, \text{Fe})(\text{O}, \text{OH})_2$	56,3	Zn, Cu, Sb, Pb, As
	Натанит	$\text{FeSn}(\text{OH})_6$	42,9	Ag
	Висмирновит	$\text{ZnSn}(\text{OH})_6$	41,4	
	Мушистонит	$\text{Cu}(\text{Zn}, \text{Fe})\text{Sn}(\text{OH})_6$	40,2	
	Норденшельдит	$\text{CaSn}[\text{BO}_3]_2$	42,5	Mg, Fe, Mn, Al, Ti, Cu, Zr
	Гулсит	$(\text{Fe}, \text{Mg})_2(\text{Fe}, \text{Sn})[\text{BO}_3]_2$	До 12	Ca, Mn, Si, Al
	Малайяит	$\text{CaSnO}[\text{SiO}_4]$	46,2	Fe, Ti
Sn-гранаты	$\text{Ca}_3(\text{Al}, \text{Fe})_2[\text{SiO}_4]_3$	До 5	Mg, Mn, Zr, V, Ta, Nb, Na, K	

Продолжение табл. П1

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Ртуть	Ртуть самородная	Hg	До 100	Au, Ag
	Киноварь	$\alpha$ -HgS	86,2	Au, Ag, Sc, Sb, As, Cu, Te
	Метациннабарит	$\beta$ -HgS	86,2	Zn, Cd, Fe, Se, Mn
	Ливингстонит	HgSb <sub>4</sub> S <sub>4</sub>	21,2	As, Fe, Pb
	Швацит (Hg-тетраэдрит)	Cu <sub>10</sub> Hg <sub>2</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>13</sub>	До 17	Ag, Sn, Zn, Cd, Pd, Te, Se, At, Bi
	Колорадоит	HgTe	61,1	Bi, Au, Ag, Pb, Cu
Свинец	Галенит	PbS	86,6	Ag, Se, Te, Bi, Sb, As, Ti, Cd, Tl, Mn, Cu, Zn, Mo, U, In, Fe
	Клаусталит	PbSe	61,9	Hg, Ag, Te, Cu, Se, Co, Fe
	Алтаит	PbTe	61,9	Ag, Au, Cu, Fe, Se, S
	Буланжерит	Pb <sub>3</sub> Sb <sub>4</sub> S <sub>11</sub>	55,4	Bi, Ag, Cu, Zn, Sn, Hg, Fe
	Джемсонит	Pb <sub>4</sub> FeSb <sub>6</sub> S <sub>14</sub>	40,2	Bi, Ag, Cu, Zn, As, Mn
	Бурнонит	PbCuSbS <sub>3</sub>	42,5	Ag, Zn, Bi, Ni, Mn, Fe, As
	Церуссит	Pb[CO <sub>3</sub> ]	77,3	Sr, Zn, Cu, Fe, Mg, Ca
	Англезит	Pb[SO <sub>4</sub> ]	68,3	Ba, Zn, Cu
	Плюмбоарозит	PbFe <sub>3</sub> [SO <sub>4</sub> ] <sub>2</sub> (OH) <sub>6</sub>	18,3	Cu, Ca, Na, K, Mg, Al, Si
	Миметезит	Pb <sub>5</sub> [AsO <sub>4</sub> ]Cl	69,5	Ca, Ba, Sb, P, V
Пироморфит	Pb <sub>5</sub> [PO <sub>4</sub> ] <sub>3</sub> Cl	76,1	Ca, V, Fe, Cr, As	
Ванадинит	Pb <sub>5</sub> [VO <sub>4</sub> ] <sub>3</sub> Cl	73,1	P, As, Ca, Zn, Cu	
Сурьма	Сурьма самородная	Sb	95–98	Au, Ag, Fe, As
	Антимонит	Sb <sub>2</sub> S <sub>3</sub>	71,4	As, Bi, Ag, Au, Pb, Cu, Fe, Zn, Co, Mo, Ni, V, Ga, Sr
	Гудмундит	FeSbS	57,8	Ni
	Бурнонит		24,7	см. свинец
	Буланжерит		25,7	
	Тетраэдрит		29,2	см. медь
	Кермесит	Sb <sub>2</sub> S <sub>2</sub> O	75,3	
	Валентинит	Sb <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	83,5	As, Te, F
Стибиоконит	SbSb <sub>2</sub> O <sub>6</sub> (OH)	76,4	As	

Продолжение табл. П1

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Цинк	Сфалерит	ZnS	67,1	Fe, Mn, Cu, In, Cd, Hg, Ga, Ge, Se, Te, Au, Ag, Ta, Pb, Cu, Ni, Bi, Sb, As
	Вюрцит	ZnS	67,1	Fe, Cd, Ge, Ga, Mn, Pb, Ag, Tl, Sn, Co, As
	Цинкит	ZnO	80,3	Pb, Fe, Mn
	Смитсонит	Zn[CO <sub>3</sub> ]	52,0	Fe, Cu, Co, Ca, Mg, Mn, Cd, In, Pb
	Zn-олигонит	(Zn, Mn)[CO <sub>3</sub> ]	До 10	Fe, Co, Ca
	Гидроцинкит	Zn <sub>3</sub> [CO <sub>3</sub> ] <sub>2</sub> (OH) <sub>6</sub>	59,3	Cu, Fe
	Госларит	Zn <sub>3</sub> [SO <sub>4</sub> ] <sub>7</sub> H <sub>2</sub> O	22,6	Mg, Fe, Mn, Cu, Ni, Al
	Виллемит	Zn <sub>3</sub> [SO <sub>4</sub> ]	58,4	Mn, Fe, Mg, Ca, Be
Каламин	Zn <sub>4</sub> (Si <sub>2</sub> O <sub>7</sub> )(OH)2H <sub>2</sub> O	52,6	Fe, Mg, Ca	
2. 2. Редкие и рассеянные металлы				
Барий	Витерит	Ba[CO <sub>2</sub> ]	68,9	Sr, Ca
	Барит	Ba[SO <sub>4</sub> ]	58,9	Si, Ca, Pb, Ra, Fe
Бериллий	Берилл	Be <sub>3</sub> Al <sub>2</sub> [Si <sub>6</sub> O <sub>18</sub> ]	5,7	Li, Rb, Cs, Ge, Se, Cr, V, Fe, K, Na
	Фенакит	Be <sub>2</sub> [SiO <sub>4</sub> ]	16,3	Th, Ge, Ce, B, K, Na, Ca, Mg, Al
	Гельвин	(Mn, Fe, Zn) <sub>4</sub> [BeSiO <sub>4</sub> ] <sub>3</sub> S	4,9	Zn, Fe
	Бертрандит	Be <sub>4</sub> [Si <sub>2</sub> O <sub>7</sub> (OH) <sub>2</sub> ]	15	Ge, B
	Эпидимит	Na <sub>2</sub> [Be <sub>2</sub> (Si <sub>6</sub> O <sub>13</sub> )(OH) <sub>4</sub> ]	3,2	Al, Ca, Fe
	Бавенит	Ca <sub>4</sub> [Be <sub>2</sub> Al <sub>2</sub> Si <sub>9</sub> O <sub>26</sub> (OH) <sub>2</sub> ]	1,8	Mg, Fe, Na
Галлий	Галлит	CuGaS <sub>2</sub>	35,3	Zn, Pb, Fe
	Зенгеит	Ga(OH) <sub>2</sub>	57,8	Al, Fe
Германий	Германит	Cu <sub>3</sub> (Fe, Ge)S <sub>4</sub>	8,7–11	Ga, Zn, Pb, As
	Реньерит	(Cu, Fe) <sub>3</sub> (Fe, Ge)S <sub>4</sub>	6–7,8	Zn, Ga, As
	Бриарит	Cu <sub>2</sub> ZnGeS <sub>4</sub>	18,8	Fe
	Аргиродит	Ag <sub>8</sub> GeS <sub>6</sub>	6,4	Sn, Fe, Se, Te
Индий	Индит	FeIn <sub>2</sub> S <sub>4</sub>	55,6	Cu
	Рокезит	CuInS <sub>2</sub>	47,5	Fe, Zn
	Джалиндит	In(OH) <sub>3</sub>	69,2	Fe

