

**В.И. КРИВОЩЕКОВ,
В.Н. КРАВЦОВ**

**ПРАКТИКУМ
ПО СПЕЦИАЛЬНЫМ
И КОМБИНИРОВАННЫМ МЕТОДАМ
ОБОГАЩЕНИЯ ПОЛЕЗНЫХ
ИСКОПАЕМЫХ**

Учебное пособие

"Наука і освіта"
Днепропетровск
2005

ISBN
УДК 622.7.01:622.34.(075.8)
ББК 33.4
К 82

В.И. Кривощеков, В.Н. Кравцов. Практикум по специальным и комбинированным методам обогащения полезных ископаемых. – Днепропетровск: "Наука і освіта", 2005. – 134 с.

Рассмотрены методы исследования минерального сырья и продуктов его переработки. Изложены методические основы и практические рекомендации для проведения лабораторных и научно–исследовательских работ. Приведены данные о применении специальных и комбинированных методов обогащения полезных ископаемых.

Для студентов вузов, обучающихся по специальности "Обогащение полезных ископаемых".

Рецензенты:

кафедра обогащения полезных ископаемых Криворожского технического университета (заведующая кафедрой канд. техн. наук, доц. **Т.А. Олейник**);
начальник Приднепровской лаборатории усовершенствования технологии обогащения угля Западного Донбасса и Львовско–Волынского бассейна института УкрНИИуглеобогащения, д-р техн. наук, проф. **А.Д. Полулях**

Рекомендовано методическим советом геолого-обогатительного факультета Криворожского технического университета в качестве учебного пособия для студентов вузов (Протокол №3 от 28.03.2005 г.)

ВВЕДЕНИЕ

К специальным методам относятся: обогащение по смачиваемости (флотогравитация, обогащение на липких поверхностях); сортировка руд (ручная сортировка по внешним признакам, радиометрическое обогащение); обогащение минералов по форме, различию в трении, твердости, упругости, термическое обогащение, декрипитация.

Комбинированные методы обогащения применяют в технологии переработки сложных руд и упорных промежуточных продуктов. Эти руды и продукты характеризуются комплексностью состава, тонким взаимопроращением минеральных компонентов, способностью к шламованию, невысоким содержанием или близостью физико-химических свойств разделяемых минералов.

В современном развитии комбинированные методы переработки минерального сырья представляют собой сочетание физических, физико-химических методов.

Основной операцией процессов, использующих селективный характер фазовых переходов компонентов полезного ископаемого, является физическое и химическое растворение. При этом твердый компонент полезного ископаемого (или все полезное ископаемое) переводят в жидкое (раствор, расплав), газо- или пульпообразное состояние.

Физическое растворение положено в основу геотехнологических способов добычи и переработки растворимых в воде солей: галита, сильвина, бишофита и др. Химическое растворение используется в процессах добычи и переработки металлов, их солей и оксидов. В качестве растворителей применяют кислородные (серная, азотная, фосфорная, сернистая) и бескислородные (соляная, сероводородная) кислоты, водные растворы солей (сода, сернистый натрий, сернокислые соли, щелочные металлы).

Химические методы, применяемые в сочетании с методами и операциями механического обогащения или взамен их для достижения более высоких показателей, составляют специфическую область технологии минерального сырья – химическое обогащение.

Сущность и роль химической технологии более точно характеризуют:

- химическое обогащение руд, основанное на селективном выщелачивании (кислотное, щелочное) или разложении минералов;
- термохимические методы избирательного разложения и пре-

вращения минералов в обогащении руд с последующим удалением известковой суспензии;

- гидро-, пиро-, пирогид-рометаллургическая доводка и переработка концентратов (медно-цинковых, медно-свинцово-цинковых, медно-молибденовых, ртутно-сурьмяных, кальцит-шеелитовых, бедных ниобиевых, бериллиевых и окисленных молибденовых);

- выщелачивание ценных элементов, осаждение химических концентратов, экстракция и сорбция ценных элементов из растворов и пульп при переработке полиметаллических и молибденовых продуктов;

- гидрометаллурго- и пирометаллурго-флотационное обогащение при переработке урано-медных и урано-пиритных руд;

- сульфадизирующий, восстановительный и хлорирующий обжиг.

Особое место в переработке минерального сырья занимает технология бактериально-химического выщелачивания цветных и редких металлов из руд, марганцевых руд и шламов. Технология основана на использовании микроорганизмов в промышленности.

1 МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ И ПРОДУКТОВ ЕГО ПЕРЕРАБОТКИ

Рациональное использование минерального сырья возможно только при детальном изучении его состава и свойств основных компонентов, распределении извлекаемых элементов или соединений по минералам (изоморфные примеси, эмульсионные включения, адсорбированные соединения, поверхностные пленки), определении структуры руд (ассоциации минералов, характер выделения и крупность зерен), соотношения между числом свободных зерен и сростков извлекаемых минералов при различной степени измельчения руды.

Широко применяемое комплексное химико–минералогическое исследование включает рентгеновский и термический анализы. Полученная таким образом информация о вещественном составе минерального сырья позволяет оценить его пригодность для промышленности и наметить наиболее рациональные пути переработки.

Уровень исследований значительно повысился в результате применения электронной и инфракрасной спектроскопии, микронзондового анализа и некоторых других методов.

1.1 Предварительная концентрация минералов и получение мономинеральных фракций

Предварительная подготовка изучаемого материала включает классификацию исходного материала и последующее концентрирование различными способами некоторых минералов в отдельные фракции.

Классификация исходной пробы по крупности. Распределение исходного материала и извлекаемых из него элементов по классам крупности (гранулометрический анализ) – важная характеристика раскрытия отдельных минералов и имеет большое значение для гидрометаллургической переработки. Содержание классов крупнее 74 (44) мкм определяют ситовым анализом, а более тонких (менее 40 мкм) – седиментационным. Полученные результаты гранулометрического анализа обобщают графически в обычных или логарифмических координатах.

В том случае, когда требуется определить только размеры частиц, применяют специальные приборы – грануломеры. При седиментационном анализе эталонным является метод весовых проб, отбираемых

пипеточным прибором. Экспресс–методами устанавливают крупность частиц на специальных установках (приборах): поплавково–ареометрического типа (например, поплавковый прибор Марголина); основанные на весовом методе (весы Фигуровского); оптические (турбидиметр, фотоэлектрические) и др.

Определение размеров зерен минералов менее 10 мкм методами седиментационного анализа – процесс трудоемкий и длительный. Крупность таких частиц можно установить под микроскопом или бинокулярной лупой.

Классификация исходного материала по крупности часто является подготовительной операцией для последующего его разделения различными способами на фракции, различающиеся по своему минеральному составу. Содержание основного минерала в некоторых из них может достигать 90 %. Условно эти фракции называют мономинеральными.

Выбор способа получения мономинеральных фракций зависит от ряда свойств исследуемого материала (минерального состава, крупности включений минералов, их плотности, магнитных и электрических свойств и т.д.).

Разделение минералов по плотности. Для этого обычно используют тяжелые жидкости. Органические тяжелые жидкости обладают значительно большей химической инертностью, чем неорганические, представляющие собой концентрированные растворы солей тяжелых металлов. Так, жидкости Туле и Рорбаха (йодиды ртути и бария) частично реагируют с металлами и сульфидами металлов, что ограничивает их применение. Наиболее удобны для работы – йодиды цинка, кадмия и бария.

Получение богатых концентратов различных минералов с помощью тяжелых жидкостей характеризуется высокой эффективностью разделения минералов с возможностью применения сравнительно простой аппаратуры. В зависимости от размера зерен, разности плотностей жидкости и разделяемых минералов, а также вязкости жидкости применяют отстаивание в стаканах (делительных воронках и т.д.) или разделение в центрифугах.

Зернистый материал (зерна крупностью не менее 0,1 мм) можно разделять в делительных воронках и стаканчиках без перемешивания фракций. Влияние формы зерен и вязкости тяжелой жидкости в этом случае незначительно. Разделению подвергают навески материала от нескольких до сотен граммов.

В тяжелых жидкостях из-за их значительной вязкости тонкодисперсный материал (10–40 мкм) оседает очень медленно, поэтому его в основном разделяют в центрифугах. При значительной массе тонкодисперсного материала или необходимости классификации материала с разницей в плотности 0,1–0,2 г/см³ требуется перемешивание фракций. В суперцентрифугах, где частота вращения достигает 10000 мин⁻¹, удается разделить материал крупностью до 1 мкм.

Для разделения минералов плотностью более 5 г/см³ применяют магнитно-гидростатическую сепарацию (МГС). Метод основан на том, что при внесении жидкостей, имеющих парамагнитные свойства, в неоднородное магнитное поле их условная плотность увеличивается сверху вниз в соответствии с повышением напряженности магнитного поля. Немагнитные минералы всплывают и распределяются по слоям условной плотности парамагнитной жидкости.

Сепараторы типа МГС–1 предназначены для разделения немагнитных минералов по их плотности от 2,5 до 7,5 г/см³ в искусственно утяжеленной жидкости. В зависимости от применяемой жидкости и ее плотности в этом сепараторе можно утяжелить жидкость до плотности 19,5 г/см³. Наиболее удобными и дешевыми парамагнитными жидкостями для практического использования являются хлорид и бромид марганца.

Разделение минералов в магнитном поле. Удельная магнитная восприимчивость минералов изменяется в широких пределах от 0,2 до 7×10^{-4} см³/г, что позволяет использовать их значительное различие для дифференциации по группам. Минералы с близкой удельной магнитной восприимчивостью разделяются на электромагнитных анализаторах. На приборах типа СЭМ–1 и УЭМ–1Т можно проводить сухую и мокрую сепарацию. Допускаемые пределы крупности зерен от 2 до 44 мкм. Результаты сепарации улучшаются при предварительной классификации материала. На этих приборах можно выделить в виде мономинеральных фракций (с чистотой до 99 %) магнетит, титано-магнетит, гематит, хлорит, амфибол, гранат и др. Вследствие высокой интенсивности магнитного поля СЭМ–1 и УЭМ–1Т, превосходящей во много раз интенсивность поля обычных магнитов и электромагнитов, ими извлекаются такие минералы, которые ранее было принято относить к немагнитным.

Изодинамический сепаратор СИМ–1 используется для разделения близких по магнитной восприимчивости и плотности слабомагнитных минералов, например, моноклинного и ромбического пирок-

сенов. Сепарации на этом приборе следует подвергать классифицированный материал, предварительно освобожденный от сильномагнитных минералов (магнетита, титано–магнетита, пирротина). Пленки оксидов железа на зернах минералов необходимо предварительно удалять растворением в слабом растворе соляной или щавелевой кислоты либо обработкой материала ультразвуком в водной среде.

Разделение минералов в электрическом поле. Для концентрации минералов весьма эффективна сепарация, основанная на разделении минералов по проводимости в электрическом поле высокой напряженности. В электрическом сепараторе на электродах создается разность потенциалов от 10 до 60 кВ. Так, высокую относительную проводимость имеют корунд, смитсонит, арагонит, гранат, хризолит, апатит, топаз, вульфенит; низкую – графит, борнит, ковеллин, флюорит, пиролюзит. Однако относительная проводимость минералов может значительно изменяться в зависимости от содержания в них примесей. Вследствие этого одни и те же минералы одного и того же месторождения могут вести себя по–разному при электрической сепарации. В каждой группе соединений (сульфиды, карбонаты, оксиды и др.) наблюдаются значительные колебания проводимости.

При электрической сепарации существенное значение имеет поверхностная проводимость. Минералы эффективно разделяются при крупности частиц не менее 0,2 мм и лишь в некоторых случаях размер зерен может быть понижен до 0,1 мм. Поэтому перед сепарацией отмывают шламы. При наличии на частицах минералов железистых пленок зернистую часть анализируемого материала обрабатывают 3–4%–ным раствором соляной кислоты или подвергают действию ультразвука. Тщательно промытый материал отфильтровывают, высушивают, а перед сепарацией нагревают до температуры 80 °С для полного удаления поверхностных пленок воды. Помещение, где осуществляются сепарация, должно быть сухим.

В электрических сепараторах минералы могут разделяться в поле коронного разряда, в электростатическом и комбинированном полях.

Поле коронного разряда необходимо для выделения минералов–проводников (халькопирит, пирит, галенит, пирротин, пентландит, самородное золото), а для разделения минералов–непроводников – электростатическое поле. Например, в электростатическом поле можно разделить кальцит и кварц, гранат и алмаз и др.

В комбинированном поле в проводящую фракцию извлекают минералы, являющиеся хорошими, средними и слабыми проводниками

(ильменит, рутил, ильменорутит, колумбит, лейкоксен, касситерит, гематит, магнетит, хромит, пирохлор, лимонит, галенит, пирит, халькопирит и т.д.). Электрическую сепарацию наиболее часто используют для разделения сульфидных и несulfидных минералов.

Химическая доводка богатых минеральных фракций. Физическими методами иногда невозможно полностью отделить рудные минералы от сопутствующей породы вследствие их тесной взаимосвязи, поэтому содержание основного минерала в мономинеральных фракциях может быть меньше 90 %. В этом случае может оказаться эффективной химическая доводка полученных богатых минеральных концентратов.

Подбор растворителей зависит от минерального состава исследуемого продукта. Обычно применяют в определенной последовательности несколько растворителей (минеральные и органические кислоты, щелочи, карбонаты щелочных металлов). Иногда полезен предварительный низкотемпературный (300–400 °С) обжиг исходного материала.

После разложения большей части соединений, являющихся «цементом» сростков и различных рыхлых образований, целесообразно повторно применить физические методы разделения минералов.

В результате такой комбинированной обработке даже из пробы сложного состава можно выделить практически чистые минералогические образцы и определить гранулометрический состав соответствующих минералов в исходной пробе.

Полученные данные используют для установления оптимальной степени измельчения и выбора способа химической доводки некондиционных рудных концентратов.

1.2 Исследование вещественного состава руд и продуктов обогащения

Элементный анализ. Его проводят с использованием химических и физико–химических методов для определения более чем 50–ти элементов при их содержании от 10^{-6} до десятков процентов.

Результаты элементного анализа характеризуются той или иной погрешностью, которая зависит от точности отбора и подготовки химической пробы, степени ее измельчения и условий хранения, точности применяемых методов, квалификации аналитиков и других условий. В случае необходимости качество выполненных анализов прове-

ряют по контрольным эталонам и стандартным образцам или пробы направляют для контроля в отраслевые арбитражные лаборатории.

В некоторых случаях (для сравнительно простых по составу полезных ископаемых) на основании данных элементного анализа и качественного минерального состава можно ориентировочно рассчитать не только содержание отдельных минералов, но и вещественный состав пробы и оценить возможности повышения качества рудных концентратов (табл. 1.1).

Таблица 1.1 – Расчетный минеральный состав вольфрамовых концентратов

Минеральный состав концентрата	Содержание в концентрате WO ₃ , %				
	32	42,2	54,3	60,7	71,3
Шеелит	40	52,3	67	76	88
Апатит	6	1	1,5	2,5	1,8
Арсенопирит	0,2	1	1,8	1	0,7
Скородит	–	–	0,4	0,1	0,5
Пирит, пирротин	5	7	12	7	5
Кальцит	19	19	10	3	1,5
Гидроксиды железа	7,1	5	2	3	1
Кварц и силикаты	15,5	12,5	3	4,5	0,5

Полученные данные свидетельствуют о том, что повышение содержания триоксида вольфрама с 32 до 71,3 % происходило при снижении содержания в концентрате кварца, силикатов, кальцита и апатита. В четырех пробах концентрата практически постоянным оказывалось содержание сульфидов железа. В соответствии с этим осуществляется поиск оптимального режима доводки некондиционных концентратов.

Микроскопический анализ. Оптический метод является ведущим при качественном определении минерального состава руд и продуктов их обогащения. Микроскопическое изучение материала проводят в проходящем, отраженном и сходящемся свете.

В проходящем свете диагностируют нерудные минералы, в отраженном – рудные. Первый этап минералогического анализа – визуальное изучение штучного материала пробы при небольших увеличениях бинокулярного микроскопа. При этом устанавливают текстуру руд и пород, характер оруденения, примерные размеры минеральных обособлений (зернистость) и признаки измененности руды (оже-

лезнение, окисленность, оталькование и т.д.). Затем под микроскопом исследуют прозрачные и полированные шлифы, изготовленные из штучного материала, с целью определения минерального состава руды, размеров минеральных обособлений, структурных особенностей, характера сростаний, наличия или отсутствия эмульсионных включений и т.д.

При определении минерального состава используется оптическая диагностика всех видов – измерение оптических констант, микротвердости, микрохимические реакции, диагностическое и структурное травление и окрашивание. В тех случаях, когда этих методов недостаточно для полной диагностики минералов, применяют методы более детального исследования.

Количественный минералогический анализ проводится из средней пробы, измельченной до – 1 мм и разделенной на классы крупности. При содержании извлекаемого минерала более 1 % пробу рассеивают на три (реже четыре) класса крупности, затем в каждом классе определяют содержание и крупность минеральных зерен. При содержании минерала менее 1 % подсчет ведется в 9–12 классах крупности.

Приближенный расчет может проводиться в "рыхлом", несцементированном материале (от 1000 до 10000 зерен) под бинокулярным микроскопом. Этот метод неудобен для материала крупностью менее 0,2 мм и почти непригоден для подсчета сульфидных минералов.

Существует несколько способов микроскопического количественного анализа, наиболее распространенные из них – линейный и точечный.

Применяют и другие методы анализа рыхлых минеральных агрегатов без приготовления шлифа. Но при этом подсчет результатов усложняется необходимостью введения поправок на толщину зерен, их форму и гранулометрический состав. Кроме того, определение минералов в порошковом материале без обработки реактивами и красителями затруднительно. Оптимальные размеры, при которых удобнее производить анализ находятся в пределах 100–250 мкм, но в иммерсии можно анализировать материал крупностью до 10 мкм.

Количественный минералогический анализ в ряде случаев дает удовлетворительные результаты.

Так, для получения достоверных данных по количественному определению минерального состава рассчитывают не менее 400–500 зерен, а для подсчета в шлифах, изготовленных из недробленого материала, – до 1000. Несмотря на это при микроскопическом определении содер-

жания минералов относительная погрешность составляет не менее 10 %. Поэтому для приближенной оценки необходимо 50–100 зерен.

Микроскопический анализ невозможно использовать при более тонком диспергировании минералов в руде или в присутствии соединений, маскирующих минеральные компоненты (гидроксиды железа, марганца и др.).

Химический фазовый анализ. С его помощью количественно определяют минеральный состав исследуемых проб и устанавливают распределение одного и того же элемента по различным минералам.

Сущность этого анализа заключается в избирательном растворении минералов или в использовании различия в скорости их растворения. При обработке пробы в раствор переводят один или несколько минералов, содержащих один и тот же элемент (обычно металл).

По количеству перешедшего в раствор элемента устанавливают содержание соответствующего минерала или группы минералов. В итоге последовательного применения различных избирательных растворителей можно рассчитать распределение элемента по его минеральным формам в исходной пробе. Эти данные используют для выбора оптимального комбинированного метода обработки исходной пробы. По результатам избирательного растворения можно установить содержание отдельных минералов, включающих данный элемент.

Наибольшее применение химический фазовый анализ получил при изучении руд цветных, редких, черных металлов и продуктов их переработки. Например, при последовательной обработке свинцовой руды сложного состава различными избирательными растворителями определяют 10 свинцовых минералов.

Рентгенометрический фазовый анализ. Его применяют для качественной характеристики минерального сырья, но в некоторых случаях при разработке специальных методик и для определения содержания ряда минералов.

Анализ проводят съемкой рентгенограмм порошков по методу Дебая. Рентгенограммы могут быть получены фотоспособом и в виде дифрактометрических кривых на диаграммной ленте. По рентгенограммам рассчитывают межплоскостные расстояния и соответствующие им интенсивности. Минеральный состав определяют путем сравнения полученных данных с данными эталонных рентгенограмм минералов.

При дифрактометрическом способе для анализа достаточна навеска массой 30–50 мг. Этим методом можно анализировать десятые

доли миллиграмма с получением рентгенограмм. Исследуемый зернистый материал должен быть измельчен до крупности менее 10 мкм.

Рентгеновский метод используют также при изучении высокотемпературных процессов. Для нагревания образцов применяют термические приставки.

Рентгенометрический анализ применяется при разрешении некоторых специальных вопросов. Так, можно установить кристаллографическую ориентировку поверхности раскола минеральных зерен (для класса крупности не менее 0,1 мм). Например, при изучении медных руд выявлено, что в группе халькопирита имеются близкие по химическому составу и оптическим характеристикам модификации, отличающиеся физическими и химическими свойствами.

Магнитный и немагнитный пирротины быстро и однозначно диагностируются по дифрактограммам в присутствии других железосодержащих минералов.

Успешно осуществляется с помощью рентгенограмм диагностика преобладающих минеральных фаз в тонких шламах и отвальных хвостах, получаемых при обогащении глинистых руд.

К недостаткам рентгенометрического анализа следует отнести: низкую чувствительность – для многих минералов не менее 5 %; невозможность анализировать аморфные вещества с кристаллическими размерами менее 0,01 мкм; плохо раскристаллизованные минералы обнаруживаются лишь при содержании их в образце не менее 20–25 %; невозможность определения формы выделения и наличия сростков.

Дифференциально–термический анализ (ДТА) основан на физико–химических изменениях вещества, происходящих при его нагревании или охлаждении. Сущность анализа заключается в равномерном нагреве исследуемого образца от 20 до 1000 °С с одновременной записью кривой нагревания в координатах температура – время (или разность температур этого образца и эталона – время). Запись дифференциальной кривой ДТА осуществляется при одновременном нагревании двух навесок в печах с разницей их температуры не более 6 °С.

Каждому тепловому изменению вещества соответствует эндо– или экзотермический эффект. Кривая нагревания любого термоактивного вещества представляет собой совокупность различных термических эффектов или пиков (эндо– или экзотермических). Температуры термических превращений – величины, характерные для каждого вещества. На основании температурных интервалов максималь-

ной интенсивности их термических эффектов можно установить состав вещества, фазовые превращения его (плавление, кипение), протекающие химические реакции (окисление, восстановление, дегидратация, диссоциация и др.).

Продолжительность и интенсивность термических эффектов могут оказаться существенными диагностическими признаками минералов. Если вещество в применяемом интервале температур не претерпевает изменений, кривая не имеет максимумов и минимумов, что характерно для термоинертных веществ. Кривые расшифровываются по атласу термограмм чистых минералов или по сводным таблицам.

При визуальном сопоставлении площади пиков кривых получают ориентировочное представление о содержании термоактивных минералов в данных пробах. Содержание минерала количественно оценивается планиметром – измерением площади соответствующего пика и сопоставлением ее с площадью соответствующего эталона.

Для прямого качественного и количественного дифференциально–термического анализа вещества также используют дифференциальные термокалориметры, которые позволяют измерить скорость изменения теплоты реакции за определенное время в зависимости от температуры.

Наряду с дифференциально–термическим анализом применяют термомассовый или термогравиметрический анализы. Они основаны на определении изменения массы вещества при его нагревании. Результаты взвешивания анализируемой пробы графически обобщают в виде кривой изменения массы навески. Потери массы пробы при нагревании обычно определяют с помощью торзионных весов.

Точность определения с помощью термического анализа зависит от многих факторов: скорости нагрева навески, чувствительности гальванометра и некоторых других трудно учитываемых факторов. Кроме того, каждый термически активный минерал имеет свою амплитуду термического эффекта, а содержание его в анализируемой пробе может быть различным. Поэтому точность определения иногда изменяется в широких пределах.

Термический анализ широко применяется как вспомогательный метод исследования. Его достоинства: возможность установления вещественного состава рентгеноинертных минералов, тонкодисперсных или коллоидных образований, труднодиагностируемых под микроскопом; быстрота и наглядность; малые навески исходного материала (от 5 до 20 мг); возможность проведения большого числа каче-

ственных определений на простых приборах.

К недостаткам термического анализа следует отнести: ограниченность его применения, так как значительное число минералов термоинертно; количественный анализ связан с использованием дорогостоящей крупногабаритной аппаратуры; несовершенство структуры и тонкая дисперсность вещества понижают температуру диссоциации многих минералов; наличие изоморфных примесей может вызвать изменение температуры начала или окончания реакции и т. д.

Микрорентгеноспектральный анализ. Электронно–зондовый рентгеноспектральный микроанализ (РСМА) представляет собой локальный анализ. Для его проведения при определении элементов в минералах используют первичный спектр испускания вещества образца, на поверхность которого направляется пучок ускоренных электронов.

Электронно–зондовые микроанализаторы позволяют определить элементы от бериллия до урана. В комплект современных микроанализаторов входит ЭВМ, служащая для управления работой прибора и ускоренной обработки результатов анализа.

При изучении руд и продуктов обогащения с помощью РСМА можно определить состав отдельных зерен минералов и изменения его в пределах образца, выяснить распределение элементов в отдельных зернах, сростаниях и т.д. Размеры анализируемого участка определяются диаметром зонда и некоторыми другими факторами. Практически при анализе минералов выбирают зерна размером не менее 5 мкм. Анализ является неразрушающим, образец сохраняется и может быть использован для дальнейших исследований. Препараты для исследований – полированные и прозрачно–полированные шлифы, изготовленные из кускового или измельченного материала.

В микроанализаторе имеется оптический микроскоп, позволяющий выбрать для анализа участок образца. Благодаря малому размеру зонда изображение изучаемого участка, получаемое с помощью анализатора, аналогично изображению, получаемому с помощью растрового электронного микроскопа. Кроме того, изображение образца может быть дано в характеристическом рентгеновском излучении. В этом случае снимок непосредственно отражает распределение наблюдаемого элемента в зоне сканирования.

По серии снимков, полученных при излучении нескольких элементов, оценивается взаимосвязь этих элементов на участке размером 100 x 100 мкм. Если перемещать образец, а спектрометр настроить на линию какого–либо элемента, то интенсивность излучения, записан-

ная электронным потенциометром синхронно с движением образца (концентрационная кривая), показывает изменение концентраций элемента вдоль направления движения. Этот режим работы дает информацию о распределении и взаимосвязи элементов в образце (при одновременной записи или наложении нескольких концентрационных кривых).

При количественном анализе интенсивность характеристического излучения элементов образца сравнивается с эталонной. Эталонами служат однородные образцы чистых металлов, сплавов, полупроводников и других синтетических и природных материалов с точно определенными составом.

Разрешающая способность РСМА зависит от свойств образца и условий анализа. В благоприятных случаях предел обнаружения вещества по концентрации составляет около 0,01 %, что с учетом анализируемого образца соответствует абсолютному пределу обнаружения 10^{-14} – 10^{-15} г. Воспроизводимость анализа зависит от ряда причин, в том числе от подготовки образца, качества эталонов, условий проведения анализа и способа обработки результатов наблюдений.

Преимущество РСМА объясняется возможностью его проведения с высокой разрешающей способностью с малой навеской материала без его разрушения, на участках площадью несколько квадратных микрометров и глубиной около 1 мкм. К недостаткам следует отнести малую точность результатов, которая обычно ниже точности химического анализа.

Электронно–микроскопический анализ. Электронная микроскопия увеличила разрешение приборов на два–три порядка по сравнению с оптической микроскопией. Столь значительное увеличение достигнуто благодаря применению потока электронов для получения увеличенных изображений частиц.

При изучении вещественного состава руд электронную микроскопию и электронографию применяют в дополнение к обычным микроскопическим и рентгеновским исследованиям. С их помощью можно получить сведения о числе фаз, форме и размерах, распределении по крупности и микрорельефе зерен, порошков, а также одновременно изучать и кристаллическую структуру зерен тонкодисперсных материалов.

Наиболее эффективно электронный микроскоп используется при исследовании частиц крупностью не более 3–4 мкм. При напряжениях в приборе 40–80 кВ толщина частиц не должна превышать сотых

долей микрометра. Электронная микроскопия весьма эффективна при изучении глинистых или тонкодисперсных продуктов, образующихся в том или ином термохимическом процессе.

При исследовании мелкодисперсных глинистых минералов в бокситах используются отражательные микроскопы комплексного назначения для работы на просвет и отражение. Например, электронным микроскопом получают дифракционные электрограммы на участке размером до 2 мкм.

В автоматическом режиме можно получать гистограммы распределения плотностей исследуемого участка при электронном увеличении в 600 тыс. раз, определять концентрации элементов от бора до урана с высокой чувствительностью и одновременно с установлением формы и структуры тонких сростаний минералов. Предел обнаружения достигает 10^{-14} %.

К примерам успешного применения электронной микроскопии следует отнести определение строения магнетита, магномагнетита и хромомангнетита, идентификацию мелкодисперсных и субмикроскопических минералов (самарскит, иттриалит и др.), установление вюртцитовой фазы в кристаллах сфалерита.

С помощью растровой электронной микроскопии (РЭМ) можно детально изучить фазовые превращения, определить загрязненность фаз включения и, главным образом, объемно представить сростания отдельных фаз. Она весьма удобна и для изучения поверхности со сложным, шероховатым рельефом. РЭМ дает разрешение лишь на порядок выше разрешения светового микроскопа, поэтому ее целесообразно применять для исследования сравнительно крупных образований (до 1–2 мкм) и структуры минералов.

Спектрометрический анализ применяется для определения состава фаз, включений в них и концентрации примесей на границах зерен, выяснения распределения элементов при переработке минерального сырья. Определение состава фаз основано на регистрации света, испускаемого атомами элементов при сообщении им энергии.

Точные результаты спектрального анализа достигаются при использовании в качестве источника энергии конденсированной искры, высокочастотного разряда и лазерного излучения.

Различают инфракрасную спектроскопию и локальный лазерный анализ.

Инфракрасная спектроскопия основана на регистрации характеристических полос поглощения при прохождении ИК–лучей через

вещество или отражения от него. Соответственно этому выделяют ИК–спектроскопию проходящего и отраженного света.

Поглощаемая энергия атома при воздействии на него ИК–лучей оказывается особенно большой, когда частоты световых колебаний совпадают с частотой движения электронов в атоме и наступает резонанс.

Частота колебаний, соответствующая резонансу, характеризует сам атом и вид его связи с другими атомами. Например, полосы поглощения от 8 до 12 мкм являются характеристическими для силикатов и около 20 мкм для группы $(SiO_4)^{4-}$. Спектры большого числа минералов приведены в специальной литературе.

Инфракрасная спектроскопия применяется для диагностики фаз, определения в них примесей и установления положения в структуре вещества групп OH и H_2O . Поэтому этот метод играет важную роль при исследовании фазового состава мелкодисперсных глин, гидросиликатов кальция и магния, окисленных руд никеля и меди, идентификации алюмосиликатов, где необходимо определять эти группы.

Исследованиями с помощью ИК–спектроскопии удалось установить замещение цинка железом в сфалерите, наличие гидратированных оксидов, пероксидов, карбонатов урана, силикатов и фосфатов, ильваита и группы сульфоантимонитов свинца, которые в обычном свете определяются с трудом.

Локальный лазерный анализ заключается в расплавлении с помощью лазера изучаемой зоны материала с последующим спектральным анализом полученной микроплазмы. В лазерном микроскопе соединена внешняя энергетическая система с наблюдательной оптической. С помощью микроскопа выбирают изучаемую фазу и затем на нее направляют лазерный пучок, испаряя около 1 мг вещества. Синхронизированный с моментом испарения искровой разряд служит источником света для микроспектрального анализа в ультрафиолетовом видимом и ближнем инфракрасном участке спектра, который фотографируется.

Лазерным анализом определяют концентрацию элементов в минерале в интервалах значений от сотых до тысячных процента. Преимущества этого анализа – одновременность определения большого числа химических элементов и возможность проведения его на неполированном образце; недостаток – трудность приготовления эталонов.

Основное назначение лазерных установок при изучении минерального сырья – это определение состава фаз небольшого размера. Так, лазерный анализ позволил изучать состав микровключений минералов, размер зерен которых от 10 до 60 мкм. Пределы обнаруже-

ния элементов составили 10^{-9} – 10^{-11} г в объеме нескольких десятков кубических микрометров.

На основании сопоставлений интенсивностей линии марганца и кальция были диагностированы члены ряда кальцит–родохрозит. При изучении изоморфизма железа в сфалерите было установлено, что от 0,18 до 4% железа входит в состав этого минерала.

Ядерно–физический анализ. Методы спектроскопии твердого тела: ядерный гамма–резонанс (ЯГР), электронный парамагнитный резонанс (ЭПР), ядерный магнитный резонанс (ЯМР) позволяют изучить тонкую структуру минерала и определить тип химической связи, преобладающей в нем. С помощью этих методов в ряде случаев можно установить изоморфизм примесей, выяснить положение ионов при полиморфных превращениях минералов, выявить дефекты и неоднородности в фазах, а также определить степень раскristализации вещества.

Наибольшее применение получил метод ЯГР, основанный на эффекте резонансного поглощения и испускания γ –квантов ядрами $Fe-57$ и $Sn-119$ при обычных температурах. Каждое вещество, содержащее эти ядра в магнитном внутрикристаллическом поле, имеет характеристический мессбауэровский спектр, по которому можно рассчитать его параметры: изомерный (химический) сдвиг, квадрупольное расщепление, магнитную сверхтонкую структуру.

Различают два варианта анализа: по полным мессбауэровским спектрам и выбранным точкам в спектре, характерным для определяемых фаз. Эти спектры имеют от одной линии до набора линий, однако только некоторые из них надежно идентифицируются. В лучшем случае точность определения около 1% обеспечивается каждой из присутствующих фаз.

На основании эффекта Мессбауэра разработаны методы определения касситерита при содержании олова в исходном продукте более 0,05 % и наличии магнетита, маггемита, гематита и гетита в продуктах окисления пирротина.

Преимущества метода ЯГР – экспрессность (3–5 мин) и проведение его без разрушения образцов. Недостатки – низкая чувствительность и плохая количественная дифференциация фаз близкого состава.

Магнитные методы основаны на использовании для определения содержания минерала его магнитных свойств: удельной намагниченности насыщения, магнитной восприимчивости, магнитной проницаемости.

Например, содержание магнетита определяется по удельной намаг-

ниченности насыщения (интенсивность насыщения). При напряженности поля $(2,4-4) \times 10^5$ А/м этот параметр определяется по силе притяжения образца к магниту при постоянной массе вещества и эталона.