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Иттрий и лантаноиды	Перовскит	$(Ca, Ce)TiO_3$	До 8,0	La, Y, Th, Sr, Nb, Ta, Fe, Cr, Al
	Лопарит	$(Na, Ce, Ca)(Nb, Ti)O_3$	До 34	Sr, Th, Ta, Fe, Al, K, Si
	Фергусонит	$(Y, Ce)(Nb, Ta)O_4$	36,2	TR, Th, U, Ca, Ti, Sn, W, Zr, Fe
	Самарскит	$(Y, La)(Nb, Ta)_2O_6$	До 17,8	Zr, Th, Ir, Sn, Pb, Al, Ti, Ca
	Поликраз	$(Y, Ce, Ca)(Ti, Nb, Ta)_2O_6$	До 20	U, Th, Fe, F, H <sub>2</sub> O
	Эвксенит	$(Y, Ca)(Nb, Ta, Ti)_2O_6$	До 28	Na, K, Ca, U, Th, Fe
	Эшинит	$(Ce, Ca)(Ti, Nb)_2O_6$	До 30	Y, Er, Ta, Th, Fe, Sn, M
	Бастнезит	$(Ce, La...)[CO_3]F$	64	Th, Si, Al, Fe, P
	Паризит	$Ca(Ce, La)_2[CO_3]_2F_2$	52	Th, Si, Al, Fe, P
	Ксенотим	$YPO_4$	До 50	TR, Sc, Zr, Bc, Cd, U, Ca
	Монацит	$(Ce, La, Y, Th)[PO_4]$	45–54	Zr, Bc, Sn, Ca, Mg, Fe, Al
Гадолинит	$Y_2FeBe_2[SiO_4]_2O_2$	46,4	Th, Ca, K, Na, Fe, Al	
Ортит	$(Ca, Ce)_2(Al, Fe)_3Si_3O_{12}[O, OH]$	8,7–24	Y, Sc, Be, Th, Na, Fe, Si, Al, P	
Кадмий	Гринокит	$CdS$	77,8	In
	Пришбрамит (Cd-сфалерит)	$(Zn, Cd)S$	До 2,5	Ge, Sn, Hg, Te, Ca, Fe, Mn
	Отавит	$Cd [CO_3]$	65,2	Ca
Литий	Криолитионит	$Na_3Li_3[AlF_6]_2$	5,6	K, Ca
	Амблигонит	$(Li, Na)Al[PO_4](F, OH)$	5–5,5	Ca, K, Mg
	Сподумен	$LiAl[Si_2O_6]$	2,4	Cr, Fe, Ca, Na
	Лепидолит	$K, Li_{1,5}Al_{1,5}[Si_3O_{10}](OH, F)_2$	До 2	Rb, Cs, Fe, Mg, Mn, Ca, Na, H
	Циннвальдит	$K, LiFeAl[Si_3O_{10}](F, OH)_2$	До 2	Rb, Fe, Mg, Mn, H
Петалит	$Li [AlSi_4O_{10}]$	2,3	Ca, K, Na, Fe	
Ниобий, тантал	Лопарит	$(Na, Ce, Ca)(Nb, Ti)O_3$	До 12	Sr, Th, Ta, Fe, Al, K, Si
	Фергусонит	$(Y, Ce)(Nb, Ta)O_4$	25–48	TR, Th, U, Ca, Ti, Sn, W, Zr, Fe
	Колумбит	$(Fe, Mn)Nb_2O_6$	До 55	Ta, Sn, W, Ti, Y, Ce, Mg
	Танталит	$(Fe, Mn)Ta_2O_6$	2	Nb, Sn, W, Ti, Y, Ce, Mg, H