Относительная погрешность определения устанавливается по градировочному графику. Для магнетита она составляет от 5 до 10 % в зависимости от степени его раскristаллизации. Длительность измерения 3–5 мин.

Анализ, основанный на магнитной проницаемости, применяется для определения степени металлизации агломерата. Магнитные и немагнитные фазы можно также различать способом магнитной порошкографии. Сущность его заключается в том, что отшлифованный ферромагнетик покрывается пленкой электромагнитного порошка, который распределяется таким образом, что выявляет структуру ферромагнетика. Этим способом идентифицируют гексагональный и моноклинный пирротины.

В применяемой методике определения содержания магнетита в шлаках по измеряемой магнитной восприимчивости чувствительность способа составляет 0,1 % магнетита, относительная погрешность измерения – 5 % при навеске материала 200 г.

Магнитные методы помимо инструментальных могут иметь и систематические погрешности, связанные с присутствием в анализируемом материале других магнитных фаз. Поэтому их применение возможно лишь при условии тщательного учета минерального состава проб и периодическом контроле с помощью эталонов.

Совмещение магнитной сепарации с действием ультразвука позволяет значительно повысить точность разделения компонентов и сократить время магнитного анализа.

Кроме вышеуказанных методов, следует упомянуть люминесцентный анализ, используемый для визуальной диагностики и количественного подсчета в шлифах люминесцирующих минералов: шеелита, урановых минералов, корунда, алмаза, битумов, циркона и др.

При рациональном использовании рассмотренных методов (обычно сочетают не менее трех–четырех методов) можно получить исчерпывающие данные о самых сложных объектах исследования.

2 ПРАКТИКУМ ЛАБОРАТОРНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

2.1 Селективная флокуляция и коагуляция минеральных суспензий

Селективная флокуляция – это процесс разделения смеси минеральных зерен, основанный на использовании различий физико-химических свойств их поверхности. Сущность данного процесса заключается в тщательном перемешивании суспензии тонкоизмельченных минералов при рН более 10 и последующем добавлении селективнодействующего высокомолекулярного флокулянта.

В подавляющем большинстве случаев органические и другие флокулянты применяются в качестве ускорителей осаждения шламистых продуктов из пульп и осветления оборотных вод, т.е. только для улавливания твердой фазы. Однако установлено, что скорость флокуляции отдельных минералов (рудных и породных) зависит от химического состава применяемых флокулянтов, их дозирования и свойств жидкой фазы. Это позволяет подобрать технологические условия флокуляции смеси минеральных зерен для ускорения или замедления флокуляции отдельных минералов и таким образом осуществить избирательное (селективное) осаждение нужного минерального компонента.

Цель работы. Изучение закономерностей селективной флокуляции минералов марганцевых руд в зависимости от содержания твердой фазы в пульпе, вида флокулянта, его концентрации и значений рН среды.

Необходимые материалы и приборы. Мерные цилиндры объемом 250–500 мл, растворы флокулянтов – крахмала, полиакриламида, полиэтиленоксида или др. концентрацией 0,25–0,1%; весы с разновесами; рН–метр; посуда для сбора и обработки проб.

Методика проведения работы. Возможности селективной флокуляции марганцевых руд изучают на искусственных смесях рудных минералов и кварца. В качестве рудных минералов можно использовать пиролюзит, манганит, псиломелан или кальциевый родохрозит, которые могут быть выделены из продуктов гравитационного обогащения марганцевых руд. Минералы перед опытами флокуляции измельчают до крупности – 40 мкм.

Исходные навески марганецсодержащего минерала и кварца (в соотношении 1:1 или 2:1) помещают в мерный цилиндр определен-

ной емкости и разбавляют дистиллированной водой. Значение рН регулируется добавками *HCl* или *NaOH* перед добавлением флокулянта.

Общее содержание твердого в пульпе, подвергаемой флокуляции, должно составлять 5–10% (по массе).

После загрузки регулятора среды и флокулянта объем суспензии в цилиндре доводится до заданного, затем суспензия осторожно перемешивается в течение 1 мин и отстаивается (осаждение сфлокулированного продукта) в течение 1–4 мин.

По истечении заданного времени осаждения верхняя часть суспензии (выше отмеченного в цилиндре уровня) удаляется сифоном. Полученные таким образом два продукта – слив и сгущенный высушивают, взвешивают для определения выходов и анализируют на содержание в них *Mn*.

В качестве флокулянтов рекомендуется применять крахмал, полиакриламид (ПАА), полиэтиленоксид (полиокс–301) и др. Флокулянты дозируют в систему из расчета 1,0–1,5 кг/т твердого в виде разбавленных растворов (концентрация 0,05–0,1%).

Эффективность селективной флокуляции марганцевых минералов достигает максимального значения при рН 9–11.

Оформление результатов. Полученные результаты влияния отдельных факторов на селективную флокуляцию марганцевых минералов представляют в виде таблиц, графических зависимостей и выводов.

Селективная коагуляция – это метод обезыливания и обогащения полиминеральных систем, отличающийся тем, что при соответствующей обработке тонких шламов в водной среде во взвешенное состояние переходят частицы одних минералов, а в осадок другие.

Обогащение угольных шламов, содержащих большую долю тонких илистых частиц (–5 мкм), флотационным способом весьма затруднено. Существует несколько путей уменьшения вредного влияния глинистых частиц на результаты флотационного обогащения угольных шламов. Один из этих путей – удаление из полиминеральной системы частиц крупностью менее 5 мкм. Существующие в практике обогащения полезных ископаемых механические способы обезыливания не позволяют с достаточной эффективностью выделить указанный класс крупности. Кроме того, удаление ила происходит, как правило, неселективно.

Установлено, что применение селективной коагуляции приводит к селективному отделению класса – 5 мкм и повышению эффективности

флотации угольного шлама. Для стабилизации глинистой фракции применяют диспергаторы, а для ускорения осаждения угольных частиц – коагулянты неорганического и органического типов.

Цель работы. Изучение показателей селективной коагуляции угольных шламов в зависимости от содержания твердой фазы в пульпе, типа диспергатора и коагулянта, их расхода и значений рН среды.

Необходимые материалы и приборы. Мерные цилиндры объемом 250–500 мл; 5%–е растворы щелочных электролитов – гидроксида и карбоната натрия, гидроксида кальция, 1%–е растворы диспергаторов – силиката и фосфатов натрия, углещелочного реагента; 0,1%–е растворы коагулянтов – карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), метаса, гипана, ПАА или др.; перфорированная мешалка, набор сит, весы с разновесами; сифон, вакуумный насос, посуда для сбора и обработки проб.

Методика проведения работы. Селективная коагуляция угольных шламов изучается на пробах, отобранных из питания флотации действующих углеобогажительных фабрик. Зольность угольных шламов должна находиться в пределах 16–43%, характерным должно быть высокое (60–85%) содержание класса – 40 мкм. Порода шламов представлена преимущественно минералами группы глин (каолинит и гидрослюда).

Проба исследуемых шламов перед опытами коагуляции подвергается седиментационному анализу.

Исходную навеску угольного шлама из расчета 50–150 г/л помещают в мерный цилиндр определенной емкости, добавляют воды в необходимом объеме, затем из бюретки приливают определенные объемы щелочного реагента, диспергатора и коагулянта. Затем содержимое цилиндра перемешивают перфорированной мешалкой в вертикальном направлении в течение 30 с. После разделения суспензии на два слоя (5–10 мин) продукты (верхний – хвосты, нижний – концентрат) отбирают для анализа.

Взвесь отделяют от осадка при помощи сифона, сообщающегося с вакуумным насосом. Полученные таким образом два продукта – взвесь и сгущенный – высушивают, взвешивают для определения выходов и анализируют на содержание в них золы. В качестве диспергаторов рекомендуется применять силикат и полифосфат натрия; щелочные электролиты – гидроксид и карбонат натрия, гидроксид кальция; коагулянты – карбоксиметилцеллюлоза (КМЦ), метас, гипон и др.

Щелочные электролиты загружают в систему в виде раствора

5%-й концентрации для создания рН среды 9,8–10; расход диспергаторов колеблется в пределах 4–10 кг/т; а коагулянтов 200–500 г/л.

Для оценки обогащения угольного шлама методом селективной коагуляции используют общепринятые показатели (выход продуктов, извлечение сухой безугольной массы и др.), а также следующие показатели: понижение зольности осадка (концентрата) ΔA_o^d и повышение зольности взвеси (хвосты) ΔA_e^d , причем

$$\Delta A_o^d = A_u^d - A_o^d ;$$

$$\Delta A_e^d = A_e^d - A_u^d ,$$

где A_u^d , A_o^d , A_e^d – соответственно зольность исходного шлама, осадка и взвеси.

Оформление результатов. Полученные результаты по изучению влияния отдельных факторов на процесс селективной коагуляции угольных шламов представляются в виде таблиц, графических зависимостей и выводов.

2.2 Обесфосфоривание марганцевых концентратов дитионатным методом

Общие сведения. При обогащении марганцевых руд получение кондиционных концентратов по фосфору является проблематичным вследствие тесной взаимосвязи фосфора с марганцевыми минералами. Его содержание в концентрате достигает 0,4–0,5%. По техническим условиям оно не должно превышать 0,2%, при содержании марганца не менее 47%, а отношение P/Mn должно быть не более 0,0035–0,004.

Успешная реализация химических процессов переработки марганцевых продуктов во многом определяется наличием дешевого или легкорегенерируемого реагента–растворителя (диоксид серы, серная и соляная кислоты, некоторые сульфаты, хлориды) марганца.

Характерная особенность дитионатного процесса (рис. 2.1) – растворение марганца сернистой кислотой в присутствии дитионата кальция с образованием сульфатов (анион SO_4^{2-}), которые фактически полностью осаждаются в виде $CaSO_4$, т. е. выщелачивание марганца совмещается с очисткой раствора от основной примеси – сульфатов, что упрощает последующее осаждение марганца. Раствор очищают

от фосфора, алюминия и железа гашеной известью, создающей рН 4–5, при котором эти элементы осаждаются в виде гидроксидов. После отфильтровывания нерастворимого остатка и осадка соединений алюминия, железа и фосфора из фильтрата известью осаждают гидроксид марганца.

Таким образом, сущностью дитионатного процесса является выщелачивание марганца в растворе дитионата кальция CaS_2O_6 сернистым газом SO_2 .



Рис. 2.1 – Схема переработки низкосортных марганцевых концентратов дитионатным способом

Преимущество дитионатного процесса – возможность использова-

ния общедоступных реагентов: извести и сернистого газа. Дитионат кальция является оборотным продуктом, который непрерывно регенерируется при осаждении марганца и возвращается в начало процесса.

С карбонатными рудами дитионат кальция не взаимодействует, поэтому дитионатный процесс применим только для окисленных марганцевых руд.

Цель работы. Исследование процесса обесфосфоривания и определение технологических показателей обогащения марганцевого концентрата дитионатным способом.

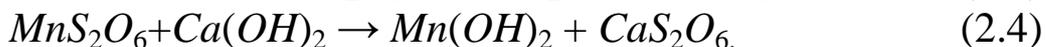
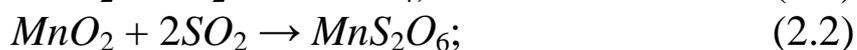
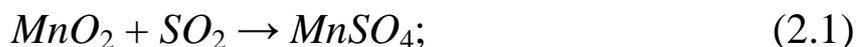
Описание экспериментальной установки. В вытяжном шкафу устанавливается колба с подводом по специальным патрубкам сернистого газа SO_2 от баллона и воздуха от воздуходувки или компрессора.

Оборудование и материалы. На каждом рабочем месте необходимы: муфель; воронка Бюхнера; колба объемом 750 мл; мешалка; баллон с диоксидом серы; пробы материала (шлам или марганцевый концентрат); реагенты (дитионат кальция CaS_2O_6 , известь, полиакриламид); бумажные фильтры типа «белая лента», лакмусовые бумажки.

Методика проведения работы. Работа выполняется в три этапа.

Этап 1. Навеску 50 г концентрата или шлама (руды), измельченную до крупности – 0,15 мм (100%), загружают в колбу и заливают водой (Т:Ж=1:4). Колбу с пульпой устанавливают в вытяжной шкаф. Перемешивая пульпу мешалкой, ее подвергают выщелачиванию диоксидом серы (газ SO_2). Через 5–10 мин пульпа становится белой. Газ отключают и в течение 40 мин при перемешивании пульпу продувают воздухом для полноты реакции с диоксидом серы.

При выщелачивании протекают следующие основные химические реакции:

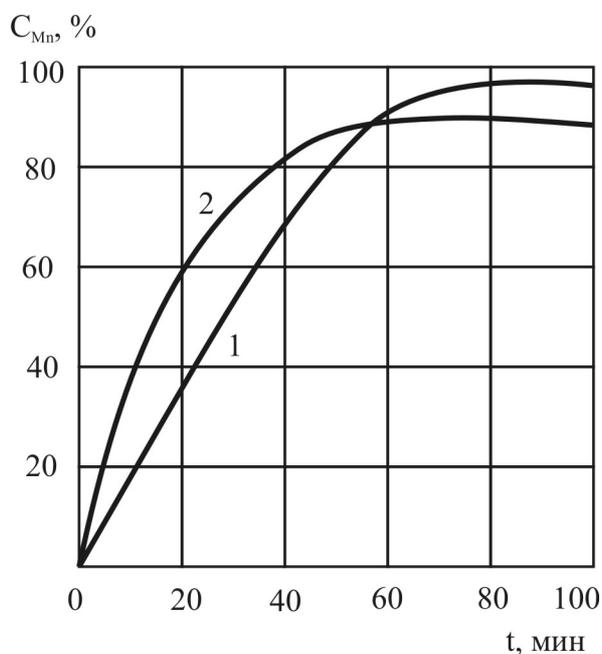


После окончания выщелачивания пульпа аэрируется воздухом для перевода двухвалентного железа в трехвалентное, удаления избытка диоксида серы, полноты осаждения вредных примесей – фосфора, железа, алюминия, кремнезема и др., а также уменьшения потерь марганца с осадком. При этом рН пульпы повышается с 2 до 5 (определяется лакмусовой бумажкой).

С целью установления кинетики выщелачивания марганцевых шламов сернистым газом данный этап проводят следующим образом.

Пробы шламов массой 290 г фракции крупностью 0,025 мм суспензируют в 400 мл раствора с концентрацией дитионата-иона 140–150 г/л. Диоксид серы разбавляют воздухом так, чтобы объемная концентрация газа в газозвушной смеси была равна 5–6%.

Кинетика взаимодействия марганцевого шлама с реагентом может быть, например, прослежена по характеру кривых, приведенных на рис. 2.2. Так, выщелачивание в течение 60–80 мин позволяет перевести марганец из шлама в раствор на 90%. Однако при этом одновременно повышается концентрация фосфора, причем последний в значительных количествах переходит в раствор спустя 10–20 мин от начала опыта. Отсюда выявляется необходимость двухстадийного выщелачивания.



1 – концентрация SO_2 5%; 2 – концентрация SO_2 5,2%

Рис. 2.2 – Зависимость содержания марганца C_{Mn} в растворе от продолжительности t выщелачивания марганцевых шламов сернистым газом

Этап 2. Выщелоченную пульпу фильтруют в воронке Бюхнера, добавив в нее 30 мл раствора полиакриламида. После окончания фильтрования колба с фильтратом отстаивается, а осадок промывается водой, высушивается и взвешивается. Промывные воды используют для приготовления полиакриламида.

Этап 3. В фильтрат добавляют 200 г дитионата кальция CaS_2O_6 . При рН пульпы 4,5 осаждаются ионы SO_4^{2-} , фосфора, железа, алюминия, кремнезема и др. Эта смесь фильтруется, полученный осадок бело-розового цвета (гипс) – это отходы, а в фильтрат при перемешивании и нагревании добавляется известь до рН пульпы 10 (контролируется лакмусовой бумажкой) для осаждения $Mn(OH)_2$ по реакции (2.4).

Полученный осадок $Mn(OH)_2$ промывают, прокаливают, взвешивают и анализируют на содержание марганца, фосфора, серы и других примесей. Фильтрат, содержащий дитионат кальция, возвращают в процесс для реализации реакций (2.1) – (2.4).

Оптимальный расход дитионата кальция выбирают из расчета, что для перевода 1 г марганца в дитионатную форму теоретически необходимо 2,91 г CaS_2O_6 . Концентрация дитионат-иона 170 г/л.

Для полного осаждения марганца известью используют известковую кашицу при расходе последней (в пересчете на 100%-и оксид кальция) 1,05 кг на 1 кг марганца в растворе. Избыток и недостаток недопустимы. В первом случае наблюдается снижение содержания марганца в конечном продукте с 60 до 46%, во втором – увеличение потерь SO_2 и загрязнение атмосферы.

Более полное извлечение марганца и осаждение его известью достигают при перемешивании в мельнице с фарфоровыми шарами.

При выполнении третьего этапа устанавливается количественная зависимость осаждения марганца и изменение рН среды от расхода извести.

Обработка и оформление полученных результатов. Определяют технологические показатели обесфосфоривания марганцевых концентратов, выход марганцевого песка, содержание и извлечение марганца, содержание фосфора, кремния и других примесей в концентрате и хвостах (данные оформляют в виде таблицы).

Затем рассчитывают степень дефосфорации и обескремнивания соответственно по следующим формулам

$$\varepsilon_p = \left(1 - \frac{P_K}{P_{II}} \frac{Mn_K}{Mn_{II}} \right) \times 100; \quad (2.5)$$

$$\varepsilon_{SiO_2} = \left(1 - \frac{SiO_{2K}}{SiO_{2II}} \frac{Mn_K}{Mn_{II}} \right) \times 100, \quad (2.6)$$

где ε_p – степень дефосфорации, %; e_{SiO_2} – степень обескремнивания, %; $Mn_K, Mn_{II}, SiO_{2K}, SiO_{2II}$ – содержание марганца и фосфора соответственно в концентрате и исходном продукте, %; P_K и P_{II} , – масса соответственно концентрата и исходного продукта.

Зависимости качественно–количественных показателей обогащения марганцевых концентратов дитионатным методом от температуры пульпы, расхода дитионата кальция и известковой кашицы иллюстрируются в виде графиков по экспериментальным данным. Графически определяют оптимальный расход реагентов – дитионата кальция, известковой кашицы. Устанавливают количественную зависимость осаждения марганца (например, кривая 2, рис. 2.3) и изменение рН среды (например, кривая 1, рис. 2.3) от расхода извести.

Приводят оценку достоверности полученных результатов и выводы.

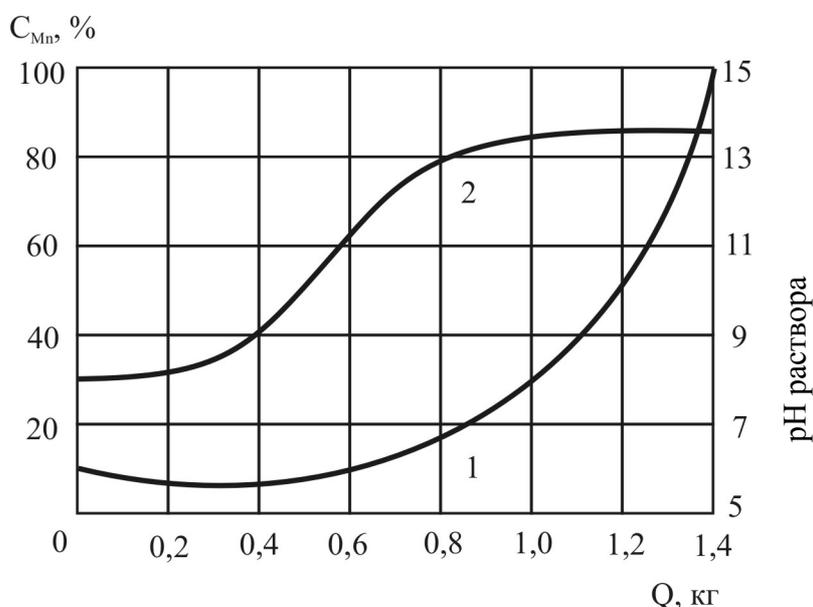


Рис. 2.3 – Зависимость осаждения марганца (2) и измерения рН среды (1) от расхода извести

2.3 Магнитогидростатическое обогащение (мгс–сепарация) немагнитных материалов

Общие сведения. Разделение немагнитных материалов (зернистые минеральные смеси, вторичные цветные металлы) в ферромагнитной жидкости (ФМЖ) осуществляется в аппаратах, получивших название феррогидростатические сепараторы (ФГС–сепараторы). Их достоинство – простота в управлении процессом и возможность раз-

деления материалов высокой плотности.

При длительной работе ФГС наблюдается интенсивный нагрев ФМЖ, в результате выделения тепла катушками электромагнита. Это приводит к изменению свойств ФМЖ, а, следовательно, и изменению эффективной плотности разделения. Результаты обогащения на ФГС–сепараторе зависят от многих факторов и прежде всего от свойств ФМЖ – физической плотности (вне магнитного поля), намагниченности и вязкости.

Цель работы. Изучение физических свойств ФМЖ как разделительной среды на керосиновой и водной основах, экспериментальные исследования разделения немагнитных материалов на ФГС–1.

Описание экспериментальной установки. Сепаратор ФГС–1 предназначен для разделения немагнитных материалов по плотности в ферромагнитной жидкости. Он рассчитан на работу при температуре +1... +35 °С и относительной влажности воздуха не более 80 %.

Сепаратор ФГС–1 (рис. 2.4) состоит из полюсной скобы 1, катушек 2, корпуса ввода 3, прокладок 4, полюсных наконечников 5. На последние закрепляются диамагнитные накладки 7, между которыми устанавливается отсекающий элемент 6 легкой фракции. Установка отсекающего элемента необходима для того, чтобы исключить попадание мелких классов материала по нижней поверхности ферромагнитной жидкости в тяжелую фракцию. Высота установки отсекающего элемента в межполюсном зазоре зависит от класса крупности сепарируемого материала. Продукты сепарации поступают в соответствующие емкости 9 и 10, установленные в поддоне 8. Последний предназначен для слива ФМЖ при отключении сепаратора. Наличие пазов 6 в полюсных наконечниках 5 позволяет устанавливать межполюсный зазор 50–80 мм, а при смещении накладок 7 к оси зазора – до 25 мм.

Полюсная скоба сепаратора представляет собой отливку из магнитомягкой стали, цилиндрические части которой являются сердечниками магнитов. На последних закреплены катушки каркасного типа. Наружные поверхности катушек защищены металлическими кожухами. Пространство между катушкой и кожухом заполняется заливочной массой для улучшения отвода тепла и предотвращения распространения искры в окружающую среду в случае «пробоя» электрической изоляции. Обмотка возбуждения электромагнита питается постоянным током от выпрямительной станции (должна обеспечивать плавное регулирование напряжения от нуля до 230 В).

Принцип работы сепараторов ФГС–1 основан на использовании

выталкивающей силы, возникающей в ФМЖ при взаимодействии ее с внешним неоднородным магнитным полем. За счет создания постоянной выталкивающей силы во всем объеме ФМЖ создается аналог тяжелой жидкости, эффективная плотность которой регулируется током в обмотке возбуждения электромагнита.

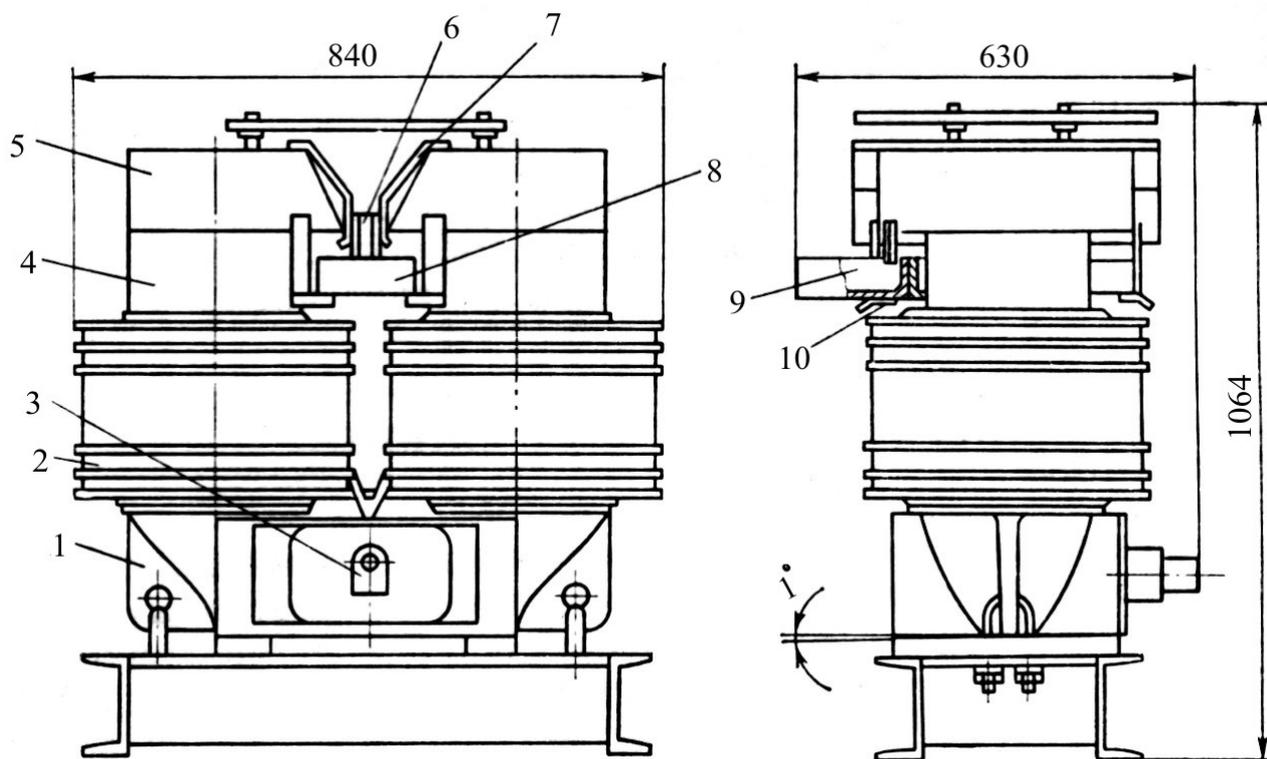


Рис. 2.4 – Сепаратор феррогидростатический ФГС-1

При подаче в ФМЖ руды фракция плотностью выше эффективной плотности ФМЖ оседает сквозь ее слои и скатывается по наклонным желобам или собирается в емкости. Легкая фракция движется по поверхности жидкости вдоль межполюсного зазора и разгружается в конце слоя жидкости. При этом ФМЖ находится во взвешенном состоянии в зазоре или опирается нижней поверхностью на дно желоба, оставляя торцевые части свободными для разгрузки продуктов обогащения. Исходный материал подается питателем с лотком из немагнитного материала вручную или любым другим способом (например, вибрационным), обеспечивающим равномерность подачи. Во всех случаях соблюдают условие: материал должен подаваться в зону, отстоящую от края полюса по длине зазора не менее чем на 50 мм, так как в начальной зоне направление выталкивающей силы противоположно направлению подачи материала.

Техническая характеристика феррогидростатического сепаратора

Крупность обогащаемого материала, мм	–50 + 0,1
Диапазон плотности материала, кг/м ³	2×10 ³ – 7×10 ³
Число продуктов разделения	2
Режим работы	Продолжительный
Производительность, кг/ч	50
Напряженность магнитного поля по осевой линии зазора 60 мм на расстоянии 20 мм от нижней кромки полюсов, А/м	32 · 10 ⁴
Напряжение сети постоянного тока, В	220 (110)
Питающее напряжение сети переменного тока, В	380
Длина межполюсного зазора, мм	370
Ширина межполюсного зазора, мм	50–80
Потребляемая мощность, Вт	3000
Габаритные размеры, мм:	
ширина	900
длина	650
высота	1100
Масса сепаратора, кг	2000

При работе с крупным материалом (25–50 мм) и пробой массой 2–50 кг в межполюсный зазор устанавливаются желоб, опирающийся на кронштейны. При работе с мелким материалом (0,1–25 мм) и пробой массой 20–50 г на полюсные наконечники устанавливаются накладки, а на кронштейны поддон и емкости с отсекателем. Последний размещают между накладками на расстоянии 20–40 мм от конца полюсных наконечников со стороны разгрузки и прижимают с обеих сторон накладками.

Оборудование и материалы. Сепаратор ФГС–1, выпрямительная станция ВС–10, ФМЖ на основе керосина и на водной основе; проба немагнитных материалов или немагнитных руд цветных металлов, отличающихся по плотности; емкости из немагнитного материала для сбора выделенных фракций и для слива ФМЖ; ареометр, нагревательный элемент и контактный термометр.

Разбавлением керосина может быть получен ряд образцов ФМЖ на керосиновой основе плотностью в диапазоне $1,31 \times 10^3$ – $0,82 \times 10^3$ кг/м³, а разбавлением обычной водопроводной водой – ФМЖ на водной основе плотностью в диапазоне $1,31 \times 10^3$ – $1,05 \times 10^3$ кг/м³.

Для сепарации в ФМЖ может быть использована искусственная смесь, которая включает частицы плотностью от 3000 до 4000 кг/м³ и крупностью 0,1–0,63 мм, изготовленные из карбидциркония с различным покрытием карбидом кремния.

Методика проведения работы. По регулировочным кривым (рис. 2.5) для ФМЖ конкретной физической плотности определяют предельное значение необходимой эффективной плотности для расслоения немагнитного материала в зависимости от величины тока. ФМЖ выбранной физической плотности приготавливают путем разбавления исходной ФМЖ керосином (разбавитель). Объем последнего вычисляется по формуле

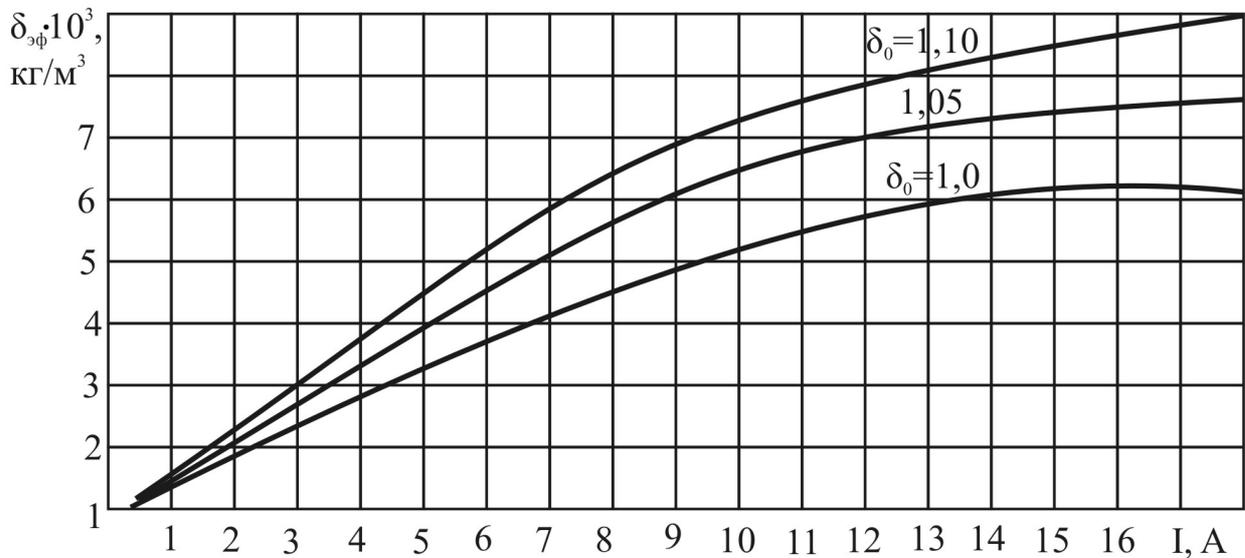
$$V_K = V(\delta_M - \delta_O) / (\delta_O - \delta_K), \quad (2.7)$$

где V – объем (м³) ФМЖ максимальной плотности δ_M (кг/м³); δ_O , δ_K – плотность соответственно рабочей ФМЖ и керосина, кг/м³.

После перемешивания приготовленной ФМЖ плотность ее контролируется ареометром (измерение производить пьезометрическим или другим способом, не вызывающим коагуляции ФМЖ и не изменяющим ее свойств). В межполюсный зазор сепаратора заливают ФМЖ со стороны загрузки. Для этого емкость (из немагнитного материала) с ферромагнитной жидкостью наклоняют и ФМЖ втягивается в зазор до положения, отмеченного линией на накладках. Затем устанавливают резистором «Регулятор напряжения» ток, соответствующий требуемой плотности разделения исходного материала, пользуясь рабочей регулировочной кривой (РК). Загружают пробу исходного материала в бункер вибропитателя и включают по последней. После подачи в межполюсный зазор всего материала вибропитатель выключают.

Выделение фракции (всплывшую, потонувшую) отмывают, взвешивают и проводят химический анализ. Для расслоения одной из выделенных фракций по другой плотности загружают ее в бункер, устанавливают ток, соответствующий требуемой плотности разделения по рабочей РК и проводят те же операции, что при разделении исходного продукта. По окончании экспериментальных исследований ФМЖ сливают из межполюсного зазора в емкости или поддон. Для этого уменьшают ток в электромагнитной системе сепаратора до нуля, а затем выключают выпрямительную станцию. Переливают ФМЖ в емкость для ее хранения, которую плотно закрывают крышкой.