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Ниобий, тантал	Строверит (Тарутил)	$\text{FeTi}(\text{Ta}, \text{Nb})\text{O}_6$	До 36	Mg, Mn, W
	Микролит	$(\text{Ca}, \text{Na})_2(\text{Ta}, \text{Nb})_2(\text{O}, \text{OH}, \text{F})_7$	56,0	Bi, Pb, Zr, U, Ba, Fe, Al
	Пирохлор	$(\text{Na}, \text{Ca})_2(\text{Nb}, \text{Ti})_2\text{O}_6[\text{F}, \text{OH}]$	До 63	Ta, Th, U, TR, Zr, Sn, W, Fe
Селен	Селен самородный	Se	99,9	S
	Клаусталит	PbSe	27,7	Ag, Hg, Te, Cu, Co, Fe
	Ферроселит	$\text{FeSe}_2$	73,9	Co
	Умангит	$\text{Cu}_3\text{Se}_2$	45,3	Ag
	Агвиларит	$\text{Ag}_3\text{SeS}$	5,9	Cu, Sb, Fe
Скандий	Тортвейтит	$(\text{Se}, \text{Y})_2\text{Si}_2\text{O}_7$	35,0	TR, Y, Zr, Hf
Стронций	Стронцианит	$\text{Sr}[\text{CO}_3]$	59,4	Ca, Ba, Pb, Si
	Витерит	$(\text{Ba}, \text{Sr})[\text{CO}_3]$	До 11	Ca
	Целестин	$\text{Sr}[\text{SO}_4]$	47,7	Ca, Ba, Fe, Si, Mg, P
Теллур	Теллур самородный	Te	97–97,9	Se, Au, Ag, Fe
	Колорадоит	HgTe	38,9	Pb, Cu
	Алтаит	PbTe	38,1	Se, Ag, Au, Cu, Fe, S
	Гессит	$\text{Ag}_2\text{Te}$	37,1	Au, Bi, Pb, Fe, Ca, Mg
	Креннерит	$(\text{Au}, \text{Ag})\text{Te}_2$	56,4	Sb, Cu, Fe
	Калаверит	$(\text{Au}, \text{Ag})\text{Te}_2$	56,4	
	Теллурувисмутит	$\text{Bi}_2\text{Te}_3$	47,9	Sb, S, Se
	Сильванит	$\text{AuAgTe}_4$	62,6	Sb, Cu, Ni, Se, Fe, S
	Тетрадимит	$\text{Bi}_2\text{Te}_2\text{S}$	36,2	Au, Se, Cu, Sb, Fe
	Голдфилдит (Те-тетраэдрит)	$(\text{Cu}, \text{Au}, \text{Zn})_{12}(\text{Sb}, \text{Te})_4\text{S}_{13}$	До 17	Ag, Bi, As, Fe
Цезий	Поллуцит	$\text{Cs}[\text{AlSi}_4\text{O}_6]$	42,6	Na, Rb, K, Tl, Fe
Цирконий	Бадделейт	$\text{ZrO}_2$	74,0	Hf, Y, Ce, Se, Fe, Ca, K, Na, Ti, Mg, Mn, Al, H <sub>2</sub> O
	Циркон	$\text{Zr}[\text{SiO}_4]$	49,5	Hf, Th, U, Al, Fe, P
	Эвдиалит	$(\text{Na}, \text{Ca}, \text{Fe})_6\text{Zr}[\text{Si}_5\text{O}_{17}](\text{O}, \text{OH}, \text{Cl})$	До 16	Nb, Ta, Th, Zr, Mo, Ti, Mn, K, Ba, F

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
2.3. Благородные металлы				
Золото	Золото самородное	Au	60–99	Ag, Cu, Bi, Pt, Pd, Hg, Fe
	Электрум	(Au, Ag)	30–60	Cu, Bi, Hg
	Калаверит	AuTe <sub>2</sub>	43,6	Ag
	Креннерит	(Au, Ag)Te <sub>2</sub>	33,0	Cu, Fe, Sb
	Сильванит	AuAeTe <sub>4</sub>	24,2	Sb, Cu, Ni, Se, Fe, S
Серебро	Серебро самородное	Ag	87–99	Au, Hg, As, Sb, Bi, As, Cu, Fe, Zn, Pb, S
	Аргентит	β·Ag <sub>2</sub> S	87,1	Cu, Fe, Zn, Sb, Se
	Акантит	α·Ag <sub>2</sub> S	87,1	Cu, Fe, Zn
	Штернбергит	AgFe <sub>2</sub> S <sub>2</sub>	34,2	
	Науманнит	Ag <sub>2</sub> Se	73,2	Pb, S
	Гессит	Ag <sub>2</sub> Te	62,9	Au, Bi, Pb, Fe, Ca, Mg
	Петцит	Ag <sub>3</sub> AuTe <sub>2</sub>	41,7	Hg, Cu, Mo, Se, Fe
	Агвиларит	Ag <sub>4</sub> SeS	79,5	Cu, Sb, Fe
	Дискразит	Ag <sub>3</sub> Sb	72,7	As, Cu
	Миаргирит	AgSbS <sub>2</sub>	36,7	As, Cu, Pb
	Пираргирит	Ag <sub>3</sub> (SbS <sub>3</sub> )	59,8	As, Fe, Co, Pb
	Прустит	Ag <sub>3</sub> (AsS <sub>3</sub> )	65,4	Sb, Fe, Co, Pb
	Стефанит	Ag <sub>5</sub> [SbS <sub>4</sub> ]	68,1	Cu, Fe, As
	Фрейбергит (Ag-тетраэдрит)	(Ag, Cu) <sub>12</sub> Sb <sub>4</sub> Si <sub>13</sub>	До 26,5	Zn, Pb, Fe, As
Хлораргирит	AgCl	75,3	Br, I, Hg	
Платиноиды	Платина самородная	Pt	98–99,5	Pd, Fe, Rh, Cu, Ir, Au
	Изоферроплатина	Pt <sub>3</sub> Fe	86–93	Rh, Ir, Pd, Os, Ru, Ni, Cu
	Тетраферроплатина	PtFe	75–80	Cu, Ni, Ir, Rh, Pd
	Осмиридий	(Os, Ir)	Ir–55–79 Os–17–40	Ru, Pt, Rh, Fe, Ni, Pd, Cu
	Иридомин	(Ir, Os)	Os–48–80 Ir–15–46	Ru, Pt, Rh, Fe, Ni
	Атокит	Pd <sub>3</sub> Sn	72,9	Pd, Te, Bi, Sb, As

Окончание табл. П1

Главные рудные металлы	Минералы	Формула	Содержание полезного компонента, %	Примеси
Платиноиды	Рустенбургит	$Pt_3Sn$	83,1	
	Мончеит	$Pt(Te, Bi)_2$	22–43	As, Sb, Ni, Cu
	Меренскит	$Pd(Te, Bi)_2$	12–33	Ni, Sb, As
	Котульскит	$Pd(Te, Bi)$	31–46	Pt, Pb, Sb, Ag, Cu
	Куперит	$PtS$	85,9	Pd, Ir, Ni, Fe, Rh
	Брэггит	$(Pd, Pt)S$	Pt–16–69 Pd–8–43	Ni, Rh, Ir, As, Ag
	Высоцкит	$(Pd, Pt, Ni)S$	Pd–57,71 Pt–0,3–9	Fe, Te, Bi
	Лаурит	$RuS_2$	61,2	Os, Ir, Rh, Pt, Fe, Cu
	Эрлихманит	$OsS_2$	74,8	Ru, Ir, Rh, Pt, Fe, Pd
Сперрилит	$PtAs_2$	56,5	Rh, Fe, Cu, Sb, S, Sn	

Примечание. 1. Использованы данные А. Г. Бетехтина, А. А. Годовикова, Д. Дэна и др. и справочника «Минералы». 2. W, Mo – легирующие металлы.

Таблица П2

Свойства главных рудных минералов, влияющих на измельчение

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
1. Используемые в черной металлургии						
Ванадий	Патронит	Средняя	2			
	Колусит	Нет	3–4	$\frac{296-376}{310}$		Хрупкий
	Сульванит	Сов.	3,5	142–165		
	Ванадинит	Нет	3			Хрупкий
	Карнотит	В.сов.	2–3,5			Хрупкий
	Тюямунит	В.сов.	1			Хрупкий
	Деклуазит	В.сов.	3,5			Хрупкий
Роскоэлит	В.сов.	2,5			Хрупкий	
Железо	Магнетит	В.несов.	5–6,5	$\frac{364-897}{620}$	592 <sup>1</sup>	
	Гемагит	В.несов.	5–6	$\frac{920-1062}{953}$	1038 <sup>1</sup>	Хрупкий

Приложение

Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Железо	Гетит	Сов.	5–5,5	$\frac{420-662}{554}$	667 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Лепидокрокит	Сов.	5	$\frac{690-782}{724}$	402 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Гидрогетит	Сов.	4–5,5	300–590		Хрупкий
	Сидерит	Сов.	3,5–4,5			Хрупкий
	Тюрингит	В.сов.	2–2,5			Хрупкий
Марганец	Алабандин	В.сов.	3,5–4,0	$\frac{140-266}{251}$	169–251 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Гаусманит	Сов.	5,5	$\frac{466-724}{570}$	536–566 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Якобсит	Нет	5,5–6,5	$\frac{724-875}{734}$	665–707 <sup>1</sup>	
	Пирролизит	Сов.	6–6,5			Хрупкий
	Манганит	В.сов.	3,5–4,0	$\frac{367-459}{410(1,18)}$	698–772 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Вернадит	Средник	3,5–4,0			
	Псиломелан	В. несов.	5–6	$\frac{503-627}{572}$	81–724 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Родохрозит	Сов.	3,5–4			
	Браунит		6–6,5	$\frac{584-605}{595}$	1027–1225 <sup>1</sup>	
Родонит		5–5,5	$\frac{538-735}{614}$			
Титан	Рутил	Сов.	6–6,5	1200	1132–1187 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Анагаз		5,5–6			–"–
	Брукит	Несов.	5,5–6	$\frac{436-443}{440}$		
	Ильменит	В.несов.	5–6	$\frac{593-734}{640}$	519–707 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Перовскит	Несов.	5–5,5	$\frac{905-1250}{1018}$		
	Сфен	Сов.	5–5,5	$\frac{658-683}{679}$		
Хром	Хромиты	В.несов.	5,5–7,5	$\frac{1036-1566}{1375}$	1332 <sup>1</sup>	Хрупкие



Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
2. Используемые в цветной металлургии						
2. 1. Цветные металлы						
Алюминий	Бемит	Сов.	3,5–4			
	Диаспор		6,5–7			В. хрупкий
	Гидраргиллит	В.сов.	2,5–3,5			
	Алунит	–"–	3,5–4			
	Кианит (Дистен)	Сов.	5,5–6,5	<u>286–1690</u> 1313(3,1)		Хрупкий
	Андалузит	–"–	6,5–7,5			Хрупкий
	Нефелин	Несов.	5–6			Хрупкий
	Кальсилит		5–6			Хрупкий
	Анортит					Хрупкий
	Силлиманит		7			Хрупкий
	Лейцит		5,5–6			Хрупкий
Висмут	Висмут самородный	Сов.	2–2,5	<u>13–26</u> 20(1,09)	15–18 <sup>1</sup>	
	Висмутин	Сов.	2–2,5	<u>73–188</u> (1,9)	110–136 <sup>1</sup>	
	Vi- галенит	В.сов.	2,5–3,5			
	Тетрадимит	В.сов.	1,5–2,0	<u>25–76</u> (1–68)	36–82 <sup>2</sup>	В. хрупкий
	Галенобисмутин	Хорошая	2,5–3,0	<u>125–199</u> (1,38)		
	Эмплектит	Сов.	2	<u>157–238</u> 218		Хрупкий
	Матильдит	Нет	2,5	<u>79–119</u> (1,2)	154–212 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Виттихенит	Несов.	2–3	<u>156–206</u> 183	180–192 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Козалит	Хорошая	2,5–3	<u>72–193</u> 100(2,1)	100–117 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Айкинит	В.несов.	2–2,5	165–204	190–250 <sup>2</sup>	
	Бисмит	Нет	43			
	Русселит	Ясная	3,5			
	Бисмутит	Ясная	2,5–3,5			

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Вольфрам	Тунгстенил	Сов.	2,5	15–16	15 <sup>1</sup>	
	Тунгстит	Сов.	1–2,5			
	Шеелит	Ясная	4,5–5,0	$\frac{285-420}{350}$	387–409 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Штольцит	Несов.	2,5–3,0			
	Вольфрамит	Сов.	4–4,5	$\frac{232-626}{330(1,1)}$	312–342 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Купругунгсит	Сов.	1–2			
	Ферритунгсит	Сов.	1–2			
Кобальт	Линнеит	В.несов.	4,5–5,5	508–554	530 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Со-пентландит	Сов.	3–4	$\frac{195-223}{209}$	300 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Со-пирит	В.несов.	6–6,5	1027–1374	1030–1150 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Со-скуттерудит	Несов.	5,5–6	$\frac{589-729}{653}$	894–1048 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Кобальтин	Сов.	5,5	$\frac{886-1116}{1000}$	935–1131 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Глаукодот	–"–	5,0	$\frac{841-978}{920}$	1097–1115 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Саффорит	Ясная	4,5–5	430–1023	710 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Гетерогенит	В.несов.	3–4			Хрупкий
	Асболан	Нет	до 6,5			Хрупкий
Эритрин	В.сов.	1,5–2,5			Гибкий	
Магний	Брусит	В.сов.	2,5			Хрупкий
	Бишофит	Нет	1–2			Хрупкий
	Карналлит	Нет	2–3			В. хрупкий
	Магнезит	Сов.	3,5–4,5			Хрупкий
	Эпсомит	В.сов.	2–2,5			В. хрупкий
	Кизерит	В.сов.	2–3			В. хрупкий
Мель	Медь самородная	Нет	2,5–3	$\frac{90-147}{117}$	96–104 <sup>1</sup>	Ковкая
	Халькозин	Несов.	2,5–3	$\frac{70-100}{82(1,8)}$	17 <sup>1</sup>	В. хрупкий
	Дигенит	Несов.	2,5–3	$\frac{30-74}{52}$	67–76 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Джарлеит	Несов.		$\frac{74-83}{80}$	80 <sup>2</sup>	