а)



б)

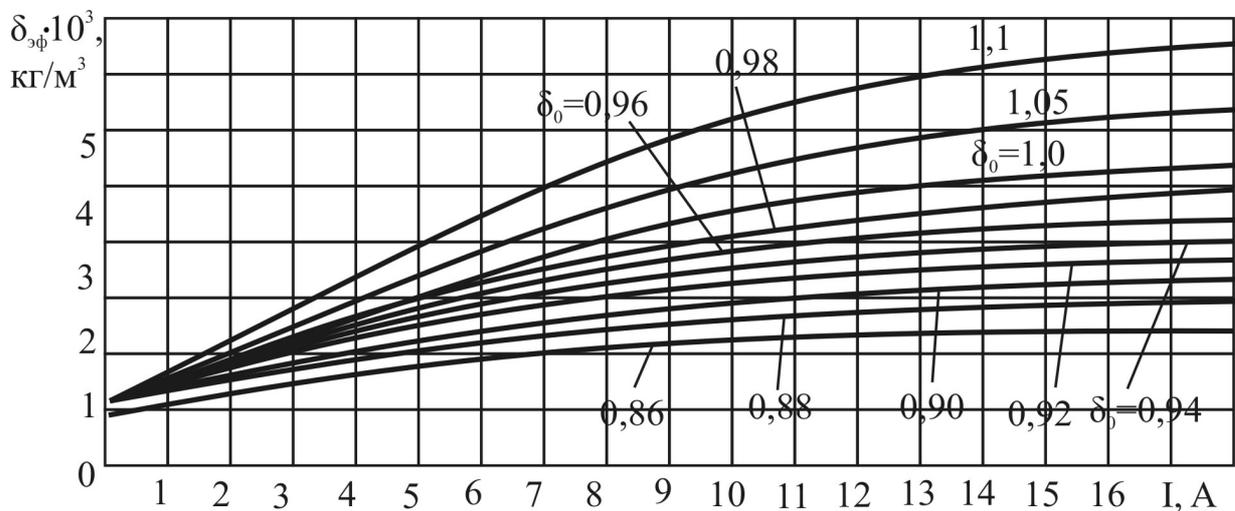


Рис. 2.5 – Регулировочные кривые для ферромагнитной жидкости в ФГС–1 при разных межполюсных зазорах: а – 60 мм; б – 80 мм

Наладка и регулировка сепаратора осуществляются следующим образом. Приготавливают три пробы материала с известной плотностью (определенной, например, в тяжелой жидкости – бромформе, йодистом метиле, жидкостях Туле, Сушина–Рорбаха, Клеричи), которые сохраняют в дальнейшем в качестве эталонных.

Отбирают из проб магнитную фракцию, используя любой магнит. При этом предпочтительна крупность эталонных проб 5–10 мм и массой 20–50 г. Пробы должны отличаться друг от друга по плотности не менее чем на $0,25 \times 10^3 \text{ кг/м}^3$. Затем заливают в межполюсный зазор приготовленную для работы ФМЖ. Определяют ток по регулировочным кривым (рис. 2.5), при котором эффективная плотность приго-

тавливаемой ФМЖ будет равна плотности одной из эталонных проб. Устанавливают по амперметру этот ток резистором «Регулятор напряжения».

Подготовленную пробу материала помещают на лоток вибропитателя и плавно подают ее в рабочую зону сепаратора, включив вибропитатель. Вся проба должна, находясь на поверхности ФМЖ, переместиться вдоль рабочей зоны сепаратора и поступить в емкость для сбора всплывших фракций. При выпадении пробы из ФМЖ необходимо увеличивать ток до тех пор, пока проба будет плыть по ФМЖ.

Таким образом, определится одна из точек РК, которая в дальнейшем будет рабочей кривой. Аналогично определяют еще две точки рабочей РК по следующим двум пробам материала. Полученные три точки с координатами «величина тока – плотность», лежащие на регулировочной кривой, соответствующей физической плотности приготовленной ФМЖ, и определяют рабочую РК. Зная физическую плотность δ_0 приготовленной ФМЖ и изменяя ток в электромагнитной системе сепаратора по рабочей регулировочной кривой, задают требуемую эффективную плотность ФМЖ при сепарации немагнитных материалов.

Обработка и оформление полученных результатов. Полученные данные экспериментальных исследований влияния температуры ФМЖ и ее плотности на разделение оформляют в виде таблиц, графических зависимостей и выводов.

Разделительные числа определяют по классической формуле извлечения. Для определения эффективности обогащения немагнитных материалов в ФМЖ с различной плотностью и температурой строят кривые разделения (кривые Тромпа).

2.4 Флотогравитационное обогащение грубого (чернового) гравитационного концентрата

Флотогравитация – процесс обогащения, основанный на различии физико–химических свойств поверхности минеральных частиц и их плотностей. Реализуется процесс на концентрационном столе или другом гравитационном аппарате.

Исходным продуктом для флотогравитации является пульпа с содержанием твердого не менее 50 % коллективных гравитационных концентратов, предварительно обработанная реагентами и достаточно аэрированная. При флотогравитации образуются агрегаты мине-

ральных частиц (гранулы) и воздушные минерализованные пузырьки (аэрофлокулы). Последние сносятся потоком с деки стола через рифли в виде пенного слоя. Нефлотируемые минералы разгружаются с короткого открытого борта стола.

По всей длине разгрузочной стороны деки устанавливают планку (ограничивающий рифль), препятствующую выносу нефлотируемых частиц и поддерживающей постоянный слой пульпы на деке стола. Увеличение времени контакта с воздухом минеральных частиц достигается применением «зон осушения» путем перегораживания потока смывной воды. Дополнительно воздух можно подавать через перфорированные трубки и отверстия в полых рифлях снизу под поверхность пульпы. При флотогравитации увеличивают амплитуду колебания и уменьшают число ходов деки по сравнению с гравитационным обогащением полезных ископаемых на концентрационном столе.

Флотогравитацию применяют при доводке крупнозернистых молибденовых, сурьмяных, вольфрамовых и оловянных руд, для отделения апатита и фосфорита от кварца, циркона – от пироклора и для разделения других минералов.

Схема обогащения (доводки) касситерито–сульфидного концентрата флотогравитационным методом приведена на рис. 2.6.

Цель работы. Исследование процесса и реагентного режима флотогравитации при доводке черновых гравитационных концентратов.

Описание экспериментальной установки. Установка включает концентрационный стол, мешалку с подогревом, приемники (емкости) продуктов разделения, систему трубопроводов технической (водопроводной) воды.

Оборудование и материалы. Секундомер, тахометр стробоскопический, угломер, линейка, технические весы с разновесами, сушильный шкаф, гравитационный концентрат, например, массой 1–3 кг, реагенты (серная кислота, керосин, ксантогенат, сода, жидкое стекло, олеиновая кислота), термометр.

Методика проведения работы. Перед проведением экспериментальных исследований необходимо ознакомиться с конструкцией концентрационного стола, составить его эскиз, на который нанести основные размеры и спецификации.

Без подачи исходного продукта (на холостом ходу) включить привод деки стола, отрегулировать расход смывной воды, угол наклона деки стола, число ходов ее в 1 мин и амплитуду хода. Выключить привод деки стола.

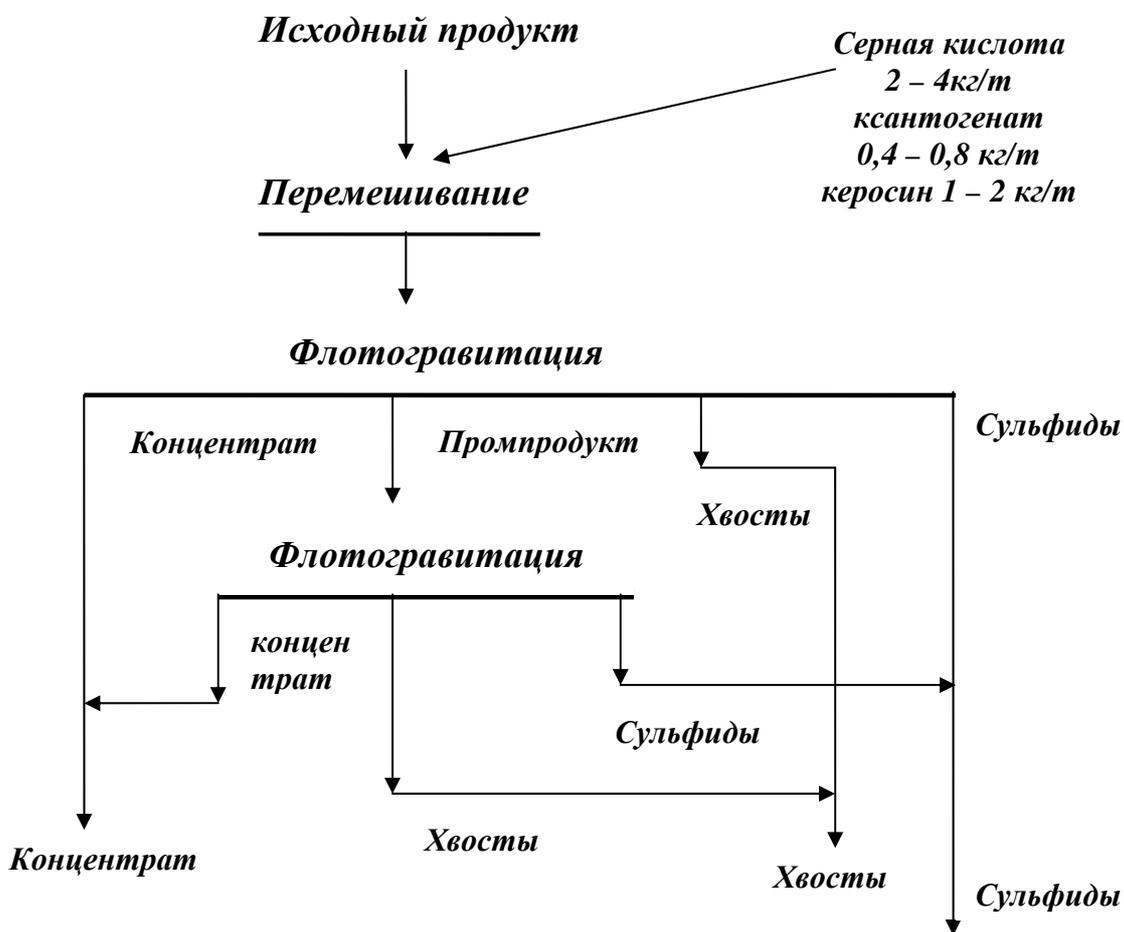


Рис. 2.6 – Схема обогащения (доводки) первичного касситерито-сульфидного концентрата методом флотогравитации

Пробу по массе и крупности принимают достаточной, чтобы обеспечить проведение технологических исследований по выработанному реагентному режиму и соответствующей схеме обогащения. Перед приготовлением пульпы удаляют из исходного продукта (пробы) шлам, так как последние затрудняют обогащение, а присутствующие в них мелкие зерна тяжелого компонента на концентрационном столе практически не извлекаются. Приготовление пульпы и обработку ее реагентами осуществляют в мешалке, в которую загружают сухой исходный материал и подают реагенты и воду. Перемешивание проводят в плотной пульпе (Ж:Т=1:1) для лучшего контакта с воздухом.

Включают в работу концентрационный стол. На деку стола подают смывную воду постоянным слоем, регулируемым соответствующими вентилями. Пульпу исходного продукта из бункера дозируют в приемное устройство концентрационного стола, из которого она поступает на поверхность деки. Измерением угла поперечного

наклона деки стола и расхода воды достигают такого режима его работы, при котором нет обводнения, и устанавливается достаточный контакт минералов с воздухом. После достижения оптимального режима работы стола приемники продуктов разделения очищаются. При работающем концентрационном столе приготовленная пульпа, обработанная реагентами, повторно загружается и подается на деку стола. Фиксируют время работы концентрационного стола, измеряют расход воды. Продукты разделения из приемников разгружают в противни, высушивают, взвешивают, отбирают для анализа.

Обработка и оформление полученных результатов. При гравитационном разделении полезных ископаемых на концентрационных столах длину хода деки и частоту колебаний определяют по формулам:

$$L = 18d_M^{0,25}; \quad (2.8)$$

$$n = 250 / d_M^{0,20}, \quad (2.9)$$

где L – длина хода, мм; n – частота колебаний, мин⁻¹; d_M – наибольший размер частиц обогащаемого материала, мм.

Полученные численные значения L и n следует рассматривать как приближение. Они уточняются при экспериментальном исследовании флотогравитации конкретного минерального сырья.

Расход подаваемого в камеру мешалки реагента (масса и его объем) на определенную массу минерального сырья определяют по формулам:

$$m_p = 10^{-6} m R = 10^{-6} c V R; \quad (2.10)$$

$$V_p = 10^{-4} m R / (c \delta_p), \quad (2.11)$$

где m_p , m – масса соответственно реагента и сырья, г; R – расход реагента, г/т; c – концентрация твердой фазы, г/л; V – объем камеры мешалки, л; δ_p – плотность реагента, г/см³; V_p – объем реагента, мл.

Составляют техническую характеристику флотогравитационного устройства на базе концентрационного стола, а результаты обогащения, черного гравитационного концентрата заносят в табл. 2.1.

Содержание полезного компонента в исходном продукте определяют из уравнения баланса, извлечение полезного компонента – по формуле

$$\varepsilon = \gamma \beta / \alpha,$$

где γ – выход продукта, %; α , β – содержание полезного компонента соответственно в исходном продукте и концентрате, %.

Таблица 2.1 – Результаты флотогравитационного обогащения черного гравитационного концентрата.

№ опыта	Продукты разделения	Время флотогравитации, мин	Производительность, т/ч	Выход, %	Содержание полезного компонента, %	Извлечение полезного компонента, %	Степень концентрации	Показатель селективности

Степень концентрации K и показатель селективности η вычисляют по формулам:

$$K = \beta / \alpha; \quad (2.12)$$

$$\eta = \lg(1/1 - \varepsilon_k) / \lg(1/1 - \varepsilon_o), \quad (2.13)$$

где ε_k , ε_o – извлечение полезного компонента соответственно в концентрат и отходы, доли ед.

Зависимости качественно–количественных показателей флотогравитационного обогащения черного концентрата от технологических параметров ведения процесса и конструктивных регулируемых параметров концентрационного стола иллюстрируется в виде графиков. Приводится оценка достоверности полученных результатов и выводы.

Техническая характеристика флотогравитационного устройства на базе концентрационного стола

Производительность:

общая, т/ч

удельная, т/(ч×м²)

Расход смывной воды:

общий, м³/ч

удельный, м³/т

Расход реагентов, кг/т:

серная кислота

ксантогенат

керосин
Размер деки стола, мм:										
длина
ширина
Ход деки, мм
Число колебаний деки, мин ⁻¹
Угол поперечного наклона деки, градус
Тип нарифлений
Наибольшая высота рифлей со стороны загрузки, мм
Установочная мощность, кВт
Объем камеры агитатора, м ³
Габаритные размеры, мм:										
длина
ширина
высота

2.5 Масляная агломерация угольных шламов

Масляная агломерация основана на использовании природных свойств гидрофобности угля, обеспечивающих избирательное смачивание частиц сухой безугольной массы углеводородными жидкостями в водоугольной суспензии. Интенсивное перемешивание водоуглемасляной суспензии сопровождается активным адгезионным взаимодействием между углеводородными компонентами, приводящим к образованию углемасляных агломератов. В процессе турбулизации суспензии агломераты уплотняются, структурно преобразуясь в плотные гранулы преимущественно сферической формы.

Масляная агломерация применяется для подготовки высокозольных антрацитовых топлив (предварительно измельченных до крупности – 100 мкм) к сжиганию в топках котлов. При этом получают масляные агломераты зольностью 7–9% и отходы (хвосты) зольностью более 80%.

Цель работы – изучение закономерностей масляной агломерации тонкоизмельченных антрацитовых штыбков в зависимости от расхода мазута, плотности суспензии и крупности исходного материала.

Необходимые материалы и приборы. Установка для механического перемешивания пробы (частота вращения мешалки около 1000 мин⁻¹), пластмассовый цилиндрический стакан объемом 1 дм³, диаметром до 100 мм и высотой 200–250 мм, турбулизатор – кре-

стовина из оргстекла, шприц объемом 20 мл, реагенты (кальцинированная сода, едкий натр), мазут М 100, колба объемом 500 мл для нагрева воды, электроплита, сито с отверстиями размером 0,2 мм; весы с разновесами.

Методика проведения работы. Масляная агломерация антрацитовых углей изучается на пробах, отобранных на ТЭС, сжигающих мало-реакционные угли (антрацитовый штыб, измельченный до крупности – 100 мкм). Зольность пробы угля может колебаться в пределах 30–60%.

Исходную навеску антрацитового штыба около 100 г помещают в пластмассовый стакан объемом 1 дм³, добавляют 100 мл горячей (70–90 °С) воды и около 1 г Na₂CO₃ для создания щелочной среды. Суспензию перемешивают механической мешалкой в течение 5–10 с до полного смачивания пробы. При вращающемся турбулизаторе в стакан подают шприцем 18–20 мл горячего мазута. По истечении 50–90 с водоуглемазутная суспензия резко загустевает, что подтверждается изменением тональности гула электропривода. Спустя 10–15 с после загустения системы (уголь – вода – мазут) не выключая двигатель, заливают 200–250 мл горячей воды (70–80 °С) и продолжают перемешивание в течение 6–10 мин. Образовавшиеся гранулы угля отделяют от отходов на сите с отверстиями размером 0,2–0,5 мм, одновременно охлаждая их холодной водой.

В качестве связующего применяют мазут М 100, нагретый до 80 °С. Щелочную среду создают едким натром или кальцинированной содой.

Обогащение антрацитового штыба методом масляной агломерации оценивают по выходу продуктов (гранул и отходов) и их зольности.

Изменяемые параметры процесса: исходная плотность суспензии, расход мазута (не более 25%) и крупность материала.

При проведении экспериментов следует следить за тщательным смачиванием антрацита в начальный момент подготовки суспензии, не допускать длительной паузы между дозировками регулятора рН и мазута.

Оформление результатов. Полученные данные экспериментов по изучению влияния отдельных факторов на процесс масляной агломерации антрацитовых штыбов представляют в виде таблиц, графических зависимостей и выводов.

В качестве исходных данных для расчета параметров процесса принимают:

- зольность исходного угля A_{ucx}^d , %;
- зольность агломерата (концентрата) A_{a2}^d , %;
- зольность отходов (хвостов) A_{omx}^d , %;
- массовый расход связующего (мазута) по отношению к исходному твердому q_m , доли ед.

Расчетные формулы (алгоритм расчета)

$$\begin{aligned}
 A_{uc.np.}^d &= A_{ucx}^d / (1 + q_m); \\
 \gamma_{a2} &= (A_{omx}^d - A_{uc.np.}^d) / (A_{omx}^d - A_{a2}^d); \\
 \gamma_{тв.а2} &= (\gamma_{a2} - q_m) + \gamma_{a2} q_m; \\
 C_m^{a2} &= q_m / (\gamma_{тв.а2} + q_m); \\
 A_{тв.а2}^d &= A_{a2}^d / (1 - C_m^{a2}),
 \end{aligned}$$

где $A_{uc.np.}^d$ – зольность исходного, приведенная с учетом мазута, %; γ_{a2} – выход агломерата к смеси исходного (твердое + мазут), доли ед.; $\gamma_{тв.а2}$ – выход угольной (твердой) фракции в агломерат (к исходному твердому), доли ед.; C_m^{a2} – массовая концентрация мазута в агломерате, доли ед.; $A_{тв.а2}^d$ – зольность угольной (твердой) составляющей в агломерате, %.

2.6 Биохимическое обогащение марганцевых шламов

Биохимическое обогащение полезных ископаемых – это процесс химического метода надземного и подземного выщелачивания в присутствии интенсификатора процесса – бактерий. Оно применяется для селективного растворения полезных минеральных компонентов и отделения их от основной массы породы и вредных примесей. Интенсификатор позволяет увеличить скорость растворения минералов и обогащать некоторые минералы, обладающие очень высоким уровнем энергии кристаллической решетки и не поддающейся химическому выщелачиванию.

Различают автотрофные («самопитающиеся») и гетеротрофные микроорганизмы. Первые способны синтезировать необходимые для их существования питательные вещества хемо– или фотосинтезом при наличии воды, диоксида углерода, неорганических солей и соответствующего источника энергии. Вторые питаются готовыми органическими веществами и эволюционировали из автотрофных.

Практическое применение получили тионовые бактерии. Особенностью микроорганизма *Th. ferrooxidans* является то, что он не толь-

ко непосредственно окисляет и растворяет сульфиды, но и окисляет в растворах продукты их разложения с образованием соединений, являющихся эффективными химическими растворителями.

Жизнедеятельность бактерий и скорость выщелачивания сульфидных минералов существенно зависят от кислотности среды (рН 2,5–3); ее температуры (оптимальная температура 25–30 °С, при ее снижении на 10 °С скорость окисления железа (II) снижается в 2–3 раза, а при температуре выше 45 °С бактерии погибают); размера частиц рудных фракций (глубина проникновения бактерий в руду 25–50 мм); концентрации кислорода (оптимальная концентрация 13–15 мг/л достигается аэрацией материала, подвергающегося выщелачиванию).

Выщелачивание марганца из марганцевых шламов ускоряется в 20 раз в результате биокаталитического действия микроорганизмов культуры *Achromobacter delikatulus*, марганец–восстанавливающих бактерий *Circulars* и др. В зависимости от минералогического состава шламов применяют разные культуры бактерий. При этом важным является приготовление для них питательной среды и комплексное использование попутных продуктов.

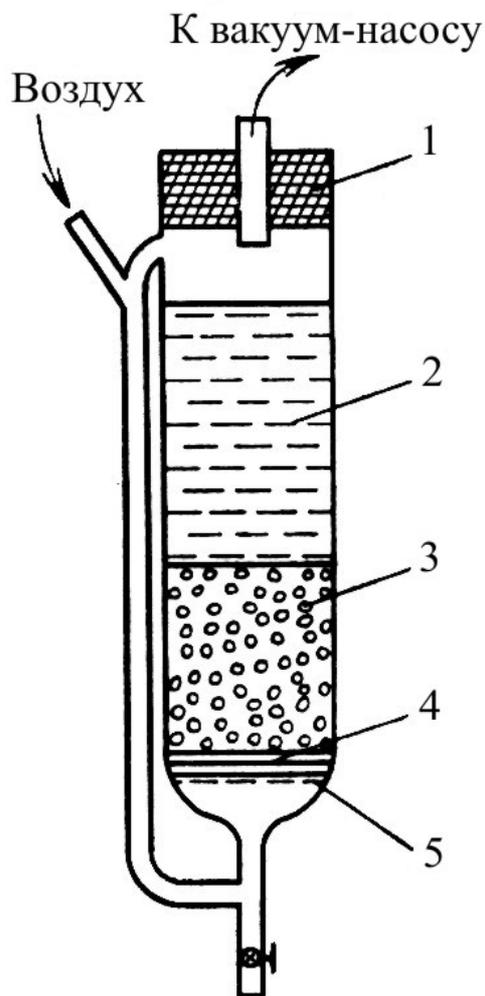
Цель работы. Исследование биохимического выщелачивания с определением показателей обогащения карбонатных марганцевых шламов.

Описание экспериментальной установки. Установка включает перколяторы (рис. 2.7) и стенд для их фиксирования и подключения к линии вакуума с помощью резиновых трубок.

Оборудование и материалы. Перколяторы и стенд для их установки, автоклав, термостат (модель 2Ц–450), фотокалориметр ФЕК–56, вакуум–насос, аналитические весы, проба марганцевых шламов (класс крупности 1; 0,5; 0,25; 0,05 мм) массой 20 г, реактивы (сахароза, дрожжи, среда Бромфильда); образцы бактериальных культур.

Методика проведения работы. Работа выполняется в три этапа.

Этап 1. Приготовление дрожжевого автолизатора и раствора Бромфильда. Приготовление дрожжевого автолизатора. 500 г свежих дрожжей и 500 г воды кипятят в течение 3 мин, охлаждают до 50 °С и выдерживают 4 дня в термостате при этой температуре. Затем осадок отфильтровывают и промывают в 250 мл воды. Раствор прогревают в автоклаве в течение 15 мин при 105 °С и фильтруют до полной прозрачности. Приготовление раствора Бромфильда: 30 мл дрожжевого автолизатора; 0,5 г KH_2PO_4 ; 0,2 г $MgSO_4$; 1 г $(NH_4)_2SO_4$; 5 г $CaCO_3$; 5 г сахарозы растворяют в 1000 мл дистиллированной воды.



1 – пробка; 2 – раствор; 3 – проба марганцевого шлама;
4 – асбестовый фильтр; 5 – ложное днище

Рис. 2.7 – Принципиальная схема перколятора

Этап 2. Проведение биохимического выщелачивания. Навеску марганцевого шлама помещают на асбестовый фильтр перколятора, уложенный на его ложное дно. Перколятор с навеской стерилизуют при 105 °С в автоклаве в течение 20 мин, затем устанавливают к линии вакуума.

В перколятор заливают 150 мл раствора Бромфильда и 5 мл культуры бактерий, после чего его плотно закрывают пробкой и подключают к вакуумной линии. Благодаря прохождению пузырьков воздуха происходит циркуляция пульпы. Процесс перколирования ведется ежедневно по 8 ч. К концу рабочего дня жидкость спускается через нижнюю трубку, а на следующий день ее снова заливают в перколятор. Через несколько суток производится первый съем растворов, определяется их объем и содержание марганца. Затем пер-

колятор заливается свежими бактериями и растворами. Длительность выщелачивания определяется по содержанию марганца в растворах.

Этап 3. Определение содержания марганца в снятых растворах. Для этого часть раствора помещают в стакан объемом 100 мл, добавляют 15 мл раствора H_2SO_4 (1:4). После нагревания добавляют 5–6 капель 10%-го раствора H_2O_2 , для окисления органического вещества. Раствор продолжают нагревать до появления густого дыма SO_3 . Затем его снимают с электрической плиты, охлаждают, стенки стакана обмывают водой и снова упаривают до появления дыма. К раствору добавляют 30 мл H_2O , нагревают до растворения солей и фильтруют на фильтре «белая лента», промывая водой до отмывания кислоты. После чего к раствору добавляют 5 мл H_3PO_4 (1:1) и 10 мл 1%-го раствора KIO_4 (объемом не менее 60 мл).

Стакан нагревают на плите до начала кипения, выдерживают 20 мин в теплом месте и переводят в мерную колбу, доливая дистиллированную воду до метки 100 мм, перемешивают и через 1 ч после разбавления определяют содержание марганца с помощью фотокалориметра, используя калибровочную кривую зависимости оптической плотности от содержания MnO (рис. 2.8).

Построение градуировочной шкалы заключается в следующем. В ряд стаканов объемом 100 мл отбирают пипеткой стандартные растворы марганца с содержанием MnO , г: (1; 2; 4; 6; 8; 10; 12; 15; 20) $\times 10^{-5}$. Доливают до 7 мл смеси, состоящей из четырех частей (объемных) серной кислоты (1:3) и три части фосфорной кислоты (плотность 1,6–1,7 г/см³) ту смесь предварительно освобождают от восстановителей кипячением в течение нескольких минут с раствором йоднокислого калия (на 1 л смеси добавляют 5 мл раствора KIO_4), прибавляют 10 мл раствора KIO_4 , разбавляют водой до 60–80 мл и нагревают до кипения.

Выдерживают при температуре кипения или близко к ней 20 мин. После того как растворы медленно остынут, их переводят в мерные колбы объемом 100 мл, разбавляют до метки и перемешивают. Оптическую плотность измеряют на следующий день. Нулевым раствором служит колба, содержащая реактивы и воду (нулевая концентрация марганца). По данным строят калибровочную зависимость оптической плотности от содержания MnO (например, рис. 2.8).

При этом необходимы следующие реактивы: соляная кислота HCl плотностью 1,19; серная кислота H_2SO_4 плотностью 1,84 (1:4), фосфорная кислота H_3PO_4 плотностью 1,65 (1:1); перекись водорода H_2O_2 (10%-й раствор); йоднокислый калий KIO_4 (1,2%-й раствор).

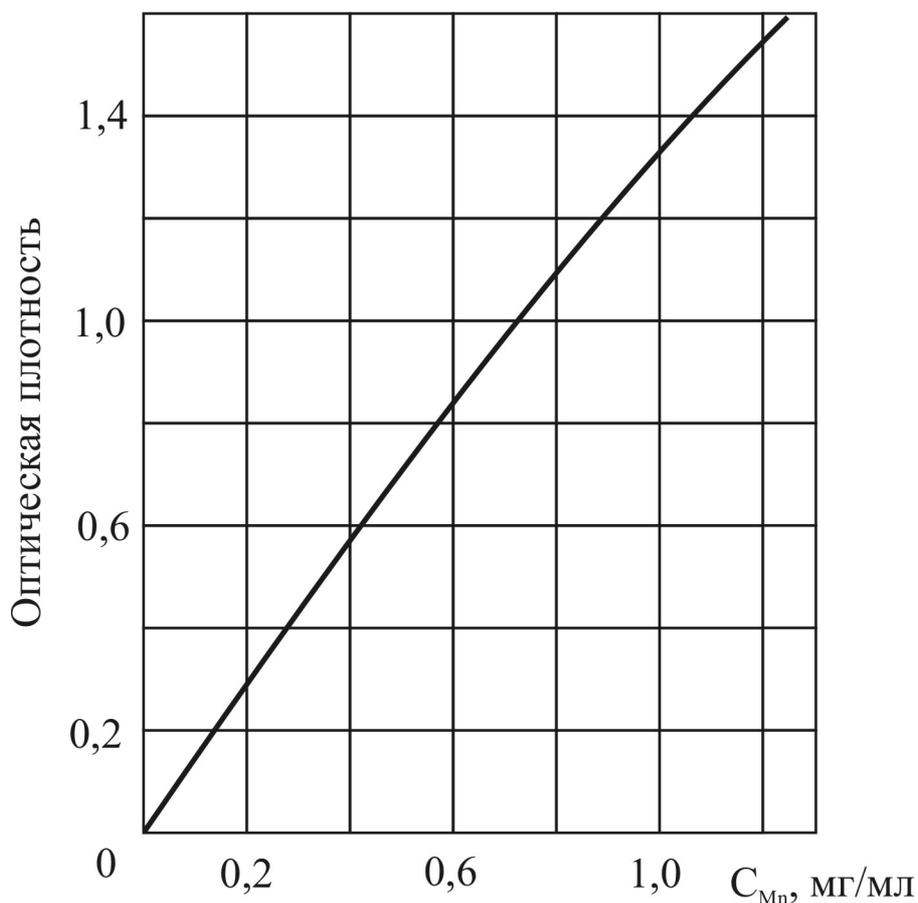


Рис. 2.8 – Зависимость оптической плотности раствора от содержания MnO в растворе C_{MnO}

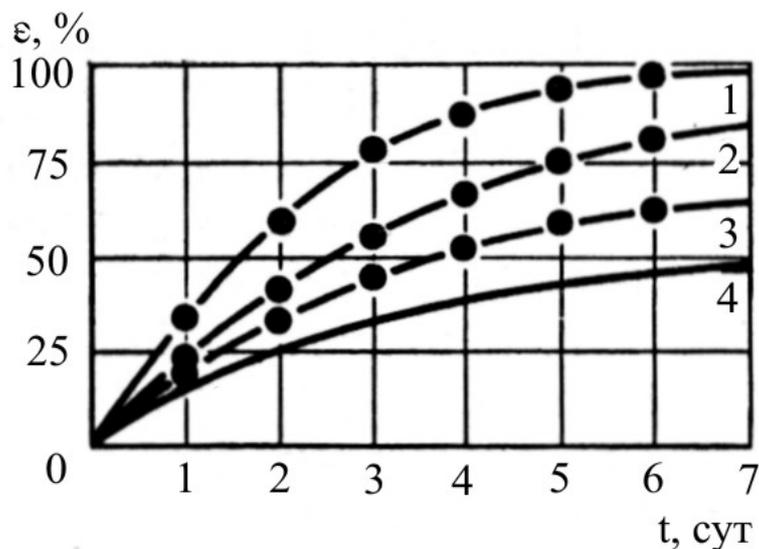
Приготовление последнего: 12 г KIO_4 вносят в 1 л горячей деци-нормальной серной кислоты и кипятят, накрыв колбу часовым стеклом, до полного растворения. Горячий раствор фильтруют. При хранении KIO_4 образуется осадок, поэтому перед применением раствор нагревают до растворения осадка и пользуются горячим раствором.

Стандартные растворы марганца приготавливают следующим образом. 35,22 мл выдержанного точно 0,1 н раствора $KMnO_4$ вливают из бюретки в мерную колбу объемом 500 мл, прибавляют 20 мл H_2SO_4 (1:4) и восстанавливают перманганат, добавляя из бюретки точно до обесцвечивания 0,3%-й раствор H_2O_2 . Разбавляют раствор до метки и перемешивают. Полученный раствор содержит 0,1 мг MnO в 1 мл, пятикратным его растворением готовят раствор, содержащий 0,02 мг/мл.

Порядок обработки и записи полученных данных. Полученные данные экспериментальных исследований влияния времени выщелачивания, температуры среды, размера частиц руды, концентрации кислорода, культуры бактерий на технологические показатели биохимические

мического обогащения марганцевых шламов оформляют в виде таблиц, графических зависимостей (рис. 2.9).

Приводится оценка достоверности полученных результатов и выводы.



1, 2, 3, 4 – класс крупности соответственно 0,05; 0,25; 0,5; 1,0 мм
Рис. 2.9 – Зависимость извлечения ϵ марганца в раствор от времени выщелачивания t для различных классов крупности шлама

2.7 Разделение минералов по трению

Разделение полезных ископаемых по трению применяется при значительном различии в коэффициентах трения покоя и скольжения минералов о рабочую поверхность сепаратора. Коэффициент трения зависит от свойств минерала, материала и состояния поверхности подложки трения.

Для реализации способа применяются сепараторы с неподвижной наклонной рабочей поверхностью (плоскостные с делительной перегородкой или щелями, винтовые) с подвижной (наклонные ленточные, дисковые, барабанные) и вибрирующей (вибросепараторы) поверхностями.

Во всех конструкциях сепараторов трения основным разделяющим фактором является различие в траекториях движения частиц, обусловленное полученным в результате трения различием скоростей или направлений движения.

Условием начала движения частицы на наклонной плоскости является равенство тангенциальной составляющей силы тяжести и

силы трения:

$$Q \sin \alpha = f Q \cos \alpha, \quad (2.14)$$

где Q – сила тяжести частицы; α – угол трения покоя; f – коэффициент трения покоя, из приведенной формулы

$$f = Q \sin \alpha / Q \cos \alpha = \operatorname{tg} \alpha. \quad (2.15)$$

При длине пути скольжения L по плоскости с углом наклона φ конечная скорость движения частицы (скорость ее схода с плоскости скольжения) определяется выражением:

$$V = \sqrt{2Lg(\sin j - f \cos j)} \quad (2.16)$$

Экспериментально скорость схода частицы может быть определена, исходя из дальности ее полета по горизонтали x_i , до точки падения при высоте свободного падения по вертикали H :

$$V = \sqrt{gx_i^2 / 2 \cos^2 j (H - x_i \operatorname{tg} j)} \quad (2.17)$$

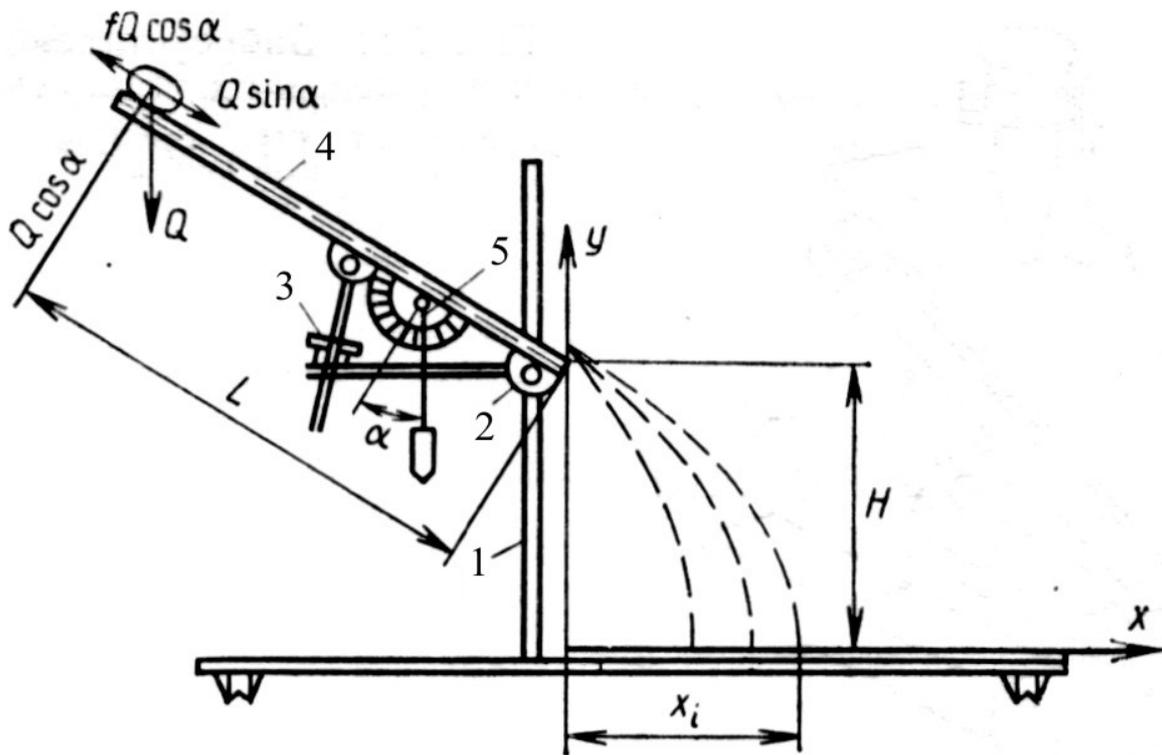
Цель работы. Освоение методики определения коэффициентов трения и конечных скоростей схода частиц различных минералов с плоскости трения для изучения их разделения на неподвижных и подвижных плоскостях.

Оборудование и материалы. Установка (рис. 2.10), состоящая из плоскости 4, закрепленной на оси 2 штатива 1. Плоскость 4 имеет сменные подложки трения фанера, оргстекло, текстолит, сталь, резина, стекло и прикрепленный к ней транспортир с отвесом 5 для регистрации угла наклона, изменяемого винтом 3.

Лабораторный сепаратор трения (рис. 2.11) с вибрирующей поверхностью 1, виброприводом направленных колебаний 2 и регулировочными винтами 3 и 4. Угол наклона вибрирующей поверхности регулируется в пределах $0-60^\circ$ в продольном и $0-8^\circ$ поперечном направлениях.

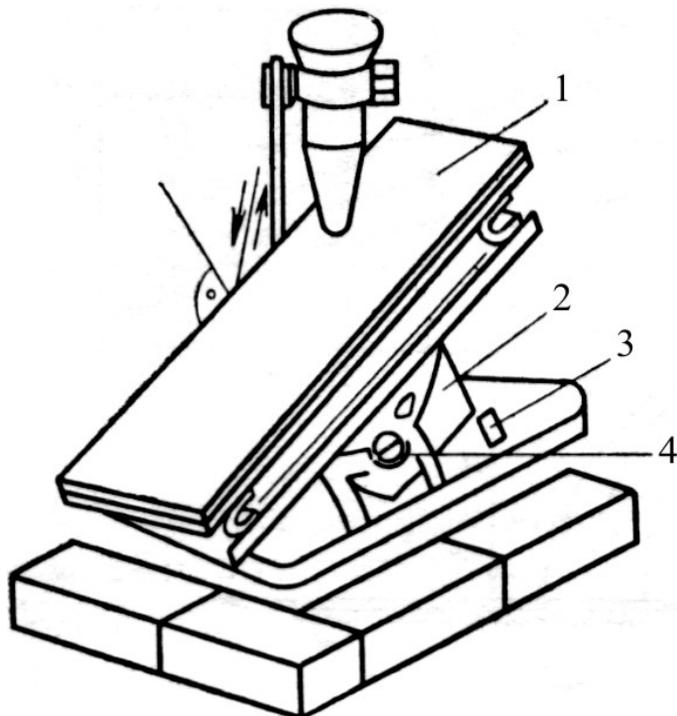
Прямоугольные емкости для сбора продуктов сепарации – 4 шт.

Материал (уголь, асбест, сланец, слюда, порода и пр.) для опытов крупностью 0,8–1,5; 1,5–3,0; 3–5; 5–10; 10–20 мм.



1 – штатив; 2 – винт; 3 – регулятор угла наклона плоскости;
4 – плоскость; 5 – отвес

Рис. 2.10 – Схема установки для определения коэффициента трения минералов и веера их рассеяния



1 – поверхность; 2 – вибропривод; 3, 4 – регулировочные винты

Рис. 2.11 – Виброустановка для сортировки полезных ископаемых

Методика определения коэффициентов трения покоя минералов.

Отобрать не менее пяти кусочков одного из минералов характерной для него формы. Выбрать подложку трения желаемого материала и закрепить ее на наклонной плоскости установки (рис. 2.10). Установить угол наклона плоскости не более 10° и поместить на ее верхнюю часть один из отобранных кусочков минерала. Осторожно винтом поднимать верхний конец плоскости до начала скольжения минерала и в этот момент зарегистрировать угол наклона плоскости. Повторить опыт с другими кусочками данного минерала, для каждой из серии опытов определить среднее значение угла трения покоя.

Наименование минерала, материала подложки трения и результаты измерений и расчетов занести в табл. 2.2. Провести опыты с другими минералами и на других подложках трения.

Методика определения веера рассеяния и скорости схода минералов с поверхности скольжения. На использовавшейся установке укрепить ось плоскости скольжения на высоте 15 – 25 см от разлинованной плоскости падения. Установить на плоскость подложку, для которой различие в коэффициентах трения для пары минералов (например, уголь – порода) максимально. Установить угол наклона плоскости трения на $5\text{--}10^\circ$ больший максимального из определенных углов трения покоя для данной пары минералов.

В одну и ту же точку верхней части плоскости скольжения помещать кусочки минералов и отпускать их для свободного скольжения, фиксируя точку падения и определяя расстояние x_i от проекции нижнего среза плоскости скольжения на плоскость падения. Данные опытов занести в табл. 2.2.

Повторить опыты с другими минералами и на других подложках трения. Вычислить средние значения и средние квадратические отклонения α , f , σ и скорости схода для данного минерала при установленных высоте H и угле наклона плоскости скольжения φ , сделать выводы о возможности разделения минералов.

Методика проведения опытов сепарации минералов на виброповерхностях. Выбрать смесь минералов с узкой шкалой классификации (не более 2–2,5) и возможно более контрастными по трению свойствами. При малой контрастности на виброповерхности получают веер разделения продуктов, при большой – продукты движутся в противоположных направлениях: с большим коэффициентом трения – вверх, с малым – вниз по виброплоскости.

Таблица 2.2 – Результаты опытов по определению коэффициентов трения покоя минералов и конечных скоростей их схода с плоскости скольжения

Ми-не-рал	Мате-риал под-ложки	№ опы-та	Трение по-коя		Скольжение			
			Угол тре-ния a	Коэф-фици-ент трения f	Высота плоско-сти скольже-ния, H	Угол наклона плоско-сти φ	Рас-стояние точки падения x_i	Конечная скорость схода V
		1						
		2						
		3						
		4						
		5						

Среднее значение
Среднее квадратическое
отклонение σ

Выбрать и укрепить на виброповерхности подложку трения, для которой различие в коэффициентах трения минералов смеси наибольшее. Загрузочно–дозировующую воронку расположить на расстоянии 1/3 от верхних продольной и поперечной сторон виброплощадки. Вибровозбудитель (генератор направленных колебаний) установить под углом 45° к горизонту в сторону верхней продольной части плоскости трения (рис. 2.11, показано стрелками). Плоскость установить под углами: $5-7^\circ$ в продольном и $2-3^\circ$ в поперечном направлениях. Под плоскостью установить емкости для сбора продуктов.

Включить вибровозбудитель и через бункер дозированно в одну точку подавать смесь минеральных зерен, наблюдая за процессом разделения. Изменяя продольный и поперечный углы наклона плоскости, добиться (визуально) наиболее эффективного разделения. После выбора наиболее оптимального режима сепарации взять навеску смеси (50–200 г в зависимости от крупности материала) и произвести сепарацию.

Исходный материал и все продукты сепарации после взвешивания подвергнуть химическому или минералогическому анализу. Определить извлечение отдельных минералов в каждый из продуктов, сделать выводы о целесообразности применения метода.

2.8 Измерение фотолюминесценции минералов с целью определения возможности их сортировки

Люминесценцией (холодное свечение) называется генерация веществом избыточного над тепловым излучения видимого спектра под воздействием различного вида возбуждений: видимого, ультрафиолетового, рентгеновского, радиоактивного и катодного излучений, электрического (полем) и химического воздействий. Спектральный состав люминесценции зависит от свойств минерала и спектра возбуждающего излучения.

Люминесценция может быть обусловлена как свойствами самого минерала, так и присутствием люминогенов (уран, марганец, хром, редкоземельные элементы). Яркую выраженную люминесценцию имеют урансодержащие руды, алмазы, шеелит $Ca(WO_4)$, повеллит $Ca(MoO_4)$, флюорит CaF_2 , циркон $Zr(SiO_4)$, корунд Al_2O_3 . Эффект люминесценции снижается присутствием в рудах гасителей (примеси Fe , Ni), повышенным содержанием люминогена (концентрационное гашение), даже гасится при повышении температуры (для алмаза выше $120\text{ }^\circ\text{C}$).

Под контрастностью руд понимают различие в содержании ценного компонента в кусках. Показателем контрастности для узкого класса крупности называется средневзвешенное относительное отклонение содержания ценного компонента в кусках от среднего его содержания в руде (вне связи с каким-либо разделительным признаком):

$$M = \sum_{i=1}^n (a_i - a)q_i / a; \quad ; \quad 0 < M < 2,$$

где n – число кусков в пробе; a_i , a – содержание ценного компонента соответственно в i -м куске и пробе класса, %; q_i – массовая доля куска в пробе, доли ед.

Категории контрастности руд: неконтрастные ($M < 0,5$), низкоконтрастные ($M = 0,5-0,7$), контрастные ($M = 0,7-1,1$), высококонтрастные ($M = 1,1-1,5$) и особоконтрастные ($M > 1,5$).

Сортировка осуществляется по граничному значению разделительного признака (например, граничной интенсивности люминесценции кусков), которому в той или иной мере соответствует определенное содержание ценного компонента. Заметим, что фотолюминесценция твердого вещества (слабо- и непрозрачных минера-

лов) – явление, в основном, поверхностное, и интенсивность излучения, пропорциональная поверхности куска, имеет квадратичную от его линейных размеров зависимость. Это обстоятельство вынуждает принимать модуль классификации по крупности не более 2.

Показателем разделительного признака полученных по определенным его граничным значениям фракций является средневзвешенное относительное отклонение содержания ценного компонента во фракциях от среднего его содержания в руде:

$$P = \sum_{i=1}^j (a_i - a) g_i / a, \quad (2.18)$$

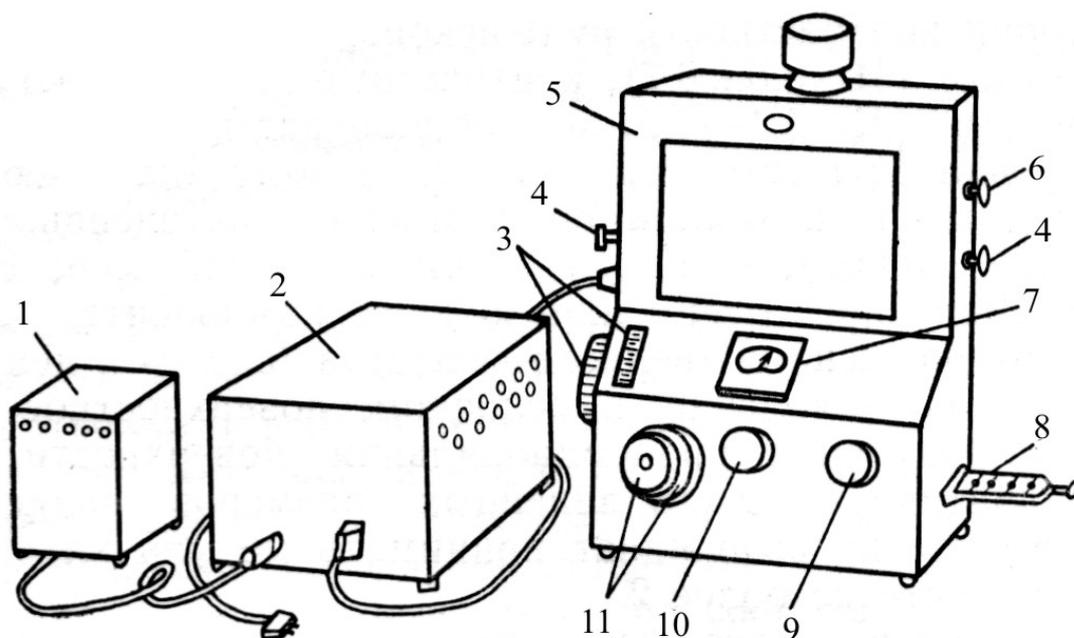
где j – число фракций; a_i , a – содержание ценного компонента соответственно в i -й фракции и пробе, %; g_i , – выход фракции, доли. ед.

Отношение показателя контрастности руды к показателю разделительного признака называется эффективностью признака разделения:

$$\mathcal{E} = P/M \quad (2.19)$$

Интенсивность фотолюминесценции минералов может быть измерена люминесцентным фотометром ЛЮФ–57, предназначенным для определения концентрации урана (в перлах или дисках – «лепешках») (рис. 2.12). В основу работы прибора положен принцип последовательного сравнения фотолюминесценции сменного эталона из стекла ЖС–9 (4 шт. в кассете, по интенсивности отличающиеся друг от друга в 10–12 раз) и измеряемого образца, который помещается в ту же кассету в специальной ложечке. Ртутно–кварцевая лампа создает пульсирующее с частотой 100 Гц ультрафиолетовое (УФ) излучение. Системой линз и зеркал создаются два параллельных УФ луча, которые могут быть перекрыты шторками. Дополнительные фильтры ограничивают спектр УФ–излучения.

Правый луч в положении «О» кассеты попадает на измеряемый образец (в положениях 1, 2, 3, 4 – на эталон от слабо– (№ 1) до сильнолюминесцирующего (№ 4)). На пути этого же луча имеется ножевая диафрагма, ограничивающая светопропускание, с градуированной от 0 до 100% рукояткой. Излучаемый объектом или эталоном свет люминесценции сферическим зеркалом направляется на фотоэлемент.



1 – дроссель кварцевой лампы; 2 – узкополосный усилитель напряжения; 3 – рукоятка щелевой диафрагмы и шкала измерительного барабана; 4 – рукоятки светофильтров; 5 – фотометр; 6 – рукоятки шторок перекрытия УФ-лучей; 7 – нуль-индикатор; 8 – кассета с образцом «О» и эталонами № 1, 2, 3, 4; 9 – рукоятка регулятора усиления; 10 – рукоятка установки стрелки на «О»; 11 – рукоятки оптических компенсационных клиньев грубой (большая) и точной (малая) регулировок

Рис. 2.12 – Фотоэлектрический люминесцентный фотометр ЛЮФ-57

Левый луч через компенсационные (ослабляющие УФ излучение) оптические клинья попадает на люминесцирующую стеклянную пластинку, поток люминесценции которой направляется на второй фотоэлемент.

Оба фотоэлемента с собственными источниками электропитания включены встречно и при равенстве световых потоков фотолюминесценции их суммарный ток равен 0, иначе появляется пульсирующий (100 Гц) ток рассогласования, который усиливается усилителем и индуцируется миллиамперметром.

Вначале под правый луч устанавливается эталон при диафрагме, открытой на 100%. Оптическим клином левого луча уравнивается люминесценция обеих фотоэлементов, после чего под правый луч устанавливается образец и диафрагмой снова уравнивается люминесценция на фотоэлементы. По шкале диафрагмы отсчитывается интенсивность фотолюминесценции образца в % от люминесценции выбран-

ного эталона. При использовании более сильнолюминесцирующего эталона доля люминесценции образца уменьшается по сравнению с предыдущим примерно на порядок (например, 65% по сравнению с эталоном № 1 и № 7% по сравнению с эталоном № 2).

Цель работы. Изучение принципа и освоение методики определения интенсивности фотолюминесценции минералов и возможности их сортировки.

Приборы и материалы. Люминесцентный фотометр ЛЮФ–57, кассета с эталонами и углубленной ложечкой для образцов; образцы минералов округлой формы диаметром 8–10 мм с различной интенсивностью фотолюминесценции – по 5 шт. каждого.

Методика проведения измерений. Кабелями со штепсельными разъемами соединить между собой фотометр, усилитель и дроссель кварцевой лампы, включить вилку питания в сеть 220 В. Тумблерами включить питание усилителя и кварцевой лампы, прогреть прибор в течение 15 мин (перед использованием прибора проверить наличие в нем и работоспособность двух батареек питания фотоэлементов).

Во время прогрева прибора отобрать по 5–7 предварительно промытых и высушенных кусочков определенных минералов. Один из образцов поместить в ложечку так, чтобы он не выступал над верхним срезом ложечки. Поместить ложечку в кассету, которую вставить в прибор.

Открыть шторы перекрытия УФ лучей, измерительный барабан установить в положение 90–95%. Регулятором «Усиление» установить чувствительность: при работе на 1–м эталоне – 1 деление миллиамперметра на 1 деление шкалы измерительного барабана; при работе на 2, 3, 4–м эталонах – 3...5 делений миллиамперметра на 1 деление барабана.

Для установки чувствительности повернуть рукоятку «Усиление» на 15–20° вправо. При сдвигании измерительного барабана на 1 деление стрелка миллиамперметра должна отклониться на требуемое число делений, иначе увеличить или уменьшить усиление и снова проверить правильность его регулировки.

Закрывать шторы, вдвинув рукоятку, рукояткой «Установка нуля» выставить стрелку миллиамперметра на нуль.

Установить шкалу измерительного барабана на деление 100%, установить кассету в положение «О» (образец) и открыть шторы. Вращением совмещенных рукояток «Компенсационный клин» (большого диаметра – грубой и меньшего – точной настройки) до-

биться установки стрелки на нуль. Наблюдая за положением стрелки миллиамперметра, выдвигать кассету, последовательно сменяя эталоны, до первого отклонения стрелки от нуля. В фиксированном положении этого эталона вращать рукоятку измерительного барабана в сторону уменьшения значений до момента установления стрелки миллиамперметра на нуль. Зарегистрировать показания шкалы измерительного барабана, являющиеся величиной люминесценции образца в % от люминесценции установленного эталона.

Результаты измерений заносить в табл. 2.3. Для сравнения (и проверки кратности эталонов) установить в фиксированное положение следующий по номеру эталон, произвести измерение. При этом для установки стрелки миллиамперметра на нуль шкалу измерительного барабана придется установить на деление, примерно в 10 раз меньшее предыдущего.

При измерении слаболюминесцирующих минералов ослабить левый луч, вдвинув рукоятку фильтра–ослабителя, при измерении сильнолюминесцирующих – ввести фильтр рукояткой с правой стороны прибора.

Повторить измерения с образцами других минералов.

Обработать результаты экспериментов. При известном качественном составе проб классов крупности, от которых отобраны образцы, определить показатели контрастности и разделительного признака по приведенным выше формулам и сделать выводы о возможности сортировки исследованных руд фотолюминесцентным методом.

Таблица 2.3 – Результаты измерений фотолюминесценции минералов

Наименование минерала	№ образца	Люминесценция образца, % эталонной			
		№1	№ 2	№ 3	№ 4
	1				
	2				
	3				
	4				
	5				

Среднее значение

2.9 Обжиг–магнитное обогащение бурожелезняковых и других слабомагнитных руд

Восстановительный обжиг труднообогатительных гематито–мартитовых, гидроксидных и сидеритовых руд проводят для перевода немагнитных и слабомагнитных соединений железа (гематит, мартит, сидерит, бурые железняки) в искусственный магнетит Fe_3O_4 или ферромагнитный оксид железа $\gamma - Fe_2O_3$ (маггемит), обладающие ферромагнитными свойствами. После измельчения обожженной руды из нее получают концентрат магнитной сепарации в полях невысокой (40...120 кА/м) напряженности.

В процессе обжига железо (III), содержащееся в рудах, частично восстанавливается до железа (II) водородом, оксидом углерода или их смесью, благодаря чему минералы становятся магнитными. В соответствии с диаграммами равновесия $Fe-C-O$ и $Fe-H-O$ при температуре ниже 572 °С восстановление (при магнетизирующем обжиге железных руд) должно протекать без образования вюститита. Однако при таких низких температурах в практических условиях восстановление идет медленно и поэтому оно обычно проводится при температуре до 1000 °С, предел которой – начало размягчения и спекания – для большинства руд составляет около 1030 °С.

Оксид железа восстанавливают газообразными (оксид углерода, водород, метан), жидкими (мазут) и твердыми (бурый и каменный уголь, коксовая мелочь и др.) восстановителями. Последние могут вводиться в смеси с обжигаемой рудой. В самой руде также могут содержаться восстановителями – в виде сидерита, пирита, органических соединений.

Сидерит $FeCO_3$ начинает разлагаться при температуре около 400 °С. В установившейся газовой атмосфере вюстит неустойчив, поэтому он окисляется до магнетита. Необходимый для этого кислород отнимается либо непосредственно от связанного с ним трехвалентного железа, либо от CO_2 . В последнем случае образующаяся окись углерода восстанавливает присутствующую в руде окись железа до магнетита, т.е. имеет место восстановление Fe_2O_3 . Упрощенно конечный результат этого процесса можно представить следующим образом:



Содержание органических соединений в рудах обычно колеблет-

ся от сотых долей до 1%. В процессе восстановления участвуют как углерод, так и водород органических соединений.

Наиболее эффективный твердый восстановитель – бурый уголь. При использовании твердых восстановителей выделяющийся газ взаимодействует с оксидами железа непосредственно в слое руды в печи, поэтому достигается более высокая скорость восстановления, чем при газообразных восстановителях, а также упрощается регулирование процесса обжига. Нет необходимости в высоких концентрациях газов–восстановителей (сумма CO_2 и H_2 до 15%). Так при обжиге с твердым восстановителем вместо газообразного, в трубчатой вращающейся печи размером 6,2×30м повышается ее производительность на 30...50%.

Для оценки качества магнетизирующего обжига принята степень восстановления оксида железа до магнетита. Контроль качества обжига осуществляется по данным магнитного разделения проб обожженной руды.

Расчетная степень обжига, т.е. магнетизация руды, определяется как отношение:

$$u = 200 Fe (II) / Fe (III), \quad (2.21)$$

где $Fe (II)$, $Fe (III)$ – содержание двух- и трехвалентного железа, %.

Перевосстановление $u > 100$ %, как и недовосстановление $u < 100$ % приводят к снижению показателей обогащения, поскольку при этом образуется слабомагнитный минерал вюстит, а часть исходных слабомагнитных минералов не успевает превратиться в магнетит.

Недостатком магнетизирующего обжига является большой расход тепла, для уменьшения которого предлагается несколько методов: охлаждение и циркуляция горючих газов в шахтных печах, применение теплообменников, а также окисление полученного магнетита в магнитный гамма–гематит с выделением тепла.

Обжиг–магнитное обогащение – наиболее универсальный способ первичной переработки окисленных железных руд, обеспечивающий при любой вкрапленности ценных минералов и различном составе руд наибольшее извлечение и лучшее качество концентрата, а также снижение содержания вредных примесей.

В условиях Криворожского ЦГОКа обогащались обжиг–магнитным способом окисленные кварциты, содержащие 33...36 % железа. Обжиг осуществлялся в трубчатых вращающихся печах раз-

мером 3,6×50 м производительностью 1100 – 1200 т/сут. Печи были оборудованы периферийными горелками и фурмами для ввода природного газа в слой нагретого материала. В качестве топлива использовался природный газ, вместе с бурый углем (4...6% массы руды) – и в восстановлении руды.

Находясь в печи в течении 2,5...3 ч, руда крупностью – 25 +0 мм нагревается до температуры 750...800 °С и восстанавливается до магнетита. Из печи восстановленная руда с температурой 700...750 °С поступает в охлаждающий барабан, где охлаждается водой, после чего ленточными конвейерами подается на обогащение. Продукты горения в печи движутся навстречу руде и выходя из топочного пространства с температурой 700...800 °С, поступает в систему пылеулавливания и охлаждения водой.

Баланс твердых продуктов обжига (% массы сухой исходной руды): обожженная руда – 84; уловленная пыль из отходящих газов и из пара охлаждающих барабанов – 12,5; потери при обжиге – 3; пыль в атмосферу – 0,5.

Баланс расхода тепла (%): с дымовыми газами – 36; с обожженной рудой 48,6; на эндотермические реакции – 0,6; потери через кладку и кожух – 13; прочие потери – 1,8.

Обожженная руда имеет степень восстановления 75...110 % и содержание железа 36...38 %, в том числе (%): магнетита – 22...27; гематита – 6...7; силикатов железа – 1...3; вюстита – 0,7...1,5. После обжига и обогащения получают концентрат с содержанием железа около 64% при извлечении его 77...78%.

Более высокая себестоимость концентрата обжиг–магнитного обогащения обусловлена низкой степенью восстановления обожженной руды (что приводит к большим потерям железа при обогащении), высоким расходам бурого угля и природного газа (на 1 т концентрата соответственно 145 кг и 101 м³), большими потерями руды с пылью обжиговых печей.

Цель работы. Исследование влияния параметров обжига (температуры, расхода восстановителя, крупности материала) на характер восстановления и показатели обогащения окисленных кварцитов.

Описание экспериментальной установки. Установка (рис. 2.13) для магнетизирующего обжига включает лабораторную трубчатую печь 1, навеску руды 2, пирометр 3, водяной затвор 4, систему подачи в трубчатую печь водорода и углекислого газа от соответствующих баллонов.

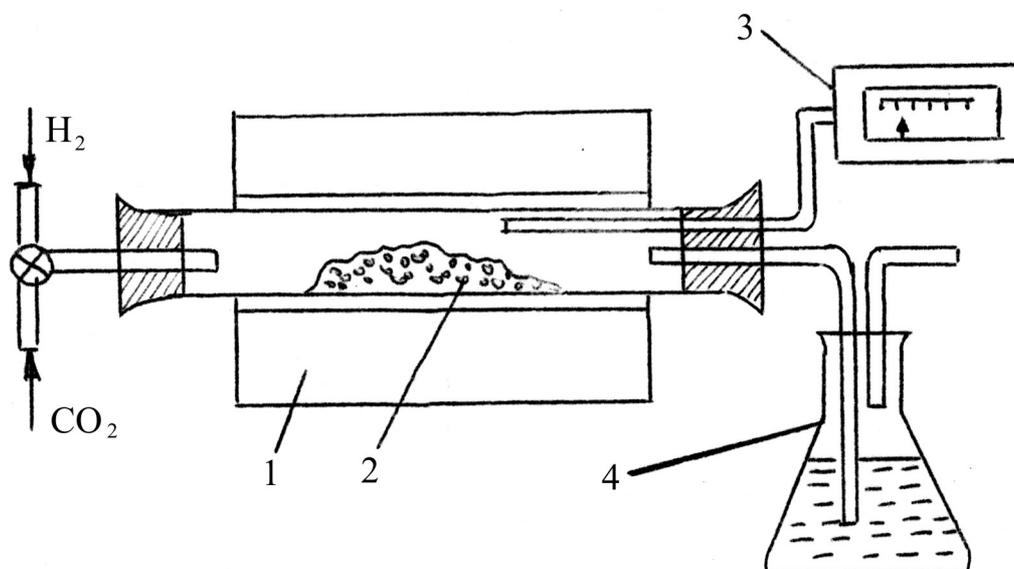


Рис. 2.13 – Схема установки для магнетизирующего обжига.

Оборудование и материалы. Печь лабораторная с нихромовым нагревателем, магнитометр, магнитные анализаторы, набор сит (3; 0,5; 0,1; 0,074 мм), ступка агатовая, баллоны с водородом и углекислотой, проба окисленных кварцитов крупностью – 3+0 мм (1 кг), емкости для охлаждения продуктов обжига и продуктов магнитной сепарации обожженной руды.

Методика проведения экспериментального исследования. Проба окисленной железной руды весом 40 (20) г загружается в кювету и помещается в среднюю часть трубки печи, нагретой до температуры 600 °С (последующие опыты проводятся при температуре 700 и 800 °С).

Трубка плотно закрывается пробкой и продувается сначала углекислым газом в течении 1 мин., а затем водородом в течении 30 мин. (последующие опыты проводятся в течении времени соответственно 1,5 и 40 мин., 2 и 50 мин.) По окончании обжига электропечь выключается и навеска руды охлаждается в ней до комнатной температуры при подаче в трубу углекислого газа в течении 60 мин. Затем навеска выводится из трубки и при необходимости может быть подвергнута охлаждению в емкости, помещенной в поток проточной воды.

Обжиг пробы окисленной руды может осуществляться в тигельной печи в металлических стаканах. Расход коксика при этом составляет 2 % от навески руды. Охлаждение можно производить в среде аргона.

Обожженная руда измельчается в ступке до класса крупности –

0,5 + 0мм с разделением навески на три части. При последующем измельчении навесок производится частый просев во избежание переизмельчения руды. Первая часть измельчается до аналитического порошка и подвергается испытанию на магнитометре, а затем химическому анализу на трех- и двухвалентное железо. Со второй частью навески производят магнитный анализ мокрым, а затем сухим методом, реализуя им перечистку магнитной фракции. Третья часть навески измельчается до класса крупности минус 0,074 мм с образованием трех проб с различным содержанием этого класса в них: 50, 75 и 98 % и последующим магнитным анализом проб обожженных окисленных кварцитов.

Для мокрого фракционного магнитного анализа применяют трубчатый анализатор (скоба Дэвиса), кассетный анализатор конструкции Гипромашуглеобогащение, анализатор 25Т–СЭМ конструкции Механобра.

Вследствие большого сопротивления воды при мокром магнитном анализе не удается полное отделение сростков от магнитной фракции. Для этого проводится сухая перечистка в изодинамическом поле анализатора СИМ (сепаратор изодинамический магнитный).

Для лучшей очистки тонкоизмельченных продуктов магнитного анализа магнетитовых руд используют добавки едкого натра, гумата, жидкого стекла, полиакриламида и таллового масла в дозировке соответственно 0,5;2,7;2,0;0,01;0,05 кг/т. Эффективно действует и добавка гексаметафосфата натрия, что позволяет снизить вязкость и предельное напряжение сдвига на 15..35% и повысить эффективность мокрой сепарации.

Магнитный анализ сухим методом проб обожженной руды можно производить в пульсирующем поле на анализаторе НИГРИ или в “кипящем” слое материала под влиянием поля переменного тока на анализаторе МА–2К, а также на электромагнитном индукционно–роликовом сепараторе.

Чистоту разделения (перечистки) магнитной фракции следует проверять просмотром проб под бинокулярным микроскопом МБС–1.

Измерение намагниченности и магнитной восприимчивости образцов проб обожженной руды, осуществляется пондеромоторными методами Гуп и Фарадея.

Порядок обработки и записи полученных данных. По экспериментальным данным исследования устанавливают влияние времени обжига на степень восстановления криворожских окисленных кварцитов, определяют показатели обогащения различных разновидно-

стей этих кварцитов в зависимости от степени их восстановления, зависимость скорости восстановления от температуры обжига приводят для одной разновидности окисленных кварцитов (или оолитов керченских руд) при температуре 600, 700, 800, 900, 1000 °С. После обработки массива данных результаты представляют в виде таблиц, графиков с сопроводительным их анализом и выводами.

Например, на рис. 2.14 показано влияние времени обжига на глубину восстановления криворожских окисленных кварцитов.

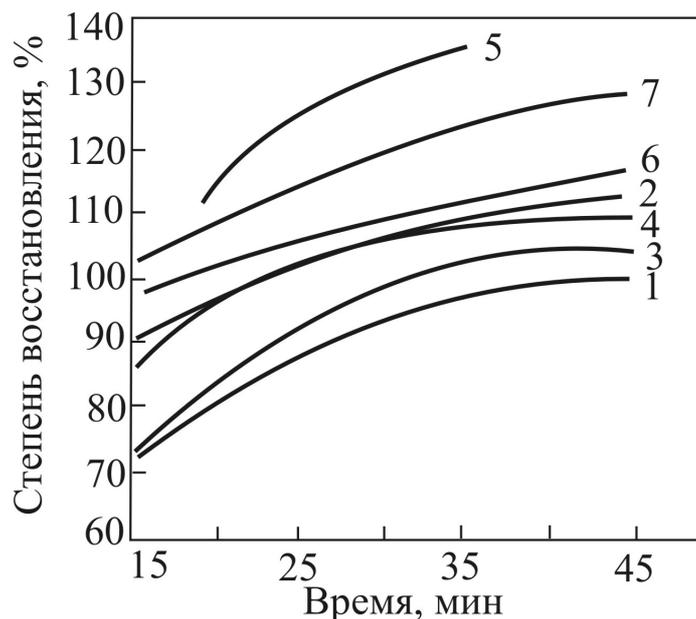


Рис. 2.14 – Зависимость степени восстановления от времени обжига.