Приложение

Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Мель	Анилит	Несов.				
	Ковеллин	В.сов.	1–2	$\frac{77-92}{87}$	128–138 <sup>1</sup>	В. хрупкий
	Борнит	Несов.	2–3	$\frac{93-133}{125}$	95–105 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Халькопирит	Нет	3,5–4	$\frac{165-260}{190(1,2)}$	181–203 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Талнахит	Нет	3,5–4	220–250	144–178 <sup>1</sup>	
	Кубанит	Нет	3,5–4	$\frac{150-264}{202}$	210 <sup>2</sup>	
	Теннантит	Нет	3–4	340–425	380 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Тетраэдрит	Нет	3–4	230–350	290 <sup>2</sup>	
	Энаргит	Сов.	3,5	$\frac{212-357}{240}$	285–327 <sup>1</sup>	В. хрупкий
	Домейкит	Несов.	3,5–4		140 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Куприт	Несов.	3,5–4	$\frac{192-218}{203(1,5)}$	197–207 <sup>1</sup>	
	Тенорит	Нет	33	209–254	304–339 <sup>1</sup>	
	Малахит	Сов.	3,5	124–156		
	Азурит	Сов.	3,5–4	$\frac{161-213}{185}$		Хрупкий
	Брошантит	Сов.	3,5–4			
	Антлерит	Сов.	3,5			Хрупкий
	Халькантит	Несов.	2,5			В. хрупкий
	Атакамит	Сов.	3–3,5			Хрупкий
	Бирюза	Сов.	5–6			Хрупкая
Хризокolla	Нет	2–4	$\frac{82-119}{95}$		Хрупкий	
Валлериит	Соа.	1–2,5	$\frac{50-93}{(1,3)}$	15–49 <sup>1</sup>	Хрупкий	
Молибден	Молибденит	В.сов.	1–1,5	16–84	32–33 <sup>1</sup>	Мягкий
	Вульфенит	Ясная	2,5–3	$\frac{156-215}{170(1,3)}$		
	Повеллит	Нет	3,5–4	$\frac{217-269}{242(1,2)}$		Хрупкий

Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Молибден	Ферримолибдит	Средняя	1–2	28		В. мягкий
	Лингрениит	Сов.	4,5			
Мышьяк	Мышьяк самородный	Сов.	3,5	$\frac{93-1,17}{128(1,24)}$	83–1491	В. хрупкий
	Арсенопирит	Ясная	5,5–6	$\frac{745-1127}{(1,4)}$	760–1150 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Леллингит	Ясная	5–5,3	$\frac{635-741}{690}$	446–560 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Аурипигмент	В.сов.	13–2	26–33	30 <sup>2</sup>	
	Реальгар	Сов.	1,5–2	$\frac{50-57}{55(1,4)}$	53 <sup>2</sup>	В. хрупкий
	Скородит	Несов.	3,5–4	$\frac{124-143}{132}$		Хрупкий
	Эритрин	Сов.	1,5–2,5			Хрупкий
Никель	Миллерит		3–3,5	$\frac{171-388}{(1,4)}$	250–350	Хрупкий
	Хизлевудит		4	$\frac{721-274}{250}$	220 <sup>2</sup>	
	Полидимит	Несов.	4,5–5	$\frac{367-449}{408}$	410 <sup>2</sup>	
	Бравонит	Средняя	5,5–6	668–845	1033–1150	В. хрупкий
	Ni-пирротин	Несов.	3,5–4,5	$\frac{210-367}{250(1,3)}$		Хрупкий
	Пентландит	Сов.	3,5–4	$\frac{187-239}{209(1,3)}$	268–285 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Виоларит		4,5–5,3	$\frac{413-460}{400}$	450 <sup>2</sup>	
	Никелин	Несов.	5–5,5	$\frac{382-489}{(1,3)}$	363–372 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Маухерит			$\frac{658-788}{705}$	715–745 <sup>1</sup>	
	Раммельсбергит	Ясная	5–6	$\frac{556-778}{770}$	585–803 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Хлоантит	Несов.	5,5–6	268–402	527 <sup>2</sup>	Хрупкий
Герсдорфит	Сов.	5–5,5	$\frac{640-804}{(1,3)}$	782–835 <sup>1</sup>	Хрупкий	

Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Никель	Брейтгауптит	Несов.	5,5	<u>412–515</u> (1,1)	470 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Гарниерит	В.сов.	2–2,5			Хрупкий
	Ревдиенскит		2–2,5			
	Ni-керолит	В.сов.	2–2,5			
	Ni-серпофит	–	2,5–3,5			
	Ni-нонтронит		1–1,5			
	Ni-хлорит		2–2,5			Гибкий
Олово	Тиллит	Сов.	2	31–83	57 <sup>2</sup>	Гибкий, ковкий
	Станнин	Несов.	4	206–307	232–277 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Цилиндрит	Нет	2,5	66–77		Ковкий
	Касситерит	Несов.	6–7	731–1528	1168–1332 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Варламовит		1			
	Натанит		4,7	315		
	Висмирновит		3,9	173		
	Мушистонит		4–4,5	240–254		
	Норденшельдит	В.сов.	5,5			Хрупкий
	Гулсит	Хорошая	3	554–733		Хрупкий
	Малайяит	Сов.	5,5–6			
Sn-гранаты	Нет	6,5	<u>1228–1290</u> 1250		Хрупкие	
Ртуть	Ртуть самородная	–				Жидкость
	Киноварь	Сов.	2–2,5	<u>40–134</u> 99	82–156 <sup>1</sup>	В. хрупкая
	Метациннабарит	Сов.	3	<u>52–86</u> 79(1,5)	80 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Ливингстонит	Сов.	2	102–155	130 <sup>2</sup>	Гибкий
	Швацит	Нет	3,5–4	248–296	270 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Колорадоит	Нет	2,5–3	<u>27–37</u> 34	30 <sup>2</sup>	Хрупкий
Свинец	Галенит	В.сов.	2–3	<u>64–110</u> (1,33)	59–72 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Клаусталит	Сов.	2,5–3	<u>46–63</u> 55	44 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Алтаит		2–3	<u>45–60</u> 53	47–51 <sup>1</sup>	Хрупкий

Приложение

Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Свинец	Буланжерит		2,5–3	$\frac{100-182}{(1,35)}$	92–125 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Джемсонит		2,5–3	$\frac{52-147}{(2,2)}$	113–117 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Бурнонит	Несов.	2,5–3	$\frac{166-187}{178}$		Хрупкий
	Церуссит	Средняя	3–33	120–200		В. хрупкий
	Англезит		2,5–3			В. хрупкий
	Пломбоярозит	Средняя	1			Мягкий
	Миметезит	В.несов.	3,5–4			Хрупкий
	Пироморфит	В.несов.	3,5–4			Хрупкий
Ванадинит	Нет	2,5–3			Хрупкий.	
Сурьма	Сурьма самородная	Сов.	3–3,5	$\frac{62-135}{97}$	84–98 <sup>1</sup>	В. хрупкая
	Антимонит		2,5	$\frac{65-167}{(1,8)}$	23–26 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Гудмундит	Нет	6	$\frac{350-723}{(1,7)}$		
	Бурнонит	см. свинец				
	Буланжерит					
	Тетраэдрит	см. медь				
	Кермесит	Сов.	1–1,5	$\frac{36-99}{34}$	30–90 <sup>1</sup>	Гибкий
	Валентинит	В.сов.	2,5–3	$\frac{172-767}{(1,5)}$		Хрупкий
Стибиоконит	Несов.	5				
Цинк	Сфалерит	Сов.	3,5–4	153–270	218–227 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Вюрцит	Сов.	3,5–4	146–264	200 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Цинкит	Сов.	4	$\frac{150-318}{190(1,4)}$	190–219 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Смитсонит	Средняя	4–4,5	$\frac{409-420}{413}$		Хрупкий
	Zn-олигонит	Сов.	4			Хрупкий
	Гидроцинкит	Сов.	2–2,5			В. хрупкий
	Госларит	Сов.	2–2,5			Хрупкий
	Виллемит	Сов.	5,5			Хрупкий
Каламин	Сов.	4–5				