Установлено, что при температуре 700 °С в результате магнетизирующего обжига различные разновидности руд (1 – 7) за одно и то же время обжига восстанавливаются до разной степени. Характерна следующая закономерность в восстановимости железорудных минералов (по убыванию степени восстановления): гидроокислы железа – мартит – железная слюдка. Лучшая восстановимость мартита по сравнению с железной слюдкой, вероятно, объясняется микротрещиноватостью мартита. Зональный характер окисления при образовании мартита способствует появлению микротрещин на границе мартит–магнетит, вследствие чего возникают благоприятные условия для проникновения восстановителя внутрь сформированных зерен мартита.

На рис. 2.15 приведены показатели обогащения различных разновидностей криворожских окисленных кварцитов в зависимости от степени их восстановления. В исследованных пробах крупностью – 0,074 мм после восстановления определялась удельная магнитная

восприимчивость при $H=80$ кА/м. Её максимальная величина наблюдается при степени восстановления 100...110%. Дальнейшее восстановление руды в связи с образованием парамагнитной закиси железа (вюстита) снижает удельную магнитную восприимчивость. Выход магнитной фракции и извлечение железа достигают максимума, а потери – минимума при степени восстановления 95...110%, что согласуется с данными по определению магнитной восприимчивости восстановленных руд.

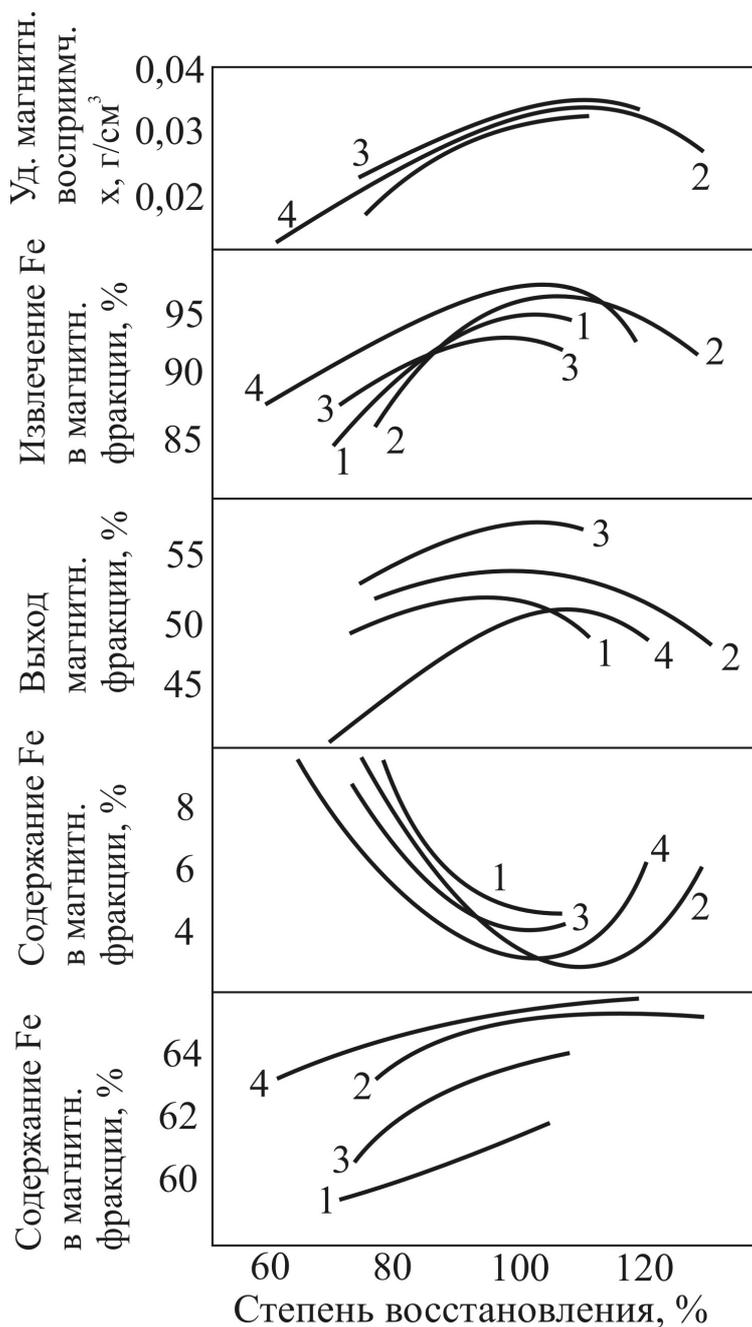


Рис. 2.15 – Зависимость показателей обогащения разновидностей окисленных кварцитов от степени их восстановления

Лидируют по восстановимости и обогатимости мартитовые лимонитизированные руды с большим количеством гидроокислов железа, наихудшей обратимостью обжигмагнитным способом характеризуются тонковкрапленные мартито–железнослюдковые руды. Поэтому при промышленной оценке окисленных кварцитов необходимо учитывать не только содержание в них железа, но и минеральный состав и обогатимость. Руды, отнесенные по содержанию железа к забалансовым (некондиционным), легко восстанавливаются и обогащаются, следовательно, они представляют промышленный интерес.

На рис. 2.16 представлены данные по изменению степени восстановления от времени восстановления водородом гидрогетитовых оолитов керченских руд при температуре: 600...900 °С. Из приведенного следует, что для одного и того же времени восстановления зависимость скорости восстановления от температуры при прочих равных условиях опыта (крупности и пористости руды, концентрации восстановителя и т.п.) константы скорости восстановления прямопропорциональны температуре. Следовательно, для повышения степени восстановления руды при обжиге наиболее действенным фактором является температура обжига.

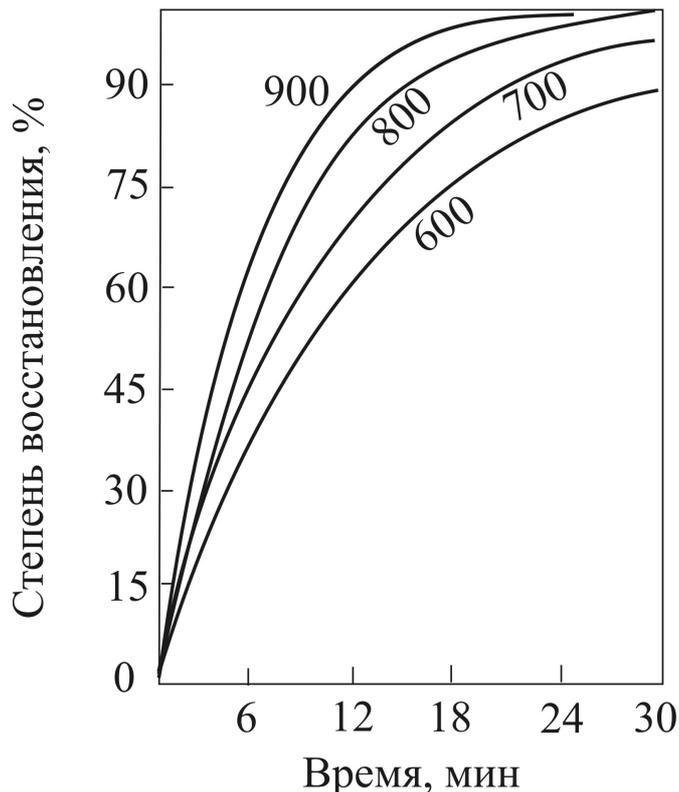


Рис. 2.16 – Зависимость степени восстановления от времени обжига оолитовых керченских руд.

Таким образом, максимальную производительность обжигового агрегата можно получить при предельной температуре обжига, т.е. при начале размягчения и спекаемости руды (для большинства руд – 1000 °С).

Результаты магнитного анализа обожженных проб приведены в табл. 2.4.

Таблица 2.4 – Результаты сухого магнитного анализа обожженных проб кварцитов Кривбасса при различной крупности измельчения

Крупность измельчения, % 0,074мм	Продукт	Выход, %	Содержание, %	Извлечение, %
50	Магнитный	25,0	66,0	48,5
	Промпродукт (п/п)	45,0	35,0	46,3
	Магнитный + п/п	70,0	46,0	94,8
	Немагнитный	30,0	6,0	5,2
	Исходный	100,0	34,0	100
75	Магнитный	35,0	67,5	68,4
	Промпродукт (п/п)	25,0	33,7	24,4
	Магнитный + п/п	60,0	53,4	92,8
	Немагнитный	40,0	6,2	7,2
	Исходный	100,0	34,5	100,0
98	Магнитный	45,0	68,7	90,4
	Промпродукт (п/п)	2,0	38,0	2,2
	Магнитный +п/п	47,0	67,5	92,6
	Немагнитный	53,0	6,0	7,4
	Исходный	100,0	34,4	100,0

Пример определения ν и выхода концентрата. Исходная проба руды содержала 32 % железа (из них 1 % двухвалентного), обожженная проба – 34 % (из них 12 % двухвалентного). Поэтому степень обжига

$$\nu = 200 \times 12 / (34 - 12) = 110\%.$$

Известно, что для этой руды суммарное содержание железа и кремнезема составляет 74%. При исследовании обожженной руды магнитометром установлено, что она содержит 25% железа в виде магнетита. Следовательно, выход концентрата составит около:

$$\gamma = 1,5 \times 25 + 9 = 46,5\%.$$

2.10 Исследование радиометрической обогатимости руд

На обогатимость радиометрическим способом наибольшее влияние оказывают следующие свойства полезных ископаемых: вещественный состав и характер распределения минералов; содержание ценного компонента; присутствие попутных ценных компонентов; гранулометрический состав и контрастность полезного ископаемого, а также степень соответствия между содержанием ценного компонента и измеряемой величиной интенсивности при плотности потока, используемого в данном процессе излучения.

Если содержание ценного компонента в руде a , то предельный выход абсолютно чистого концентрата будет равен a , а выход хвостов соответственно $(1 - a)$. Отклонение содержания ценного компонента в концентрате от среднего содержания в руде будет для концентрата $(1 - a)$ и для хвостов $(0 - a)$. Среднее взвешенное отклонение содержания полезного компонента в таких продуктах от содержания его в руде, отнесенное к этому содержанию, названо показателем руды

$$P = \frac{(1 - a) + |(1 - a)(0 - a)|}{a} = 2(1 - a). \quad (2.22)$$

Для оценки контрастности применяют среднее взвешенное относительное отклонение содержания ценного компонента в кусках от среднего содержания в руде

$$M = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} |a_i - a| q_i}{a}, \quad (2.23)$$

где n – число кусков; a_i, a – содержание ценного компонента соответственно, в i -том куске и в руде, %; q_i – доля массы куска в общей массе пробы, доли ед.

Показатель контрастности может изменяться от 0 до 2. Руды условно подразделяют на: неконтрастные ($M < 0,5$); низкоконтрастные ($M = 0,5 \dots 0,7$); контрастные ($M = 0,7 \dots 1,1$); высококонтрастные ($M = 1,1 \dots 1,5$) и особо контрастные ($M > 1,5$).

Отношение показателей контрастности и руды выражает эффек-

тивность контрастности (сепарации) принципиально достижимую при обработке руды

$$E_p = M / P. \quad (2.24)$$

Сортировку (обогащение) ведут не по содержанию ценного компонента, а по некоторому разделительному признаку. При этом результаты обогащения зависят от того, насколько удачно он выбран, что характеризуется показателем разделительного признака (Π). Величина его определяется по уравнению

$$\Pi = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} |(z - a) g_{\phi}|}{a}, \quad (2.25)$$

где n – число кусков пробы; α , Z – среднее содержание ценного компонента соответственно в руде и во фракциях; γ_{ϕ} – доля массы фракции, доли ед. Эффективность разделительного признака определяют как отношение

$$E = \Pi / M. \quad (2.26)$$

Оценку теоретических результатов обогащения руды при данной контрастности, принятом признаке разделения с заданным граничным содержанием производят с помощью показателя граничного содержания

$$\Gamma = [(\beta - \alpha) \gamma_k + (\alpha - v) \gamma_{xv}] / \alpha, \quad (2.27)$$

где α , β , γ – содержание ценного компонента соответственно в руде, концентрате, хвостах, доли ед.; γ_k , γ_{xv} – выход концентрата и хвостов, доли ед.

Отношение показателя граничного содержания к признаку разделения показывают эффективностью настройки граничного содержания

$$E_n = \Gamma / \Pi. \quad (2.28)$$

На эффективность обогащения влияет совершенство работы обогатительного аппарата. Подставив в уравнение (2.27) реально полу-

ченые технологические показатели, определяют показатель сепарации (C) данного полезного ископаемого на конкретном сепараторе, использующем выбранный признак разделения. Тогда эффективность работы сепаратора (E_c) определяется отношением

$$E_c = C / G. \quad (2.29)$$

Отношение показателя сепарации (C) к показателю руды (P) И.М. Верховским названо общей технологической эффективностью

$$E_o = МПГС / (РМПГ) = C / P. \quad (2.30)$$

По значениям частных эффективностей можно судить о возможности совершенствования радиометрической обогатимости руд. Так снижение E_p свидетельствует об ухудшении свойств полезного ископаемого или качества подготовки его к сепарации. Эффективность признака разделения E_n позволяет из ряда разделительных признаков выбрать тот, который обеспечивает наивысшую эффективность. Знание эффективности работы сепаратора E_c и граничного содержания E_n позволяет обоснованно подойти к выбору обогатительного аппарата для конкретной руды и назначению границы разделения.

Цель работы. Определение контрастности кусков руды путем радиометрического экспресс-анализа и анализ технологической эффективности радиометрической сепарации.

Описание экспериментальной установки. Для определения содержания, например, урана в куске руды используется прибор – радиометр, включающий сцинтилляционный датчик, блок регистрации, счетное устройство, устройство контрастометра.

Методика проведения экспериментального исследования. Определение содержания урана в куске руды на основании его веса и скорости счета импульсов производят с использованием радиометра следующим образом. После взвешивания кусок руды помещают в центр сцинтилляционного датчика, который размещен в цилиндрическом свинцовом экране и соединен кабелем с блоком регистрации. При нажатии кнопки "Пуск", расположенной на левом углу лицевой панели прибора, импульсы тока, возникающие в датчике под воздействием гамма – излучения куска и нулевого срока, начинают поступать в блок регистрации. Одновременно этой же кнопкой включается таймер, который через 60 сек автоматически отключает блок регист-

рации от датчика. Число импульсов, поступающих в блок регистрации за минуту, фиксируется счетным устройством, собранным на четырех депатронах, расположенных в верхней части лицевой панели. Блок регистрации имеет специальное устройство, автоматически вычитающее число импульсов нулевого фона. При включении этого устройства на депатронах фиксируется только число импульсов, вызванных гамма-излучением куска руды. По окончании измерения числа импульсов от куска руда контрастометр приводится в исходное состояние нажатием кнопки "Сброс", расположенной в правом углу лицевой панели.

Порядок обработки и записи полученных данных. Для определения содержания урана в куске руды по эталонировочному графику находится цена импульса φ_i , соответствующая весу куска, умножается на скорость счета импульса I_i , измеренную на контрастометре.

Совокупность кусков руды, в каждом из которых содержание урана находится в установленных пределах, именуется фракционным составом. Каждая фракция характеризуется тремя основными показателями: пределами содержания урана в кусках, выходом и средним содержанием урана.

По полученным данным рассчитывают количество урана в каждом куске

$$\mu_i = P_i Y_i 10, \text{ г} \quad (2.31)$$

и определяют массу фракции P_ϕ как суммарную массу кусков. Количество урана во всех фракциях рассчитывается как сумма количеств урана во всех кусках фракции. После чего вычисляется среднее содержание урана во фракции

$$C_\phi = \mu_\phi / 10 P_\phi, \% \quad (2.32)$$

Масса всех фракций является массой пробы P , а выход каждой фракции из пробы составит

$$\gamma_\phi = (P_i / P) 100, \% \quad (2.33)$$

Результаты анализа кусков руды приводят в табл. 2.5.

Таблица 2.5 – Результаты радиометрического экспресс–анализа кусков урановой руды

№ куска	Масса куска P_i , кг	Скорость счета импульсов от куска I_i , имп/мин	Цена импульса φ_i , мин/имп	Содержание урана в куске Y_i , %	Количество ценного компонента μ_i , Г	Примечание
1	0,950	580	$8,7 \times 10^5$	0,0505	0,4797	
2	1,503	550	$8,7 \times 10^5$	0,0478	0,7184	
..... п.....						
Итого	$P=475$	–	–	$\alpha = 0,071$	337,25	

По данным радиометрического экспресс–анализа определяются показатели контрастности кусков и фракции по формуле

$$M = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} |(Y_i - a)| P_i}{P a}, \quad (2.34)$$

где i – номер куска; n – число кусков в пробе; Y_i – содержание ценного компонента в i -том куске, %; a – содержание ценного компонента в пробе, %; P_i – масса i -того куска, кг; P – масса пробы, кг.

Задаваясь граничным содержанием урана ν , определяют показатели обогащения и строят кривые обогатимости (контрастности) руды. Предположим, что проба руды A содержала 0,041 долю ед. ценного компонента. При обогащении урана по заданным техническим условиям содержание урана в хвостах должно быть равным 0,010 доли ед., а содержание в концентрате ценного компонента – 0,092 доли ед. Исходя из этих данных, рассчитаем показатели и эффективность сепарации руды.

1. Показатель руды, согласно уравнению (2.22), составляет

$$P = 2 (1 - 0,041) = 1,918 = 1,92 \text{ доли ед.}$$

2. Показатель контрастности определяем по уравнению

$$M = 2 \cdot g_k \left(\frac{b}{a} - 1 \right) \text{ доли ед.},$$

где γ_k и β – величины, получаемые при условии, что граничное содержание ценного компонента равно среднему содержанию его в руде, т.е. $\lambda = \alpha$. По кривым контрастности руды определяем $\gamma_k = 0,81$, $\beta = 0,189$, следовательно

$$M = 2 \times 0,18 \cdot \left(\frac{0,189}{0,041} - 1 \right) = 1,30 \text{ доли ед.}$$

Отсюда

$$E_p = M / P = 1,30 / 1,92 = 0,68 \text{ доли ед.}$$

3. Показатель признака разделения (Π) может быть определен по кривой обогатимости, построенной по признаку разделения с использованием уравнения (2.25). По кривым обогатимости руды определяем $\gamma_k = 0,25$; $\beta = 0,143$, следовательно

$$\Pi = 2 \times 0,25 \cdot \left(\frac{0,143}{0,041} - 1 \right) = 1,25 \text{ доли ед.}$$

Отсюда

$$E_n = \Pi / M = 1,25 / 1,30 = 0,96.$$

4. Показатель граничного содержания (Γ) рассчитывается по данным, полученным по тем же кривым обогатимости. При этом необходимо, чтобы было задано и содержание ценного компонента в продукте обогащения, на который установлены кондиции. Поскольку (в нашем примере) содержание ценного компонента в хвостах должно быть равным 0,010 доли ед., то по кривым обогатимости находим выход хвостов $\gamma_{хв} = 0,8$ доли ед., выход концентрата $\gamma_k = 0,2$ доли ед., а содержание в нём ценного компонента $\beta = 0,165$ доли ед. Следовательно, показатель граничного содержания по формуле (2.27) составит

$$\Gamma = \frac{(0,165 - 0,041) \times 0,2 + (0,041 - 0,010) \times 0,8}{0,41} = 1,21 \text{ доли ед.}$$

Соответственно

$$E_n = \Gamma / \Pi = 1,21 / 1,25 = 0,97.$$

5. При опытной сепарации получены концентрат, содержащий 0,092 доли ед. ценного компонента при выходе 0,38 доли ед. и хвосты с содержанием ценного компонента 0,010 доли ед. Поэтому показатель сепарации согласно выражения (2.27)

$$C = \frac{(0,092 - 0,041) \times 0,38 + (0,041 - 0,010) \times 0,62}{0,041} = 0,94 \text{ доли ед.}$$

Тогда

$$E_c = C / \Gamma = 0,94 / 1,21 = 0,78 \text{ доли ед.}$$

Общая технологическая эффективность

$$E_o = C / P = 0,68 \times 0,96 \times 0,97 \times 0,78 = 0,94 / 1,92 = 0,49 \text{ доли ед.}$$

Пример анализа технологической эффективности сепарации руды семи типов приведен в табл. 2.6.

Таблица 2.6 – Анализ технологической эффективности радиометрической сепарации руды.

Руда	Показатель					Эффективность				
	руды P	контрастности M	признака разделения Π	граничного содержания Γ	сепарации C	контрастности E_p	признака разделения E_n	граничного содержания E_n	работы сепаратора E_c	общая технологическая E_o
А	1,92	1,30	1,25	1,21	0,94	0,68	0,96	0,97	0,78	0,49
Б	1,95	1,08	1,07	1,05	0,85	0,56	0,99	0,98	0,81	0,44
В	1,91	1,32	0,99	0,95	0,85	0,69	0,75	0,96	0,89	0,44
Г	1,63	1,22	1,21	1,03	0,72	0,75	0,99	0,85	0,70	0,44
Д	1,30	1,18	1,12	0,68	0,58	0,91	0,95	0,60	0,85	0,44
Е	1,66	0,70	0,68	0,66	0,63	0,42	0,97	0,97	0,95	0,38
Ж	1,27	1,00	0,94	0,91	0,47	0,79	0,94	0,98	0,52	0,38

Данные иллюстрируют возможность выявления факторов, снижающих эффективность обогащения. Если судить о рудах Б, В, Г, Д по общей технологической эффективности, то все они якобы имеют одинаковую обогатимость. Однако, определяя влияние на общую технологическую эффективность отдельных факторов, можно установить, что это не так.

Например, для руды Б признак разделения выбран удачно ($E_n = 0,99$), кондиции в норме ($E_n = 0,98$), сепаратор работал удовлетворительно ($E_c = 0,81$), а низкая эффективность контрастности $E_p = 0,56$ зависит от свойств руды.

Руда Д в отличие от руды Б имеет высокую эффективность контрастности $E_p = 0,91$. Признак разделения подобран правильно, сепаратор работал нормально, но качество продуктов сепарации оказалось некондиционным.

Руда Г достаточно контрастна, признак разделения выбран идеально, кондиции относительно хорошие, но в этом случае была недостаточно высока эффективность работы сепаратора.

Обогащение руды В является примером, когда не совсем удачно был выбран признак разделения $E_n = 0,75$ при хороших остальных показателях.

Следовательно, имеется возможность повышения эффективности обогащения:

- руды Г – за счет улучшения работы сепаратора,
- руды В – путем подбора более соответствующего её свойствам признака разделения,
- руды Д – при условии пересмотра кондиции на продукты сепарации. Что касается руды Б, то возможности повышения показателей её обогащения весьма ограничено, поскольку воздействовать на эффективность контрастности трудно.

Несмотря на то, что технологическая эффективность руд Е и Ж характеризуется одинаковой величиной $E_o = 0,38$, руда Ж легкообогатима, а низкая эффективность её обогащения обусловлена плохой работой сепаратора, тогда как руда Е, наоборот, труднообогатима из-за низкой контрастности.

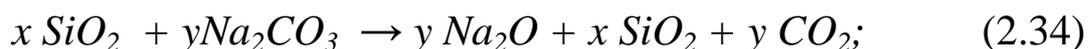
Такая система анализа общей технологической эффективности сепарации может быть использована не только для радиометрических, но и для других процессов.

2.11 Дефосфорация марганцевых концентратов гидрометаллургическим (содовым) методом

Гидрометаллургический метод наряду с дефосфорацией позволяет производить и обескремнивание марганцевых концентратов без перевода марганца в раствор, что уменьшает при выплавке, например, ферромарганца кратность шлака и, следовательно, повышает производительность электропечей, снижает расход электроэнергии и резко уменьшает безвозвратные потери марганца с отвальными шлаками.

Дегидратированная форма кремнезема, защищающая фосфор от выщелачивающего действия кислот, обуславливает трудноудаляемость части фосфора физическими методами обогащения. Разрушение этой защитной пленки в виде кремнезема содовым методом достигается путем спекания марганцевой руды (концентрата) с карбонатом натрия.

В процессе спекания рудосодовой шихты фосфор и кремний, содержащиеся минералы взаимодействуют с карбонатом натрия и переходят в водорастворимые соединения. Процесс в общем виде описывается уравнениями:



Полученный спек, содержащий растворимые в воде фосфаты и силикаты натрия (калия), направляют на измельчение и выщелачивание. При выщелачивании в раствор переходят фосфаты и силикаты натрия, а окислы марганца, железа, кальция остаются в осадке. Осадок, представляющий собой обесфосфоренный и обескремненный концентрат, промывают водой, а затем подвергают окускованию для электроплавки. Промывные воды применяются для выщелачивания новых порций спека. Фильтрат очищается от кремнезема продувкой его отходящими печными газами, содержащими углекислый газ. При этом протекает реакция:



Очищенный от кремнезема, но содержащий фосфор фильтрат обрабатывается раствором гидроокиси кальция или магнезия с целью осаждения фосфора:



Раствор карбоната натрия возвращается в голову процесса.

Таким образом, сода, затраченная на связывание вредных примесей марганцевой руды, возвращается в процесс за исключением механических потерь и потерь с концентратом.

Механизм взаимодействия марганцевого концентрата с содой можно представить следующим образом. На поверхности раздела марганцевый концентрат – сода при тесном соприкосновении их кристаллических решеток образуется слой продукта, толщина которого увеличивается по мере расходования реагентов, а протекание реакции связано с движением исходных веществ через этот слой. Поскольку температура плавления вещества определяется степенью прочности связи элементарных частиц в кристалле, то чем выше температура плавления вещества, тем при более высокой температуре происходит процесс его спекания. Для ускорения процесса взаимодействия необходимо увеличивать поверхность соприкосновения исходных веществ, что достигается путем тонкого их измельчения. На полноту и скорость взаимодействия оказывают продолжительность, температура спекания и перемешивание шихты. Последнее играет менее важную роль, если перед спеканием шихта увлажняется.

Основными звеньями механизма процесса спекания шихты являются: термическая диссоциация окислов марганца и кристаллохимические превращения, вызванные ею; химическая реакция между компонентами руды и содой и связанная с этим перестройка кристаллических решеток веществ; удаление двуокиси углерода – одного из продуктов химической реакции соды с окислами руды; диффузия реагирующих веществ через продукты реакций к фронту развития последней.

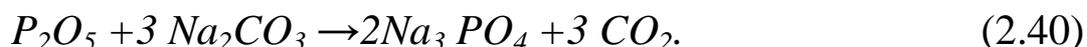
Термическая диссоциация окислов марганца (перекись марганца MnO_2 , окись марганца Mn_2O_3 , закись – окись марганца Mn_3O_4 и закись марганца MnO) и температурные интервалы существования того или иного окисла во многом определяются парциальным давлением кислорода в газовой фазе. В условиях спекания марганцевой руды с содой при температуре 850...920 °С следует ожидать, что марганец будет находиться в виде гаусманита Mn_3O_4 . Заметим, что в атмосфере чистого кислорода равновесная температура диссоциации $Mn_2O_3 \rightarrow Mn_3O_4$ составляет 968 ± 5 °С, тогда как в атмосфере воздуха она равна $877 + 5$ °С.

Содержание глинозема в марганцевых рудах находится в преде-

лах 2,5...3,7%, в концентратах – 1,5... 3,5%. Глинозем начинает реагировать с содой при температуре 710...720 °С, реакция ускоряется при повышении температуры до 800 °С и завершается при 1150 °С с образованием метаалюмината натрия в конденсированных фазах



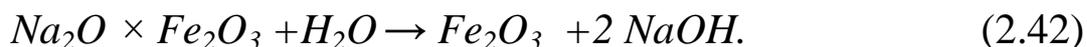
При спекании чистых компонентов пятиоксида фосфора с карбонатом натрия протекает реакция, которая исследована недостаточно и в литературе нет полных данных, характеризующих ее



Полагают, что железо в марганцевых рудах находится в виде гематита и при спекании с карбонатом натрия образует метаферрит натрия по реакции



Реакция начинается при температуре примерно 500 °С и заканчивается при температуре 1000 °С в течение 1 часа. При избытке соды в смеси реакция замедляется. При выщелачивании, в воде метаферрит подвергается гидролизу с выделением едкой щелочи



Основными факторами, оказывающими влияние на степень дефосфорации и обескремнивания марганцевых концентратов при гидрOMETаллургическом способе, являются температура спекания шихты, гранулометрический состав исходных материалов, величина натриевого модуля шихты, продолжительность спекания шихты, температура и продолжительность выщелачивания спеков, величина отношения твердой фазы к жидкой (Т:Ж) при выщелачивании.

Степень дефосфорации и обескремнивания марганцевых концентратов рассчитывается по формулам

$$e_P = \left(1 - \frac{P_{KOH}}{P_{ИСХ}} \cdot \frac{Mn_{ИСХ}}{Mn_{KOH}} \right) \cdot 100; \quad (2.43)$$

$$e_{SiO_2} = \left(1 - \frac{SiO_{2\text{кон}}}{SiO_{2\text{исх}}} \cdot \frac{Mn_{\text{кон}}}{Mn_{\text{исх}}} \right) \cdot 100, \quad (2.44)$$

где ε_p , e_{SiO_2} – степень соответственно дефосфорации и обескремнивания; $Mn_{\text{кон}}$, $Mn_{\text{исх}}$, $SiO_{2\text{кон}}$, $SiO_{2\text{исх}}$, $P_{\text{кон}}$, $P_{\text{исх}}$ – содержание марганца, кремнезема и фосфора в гидрометаллургическом концентрате и в исходном соответственно, %.

Цель работы. Исследование влияния технологических факторов на степень дефосфорации марганцевых концентратов при гидрометаллургическом способе.

Описание экспериментальной установки. Муфельная печь с термоэлектрическим пирометром для регистрации температуры и электроплитка.

Необходимое оборудование и материалы. Воронка Бюхнера (вакуум-фильтр), противень из нержавеющей стали, фарфоровые и стеклянные стаканы, навески карбонатного марганцевого концентрата (по 50...100 г на каждую подгруппу студентов, выполняющую работу), сода, фильтры бумажные "белая лента", мешалка.

Методика проведения работы. При проведении исследований в качестве исходного сырья может быть принят марганцевый концентрат 2-го сорта Никопольского месторождения состава: 36,67 % Mn ; 0,21 % P ; 24,38 % SiO_2 ; 2,8 % Na_2O ; $P/Mn - 0,057$.

Соду, как правило, применяют кальцинированную (96% Na_2CO_3). Расход соды определяется натриевым модулем шихты, представляющим собой отношение Na_2O / SiO_2 в шихте перед спеканием. Для исследования влияния натриевого модуля шихты на степень дефосфорации и обескремнивания приготовить шихты с модулем равным 0,5; 1,0 и 1,5. Например, исходя из натриевого модуля шихты равного 1,5 (содержание Na_2O в соде – 55,6%), при содержании кремнезема 30,7 % ему должно соответствовать 46 г Na_2O . На 100 г концентрата необходимое количество соды должно составлять $96:0,556 = 83$ г. Следовательно, масса шихты будет 183 г.

Навеска концентрата, смешанная с содой, помещается в стеклянный стакан и заливается водой. Разжижение рудосодовой шихты должно быть $T:Ж = 1:1$. Перемешивание производят, тщательно в течение 30 минут. Затем шихту переводят в противень из нержавеющей стали, высушивают на электроплитке и помещают в муфельную печь, предварительно нагретую до 500 °С.

В муфельной печи шихту марганцевого концентрата и соды спекают в течение 90 минут, повышая температуру до 870 °С. В связи с нежелательным переходом в раствор силикатов марганца обычно указанную величину температуры не превышают. При обжиге протекают реакции: (2.34), (2.35), (2.39), (2.40), (2.41).

Влияние температуры спекания шихты исследуется в интервале температур 600...1000 °С через каждые 50 °С.

Для лучшего протекания процесса спекания рудосодовой шихты, ее необходимо периодически перемешивать. После проведения обжига спек охлаждается до температуры 18...20 °С, взвешивается, измельчается до класса крупности – 0,15 + 0 мм, и от него отбирается проба для химического анализа на определение марганца, фосфора, кремнезема и окиси натрия.

Подготовку спека перед выщелачиванием проводят по двум вариантам: по первому – спек выщелачивается водой при Т:Ж= 1:3 в течение 60 минут, по второму – он перед выщелачиванием выдерживается в воде в течение 24 часов при Т:Ж = 1:1. После чего в фарфоровом стакане при добавлении воды до Т:Ж = 1:3 спек перемешивается в течение 60 минут на электроплитке при температуре 90...95 °С. Через 25 минут выщелачивания в стакан добавляется 5 мл горячей воды. Эту операцию повторяют через 15 минут, накрывая стакан резиновой крышкой. Выщелоченная пульпа фильтруется на вакуум-фильтре (воронке Бюхнера). Фильтрацию производят таким образом, чтобы смоченный бумажный фильтр плотно приставал к фарфоровому фильтру воронки. Осадок с фильтра снимают, переносят в фарфоровый стакан, наливают воду до разжижения Т: Ж = 1:2 и перемешивают пульпу в течение 20 минут при температуре 90...95 °С. Затем вода сливается и операция промывки повторяется.

Объем фильтрата и промывочных вод измеряется и в них определяется содержание фосфора, кремнезема, окиси натрия. После чего осадок высушивается и обжигается при температуре 870 °С в течение 90 минут для удаления гидратной влаги. Полученный обесфосфоренный концентрат взвешивают и в нем определяется содержание марганца, кремнезема, фосфора и окиси натрия.

Фильтрат перерабатывается с целью извлечения кремнезема и регенерации соды путем продувки его углекислым газом (2.36). При этом кремнезем выпадает в осадок, который отфильтровывается и взвешивается. От него отбирается проба на химический анализ для определения содержания кремнезема и окиси натрия. В фильтрате остается сода, ко-

торую можно повторно использовать после, его упаривания.

Порядок обработки и записи полученных данных. По экспериментальным данным исследования устанавливают влияние основных технологических факторов на степень дефосфорации и обескремнивания марганцевых концентратов при гидрометаллургическом способе. После обработки массива данных в виде таблиц результаты представляют в виде графиков, которые сопровождаются их анализом и выводами.

Например, на рис. 2.17 показано изменение содержания фосфора и кремнезема в гидрометаллургическом марганцевом концентрате в зависимости от величины натриевого модуля шихты. Содержание фосфора и кремнезема в концентрате резко снижается с увеличением натриевого модуля шихты. Причем при выдержке спека в воде и при модуле равном 1,5 можно снизить содержание фосфора до 0,025% против 0,05 в концентратах без выдержки спека в воде. Существенное влияние на снижение содержания фосфора оказывает промывка осадка (рис. 2.17, кривая 5), при которой содержание фосфора в концентрате снижается с 0,04 до 0,02 (т.е. степень дефосфорации при промывке составляет 91...92% против 75...78% без промывки).

На рис. 2.18 приведены результаты изменения содержания фосфора и кремния в гидрометаллургическом марганцевом концентрате в зависимости от температуры спекания шихты. Анализ данных показывает, что повышение температуры спекания до 850...900 °С влечет за собой резкое снижение содержания фосфора (кривые 1 и 2) в концентрате, а дальнейшее ее повышение приводит лишь к увеличению содержания кремнезема (кривые 3 и 4). Выдержка спека в воде перед выщелачиванием заметно снижает (ниже 0,02 %) содержание фосфора в концентрате.

Влияние продолжительности выщелачивания спека на полноту удаления фосфора приведено на рис 2.19. Из приведенных зависимостей следует, что при натриевом модуле шихты равном 1,5 марганцевый концентрат содержит 0,025 % фосфора.

Отдельные результаты опытов по дефосфорации и обескремниванию содовым методом приводятся в табл. 2.7.

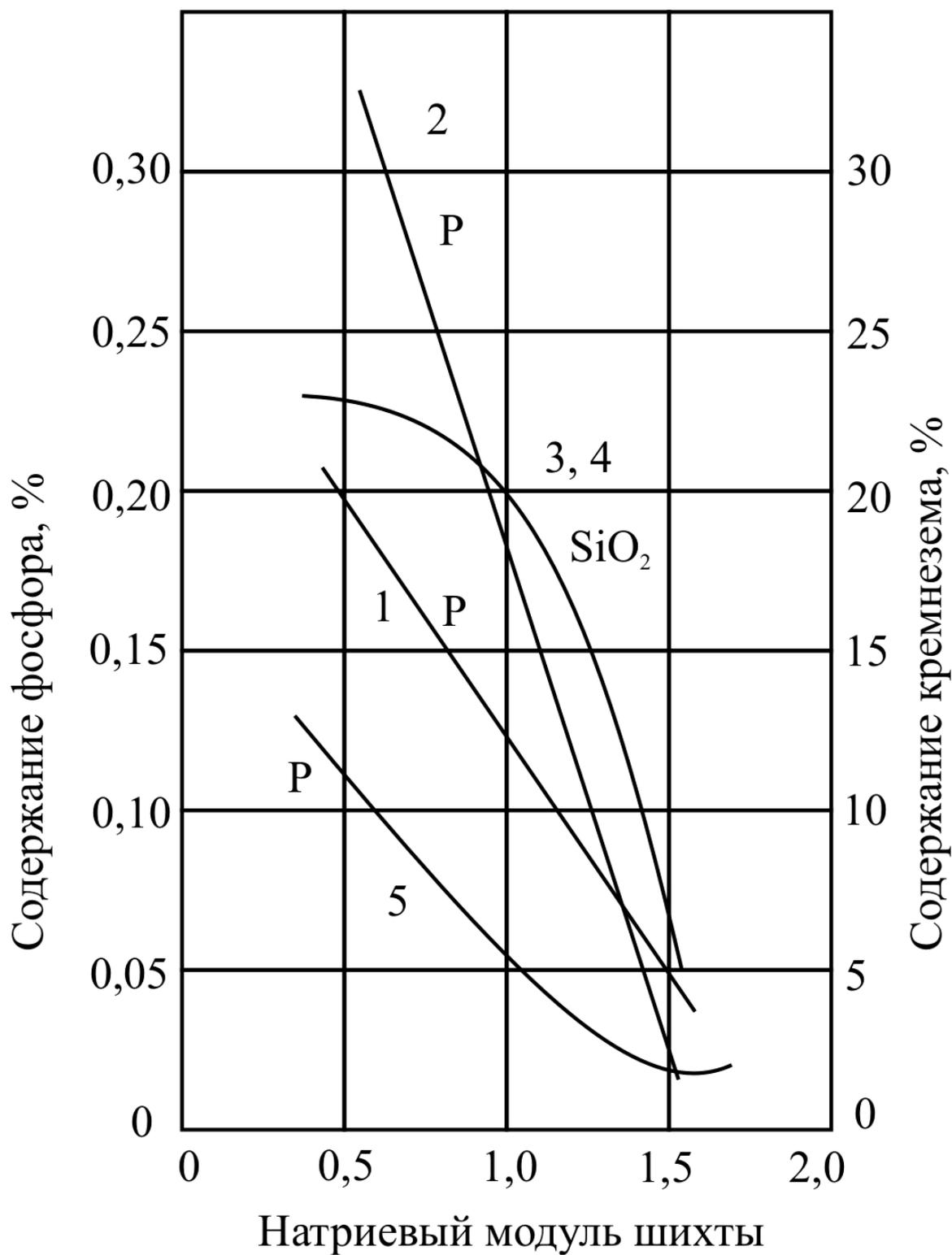


Рис. 2.17 – Зависимость содержания фосфора и кремнезема в марганцевом гидрометаллургическом концентрате от натриевого модуля шихты.

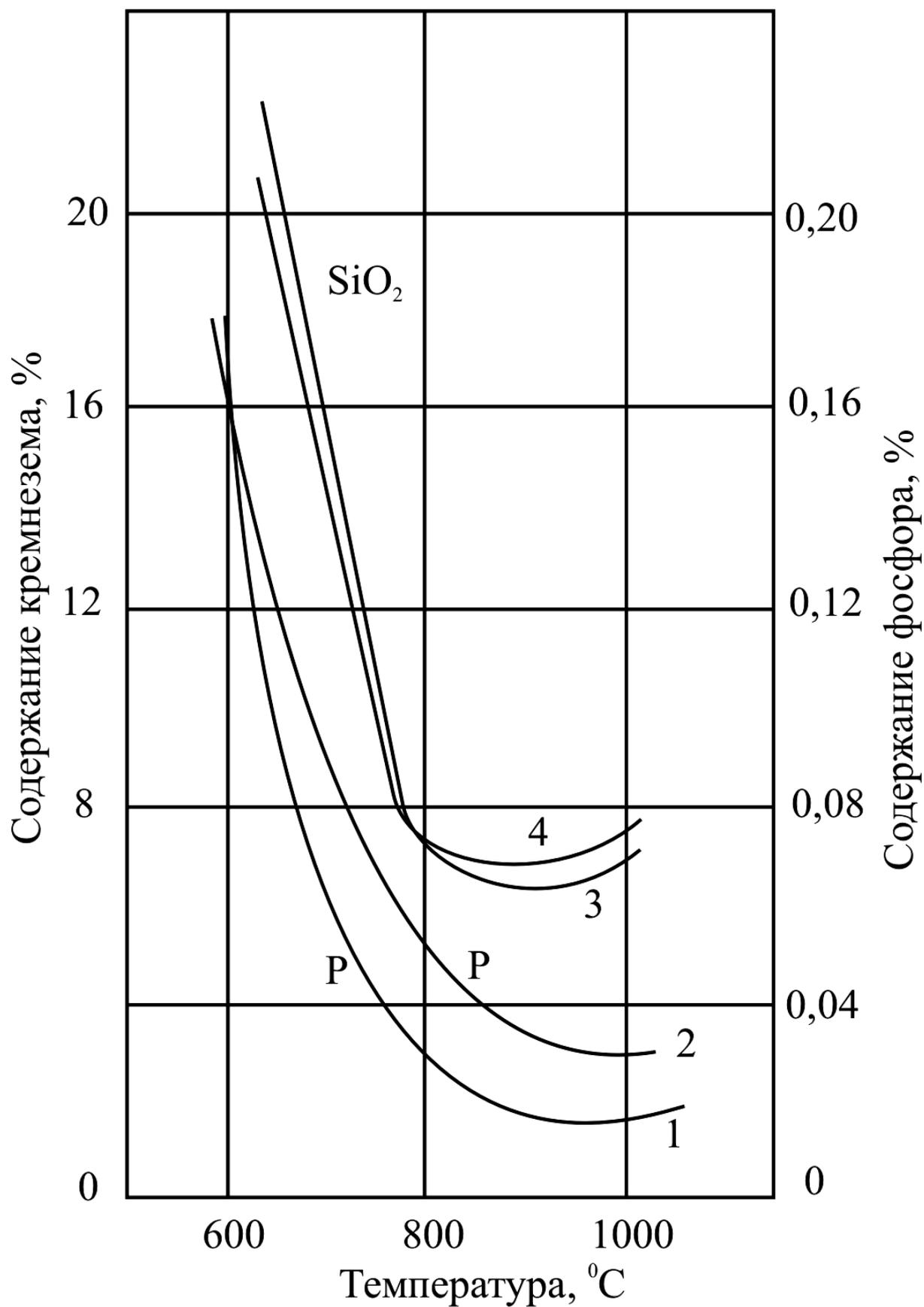


Рис. 2.18 – Зависимость содержания фосфора и кремнезема в марганцевом гидрометаллургическом концентрате от температуры спекания шихты

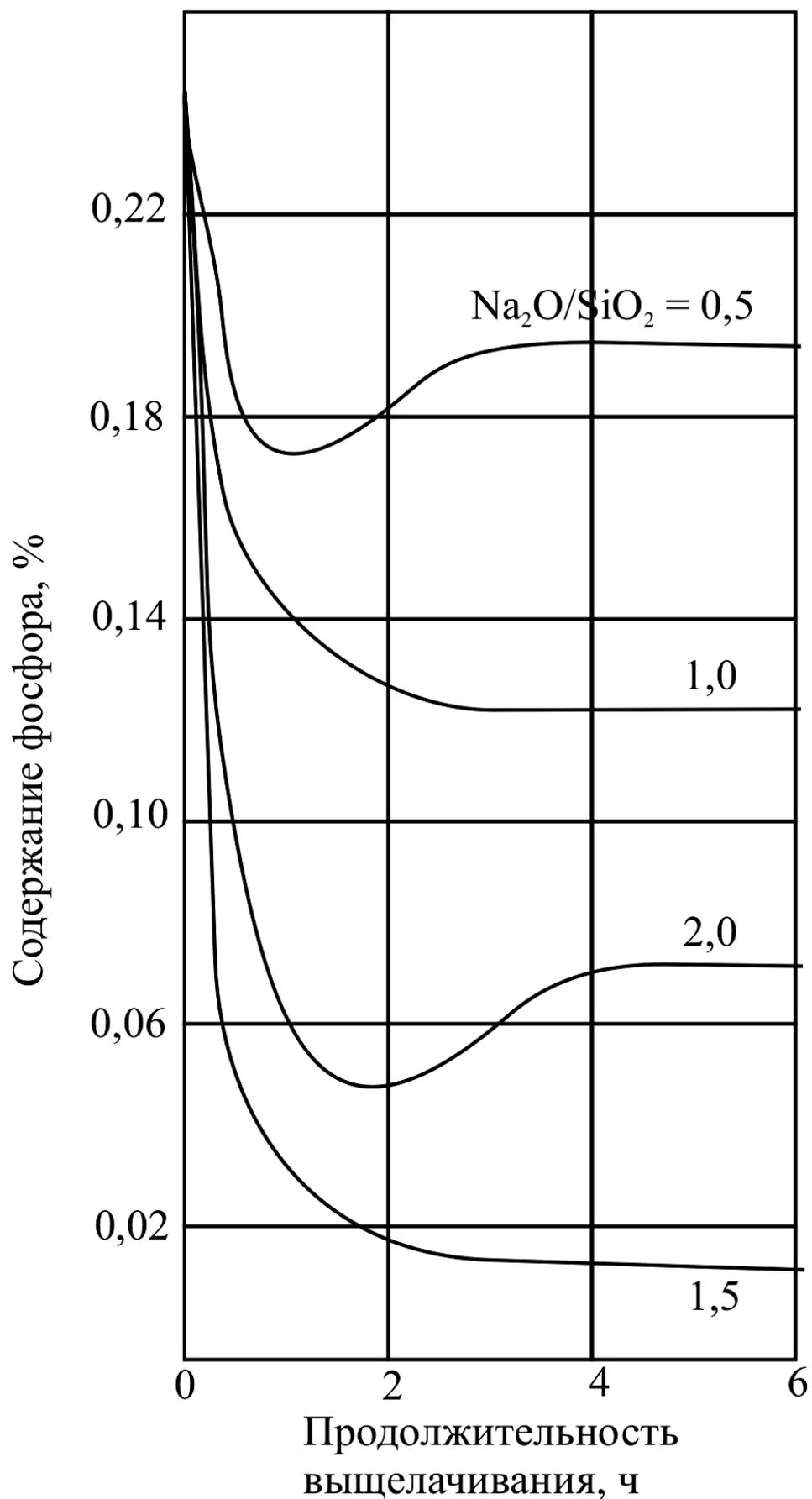


Рис. 2.19 – Зависимость содержания фосфора от продолжительности выщелачивания

Таблица 2.7 – Результаты дефосфорации и обескремнивания марганцевых концентратов

Продукт	Выход, γ, %	Содержание, %			Извлечение Mn, %	P/Mn, %
		Mn	P	SiO ₂		
Марганцевый концентрат	100	36,67	0,21	24,38	100,0	0,05726
2-го сорта	183	–	–	–	–	–
Шихта	110	–	–	–	–	–
Спек						
Спек после выщелачивания водой	76	41,09	0,017	12,10	94,15	0,00041

Степень дефосфорации и обескремнивания определяют по формулам (2.43),(2.44)

$$e_p = \left(1 - \frac{0,017}{0,21} \times \frac{36,67}{41,09}\right) 100 = 92,77\% ;$$

$$\varepsilon_{\text{SiO}_2} = \left(1 - \frac{12,10}{24,38} \times \frac{36,67}{41,09}\right) 100 = 55,71\% .$$

3 ПРАКТИКА ХИМИЧЕСКИХ ТЕХНОЛОГИЙ ПЕРЕРАБОТКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Химические процессы, внедренные в горнорудную промышленность, постоянно совершенствуются.

Значительный промышленный опыт по применению металлургической, гидрометаллургической и пирометаллургической переработок свинцово–цинковых и медно–цинковых концентратов, пиритных концентратов, содержащих благородные металлы, окисленных и смешанных медных руд, вольфрамовых и вольфрамо–молибденовых концентратов и промпродуктов имеют многие страны мира (США, Япония, Франция, ФРГ, Мавритания, Филиппины, Финляндия и др.).

Большое значение за рубежом приобрело и подземное выщелачивание – геотехнология. Уже в период освоения этих способов извлечения полезных ископаемых из недр на геотехнологических предприятиях удалось повысить производительность труда по конечной продукции в 3–4 раза при значительном снижении себестоимости. Строительство геотехнологических предприятий менее капиталоемко (в 5 и более раз) по сравнению с предприятиями такой же мощности с традиционной технологией добычи.

В связи с разнообразием вещественного состава перерабатываемых продуктов обогащения применяемые химические процессы также разнообразны. Значительная их часть проводится при повышенных (100–300 °С), а иногда при высоких (1000–1200 °С) температурах. На таких крупных горнометаллургических комбинатах России как Норильский, Балхашский, Алмалыкский комбинированный процесс переработки сырья осуществляется полностью. Во многих случаях на обогатительных фабриках и горно–обогатительных комбинатах, работающих по комбинированным схемам, обогащение руд дополняется химической доводкой некондиционных концентратов или химической подготовкой руды к обогащению. Переработка же коллективных, бедных концентратов и промпродуктов производится на самостоятельных гидрометаллургических и химических заводах.

3.1 Термохимическая переработка железных и других руд

Обогащение с предварительным магнетизирующим обжигом может применяться к гематитовым, гидрогетитовым, лимонитовым, бурожелезняковым рудам с получением лучших по качеству концентрата

тов и при большем извлечении, чем при гравитационном обогащении.

В процессе обжига железо (III), содержащееся в рудах, частично восстанавливается до железа (II) водородом, оксидом углерода или их смесью, благодаря чему минералы становятся магнитными. В соответствии с диаграммами равновесия протекающих при этом реакций восстановительный обжиг обычно проводится при температуре до 1000 °С. Недостатком обжига является большой расход тепла, для уменьшения которого предлагается несколько методов: охлаждение и циркуляция горючих газов в шахтных печах, применение теплообменников, а также окисление полученного магнетита в магнитный гамма-гематит с выделением тепла. Метод считается применимым при наличии дешевого топлива и перспективным для ряда руд.

Специалисты разных стран изучают магнетизирующий обжиг железных руд как один из методов обеспечения черной металлургии сырьем. Отмечаются достоинства вращающихся печей при обработке руд различного состава. После обжига в таких печах получают концентраты с содержанием железа от 50 до 71 % при извлечении от 73 до 98,5 %. Эти печи применяют и для удаления мышьяка из некоторых руд, и для прямого восстановления железных руд.

При обогащении австралийских гематитовых кварцитов рекомендуется сочетать в одной термической операции рудное самоизмельчение и магнетизирующий обжиг. В процессе обжига пустая порода растрескивается при температуре 570 °С в результате превращения α -кварца в β -кварц. Оксиды железа раскрываются, руда становится хрупкой и легко измельчаемой.

Производительность измельчения и восстановления зависит от температуры. Состав восстановительного газа влияет на ход измельчения. Из руды получен восстановленный продукт, при обогащении которого на сухом магнитном сепараторе в один прием выделен концентрат с содержанием 64 % железа его при извлечении 90 %.

При обжиге сидеритовых руд, содержащих железо (II), восстановления не требуется и проводится окислительный или нейтральный обжиг. При этом можно ограничиться нагревом до 500–550 °С, необходимым для диссоциации карбоната железа, но, чтобы ускорить процесс, применяют более высокие температуры. Охлаждают руду в атмосфере отходящих газов, обогащенных углекислотой. Кроме вращающихся печей для обжига применяют шахтные печи, иногда агломерационные ленты.

Для тонковкрапленных руд, при обогащении которых требуется

тонкое измельчение с повышенным выходом необогащаемых шламов (–10 мкм), магнетизирующий обжиг обеспечивает в определенных условиях укрупнение зерен гематита–магнетита, что упрощает последующее разделение. Такие работы проведены на немагнитных таконитовых рудах, состоящих из мартита, представляющего псевдоморфозы гематита по магнетиту, и кварца ленточной структуры.

Обжигмагнитная технология обогащения марганцево–железных руд обусловлена тем, что железо в таких рудах находится в кристаллических решетках минералов марганца–якобсита, холландита, ситапарита и в форме сростков гематита и гетита с этими минералами. Гравитационное разделение руд невозможно из–за малой разницы в плотностях минералов, разделение в сильномагнитном поле почти неприемлемо, гидро– и пирометаллургическая обработка руд без обогащения неэкономична. Положительные результаты получены в случае обжига при температуре 600 °С с последующей сепарацией в слабомагнитном поле.

Предварительные термохимические операции необходимы и при обогащении руд цветных и редких металлов. Например, после восстановительного обжига при температуре 900 °С успешно разделяются рутило–цирконовые концентраты. Это определяется тем, что в результате обжига магнитная восприимчивость рутила увеличивается в 25–50 раз, а у циркона остается без изменений. После обжига методом магнитной сепарации получают отдельные, достаточно чистые рутиловый (0,05 % ZrO_2) и цирконовый (<0,5 % TiO_2) концентраты. Метод приемлем также и для обесфосфоривания рутиловых концентратов.

Предварительный восстановительный обжиг доломитовой медной руды (месторождение Барра, Южная Австралия) при температуре 500–750 °С повышает извлечение меди в аммонийный раствор до 85 %. Среднее содержание меди в руде составляет 1,5 %, причем около 65 % ее находится в малахите и азурите, 15–20% в хризоколле, остальная доля – в гетите и силикатах.

Целесообразно применение обжиг–флотационных и обжиг–магнитных схем. Так, обжиг касситеритовых труднообогатимых руд при температуре 600–700 °С в восстановительной атмосфере улучшает показатели последующей флотации ксантогенатом. Магнетизирующий обжиг фосфоритов при температуре 650 °С позволяет решить задачу отделения при электромагнитной сепарации сильномагнитных пиритизированных зерен и слабомагнитных

карбонатов, силикатов и сульфатов от фосфата.

Термическая обработка пирротинового концентрата и последующая магнитная сепарация дают возможность сконцентрировать никель в магнитной фракции, а основную часть серы и железа пирротина перевести в немагнитную фракцию, пригодную для получения оксидов железа и серной кислоты. При соотношении пирротинового концентрата, железосодержащей добавки (гидроксида железа) и углеродсодержащего восстановителя 3:1:0,3 при температуре 900–950 °С и продолжительности 30–60 мин извлечение никеля в магнитную фракцию с содержанием его 8–10 % достигает 85–90%. В эту же фракцию на 90% извлекается кобальт, на 80 % – платиноиды.

Способ подготовки к флотационному обогащению окисленных никелевых руд основан на восстановлении руды коксовой мелочью или углем при температуре 850–960 °С и расходе восстановителя 6–10 % от массы руды с последующим сульфидированием восстановленного материала.

В ряде стран используется комбинированный способ обогащения упорных медных руд. Перед обогащением руда обжигается с целью восстановления меди до металлического состояния. Затем медь выделяется из огарков флотацией. Обжиг проводится при температуре 700–800 °С с подшихтовкой к руде небольших добавок кокса и каменной соли. В процессе обжига происходит укрупнение частиц меди, которая затем легко флотируется. С медью в концентрат извлекаются металлы – спутники (висмут, серебро).

Процесс обработки окисленных руд тяжелых металлов, содержащих благородные металлы, состоит из обжига руды в смеси с сульфидами (предпочтительно пирротин) и галогенидами ($NaCl$, KCl , $CaCl_2$, $MgCl_2$, в большинстве случаев – с $NaCl$) в присутствии водяных паров с последующей флотацией огарка. Обжиг осуществляется при температуре 500–800 °С. Расход галогенидов и доля водяных паров составляют 1–2 %.

Термические процессы применяют при обработке руд, в которых золото ассоциировано с гидратированными оксидами железа. Эффективный метод подготовки их к цианированию – прокаливание при невысоких температурах (200–300 °С).

Один из методов разрушения плотных оксидов марганца при извлечении золота и серебра из марганецсодержащих руд этих металлов – хлорирующий обжиг. Процессы обжига, особенно окислительного, имеют большое значение при технологии извлечения зо-

лота из упорных руд и концентратов.

Термическая обработка руд и концентратов позволяет улучшить показатели и расширить возможности методов электрического и электромагнитного обогащения. Прокаливание и обжиг при температуре 100–800 °С влияют на результаты электрической сепарации грубых золотосодержащих концентратов, а также касситерита, рутила, лейкоксена, циркона, дистенсиллиманита, кварца и других минералов. Правильно выбранные условия термической обработки разделяемого материала обеспечивают селекцию минералов, которые в естественном состоянии не разделяются на электрических сепараторах независимо от режимов их работы.

Термическая обработка рудного материала иногда повышает селективность выщелачивания отдельных ценных компонентов.

Обычно термическое воздействие приводит к химическим изменениям минералов или к физико–химическим изменениям их поверхностей. Однако в ряде случаев оно также способствует разделению зерен минералов вследствие возникновения напряжений в материале при нагреве или охлаждении. Например, метод обогащения сподуменных руд основан на их обжиге и декрипитации, которая происходит в результате полиморфного, а не химического превращения при нагревании сподумена.

Помимо обжига применяют различные термохимические методы, основанные на превращении устойчивых кристаллических структур в метастабильные, что облегчает последующее химическое разложение минералов.

Так, обработка фторapatитовых концентратов водяным паром при повышенной температуре приводит к замене ионов фтора в кристаллической решетке на ионы гидроксидов.

Известны высокотемпературные способы облагораживания рудного материала, основанные на связывании минералов пустой породы в форме, не вскрываемой определенным растворителем. Например, на карбонатных рудах достигалось резкое снижение расхода серной кислоты после спекания с кремнеземсодержащими материалами для связывания карбонатного кальция в форме силикатов. Однако при этом важен подбор оптимальных условий спекания, так как возможно образование нерастворимых пленок на поверхности ценного минерала, ухудшающих последующую гидрометаллургическую или химическую обработку. Иногда требуется тщательное измельчение спека перед выщелачиванием.

В Великобритании запатентован способ обогащения карбонатно–фосфатных руд, по которому руда, с содержанием 23 % P_2O_5 обжигается при температуре 960 °С и затем обрабатывается водой, а образующаяся из карбонатов известь гасится. Далее известковая пульпа кипятится, после чего частицы извести легко удаляются декантацией. Остаточное содержание CO_2 в обожженном продукте около 0,2 %. Извлечение фосфора в концентрат, содержащий 39 % P_2O_5 , составляет 85 %.

Карбонатные руды могут обжигаться и в обычных шахтных печах для выжигания извести из известняков. В США на предприятиях, обогащающих фосфатные руды обжигом, этот процесс осуществляется во вращающихся печах или в реакторах с кипящим слоем при температуре от 650 до 1100 °С. В результате обжига не только разлагаются карбонаты, но выгорают органические вещества и удаляется свободная и кристаллизационная вода. Поэтому обжиг применяют даже к малокарбонатным богатым рудам.

Обычно фосфатные руды после обжига становятся более хрупкими, что повышает производительность дробильно–размольного оборудования. Обожженные и прокаленные руды можно использовать для производства аммофоса, двойного и простого суперфосфата.

Известен способ обжига урановой карбонатно–фосфатной руды при температуре 850–950 °С для разложения кальцита с образованием извести, которая затем выщелачивается водным раствором хлористого аммония. Содержание урана в руде при этом повышается до 100–120 г/т. Получаемый концентрат содержит 36–38 % P_2O_5 с извлечением в него фосфора более 95 %, потери урана при выщелачивании – менее 20 %. Последующие гидрометаллургические операции обеспечивают извлечение в химический концентрат 80 г урана из тонны руды.

Обжиг для разложения карбонатов и удаления углекислого газа – метод обогащения карбонатных марганцевых руд, обеспечивающий повышение концентрации марганца. Однако после обжига наряду с повышением содержания марганца в концентрате возрастает содержание кремнезема, железа, фосфора и других примесей, что снижает эффективность процесса.

3.2 Биохимическое выщелачивание руд и концентратов

Бактериальное выщелачивание широко применяют в Канаде, США, Японии, Югославии для кучного выщелачивания меди из бедных руд. Так, на Бингамском месторождении в США (штат Юта) кучным выщелачиванием с помощью микроорганизмов получают 70 тыс. тонн меди из отвалов со средним содержанием 0,2%.

Микроорганизмы используются для выщелачивания урана из руд в Канаде, Франции, ЮАР, Португалии.

Ведется освоение микробиологического выщелачивания цветных металлов из отходов обогатительных фабрик и пирометаллургического производства. Внедрен в промышленность способ получения серы из сульфатов, который состоит из операций восстановления сульфатной серы до сероводорода и последующего окисления до элементарной серы фотосинтезирующими бактериями. Изучается получение элементарной серы разложением пирита бактериями. Доказана эффективность применения микроорганизмов для окисления серы до серной кислоты. Затраты снижаются на 0,62–0,73 дол. в расчете на тонну выщелачиваемой руды.

В СССР получены данные по выщелачиванию сульфидов меди, железа, цинка в присутствии микроорганизмов, предложена технология извлечения меди из бедных медносульфидных руд, созданы промышленные установки, разработаны способы избирательного выщелачивания арсенопирита из оловянных и золотосодержащих концентратов.

Многие процессы окисления, приводящие к растворению или осаждению рудного компонента, в присутствии бактерий протекают в десятки и сотни раз быстрее, чем в стерильных условиях.

При изучении сульфидных месторождений открыты новые виды автотрофных тионовых бактерий, ускоряющих окисление и растворение сульфидных минералов.

Автотрофными («самопитающимися») называют микроорганизмы, которые способны синтезировать необходимые для их существования питательные вещества (сахар и другое биохимическое сырье) хемо– или фотосинтезом при наличии воды, диоксида углерода, неорганических солей и подходящего источника энергии.

Гетеротрофные микроорганизмы в отличие от автотрофных не способны синтезировать питательные вещества из неорганических соединений. Поэтому они питаются готовыми органическими веще-

ствами. По мнению некоторых ученых гетеротрофные бактерии эволюционировали из автотрофных, сходных с современными железными и серными бактериями.

Доказано, что окисление воды бактериями происходит значительно быстрее, чем при обычном химическом окислении сульфидов. До 80 % всей серной кислоты в водах угольных шахт образуется за счет окисления бактериями пирита, содержащегося в угле.

При разложении сульфидов роль тионовых бактерий, в частности *Th. ferrooxidans* и *Th. thiooxidans*, заключается в биокаталитическом ускорении процессов окисления. Даже один из наиболее стойких сульфидов – молибденит может быть окислен с помощью бактерий в 7 раз быстрее, а вместе с пиритом – в 29 раз, чем в стерильных условиях.

Характерная особенность микроорганизма *Th. ferrooxidans* состоит в том, что он не только непосредственно окисляет и растворяет сульфиды, но и окисляет в растворах продукты их разложения с образованием соединений, являющихся эффективными химическими растворителями.

Бактерии *Th. ferrooxidans* способствуют быстрому накоплению в растворах сульфат-аниона с образованием серной кислоты и растворимых сульфатов. Практически важный результат окислительной деятельности бактерий – образование и постоянная регенерация сульфата железа (III) – растворителя многих сульфидных минералов и металлов. Использование этого растворителя в гидрометаллургии сдерживается помимо прочих причин и трудностями его регенерации, так как обычное химическое окисление ферросульфата в феррисульфат кислородом воздуха протекает медленно и возможно только в слабокислых растворах.

Другие способы регенерации сульфата железа (III) также связаны с определенными трудностями и большими затратами. В этой связи бактериальный способ регенерации $Fe_2(SO_4)$ представляется простым и экономически целесообразным, так как окисление железа (II) протекает во много раз быстрее даже в достаточно кислых растворах (при pH 1,5–2).

Механизм биохимических процессов окисления, растворения и осаждения минералов – предмет специальных исследований. Биокаталитические явления протекают внутри клеток микроорганизмов, жизненные процессы в которых происходят за счет энергии окисления неорганических веществ.

Бактериальное окисление сульфидных минералов – электрохимический процесс. При наличии нескольких сульфидов создаются гальванические пары, причем микроорганизмы окисляют прежде всего сульфид с меньшим электродным потенциалом. Это обуславливает возможность избирательного окисления отдельных минералов в концентратах. Окисляемое железо (II) поступает в периплазматическое пространство клеточной стенки, где электрон акцептируется медьсодержащим белком – рустицианином, а затем переносится по цитохромной цепи через цитоплазматическую мембрану. Возникающий при движении электронов и протонов потенциал обеспечивает синтез молекул аденозинтрифосфата (АТФ).

Элементарная сера растворяется липидами, выделяемыми бактериями во внешнюю среду, и в коллоидном состоянии поступает в периплазматическое пространство клетки, а затем окисляется на поверхности цитоплазматической мембраны и во внутриклеточной мембранной системе. Считают, что механизм синтеза АТФ при этом окислении такой же, как и при окислении железа (II).

Бактериальные способы упрощают химическую селекцию сульфидных и окисленных минералов меди, обработку низкосортных хромитовых и титановых продуктов, переработку марматитовых руд.

С помощью микроорганизмов возможно обессеривание углей избирательным растворением присутствующего в них пирита, а также извлечение окисленных минералов марганца и железа из комплексных руд.

Для повышения эффективности кучного микробиологического выщелачивания меди необходимо непрерывное культивирование микроорганизмов при постоянном орошении кучи и непрерывной подаче в нее воздуха, при поддержании температуры руды и растворов в пределах 18–25 °С. Поскольку активные микроорганизмы развиваются непосредственно в рудном материале, то в 5–6 раз сокращается продолжительность кучного выщелачивания, значительно снижается расход серной кислоты, исключается необходимость строительства прудков–регенераторов.

Активность бактерий уменьшается при понижении температуры до 6–15 °С и снижении биомассы клеток при цементации и сгущении на 2–3 порядка. Очевидно, эффективное решение задачи – выращивание бактерий в культиваторах с последующим внесением их в рудную массу.

Кроме бактерий *Th. ferrooxidans* выщелачивание можно осуще-

ствлять с помощью гетеротрофных микроорганизмов, которые накапливают в растворах органических веществ, образующие с ионами металла водорастворимые комплексы. Процесс может протекать в широком диапазоне рН, он перспективен для извлечения цветных, редких и благородных металлов. Его особенность состоит в том, что синтезируемые микроорганизмами органические вещества являются селективными растворителями металлов.

Микробиологическое выщелачивание золота представляет наибольший интерес при извлечении его из бедных руд и россыпей. Так, основной этап разработки технологического процесса – выделение, селекция и изучение бактерий, способных растворять металлическое золото, содержащееся в коренных рудах и россыпях.

Проведено бактериальное выщелачивание золота из латеритов с содержанием его 6,6–1,98 г/т. Максимальное извлечение золота из руд было достигнуто в течение 283 суток и составило 82 %.

Скорость бактериального выщелачивания увеличивается при предварительном получении продуктов метаболизма бактерий и их использовании в качестве выщелачивающего агента.

Для повышения активности исследуемых штаммов изучено воздействие на дикие культуры различных мутагенных факторов и получены активные мутанты, значительно превосходящие исходные штаммы по золоторастворяющей способности (в 2–5 раз).

Исследован состав продуктов метаболизма золоторастворяющих бактерий. Методом хроматографии в натуральных средах активных организмов установлено значительное количество аминокислот. С помощью методов вертикального электрофореза на бумаге ионного обмена и химического осаждения продукты метаболизма разделены на составляющие фракции.

Наряду с аминокислотами способностью растворять золото обладают белки и пептиды.