Приложение

Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
2. 2.Редкие и рассеянные металлы						
Барий	Витерит	Сов.	3–3,5			Хрупкий
	Барит	Сов.	3–3,5	<u>127–232</u> 217		Хрупкий
Бериллий	Берилл	Несов.	7,5–8	<u>1144–1488</u> 1130		Хрупкий
	Фенакит	Несов.	7,5	<u>1186–1648</u> (1,2)		Хрупкий
	Гельвин	Ясная	6–6,5	<u>744–934</u> 844		Хрупкий
	Берtrandит	Сов.	6–7	797–1079		Хрупкий
	Эпидимит	Нет	6–7	<u>658–794</u> 728		Хрупкий
	Бавенит	Ясная	6–7	<u>570–954</u> 616		Хрупкий
Галлий	Галлит	Нет	3–3,5	<u>405–460</u> 428(1,1)	430 <sup>2</sup>	
	Зенгеит	Сов.	2–2,5			
Германий	Германит	Нет	4	<u>412–458</u> 400		Хрупкий
	Реньерит	Нет	4,5	<u>780–367</u> 340		
	Бриарит	Нет	4–4,5			
	Аргиродит	Нет	2–3	<u>159–178</u> 171		
Индий	Индит	Нет	4,5	<u>293–325</u> 310		
	Джалиндит	Сов	4	250–301		
	Рокезит	Нет	4	240–241		
Иттрий и лантаноиды	Перовскит	Средняя	5,5–6	862–929		
	Лопарит	Нет	5,5–6	730–898		
	Фергусонит	Нет	5,5–7	<u>662–897</u> 750		
	Самарскит	Нет	5–6,5	<u>794–897</u> 866		Хрупкий
	Поликраз	Нет	5–6			Хрупкий

Приложение

Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Иттрий и лантаноиды	Эвксенит	Нет	5,5–6,5	<u>658–764</u> 725	782–813 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Эшинит	Нет	5–6	<u>593–734</u> 690		Хрупкий
	Бастнезит	Средняя	4–4,5	<u>520–588</u> 557		Хрупкий
	Паризит	Нет	4–4,5	<u>356–466</u> 417		Хрупкий
	Ксенотим	Сов.	4–5	<u>398–614</u> 490		Хрупкий
	Монацит	Сов.	5–5,5	<u>367–572</u> (1,2)		Хрупкий
	Гадолинит	Несов.	6,5–7	<u>801–1026</u> (1,23)		Хрупкий
	Ортит	Нет	6	570–977		Хрупкий
Кадмий	Гринокит	Ясная	3–3,5	<u>52–91</u> 72		Хрупкий
	Прибрамит (Cd-сфалерит)	В.сов.	3–3,5	<u>208–275</u> 245		Хрупкий
	Отавит	Сов.	3–3,5			
Литий	Криолитионит	Средняя	4			Хрупкий
	Амблигонит	Сов	5,5–6	<u>795–897</u> 845		Хрупкий
	Сподумен	Сов.	6,5–7	<u>860–1236</u> (1,23)		
	Лепидолит	В.сов.	2–2,5	<u>94–112</u> 100		Гибкий
	Цинвальдит	В.сов.	2–3	102–120		
	Петалит	Сов.	6–6,5	<u>635–764</u> 690		
Ниобий-тантал	Лопарит	Нет	5,5–6	см. иттрий		
	Фергюсонит	Нет	5,5–7	см. иттрий		Хрупкий
	Колумбит	Ясная	6	240–700		Хрупкий
	Танталит	Ясная	6–6,5	700–1070		Хрупкий
	Стрюверит (Та-рутил)	Ясная	6–6,5	<u>700–1035</u> (1,22)		Хрупкий



Продолжение табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Ниобий-тантал	Микролит	Нет	5–5,5	$\frac{560-724}{620}$		Хрупкий
	Пирохлор	Нет	5–6	$\frac{350-765}{560}$	542–665	Хрупкий
Селен	Селен самородный	Сов.	2	$\frac{30-70}{44}$	35 <sup>2</sup>	
	Клаусталит	Сов.	2,5–3	$\frac{49-63}{50}$	44 <sup>1</sup>	
	Ферроселит	Сов.	6–6,5	$\frac{824-861}{842}$	840 <sup>2</sup>	В. хрупкий
	Умангит	Ясная	3	$\frac{77-108}{(1,6)}$		
	Агвиларит	Нет	4	$\frac{25-40}{(1,44)}$	30 <sup>2</sup>	
Скандий	Тортвейтит	Нет	6–7			
Стронций	Стронцианит	Сов.	3,5			Хрупкий
	Витерит	Ясная	3–3,5			Хрупкий
	Целестин	Сов.	3–3,5	$\frac{142-195}{162}$		Хрупкий
Теллур	Теллур самородный	Сов.	2–2,5	$\frac{26-89}{42(2,6)}$	68–117 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Колорадоит	Нет	2,5–3	$\frac{27-37}{34}$	30 <sup>2</sup>	
	Алтаит	Сов.	3	$\frac{45-60}{49}$	47–51 <sup>1</sup>	
	Гессит	Несов.	2–3	$\frac{31-45}{38}$	28–34 <sup>1</sup>	
	Креннерит	Сов.	2,5	$\frac{182-224}{(1,1)}$	182–217 <sup>2</sup>	
	Калаверит	Нет	2,5–3	$\frac{127-215}{155}$	144–214 <sup>3</sup>	Хрупкий
	Теллуrowисмутит	Сов.	2	$\frac{32-93}{(1,7)}$	168–232 <sup>1</sup>	Гибкий
	Сильванит	Сов.	2	$\frac{9,1-149}{(1,3)}$	91–104 <sup>1</sup>	В. хрупкий
	Тетрадимит	Сов.	1,5–2	$\frac{25-76}{(1,68)}$	36–82 <sup>2</sup>	
	Голдфилдит (Te-тетраздрит)	Несов.	3–4		297–354 <sup>1</sup>	