Изучено взаимодействие порошкового золота с индивидуальными растворами аминокислот, обнаруженных в продуктах метаболизма бактерий. Наибольшая степень растворения золота достигается в аспарагиновой кислоте (30–32 мг/л) и гистидине (14–15 мг/л) при окислителе. Концентрация золота в растворах возрастает с увеличением продолжительности взаимодействия.

Бактериальное выщелачивание золота опробовано на различном рудном сырье. Положительные результаты получены на хвостах отсадки, эфелях, а также непосредственно на бедных песках, пустая

порода которых представлена в основном кварцем и полевым шпатом. Извлечение металла в среднем за 5–10 суток составило 50–80%, а при переработке песков, содержащих тонкое золото, – соответственно 70 и 82 % за 5 и 10 суток.

Показатели бактериального выщелачивания золота зависят от содержания аминокислот в культуральных растворах. Так, при увеличении концентрации аминокислот от 0,5–1 до 3,5–5 г/л концентрация золота в растворах увеличивается в 3–4 раза. Предпочтительны большие отношения Ж:Т и слабощелочная среда выщелачивающего раствора. Золото из получаемых бактериальных выщелатов успешно извлекается сорбцией на анионитах или активированном угле.

При выщелачивании золота растворами некоторых белков можно обходиться без добавок химических окислителей.

Перспективна реализация метода электрохимического растворения золота в растворах белковых остатков и белков. Скорость растворения золота при этом возрастает на один – полтора порядка. Это подтверждает целесообразность дальнейшего изучения процессов взаимодействия золота, других металлов и минералов с микроорганизмами и органическими веществами белкового происхождения

При использовании гетеротрофных микроорганизмов для выщелачивания меди, титана, урана при высоких рН выделены термофильные микроорганизмы, способные выщелачивать молибден из молибденита и медь из халькопирита при температуре 45–70 °С.

Гетеротрофные микроорганизмы представляют интерес и для обескремнивания бокситов, и для облагораживания состава других руд и продуктов обогащения.

Микробиологическое выщелачивание может использоваться для извлечения металлов и неметаллов как из бедных, так и богатых материалов, в частности сульфидных. Для этого не требуется больших капиталовложений и эксплуатационных затрат. Процессы протекают при обычных температуре и давлении, просты в управлении и неопасны для окружающей среды. Однако применение микробиологического выщелачивания при переработке руд требует решения ряда вопросов:

- использование генетики и селекции микроорганизмов для получения культур, имеющих значительно большую активность, чем применяемые в настоящее время;
- изыскание новых видов микроорганизмов, способных окислять и растворять минералы;

- изучение рациональных комбинаций химических, микробиологических и других методов, пригодных для промышленной технологии.

3.3 Извлечение ценных компонентов из морских конкреций

Месторождения минералов в виде конкреций на морском дне представляют значительный источник марганца, никеля, кобальта, меди и других металлов. Конкреции широко распространены на глубине от 100 до 7000 метров в Атлантическом и Тихом океанах, а также на дне некоторых озер, в частности озера Мичиган в США.

Месторождения промышленного значения состоят из конкреций, имеющих форму картофелин диаметром от 4 до 8 см, и содержат 9–19 тыс. тонн конкреций на 1 км² дна Тихого океана.

Химические и физические свойства конкреций очень разнообразны и зависят от расположения месторождений.

Содержание элементов в конкрециях следующее, (%): *Mn* 8–40; *Ni* 0,2–2; *Co* 0,01–2,3; *Cu* 0,3–3. Другие ценные металлы, в частности, молибден и цинк содержатся в меньших количествах. Конкреции не содержат золота, серебра и остальных драгоценных металлов.

Современная техника способна обеспечить добычу конкреций с больших глубин. Изучены возможности переработки конкреций двух типов: силикатных (25% *Mn*; 1 % *Ni*; 0,5% *Cu* и 0,1 % *Co*) и карбонатных (17% *Mn*; 0,6 % *Ni*; 0,3 % *Co*; 0,1 % *Cu*).

Минералы в силикатных конкрециях представлены мелкими зернами, поэтому механическое обогащение оказалось невозможным, а пирометаллургические методы невыгодны из-за сложности материала. Более приемлемой представляется кислотная обработка в связи с низким содержанием карбонатов. Испытано выщелачивание соляной, азотной и серной кислотами, однако предпочтение отдано последней вследствие более дешевой регенерации серы в форме SO_2 и, следовательно, самой кислоты. Принципиальная схема переработки силикатных конкреций, обеспечивающая комплексное извлечение металлов, показана на рис.3.1.

Выщелачивание при атмосферном давлении растворенным в воде SO_2 , равно как и выщелачивание при повышенной температуре с использованием SO_2 и разбавленной серной кислоты, позволяет быстро извлечь в раствор марганец, никель, кобальт, медь и железо. При расходе SO_2 640 кг/т руды извлечение марганца, никеля,

кобальта и меди составляло 97 %, железа – 72 %. При меньшем расходе SO_2 извлечение железа снижалось – процесс становился более селективным.

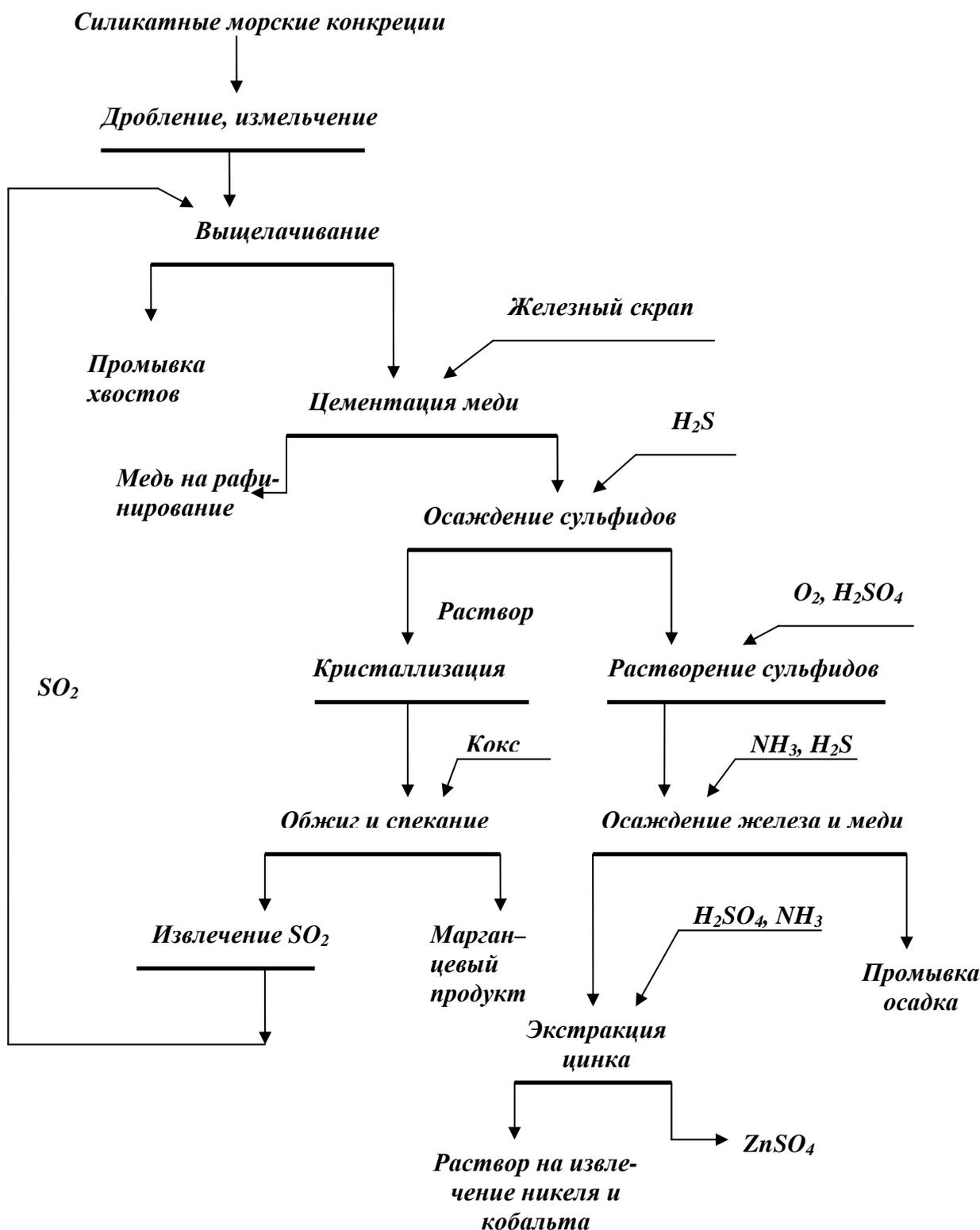


Рис 3.1 – Схема переработки силикатных конкреций (по П. Бруксу, К. Дину, Ж. Розенбауму)

Из осветленного раствора с рН 2,5–3 и содержанием (г/л): *Mn* 70; *Fe* 4–20; *Ni* 2,7; *Cu* 1 и *Co* 0,3 вначале цементируется медь. В ходе этой операции медь осаждается на 95 %, а содержание железа в растворе повышается. Затем обработкой сероводородом при температуре 120 °С и под давлением в течение 10 мин осаждают более 90 % никеля, кобальта и остаточную медь. Применение повышенных температур и давления необходимо для эффективного осаждения никеля и кобальта. При этом 99 % железа и марганца остается в растворе. Затем из раствора кристаллизуется сульфат марганца. Так как растворимость этого сульфата снижается при температуре около 50 °С, то нагрев раствора в автоклаве до 200 °С позволяет осадить около 95 % марганца и только половину железа. После выгрузки содержимого автоклава через фильтр и сушки получают кристаллический сульфат марганца $MnSO_4 \times H_2O$. Расход тепла на кристаллизацию сульфата марганца при нагреве в три раза меньше, чем на кристаллизацию методом упаривания.

Разложение сульфата марганца для регенерации SO_2 проводится при температуре 800 °С и расходе кокса 5 %. Твердый остаток этой операции смешивается с 10 % кокса и небольшим объемом воды и после сушки подвергается агломерации для доизвлечения серы и получения марганцевого продукта, пригодного для переработки на ферромарганец. В товарный марганцевый продукт из руды извлекается 90 % марганца.

Сульфидный осадок для окисления и выщелачивания сульфидов никеля и кобальта обрабатывается три часа слабым раствором серной кислоты и кислородом в автоклаве при температуре 120 °С и определенном давлении. В конце процесса жидкая фаза пульпы имеет рН 2 и содержит 60 г/л сульфатов никеля и кобальта, затем рН увеличивается до 5 добавлением аммиака для осаждения гидроксида железа (III), а следы меди осаждаются сероводородом.

Из осветленного раствора алкилфосфорной кислотой в керосине экстрагируется цинк, содержание которого составляет 5 г/л. Для поддержания рН 3, оптимального для экстракции цинка, загружают аммиак. Реэкстракцию цинка и регенерацию экстрагента проводят серной кислотой. Цинк выводят, чтобы предотвратить загрязнение им никеля и кобальта, которые восстанавливаются и разделяются водородом.

В целом метод переработки силикатных конкреций основан на использовании различий в физико–химических свойствах растворимых соединений разделяемых металлов, в частности, при обработке

растворов при нагреве и под давлением. Недостатком способа, как и многих других схем, является многостадийность.

Рассмотренный метод иллюстрирует принцип переработки рудных продуктов по схеме: выщелачивание – осаждение. Химическое концентрирование ценных элементов по схеме этого типа является вариантом гидрометаллургической технологии, которая еще долго будет использоваться в промышленной практике вследствие простоты аппаратного оформления и обслуживания, а также стабильности получаемых результатов.

Схему выщелачивание – осаждение применяют в алюминиевой, золотоизвлекательной, урановой отраслях промышленности, на обогатительных предприятиях при переработке труднодоступных промпродуктов.

Для извлечения металлов из карбонатных конкреций предлагается выщелачивание слабым раствором карбоната аммония, большая часть которого регенерируется и снова используется в процессе. Однако в этом случае приходится прибегать к подготовительной операции – восстановительному обжигу, который снижает экономическую эффективность технологии. В карбонатных конкрециях пока не выявлены минеральные формы нахождения металлов из-за их тончайшей вкрапленности, что исключает применение обычных методов обогащения.

Согласно патенту США №4259295 (1981) железомарганцевые конкреции выщелачивают водным раствором щавелевой кислоты или смесью щавелевой кислоты с синильной. При этом полностью растворяется матрица конкреции, состоящая из Fe_2O_3 и MnO_2 . Твердый остаток содержит оксид кремния и алюмосиликаты, а раствор – соли меди, никеля, кобальта, марганца и железа. Из раствора при pH 6–7 избирательно экстрагируют медь, затем при pH 9 осаждают железо (III). Никель экстрагируют при pH 8,3–9.

4 ПРАКТИКА ГЕОТЕХНОЛОГИЙ ПОДЗЕМНОГО И КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Геологические методы, включающие выщелачивание металлов из бедных балансовых и забалансовых руд производиться на поверхности – кучное выщелачивание либо непосредственно на месте их залегания – подземное выщелачивание.

Под *кучным выщелачиванием* понимают процесс извлечения металлов с помощью раствора реагента из раздробленной и уложенной в кучу (отвал) руды или вскрышной породы, содержащей рудные минералы.

При кучном выщелачивании отсыпку отвала производят на специально подготовленную площадку, которая должна быть растворонепроницаемой и спланированной так, чтобы обеспечить сбор продукционных растворов. Для этого основанию площадки придают уклон в сторону растворосборных канав и укладывают перфорированные полиэтиленовые или керамические трубы.

На отсыпке руды в кучи применяют карьерные автосамосвалы, бульдозеры, экскаваторы. Площадь основания кучи при объеме руды 1000 тыс. м³ и более обычно составляет сотни квадратных метров. Высота кучи 30–60 м, а оптимальная – 30...35 м.

Подачу выщелачивающего раствора при кучном выщелачивании осуществляют разбрызгиванием по поверхности кучи либо нагнетанием его через скважины или фильтрацией из прудков и канав.

Орошение куч производят оросительными установками, смонтированными на их поверхности. Одна установка производительностью 120–150 м³/ч позволяет орошать до 60–100 тыс. м³ рудной массы. Продукционные растворы, выходящие у основания кучи, по магистральной канаве или трубопроводу направляют на сорбционную или цементационную установку, а очищенные растворы донасыщают химически активным раствором и подают в цикл выщелачивания.

Основной недостаток этого способа – значительные потери раствора при испарении.

Подача раствора через нагнетательные скважины применяется при низкой проницаемости отвалов (куч). При этом с поверхности кучи по сетке 7×7 – 30×30 м бурят скважины, в которые вставляют перфорированные полиэтиленовые трубы. На старых отвалах для увеличения проницаемости кучи предварительно разрыхляют с помощью взрывчатых веществ зарядов (ВВ), расположенных в скважи-

нах. Для равномерного распределения раствора по объему кучи чередуют короткие и длинные скважины.

При выщелачивании старых отвалов с низким коэффициентом фильтрации раствор подают на большую площадь через прудки или канавы, создаваемые на поверхности кучи с помощью бульдозера. Прудки глубиной около метра заполняют раствором, который фильтруется вглубь кучи.

Кучное выщелачивание металлов из забалансовых руд – один из наиболее распространенных и экономически целесообразных способов получения металлов, который широко применяется в мировой практике (табл. 4.1).

Таблица 4.1 – Кучное выщелачивание меди

Рудник	Содержание меди в руде, %	Запасы руды, млн. т	Расход растворителя, тыс.л/мин	Содержание меди в производственном растворе, г/л	Производство меди, тыс.т/год
США:					
Сильвер Белл (Аризона)	–	27	3,8	1,09	2,4
Багдад (Аризона)	0,5	36,3	12,5	1,18	7,8
Инспирейшн (Аризона)	–	27	6,4	1,1	3,8
Бангам (Юта)	0,3 – 0,5	3629	30,3 – 132,5	1,8	72,0
Рэй (Аризона)	0,24	169	26,5	0,9	9,0
Майами (Аризона)	–	–	75,7	1,75–2,0	18,0
Бисби (Аризона)	–	43	87,0	0,96–1,8	5,4
Блюберд (Аризона)	0,65	0,45	8,35	2–8,0	2,88
Испания, Рио–Тинто	–	–	–	1,2	6,0
Мексика, Кананеа	0,3	–	–	3,3	3,3
Австралия, Рам Джанга	0,7–2,0	–	–	6,0	0,38

Минимальное содержание меди в производственных растворах на действующих предприятиях 0,5–0,7 г/л при расходе кислоты 10–15 кг

на тонну руды; себестоимость добытой меди в 3–5 раз ниже стоимости ее производства при обычной технологии работ.

При **подземном выщелачивании** извлечение полезных компонентов из руд производится непосредственно на месте залегания месторождения с подачей продукционных растворов на поверхность по скважинам или подземным горным выработкам.

Подземным выщелачиванием производят отработку бедных балансовых месторождений и забалансовых участков эксплуатируемых месторождений, междукамерных, междуэтажных, барьерных и панельных целиков, извлекают металл из закладочного материала камер и пород обрушения, содержащих рудные минералы.

В зависимости от горногеологических условий залегания месторождений в технологии ведения горных работ различают следующие схемы гидродинамического движения выщелачивающего раствора в рудном массиве:

- **фильтрационная**, предусматривает непрерывное направленное движение выщелачивающего раствора через объем руды, подлежащий выщелачиванию;

- **инфильтрационная**, основана на движении выщелачивающего раствора под действием сил гравитации по изотропной в фильтрационном отношении рудной массе;

- **пульсационно–статическая**, заключается в периодическом затоплении выщелачивающим раствором замкнутых участков или блоков руды, в выстаивании раствора определенное время и выпуске насыщенного продукционного раствора.

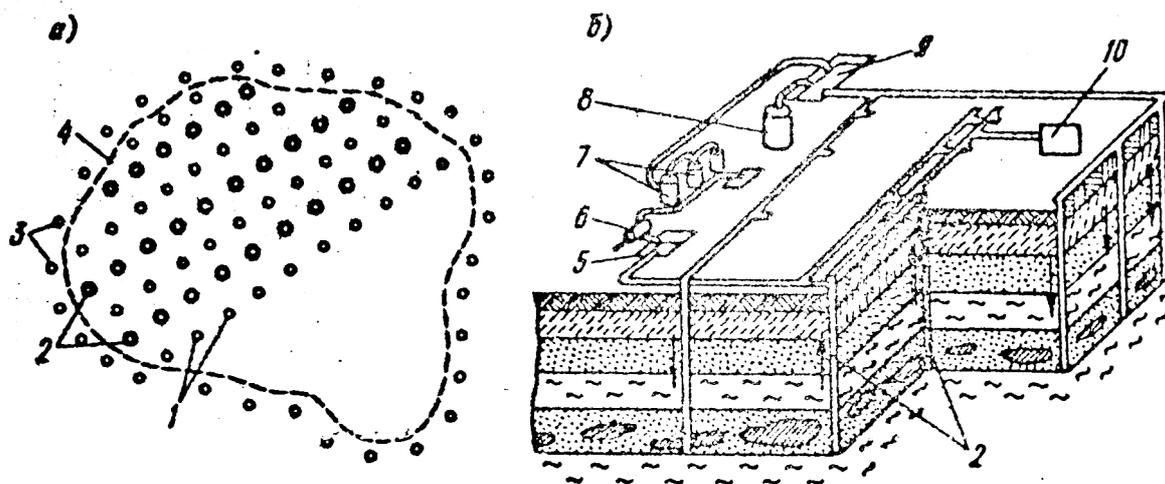
В зависимости от вскрытия и подготовки месторождения, участка или блока к выщелачиванию применяют три вида технологии: скважинная, шахтная и комбинированная.

Скважинная технология предусматривает вскрытие месторождения, подготовку участка, ведение процесса выщелачивания и извлечения продукционного раствора через скважины, пробуренные с поверхности земли. Процесс выщелачивания осуществляется в основном по фильтрационной схеме.

В зависимости от морфологии рудных тел, физико–механических свойств руды и вмещающих пород применяют линейную и площадную схемы расположения скважин.

Линейная схема предусматривает чередующиеся ряды нагнетательных и откачных (разгрузочных) скважин (рис. 4.1). Схема рекомендуется для вытянутой в плане рудных залежей с хорошими пока-

зателями проницаемости. Расстояние между нагнетательными и откачными скважинами в рядах принимается одинаковым при условии равных по объемному расходу потоков в них.



1, 2 и 3 – нагнетательные, откачные и наблюдательные скважины;
 4 – граница участка выщелачивания; 8 – растворосборник для богатых растворов; 6 – насос; 7 – сорбционные колонны; 8 – емкость для серной кислоты; 9 – растворосборник для бедных растворов;
 10 – компрессор

Рис. 4.1 – Схемы линейного расположения скважин (а) и оборудования участка выщелачивания (б)

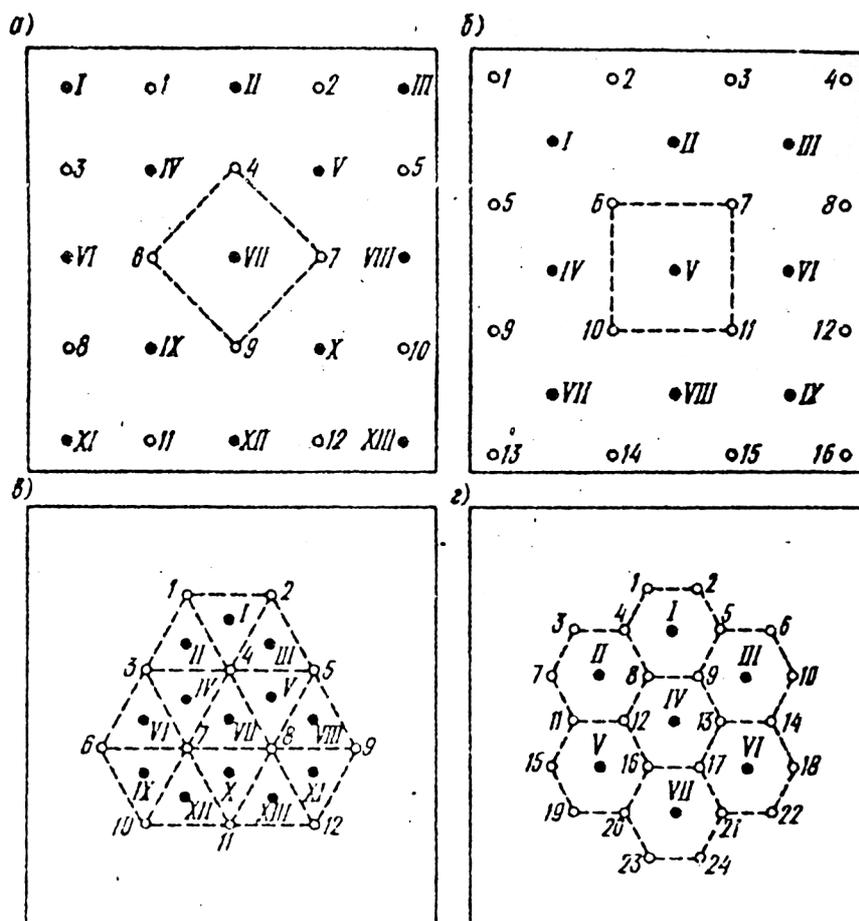
Если не удастся обеспечить равные по объемному расходу потоки раствора по скважинам ($Q_H < Q_O$), то нагнетательные скважины располагают в рядах более часто, чем откачные.

Площадная схема (рис. 4.2) предусматривает четырех-, пяти- и семиточечное расположение скважин. При этом центральную откачную скважину окружают несколькими нагнетательными. Такая схема рекомендуется для рудных залежей неправильной формы, имеющих низкие параметры проницаемости. Объемный расход потоков раствора в откачных скважинах должен быть вдвое больше объемного расхода потоков в нагнетательных скважинах ($Q_O = 2Q_H$).

Расстояние между скважинами зависит от проницаемости массива, морфологии рудного тела и глубины его залегания. При линейной схеме расстояние между скважинами составляет от 30 до 50–80 м, а при площадной схеме – от 15 до 30 м.

Для контроля распространения раствора за контуры рудного тела по его периферии бурят наблюдательные скважины. Скважинная тех-

нология получила широкое применение при разработке пластовых месторождений урана, приуроченных к осадочным породам.



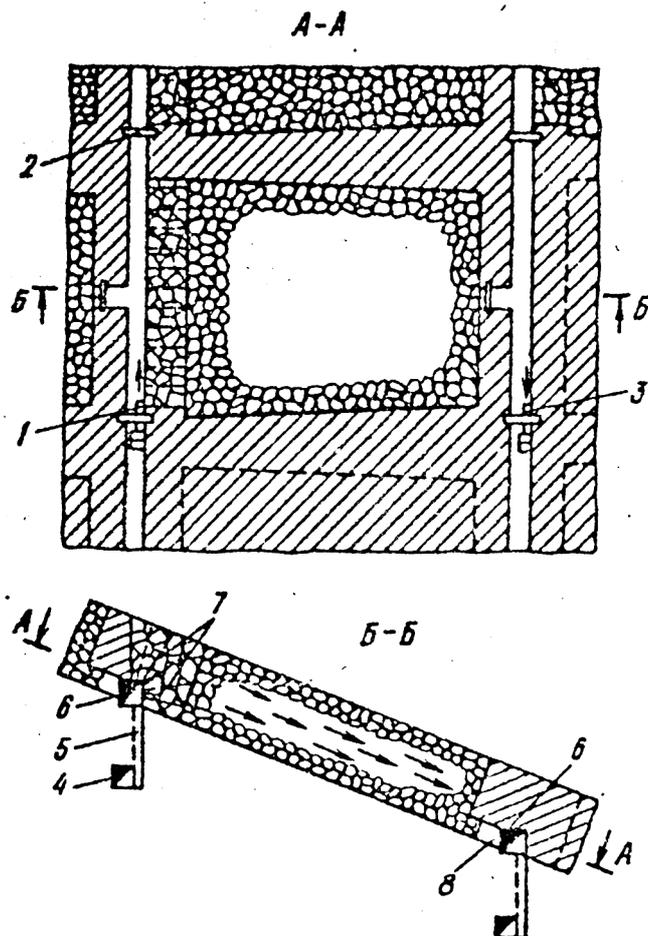
а и б – пятиточечная схема; в – четырехточечная; г – семи точечная;
 I–XIII – нагнетательные скважины; 1– 24 – откачные скважины
 Рис. 4.2 – Схемы площадного расположения скважин

Согласно *шахтной технологии* вскрытие и подготовку месторождения или его части осуществляют подземными горными выработками. На участке месторождения, подлежащего выщелачиванию, проводят работы по созданию достаточной проницаемости массива (его дробление или рыхление), гидроизоляции блока, оборудованию дна для улавливания продукционных растворов и обеспечению подачи раствора в рудный массив.

Для выщелачивания применяют пульсационно–статическую, инфльтрационную и фильтрационную схемы подачи раствора в подготовленный блок или на участок.

Пульсационно–статическая схема предусматривает заполнение раствором подлежащего выщелачиванию объема руды или же затоп-

ление отработанного участка с последующим выпуском насыщенного продукционного раствора в приемные выработки (рис. 4.3). Выщелачивающий раствор подают по трубопроводу, проложенному в верхнем рудном штреке, а продукционные растворы откачивают по трубопроводу, проложенному в нижнем рудном штреке.

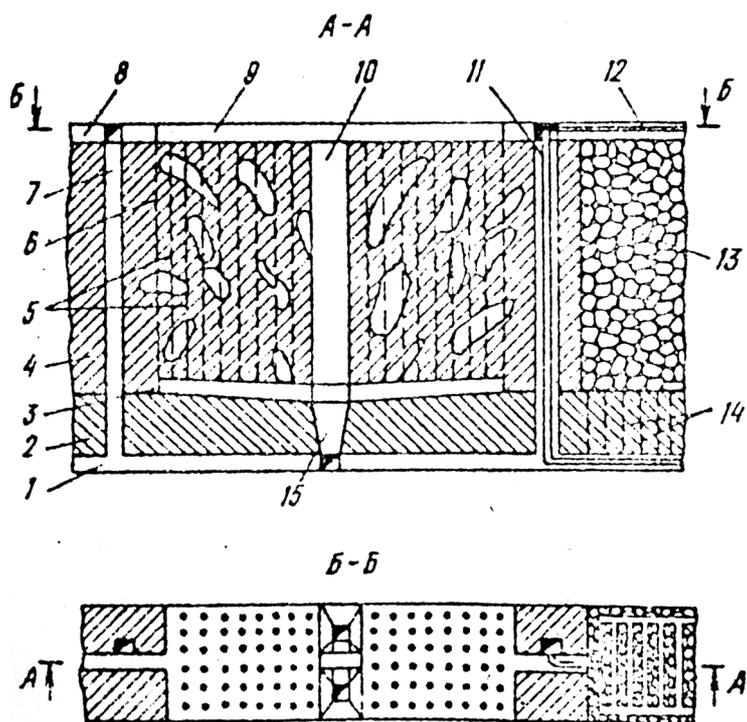


1 – трубопровод для подачи выщелачивающего раствора; 2 – перемычки; 3 – трубопровод для откачки продукционного раствора; 4,5,6 – полевой, восстающий и рудный штреки; 7 – скважины для подачи выщелачивающего раствора в камеру с замагазинированной рудой; 8 – наклонный буровой восстающий штрек

Рис. 4.3 – Система подземного выщелачивания наклонно–залегающего рудного тела по пульсационно–статической схеме с предварительным дроблением руды

Инфильтрационная схема применяется для выщелачивания металлов из раздробленной и замагазинированной в камерах и междукамерных целиках руды (рис. 4.4). Для лучшего разрыхления руды предусматривается выемка ее части из компенсационной камеры,

нижней и верхней подсечки с последующей выдачей из блока. Трубопровод подающей системы располагают в верхней части открытого пространства блока. Выщелачивающий раствор подают через форсунки путем разбрызгивания его по поверхности руды. Продукционный раствор откачивают через дренажные скважины, пробуренные из дренажного штрека.

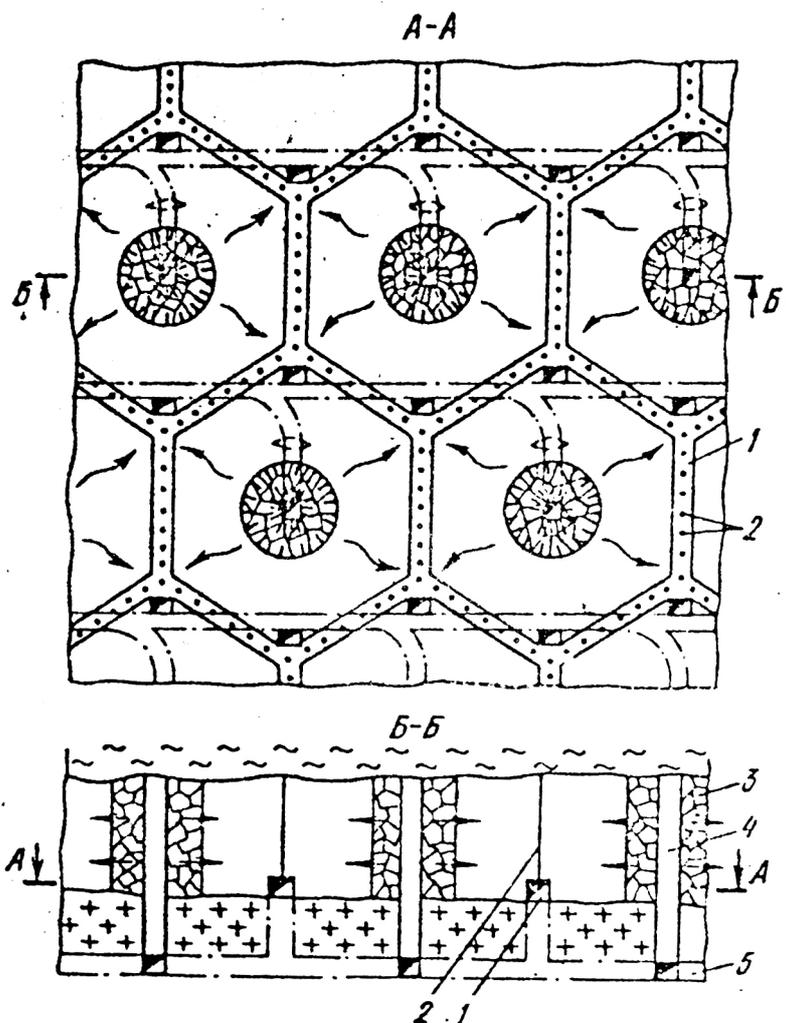


1 – дренажный штрек; 2 – надштрековый целик; 3 – подсечной (буровой) штрек; 4 – междукамерный целик; 5 – взрывные скважины; 6 – контур камеры; 7 – восстающий штрек; 8 – выработки верхнего горизонта; 9 – пространство для размещения оросительной сети; 10 – компенсационная камера; 11 – трубопровод для выщелачивающих растворов; 12 – оросительная система; 13 – замагазинированная руда; 14 – дренажные скважины; 15 – выпускные воронки

Рис. 4.4 – Система подземного выщелачивания рудной залежи по инфльтрационной схеме с предварительным дроблением руды

Схема, предполагающая непрерывное горизонтальное движение раствора через некоторый объем руды, применяется для подземного выщелачивания металла как из ненарушенного массива при достаточной его проницаемости, так и из раздробленной и замагазинированной в камере руды (рис 4.5). Подачу выщелачивающего раствора производят по восстающим штрекам.

При данной схеме поток формируется разностью давлений раствора в нагнетательной и дренажной системах. Требования к противодиффузионным завесам здесь менее жесткие, чем при гидростатической схеме. В ряде случаев завесы могут быть заменены дренажными щелями.



- 1 – оконтуривающие дренажные выработки; 2 – дренажные скважины; 3 – рудное тело; 4 – нагнетательный восстающий;
5 – полевой штрек

Рис.4.5 – Система подземного выщелачивания по фильтрационной схеме с концентрическим расположением дренажных выработок

Раствор, поданный в блок под давлением, движется через массив до дренажных скважин и по ним собирается в выработках, из которых откачивается в накопительный растворосборник.

Подземное выщелачивание в настоящее время применяется в США, Франции, Мексике, Португалии и других странах в основном

для отработки забалансовых участков руд, междукамерных и междуэтажных целиков, извлечения металла из закладочного материала.