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Цезий	Поллуцит	Нет	6,5	548–794 610		
Цирконий	Бадделеит	Сов.	6,5			Хрупкий
	Циркон	Нет	7–7,5	<u>841–1468</u> (1,22)		Хрупкий
	Эвдиалит	Несов.	5–5,5	<u>565–681</u> 616		Хрупкий
2.3. Благородные металлы						
Золото	Золото самородное	Нет	2–3	45–90	53–58 <sup>1</sup>	В. ковкое
	Электрум	Нет	2–3	80–119	90–100 <sup>3</sup>	В. ковкое
	Калаверит	Нет	2,5–3	<u>127–215</u> 155(1,47)	144–214 <sup>3</sup>	Хрупкий
	Креннерит	Сов.	2,5	<u>182–224</u> (1,17)	182–217 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Сильванит	Сов.		<u>91–149</u> 1,28)	91–104 <sup>1</sup>	
Серебро	Серебро самородное	Нет	2,5–3	<u>45–61</u> 54	55–63 <sup>1</sup>	В. ковкое
	Аргентит	Нет	2–2,5	<u>20–30</u> 24	22–25 <sup>3</sup>	Ковкий
	Акантит	Нет	2–2,5	<u>20–30</u> 25	22–25 <sup>3</sup>	Ковкий
	Штернбергит	Сов.	1–1,5	<u>49–136</u> (2,3)	60–120 <sup>2</sup>	Гибкий
	Науманнит	Сов.	2,5	<u>27–56</u> 37(1,4)	71–86 <sup>1</sup>	
	Гессит	Несов.	2–3	<u>31–45</u> 38	28–34 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Петцит	Нет	2,5–3	<u>46–54</u> 49	50 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Агвиларит	нет	2,5	<u>25–40</u> 30(1,2)	30 <sup>2</sup>	
	Дискразит	Средняя	3,5		146–160 <sup>1</sup>	
	Миаргирит	Несов.	2–2,5	<u>104–124</u> 110	285–380 <sup>1</sup>	Хрупкий

Окончание табл. П2

Металл	Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость, кгс/мм <sup>2</sup>		Примечание
				1	2	
Серебро	Пираргирит	Средняя	2–2,5	$\frac{72-109}{87}$	66–87 <sup>1</sup>	В. хрупкий
	Прустит	Средняя	2–2,5	$\frac{75-187}{(1,4)}$	130 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Стефанит	Несов.	2–2,5	$\frac{112-129}{120}$	107–144 <sup>1</sup>	Хрупкий
	Фрейбергит (Ag-тетраэдрит)	Нет	3–4	$\frac{245-265}{245}$	241 <sup>2</sup>	Хрупкий
	Хлораргирит	Нет	2,5	$\frac{14-29}{20}$		
Платиноиды	Платина самородная	Нет	4	$\frac{70-170}{120}$	130 <sup>1</sup> –270 <sup>3</sup>	
	Изоферроплатина	Нет	5	$\frac{320-480}{440}$	400 <sup>2</sup> –440 <sup>3</sup>	
	Тетраферроплатина	Нет	4	$\frac{300-350}{320}$	280 <sup>2</sup> –320 <sup>3</sup>	
	Осмиридий	Несов.	6–7	542–676	598–737 <sup>1</sup>	
	Иридоосмин	Сов.	6–7	580–690		
	Атокит	Несов.	3–4		357 <sup>2</sup>	
	Рустенбургит	Несов.	3–4		365 <sup>2</sup>	
	Мончеит	Сов.	2–3	120–180	117–185 <sup>3</sup>	
	Меренскит	Сов.	2–3	100–130	110 <sup>2</sup>	
	Котульскит	Несов.	3–3,5	236–340	214–405 <sup>1</sup>	
	Куперит	Несов.	4,5–5,5	680–750	710 <sup>2</sup>	
	Брэггит	Несов.	6–6,5	920–1 129	1021 <sup>2</sup>	
	Высоцкит	Несов.	4–4,5	407–535	480 <sup>2</sup>	
	Лаурит	Нет	7–7,5	1610–2167	1630 <sup>2</sup>	
Эрлихманит	Нет	7	1358–1854	1786 <sup>3</sup>		
Сперилит	Нет	6–7	690–1085	1080–1145 <sup>1</sup>	Хрупкий	

Примечания: 1. Данные микротвердости: 1 – по С. И. Лебедевой, [1] – Бови и др., [2] и [3] – из справочников. 2. В числителе – пределы колебаний, в знаменателе – среднее, в скобках – коэффициент анизотропии. 3. Сокращения: сов. – совершенная, в.сов. – весьма совершенная, несов. – несовершенная.

Таблица П3

Свойства нерудных и второстепенных рудных минералов,  
влияющие на измельчение руд

Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость кг/см <sup>2</sup>	Примечание
Авгит	Средняя	5–6	$\frac{705-836}{750}$	
Аксинит	Средняя	6,5–7	$\frac{934-1075}{994}$	
Актинолит	Сов.	5,5–6		
Аллофан	Нет	3		В. хрупкий
Альбит	Сов.	6–6,5		
Альмандин	Нет	6,5–7,5	$\frac{1228-1290*}{1250}$	Хрупкий
Анальцим	Нет	5–5,5		Хрупкий
Ангидрит	Сов.	3–3,5		
Андрадит	Нет	6,5	$\frac{905-1180*}{1010}$	
Антофиллит	Сов.	5,5–6		
Апатит	Несов.	5	$\frac{514-555}{530}$	Хрупкий
Апофиллит	Сов.	4–4,5	$\frac{280-500*}{390}$	Хрупкий
Арагонит	Ясная	3,5–4		Хрупкий
Арфведсонит	Сов.	5,5–6	$\frac{708-797}{749}$	
Астрофиллит	Сов.	3–3,5	$\frac{142-187}{166}$	Хрупкий
Биотит	В.сов.	2–3	$\frac{50-90*}{70}$	Упругий
Вавеллит	Средняя	3,5–4		
Везувиан	Несов.	6,5	$\frac{764-897}{825}$	Хрупкий
Вермикулит	Сов.	1–1,5		
Вивианит	В.сов.	1,5–2		Хрупкий
Волластонит	Сов.	4,5–5	$\frac{290-445*}{365}$	
Галлуазит	Сов.	1–1,5		Хрупкий
Геарксутит	Сов.	2–2,5		

Приложение

Продолжение табл. П3

Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость кгс/см <sup>2</sup>	Примечание
Геденбергит	Сов.	5,5–6		
Гейландит	Сов.	3,5–4		Хрупкий
Гиалофан	Сов.	6–6,5		
Гиперстен	Сов.	5,5	$\frac{870-1100*}{900}$	
Гипс	В.сов.	1,5	$\frac{41-75}{58}$	В. хрупкий
Глауконит	Сов.	2–3		Хрупкий
Глаукофан		6–6,5		
Графит	В.сов.	1	$\frac{7-12}{10}$	Гибким
Гроссуляр	Нет	6,5–7	$\frac{950-1200*}{1040}$	
Давсонит	Сов.	3		
Данбурит	Нет	7–7,5	920–1008	
Датолит	Средняя	5–5,5	$\frac{565-745}{624}$	
Десмин	Сов.	3,5–4		
Диккит	Сов.	1		
Диопсид	Средняя	5,5–6	$\frac{700-935*}{820}$	Хрупкий
Доломит	Сов.	3,5–4		
Жадеит	Средняя	6,5–7		Вязкий
Иллит	В.сов.	1–2		Гибкий
Ильваит	Сов.	5,5–6	$\frac{703-1055}{840}$	Хрупкий
Кальцит	Сов.	3	$\frac{103-202}{(1,5)}$	Хрупкий
Канкринит	Средняя	5–5,5		Хрупкий
Каолинит	В.сов.	1		
Кварц	Нет	7	$\frac{1073-1236}{1135}$	
Клиногумит	Сов.	5,5–6		
Клинохлор	В.сов.	2–2,5	$\frac{52-82*}{65}$	Гибкий
Клиноцонзит	Сов.	6,5		

Приложение

Продолжение табл. П3

Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость кгс/см <sup>2</sup>	Примечание
Кордиерит	Средняя	7–7,5		Хрупкий
Корунд	Нет Нет	9	$\frac{1955-2\ 191}{2008}$	
Криолит	Нет	2–3		
Криptomелан	Нет	6–6,5	525–1048	
Куммингтонит	Сов.	5,5–6		
Лабрадор		6–6,5		
Лазурит	Несов.	5,5		Хрупкий
Лепидомелан	В.сов.	3		
Людвигит	Нет	5	$\frac{795-1486}{(1,16)}$	
Макинавит	Сов.	2	50	
Марказит	Несов.	5–6	$\frac{717-1119}{1000}$	Хрупкий
Мелантерит	Сов.	2		В. хрупкий
Мельниковит	Нет	4–5		
Менегенит	Сов.	2–3	$\frac{101-197}{(1,36)}$	
Микроклин	Сов.	6–6,5	$\frac{764-894}{800}$	
Монтмориллонит	Сов.	1		В. мягкий
Моренозит	Сов.	2–2,5		
Мусковит	В.сов.	2–3	$\frac{65-112*}{90}$	Гибкий
Накрит	В.сов.	2		
Натролит	Средняя	5–5,5	$\frac{474-511}{496}$	Хрупкий
Нонтронит	Сов.	2–2,5		
Оливин	Средняя	6,5–7	$\frac{897-1290}{925}$	
Опал	Нет	5–5,5		
Ортоклаз	Сов.	6–6,5	$\frac{760-900*}{820}$	
Пальгорскит	Сов.	2–2,5		Гибкий
Пеннин	В.сов.	2–2,5	$\frac{52-85*}{66}$	

Продолжение табл. П3

Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость кгс/см <sup>2</sup>	Примечание
Пироксены	Средняя	5–6		Хрупкие
Пироп	Нет	7–7,5		
Пирофиллит	Сов.	~1		Гибкий
Плагиоклазы	Сов.	6–6,5	$\frac{735-922*}{830}$	
Плагионит	Средняя	2–3		
Полевые шпаты	Сов.	6–6,5		
Пренит	Средняя	6,5		
Пумпеллеит	Сов.	3–4		
Рибекит	Сов.	5–6		
Роговая обманка	Сов.	5,5–6	$\frac{557-694*}{640}$	
Сапонит	Сов.	1–2		
Сепиолит	Сов.	1–2		
Серицит	В.сов.	2–2,5		
Серпентин	Сов.	2,5–3		Ломкий
Силлиманит	Сов.	7		
Скаполит	Средняя	5–6		Хрупкий
Содалит	Средняя	5,5–6		
Ставролит	Ясная	7–7,5		
Тальк	В.сов.	~1		Гибкий
Топаз	Сов.	8	$\frac{1416-1468}{1464}$	
Тремолит	Сов.	5,5–6		Хрупкий
Троилит	Нет	4	$\frac{157-286}{(1,3)}$	
Турмалин	В.несов.	7–7,5	$\frac{1070-1186}{1130}$	
Фаялит	Средняя	6,5		
Флогопит	В.сов.	2–3	$\frac{49-61}{58}$	Упругий
Флюорит	Сов.	4	$\frac{169-200}{180}$	Хрупкий
Форстерит	Ясная	7		
Фосфорит	Несов.	5		Хрупкий

Окончание табл. П3

Минерал	Спайность	Твердость по шкале Мооса	Микротвердость кгс/см <sup>2</sup>	Примечание
Франклинит	Средняя	5,5–6,5	$\frac{753-794}{774}$	
Фуцит	см. мусковит			
Хлорит	В.сов.	2–2,5		Гибкий
Хлоритоид	Сов.	5–6		Хрупкий
Цеолиты	Средняя	3,5–5,5		Хрупкий
Цоизит	Сов.	6		
Шабазит	Ясная	4–5		Хрупкий
Шамозит	В.сов.	3		
Шпинель	Несов.	8		
Шунгит	Нет	~1		
Эгирин	Ясная	5,5–6	$\frac{764-824}{803}$	
Энстатит	Средняя	5,5		
Эпидот	Сов.	6,5		
Эпсомит	В.сов.	2–2,5		Хрупкий
Якобсит	Средняя	5,5–6,5	$\frac{724-875}{734}$	
Ярозит	Средняя	2,5–3,5	110–210	

Примечания: 1. По данным С. И. Лебедевой [9], \* – по С. В. Петрову. 2. В числителе – пределы колебаний, в знаменателе – среднее, в скобках – коэффициент анизотропии.



Учебное издание

**Коннова** Наталья Ивановна

# **РУДНАЯ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ МИНЕРАЛОГИЯ**

Учебное пособие

Редактор *И. Н. Байкина*

Компьютерная верстка *О. А. Кравченко*

Подписано в печать 22.04.2019. Печать плоская. Формат 60×84/16  
Бумага офсетная. Усл. печ. л. 11,0. Тираж 100 экз. Заказ № 7744

Библиотечно-издательский комплекс  
Сибирского федерального университета  
660041, Красноярск, пр. Свободный, 82а  
Тел. (391) 206-26-67; <http://bik.sfu-kras.ru>  
E-mail: [publishing\\_house@sfu-kras.ru](mailto:publishing_house@sfu-kras.ru)