Комбинированная технология предусматривает подачу растворителя к рудному телу по скважинам, пробуренным с поверхности, а улавливание продукционного раствора и его транспортировку на поверхность – по подземным горным выработкам.

В последние годы проведены теоретические и практические разработки по получению способом выщелачивания дешевого цинка, меди, свинца, никеля, марганца, фосфоритов, железа, золота, молибдена и других цветных и редких металлов.

Анализ сырьевой базы позволил выявить несколько десятков месторождений, перспективных для подземного выщелачивания медных руд. Перспективными для подземного выщелачивания свинца и цинка являются, например, сульфидные забалансовые руды Садонского свинцово–цинкового комбината, а для кучного выщелачивания – отвалы Коунрадского и Кальмакырского рудников.

Применение геотехнологий подземного и кучного выщелачивания на горных предприятиях позволило расширить их сырьевую базу за счет вовлечения в разработку бедных и забалансовых руд, а также продлить срок работы предприятий при одновременном снижении себестоимости получаемого металла в результате уменьшения количества подземных рабочих и увеличения производительности труда.

5 ПРАКТИКА ПОКУСКОВОЙ СОРТИРОВКИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

5.1 Крупнопорционная сортировка

Необходимость исключения ручного труда операторов при крупнопорционной сортировке руд в транспортных емкостях привела к созданию автоматических рудоконтролирующих рентгенорадиометрических станций, которые осуществляют бесконтактное опробование вагонеток и самосвалов.

В установках использованы датчики с полупроводниковым, кремниево–литиевым детектором площадью около 250 мм², охлаждаемым жидким азотом, помещенным в сосуд Дюара. В качестве источников излучения применены 4 изотопа ²⁴¹Am (60 кэВ) в защитных устройствах с коллиматорами. Установка оснащена процессором–анализатором для автоматических измерений и обработки результатов по заданным алгоритмам, а также контроля и управления работой исполнительных устройств и механизмов. Время опробования одной вагонетки 15–20 с, производительность – более 300 вагонеток в смену. Себестоимость рентгенорадиометрического опробования транспортных емкостей в 3 раза меньше, чем горстьегового метода, причем при резком повышении производительности труда и автоматизации процесса измерений.

Внедрение сортировки руд в транспортных емкостях позволяет удалить из потока горнорудной массы, направляемой на обогатительную фабрику, до 20% некондиционных руд и пустой породы с содержанием олова менее 0,08%, а в товарной руде содержание олова повысить в 1,2–1,5 раза.

Как видно из табл. 5.1, при граничном содержании олова 0,1% из добытой горной массы отбраковывается около 33,5% породы со средним содержанием олова 0,04%, а при граничном содержании олова 0,15% выход отвальной фракции достигает 51,8% со средним содержанием олова 0,07%. Коэффициент обогащения кондиционной руды при этом составляет соответственно 1,37 и 1,61. Экономический эффект от внедрения рентгенорадиометрических рудоконтролирующих станций только на одном предприятии России составил 1 млн. р.

Аналогичные рентгенорадиометрические рудоконтролирующие станции были внедрены в 1980–1983 гг. на Солнечном ГОКе, а в 1985–1986 гг. на вольфрамовом месторождении для сортировки забалансо-

вых руд в автосамосвалах грузоподъемностью 27 т. Сортировка производится на основе определения содержания вольфрама на поверхности автосамосвала рудосортировочной станцией, состоящей из многоканального анализатора, микроЭВМ и датчика площадного типа.

Таблица 5.1 – Распределение горнорудной массы по содержанию олова на основании рентгенорадиометрической сортировки руд в вагонетках, %

Среднее содержание олова в руде	Выход фракции	Извлечение олова в фракцию
0,04	33,5	7,6
0,12	18,3	12,9
0,21	37,4	39,3
0,34	8,8	17,0
0,51	6,8	19,7
0,89	0,9	4,5

Установлено, что нижний предел обнаружения триоксида вольфрама в забалансовых рудах составляет около 0,06–0,08 %, благодаря чему обеспечивается надежная сортировка руд с содержаниями выше 0,1 % триоксида вольфрама. Например, из забалансовых руд с содержанием 0,2–0,3 % триоксида вольфрама выделено 20–30 % кондиционных руд с содержанием вольфрама около 0,6 %. Дополнительная прибыль, обусловленная вовлечением в переработку забалансовых руд, за год составляет свыше 150 тыс. р.

Из других ядерно–физических методов, используемых для крупнопорционной сортировки руд в транспортных емкостях, следует выделить гамма–нейтронный метод определения бериллия и нейтронно–активационный метод, примененный при сортировке флюоритовых руд.

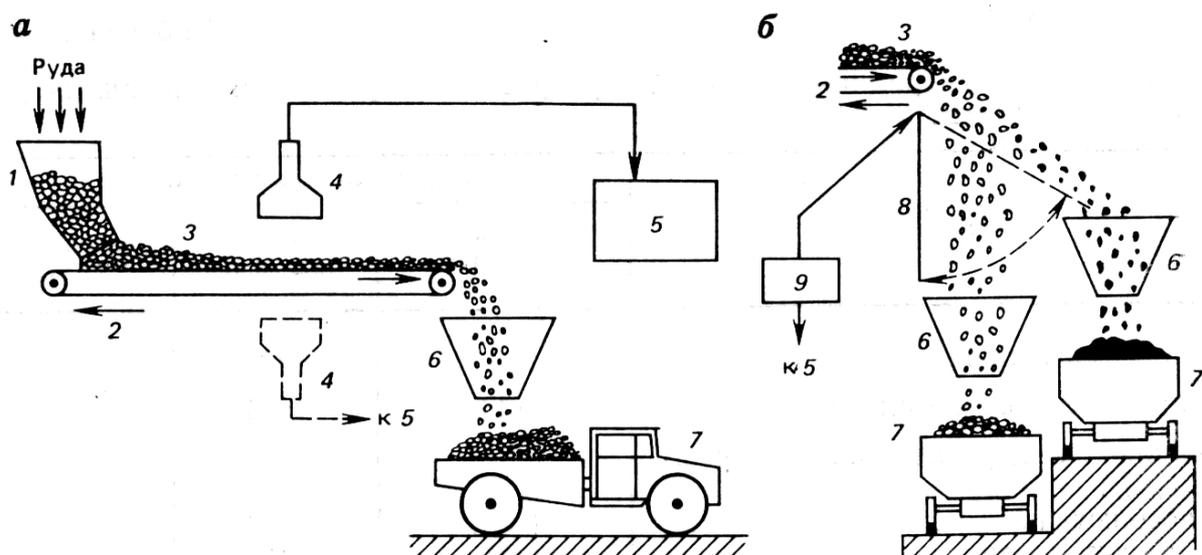
Для гамма–нейтронной сортировки бериллиевых руд в вагонетках создана специальная установка с дистанционным управлением, обеспечивающая относительную погрешность определения бериллия в вагонетках на уровне 5 %. Такой установке удастся вывести в отвал 20–25 % горной массы с потерями бериллия, не превышающими 2 %. Кроме того, около 20 % горной массы складывается в отвале некондиционных руд.

Нейтронно–активационную сортировку флюоритовых руд осуществляют с помощью установки, в которой размещены источник

быстрых нейтронов и кассета счетчиков для регистрации наведенной гамма-активности. Продолжительность активации 20 с, время выдержки после активации 3–4 с. Относительная средняя квадратическая погрешность измерений составляет около 7 %.

Применение установки для сортировки некондиционных руд позволяет удалить из них 6,5 % забалансовых руд и пустой породы, в результате чего содержание флюорита в обогащенной фракции повышается на 1,1–2,1 %. По качеству эта фракция соответствует товарной руде и направляется на дальнейшую переработку.

Эффективность крупнопорционной сортировки значительно повышается, если горнорудную массу предварительно расколоть в слой на ленточном конвейере, подвергнуть анализу, а затем загрузить в транспортные емкости (рис. 5.1).



1 – накопительный бункер; 2 – лента конвейера; 3 – слой руды; 4 – датчик для ядерно-физического опробования; 5 – измерительная аппаратура рудоконтролирующей станции; 6 – загрузочный бункер; 7 – транспортные емкости (самосвалы, вагонетки); 8 – исполнительный механизм; 9 – блок управления исполнительным механизмом

Рис. 5.1 – Крупнопорционная радиометрическая сортировка руд в транспортных емкостях с предварительной раскладкой исходной горной массы в слой на движущейся ленте конвейера (а) и разделением ее на продукты обогащения (б):

На выходе ленты конвейера перед загрузочными бункерами установлен исполнительный механизм, который связан с анализирующей

щей аппаратурой рудоконтролирующей станции. По результатам опробования руды на ленте конвейера можно одновременно ее сортировать и загружать в вагонетки и самосвалы. Преимущество такой системы опробования заключается в том, что датчик, содержащий радиоактивный источник, находится на безопасном расстоянии от обслуживающего персонала (в том числе и от водителей самосвалов и электровозов), а это в значительной мере облегчает соблюдение требований техники безопасности при проведении таких работ.

Другой способ уменьшения потерь металла при крупнопорционной сортировке – радиометрическая покусковая сепарация горной массы, отсортированной как некондиционной при крупнопорционной сортировке в транспортных емкостях.

Комплекс нейтронных и гамма-методов позволяет улучшить показатели сортировки руд цветных и редких металлов, т.е. уменьшить погрешности, повысить достоверность и точность сортировки. Это открывает возможности к формированию технологических сортов руд ряда месторождений, отличающихся показателями и технологией обогащения.

Сортировку руд по технологическим сортам связывают со следующими параметрами:

- содержанием основных рудных компонентов;
- содержанием попутных компонентов и вредных примесей;
- содержанием порообразующих элементов;
- минеральным составом руд (особенностями труднофлотируемых минералов);
- крупностью минеральных зерен, структурой и текстурой руд;
- количеством руд из зон дроблений и тектонических нарушений;
- степенью окисленности руд.

Основные методы определения содержания в руде рудных компонентов, попутных компонентов и вредных примесей – рентгенорадиометрический и нейтронно-резонансный. Содержание порообразующих элементов в руде определяют главным образом методами:

- нейтронным гамма – для кальция, железа, серы;
- нейтронно-активационным – для алюминия и кремния;
- нейтрон-нейтронным – для бора и воды.

Для определения содержания калия в руде используют метод естественной радиоактивности.

Минеральный состав руд оценивают рентгенорадиометрическим

и рентгенолюминесцентным методами, а также методами магнитной восприимчивости и нейтронно–активационным.

Крупность минеральных вкраплений, структуру и текстуру руд определяют, преимущественно рентгенорадиометрическим и нейтронно–резонансным методами с использованием источников различных энергий. Для установления структуры руд используют ее корреляцию с породообразующими и рудными минералами.

Степень окисленности руд можно оценить, определив их плотность и влажность (пористость), а также соотношение между основными компонентами и минеральными примесями (например, цинком и кадмием в свинцово–цинковых рудах, медью и серебром в медных рудах) с помощью рентгенорадиометрического и нейтронно–резонансного методов.

При определении степени окисленности железных руд применяют метод магнитной восприимчивости и спектрометрический нейтронный гамма–метод.

5.2 Мелкопорционная сортировка и сепарация

В мировой практике радиометрическую сепарацию применяют для переработки урановых, бериллиевых, медно–никелевых и полиметаллических руд, бокситов, редкометалльных пегматитов, кварцевого, керамического, флюоритового и алмазосодержащего сырья.

Основной недостаток покускового и мелкопорционного обогащения руд – низкая производительность установок. В зависимости от крупности кусков руды производительность сепараторов колеблется от 5 до 15 т/ч, причем наибольшая производительность достигается при обогащении крупнокусковых классов (75–150 мм).

Производительность установок мелкопорционной сортировки, осуществляющих разделение исходной горной массы мелкими порциями по 2–5 кг, несколько выше (до 20–25 т/ч), но эффективность их значительно ниже, чем сепараторов, где кусок руды подвергается обследованию.

Радиорезонансный сепаратор, разработанный НПО "Сибцветавтоматика" совместно с ВИМСом, имеет четыре канала (ручья) для сортировки руд крупностью 25–50 мм и обеспечивает производительность 12–15 т/ч. Для распознавания рудных и безрудных кусков по их электрическим и магнитным свойствам используется индуктивный датчик. Сульфидно–кобальтовые рудные месторождения яв-

ляются весьма благоприятным объектом для покусковой радиорезонансной сепарации: показатель контрастности руд по содержанию кобальта выше 1,6, а теоретический выход отвальной фракции достигает 90%. В процессе испытаний радиорезонансного сепаратора были исследованы первичные балансовые и забалансовые руды, а также некондиционные отвалы прошлых лет отработки (табл. 5.2).

Таблица 5.2 – Результаты радиорезонансной сепарации, %

Показатель	Исходный продукт		
	Балансовая руда	Забалансовая руда	Отвалы
Содержание Со:			
в исходном продукте	0,17	0,11	0,09
в концентрате	1,11–1,16	0,43	0,34
в отвальной фракции	0,037–0,045	0,037	0,036
Выход концентрата	11,5	18,0	18,0
Извлечение Со в концентрат	76,5–80,5	70,4	68,0

Во всех случаях отвальная фракция, выход которой составил 82–88 %, имеет содержание кобальта меньше, чем хвосты фабричной флотации, а содержание кобальта в обогащенном продукте не меньше, чем в кондиционной руде, подаваемой на фабрику.

Наиболее успешным оказалось применение рентгенорадиометрического метода при сепарации однокомпонентных руд, в частности, оловосодержащих, когда полезным промышленным элементом является только олово. Здесь с помощью сепарации удастся разделить поток горнорудной массы на хвосты, выход которых достигает 60–80 %, и концентрат, обогащенный оловом настолько, что дальнейшая его переработка возможна в некоторых случаях и посредством фьюмингования.

При обогащении полиметаллических и редкометаллических руд с использованием рентгенорадиометрическим методом возникают трудности, снижающие эффективность его применения. Причина – неполное использование методических возможностей, заложенных в самой физической сущности метода и в технических средствах, которые используются для его реализации.

Одна из наиболее распространенных методик основана на использовании корреляционных связей между определяемым элемен-

том и остальными полезными компонентами руды. Такую методику применяют, например, при обогащении золото–мышьяковых руд.

Корреляционная связь между золотом и мышьяком для золото–мышьяковых руд в коренном залегании устойчива и характеризуется определенным количественным соотношением, которое, однако, изменяется во вторичных ореолах или в отдельных рудных кусках, т. е. корреляционная связь нарушается при разрушении рудных тел. При исследовании этих руд на обогатимость наблюдается так называемая «пороговая корреляция», сущность которой состоит в том, что золото встречается только в кусках, обогащенных мышьяком. Такой «пороговой корреляции» достаточно для эффективной покусковой рентгенометрической сепарации: в обогащенный продукт извлекается около 80–90 % золота, причем содержание золота в нем повышается в 2–4 раза, а выход отвальной фракции с забалансовым содержанием золота составляет 40–75 %.

Эти данные являются примером сравнительно удачного использования корреляционных связей между элементами при создании методик для сепарации руд. Однако такие методики имеют низкую надежность, ограниченную область применения и требуют постоянного контроля за составом перерабатываемой руды.

Сепарация руды на основе рентгенолюминесценции шеелита (табл. 5.3) сопряжена с высокими потерями молибдена, недопустимыми для технологического процесса. Причина – отсутствие устойчивых корреляционных связей между содержаниями молибдена и вольфрамсодержащих люминесцирующих минералов.

Потери триоксида вольфрама в отвальном продукте составляют 14,4 %, а молибдена – 61,3 %, причем молибден представлен в основном хорошо извлекаемой при флотации формой – молибденитом, извлечение которого при флотации составляет 91,8 %.

Этот пример показывает, что методика радиометрического обогащения комплексных руд должна базироваться не на сомнительных корреляционных связях, которые отсутствуют в товарной руде, поступающей на обогатительную фабрику, а на прямых определениях всех ценных компонентов, входящих в ее состав. Однако в этих случаях процесс радиометрической сепарации становится многостадийным. Число стадий в нем определяется числом полезных компонентов в руде, причем исходным материалом каждой последующей стадии является отвальная фракция предыдущей.

Таблица 5.3 – Результаты рентгенолюминесценции сепарации и флотации комплексной вольфрамо–молибденовой руды (по данным В.В. Новикова и Ю.В. Герасимова), %

Показатель	Продукт разделения		
	Исходный	Обогащенный	Отвальный
Выход	100	30	70
Содержание:			
WO ₃	0,2	0,57	0,041
Mo	0,065	0,084	0,057
Извлечение:			
сепарацией			
WO ₃	100	85,6	14,4
Mo	100	38,7	61,3
флотацией			
WO ₃	88,7	91,0	65,0
Mo	90,8	82,2	91,8
сквозное			
WO ₃	88,7	77,9	9,36
Mo	90,8	31,8	56,3

Таблица 5.4 – Результаты радиометрической сепарации комплексных оловянно–вольфрамо–флюоритовых руд, %

Показатель	Продукт разделения			
	Оловянный	Флюоритовый	Оловянно–вольфрамовый	Отвальный
Выход	1,6	5,8	55,0	37,6
Содержание:				
Sn	15,25	0,47	0,47	0,038
WO ₃	1,22	0,36	0,43	0,036
CaF ₂	4,3	18,7	2,6	1,1
Извлечение:				
Sn	44,6	5,0	47,8	2,6
WO ₃	6,7	7,1	81,6	4,6
CaF ₂	2,3	36,3	47,6	13,8

Для обогащения оловянно–вольфрамо–флюоритовых руд была использована сложная многостадийная схема (рис. 5.2), состоящая из четырех стадий радиометрической сепарации, в трех из которых применен рентгенорадиометрический метод (РРМ) для выделения оловянных и вольфрамовых руд в обогащенный продукт, а на одной стадии – рентгенолюминесцентная сепарация (РЛС) для выделения флюорита. В результате (табл. 5.4) получена отвальная фракция с содержанием полезных компонентов на уровне флотационных хвостов обогатительной фабрики.

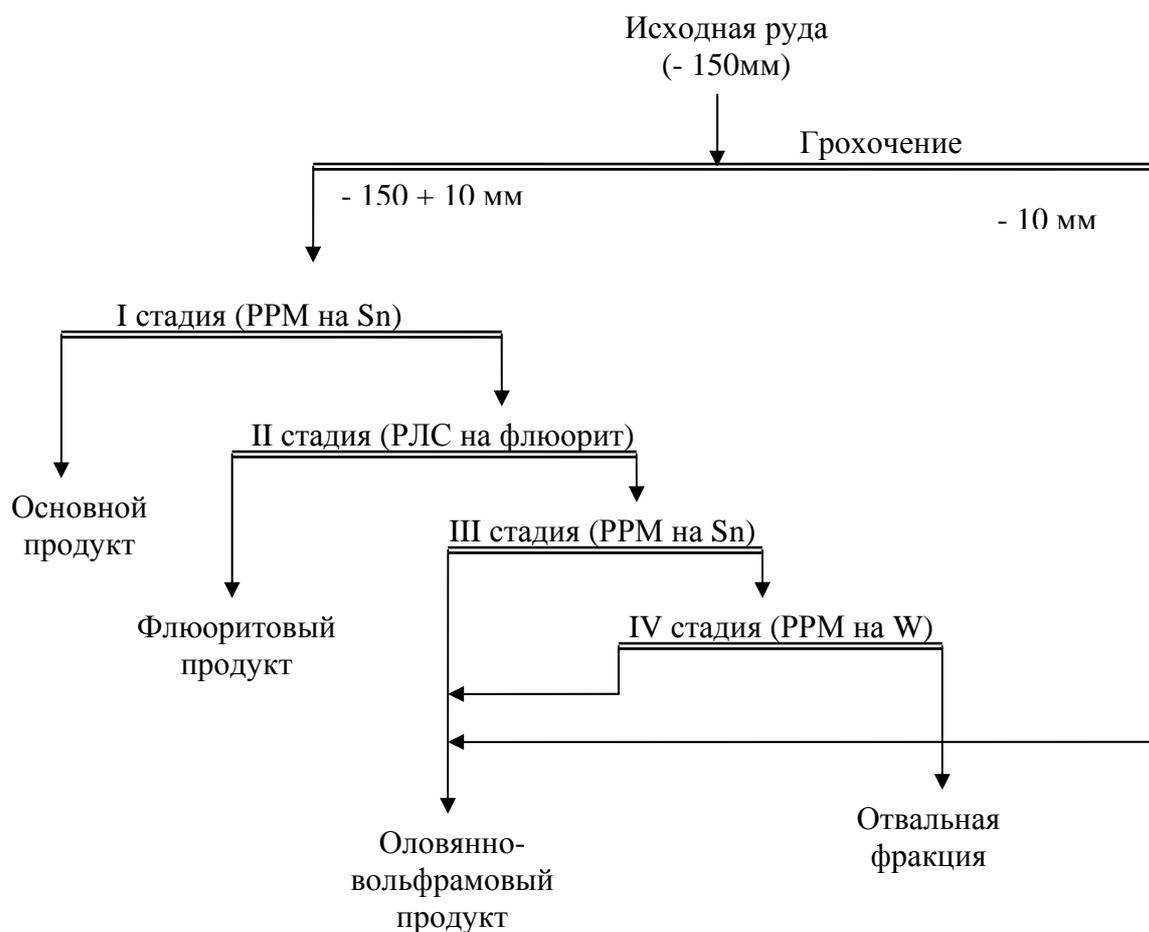


Рис. 5.2 – Схема многостадийной радиометрической сепарации комплексных оловянно–вольфрамо–флюоритовых руд (по В.А. Лилееву, Э.Г. Литвинцеву)

Полученный флюоритовый продукт с весьма низким содержанием флюорита и сравнительно высоким содержанием олова и вольфрама требует дальнейшего разделения. Основная масса полезных компонентов концентрируется в коллективном оловянно–вольфрамовом продукте, полученном в III и IV стадиях рентгенорадиометрической

сепарации.

Рентгенорадиометрический метод позволяет реализовать аналогичную схему переработки комплексных руд при условии перехода от однокомпонентных определений к многокомпонентным.

При люминесцентной сортировке используют различия в холодном свечении (люминесценции) минералов, возникающем при облучении их рентгеновским или ультрафиолетовым излучением. В зависимости от вида источника излучения выделяют рентгенолюминесцентную (РЛ) и фотолюминесцентную (ФЛ) сортировку.

Спектральный состав генерируемого излучения зависит от свойств минерала и источника излучений.

К минералам, явление люминесценции которых обусловлено составом и строением их кристаллической решетки, относят шеелит, повеллит, большую часть гипергенных минералов урана, содержащих уранил-ион UO_2^{2+} . К этой группе относят и алмазы, которые имеют наиболее устойчивую люминесценцию.

Явление люминесценции минералов может вызывать присутствие люминогенов, которыми могут быть уран, редкоземельные элементы, марганец, хром. Менее изучены люминогенные свойства рубидия, стронция, теллура, сурьмы, молибдена, титана. Содержание люминогена в них колеблется от 10^{-3} до нескольких процентов. Например, для флюорита, циркона, корунда люминогенами являются редкоземельные элементы. Некоторые минералы люминесцируют за счет примесей, в которых присутствуют, например, кальцит, арагонит, опал, сфалерит, топаз.

Примеси железа, никеля нередко выступают в роли гасителей люминесценции. Гашение люминесценции – иногда невозстановимый процесс и может наблюдаться при повышении температуры. Например, нагрев алмаза до температуры $120\text{ }^{\circ}\text{C}$ приводит к полному гашению свечения. Иногда повышенная концентрация люминогена гасит свечение (концентрационное гашение).

В основном люминесцентная сортировка применяется для обогащения алмазосодержащих руд. На сепараторе бельгийской фирмы "Constructions Electric Charleroi" получены следующие результаты.

Производительность сепаратора, кг/ч	5	5	0,6
Класс крупности, мм	-10+4	-4+1,8	-1,8+0
Выход хвостов, %	>90	97	97
Потери алмазов с хвостами, %	6	1	0,5 – 1

Совершенствование аппаратуры для люминесцентной сортировки позволило перейти к реализации в сепараторе поточно-порционного режима, что значительно повысило его производительность, а сам метод стал одним из основных при обогащении алмазосодержащего сырья.

Люминесцентное излучение флюорита имеет вид широкой полосы с максимумом излучения в области 432 нм. Результаты люминесцентной сортировки флюоритовых руд с различным содержанием вмещающего минерала – кальцита – и различной вкрапленностью приведены в табл. 5.5.

Таблица 5.5 – Результаты люминесцентной сепарации флюоритовой руды (по М.И. Лосьеву и Э.Г. Соколову), %

Вкрапленность CaF ₂	Содержание CaF ₂ в пробе	Концентрат		Хвосты		Эффективность сепарации, доли ед.	Вид сортировки
		Выход	Содержание CaF ₂	Выход	Содержание CaF ₂		
<i>Содержание кальцита 0,85 – 1,5 %</i>							
Крупная	9,8	69,0	13,8	31,0	1,0	0,69	ФЛ
Тонкая	29,4	69,6	36,6	30,4	13,1	0,47	ФЛ
Крупная	10,4	61,8	16,2	38,2	1,0	0,84	РЛ
Тонкая	30,2	84,6	32,8	15,4	1,6	0,81	РЛ
<i>Содержание кальцита 44,6 – 62,7 %</i>							
Крупная	10,1	45,6	14,6	54,5	6,1	0,67	ФЛ
Тонкая	17,0	70,2	21,8	29,8	6,0	0,53	ФЛ
Крупная	9,8	63,9	13,7	37,1	3,2	0,70	РЛ
Тонкая	15,6	75,4	19,3	24,6	4,3	0,74	РЛ

Шеелитовые руды считаются весьма благоприятными для люминесцентной сортировки из-за постоянства свечения шеелита в видимой части спектра с максимумом 420 нм. Хорошие результаты получены при использовании фото- и рентгенолюминесцентной сорти-

ровки (табл. 5.6).

Исследования спектров люминесценции микролина (калиевая разновидность), альбита (натриевая разновидность) и вмещающих минералов кварца, сподумена указывают на возможность рентгенолюминесцентной сортировки этих минералов.

Таблица 5.6 – Результаты фотолюминесцентной сортировки шеелитовой руды (по В.А. Мокроусову и В.А. Лилееву), %

Продукт	Выход	Содержание	Извлечение
Концентрат	32,0	1,48	77,7
Промпродукт	16,6	0,51	13,9
Хвосты	51,4	0,10	8,4
Исходная руда	100	0,61	100

Фотонейтронная сортировка. Данный метод предложен Г. В. Горшковым в 1937 г., а в 1966 г. было начато промышленное применение фотонейтронной сортировки.

Изотоп бериллия ^9Be отличается от большинства изотопов тем, что имеет низкий порог фотонейтронной реакции (1,665 МэВ), т.е. предел энергии гамма-квантов, за которым начинается испускание нейтронов (большинство других изотопов имеют порог в пределах 6–20 МэВ). Это свойство и лежит в основе обогащения бериллиевых руд с помощью фотоядерной реакции вида $^9\text{Be} + \gamma \rightarrow ^8\text{Be} + ^1_0\text{n}$, т.е. в способности изотопа бериллия ^9Be под воздействием гамма-излучения испускать нейтроны, превращаясь при этом в другой изотоп ^8Be .

В качестве источника излучения используют изотоп сурьмы ^{120}Sb с энергией гамма-квантов 1,693 МэВ, что обеспечивает значительную селективность фотонейтронной сортировки. При этом селективность не снижается в зависимости от типа руды.

Фотонейтронная сортировка применима к бериллиевым, гентгельвиновым, фенакитовым и бертрандит-фенакитовым рудам. Результаты флотационного обогащения предварительно обогащенных и не обогащенных фотонейтронным способом руд (по В.А. Мокроусову) приведены в табл. 5.7.

Таблица 5.7 – Результаты флотации руд, %

Руды	Гентельгитовые бедные	Фенакит– бертрандитовые
Содержание ВеО в руде	0,177 / 0,177	0,8 / 0,77
Концентрат:		
содержание ВеО	5,8 / 4,9	10,8 / 9,6
извлечение ВеО	85,5 / 83	83 / 80
Содержание ВеО в хвостах	0,026 / 0,031	0,144 / 0,155

Примечание. В числителе приведены результаты предварительного обогащения руд фотонейтронным способом, а в знаменателе без обогащения таким способом

В основу *рентгенофлуоресцентной сортировки* положены различия в интенсивности вторичного характеристического излучения. В зависимости от источника излучений выделяют гамма–флуоресцентный и рентгенофлуоресцентный методы сортировки. При использовании источников бета–излучения реализуют бета–флуоресцентный метод. Гамма– и рентгенофлуоресцентные методы сортировки позволяют определять содержание элементов с атомным номером от 20 до 74.

Результаты рентгенофлуоресцентной сортировки некоторых полезных ископаемых приведены в табл. 5.8.

Таблица 5.8 – Результаты рентгенофлуоресцентной сортировки руд (по данным ВИМСа), %

Руда, ценный компонент	Содержание в руде	Концентрат			Хвосты		
		Выход	Содержание	Извлечение	Выход	Содержание	Извлечение
Оловянная, Sn	0,187	50,5	0,297	80,2	49,5	0,075	19,8
Вольфрамовая, WO ₃	0,232	54,0	0,37	86,1	46,0	0,07	13,9
Медно–никелевая, Ni	0,361	44,6	0,623	77,0	55,4	0,15	23,0
Кобальтовая, Co	0,167	18,1	0,832	90,2	81,9	0,02	9,8
Цезиевая, Cs	0,36	32,0	0,912	81,1	68,0	0,1	18,9
Марганцевая (окисная):							
окисные минералы	12,4	13,7	88,4	97,9	86,3	0,3	2,1
карбонатные минералы	87,6	13,7	11,6	1,8	86,3	99,7	98,2

Рентгенофлуоресцентный метод обогащения может использоваться для крупнопорционной, мелкопорционной и покусковой сортировки оловянных руд.

Мелкопорционная сортировка при массе порции 5–8 кг освоена в условиях Хрустальненского ГОКа.

При *абсорбционной сортировке* используют различие в ослаблении излучения при его прохождении через куски породы и ценного компонента. В зависимости от вида излучений выделяют гамма-абсорбционный, нейтронно-абсорбционный, рентгеноабсорбционный, фотоабсорбционный методы.

Гамма-абсорбционный метод предложен в 1956 г. В.Д. Горошко для обогащения углей. Универсальность этого метода позволяет применить его при сортировке железных, хромовых, ртутных, сурьмяных, сурьмяно-ртутных, свинцовых руд.

В качестве источников излучения изотопов используют америций-241, кадмий-153, кобальт-57, имеющих активность излучения соответственно $55,5 \times 10^{10}$; 74×10^{10} , и 126×10^{10} с⁻¹.

Нейтронно-абсорбционная сортировка может применяться для обогащения борных, литиевых руд, содержащих кадмий, а также редкоземельных руд крупностью – 200 + 25 мм.

Возможность сортировки борных руд обуславливается тем, что ослабление потока тепловых нейтронов в результате захвата, рассеяния и замедления их ядрами бора на несколько порядков выше, чем у породообразующих элементов борных руд. Кроме того, значительная часть борных руд представлена бедными среднесортными труднообогатимыми рудами, а расширение сырьевой базы бора происходит за счет вовлечения в переработку руд, которые не могут успешно обогащаться традиционными методами.

Нейтронно-абсорбционная сортировка имеет высокие технологические показатели (табл. 5.9) и хорошо согласуется с последующими процессами обогащения (в тяжелых средах и флотацией).

Фотоабсорбционный метод сортировки применяется для отделения прозрачных минералов от непрозрачных, например, прозрачного кварца, исландского шпата от непрозрачных минералов пустых пород.

Таблица 5.9 – Результаты нейтронно–абсорбционной сортировки борных руд, %

Руда	Содержание в исходной руде В ₂ О ₃	Концентрат			Хвосты		
		Выход	Содержание В ₂ О ₃	Извлечение	Выход	Содержание В ₂ О ₃	Извлечение
Датолит–гранатовая	5,3	69*	7,1	92,4	31,0	1,3	7,6
Данбуритовая забалансовая	3,9	31,0	8,8	70,0	69,0	1,7	30,0
Данбуритовая	8,23	73,5	10,2	91,1	26,5	2,8	8,9

* выход концентрата приведен с небогащенным отсевом.

В основу *фотометрической сортировки* положены особенности разделяемых компонентов в видимой части спектра, визуально проявляющиеся для наблюдателя в различии цвета, блеска, прозрачности минералов. При приборном определении сорта кусков эти различия проявляются в коэффициентах отражения на выбранной длине волны или нескольких волн, в характере отражения (диффузном или зеркальном), в коэффициенте рассеяния или пропускания прозрачных минералов.

Широкое применение фотометрической сортировки объясняется следующими особенностями:

- цветом, прозрачностью, блеском минералов, т.е. их вторичными свойствами, которые являются весьма стабильными признаками, что позволяет контролировать процесс сортировки;
- видимая часть спектра наиболее изучена, а сортировка обеспечена надежными в эксплуатации приборами и аппаратами.

К настоящему времени накоплен большой опыт в конструировании фотометрической аппаратуры, позволяющей обогащать материалы крупностью от 3 (1) до 300 мм, имеется высокопроизводительная аппаратура, реализующая сортировку в монослойном рассредоточенном потоке кускового материала значительной ширины с определением включения диаметром до 1 мм.

Использование фотометрической сепарации возможно для руд цветных, черных, благородных, редких, радиоактивных, нерудных полезных ископаемых, горнохимического сырья, горючих полезных ископаемых, а также для выделения драгоценных камней, например, изумрудов, для обогащения дешевого огнеупорного сырья.

Чаще всего фотометрическая сортировка включается в схему обогащения узких классов крупности после операций грохочения (рис. 5.3, а), иногда с дораскрытием сростков в крупных кусках. Реализованы комбинированные схемы фотометрического и гравитационного обогащения (рис. 5.3, б).

Применительно к обогатительной практике сортировка позволяет:

- выделить типы руд, переработка которых по отдельным схемам оказывается более экономичной;
- вывести в отвальные хвосты часть исходного продукта, что снижает затраты на получение тонны готового продукта и соответственно повышает производительность фабрики;
- использовать более простые методы дальнейшей переработки обогащаемого продукта;
- снизить загрязнение окружающей среды токсичными веществами, например, флотореагентами.

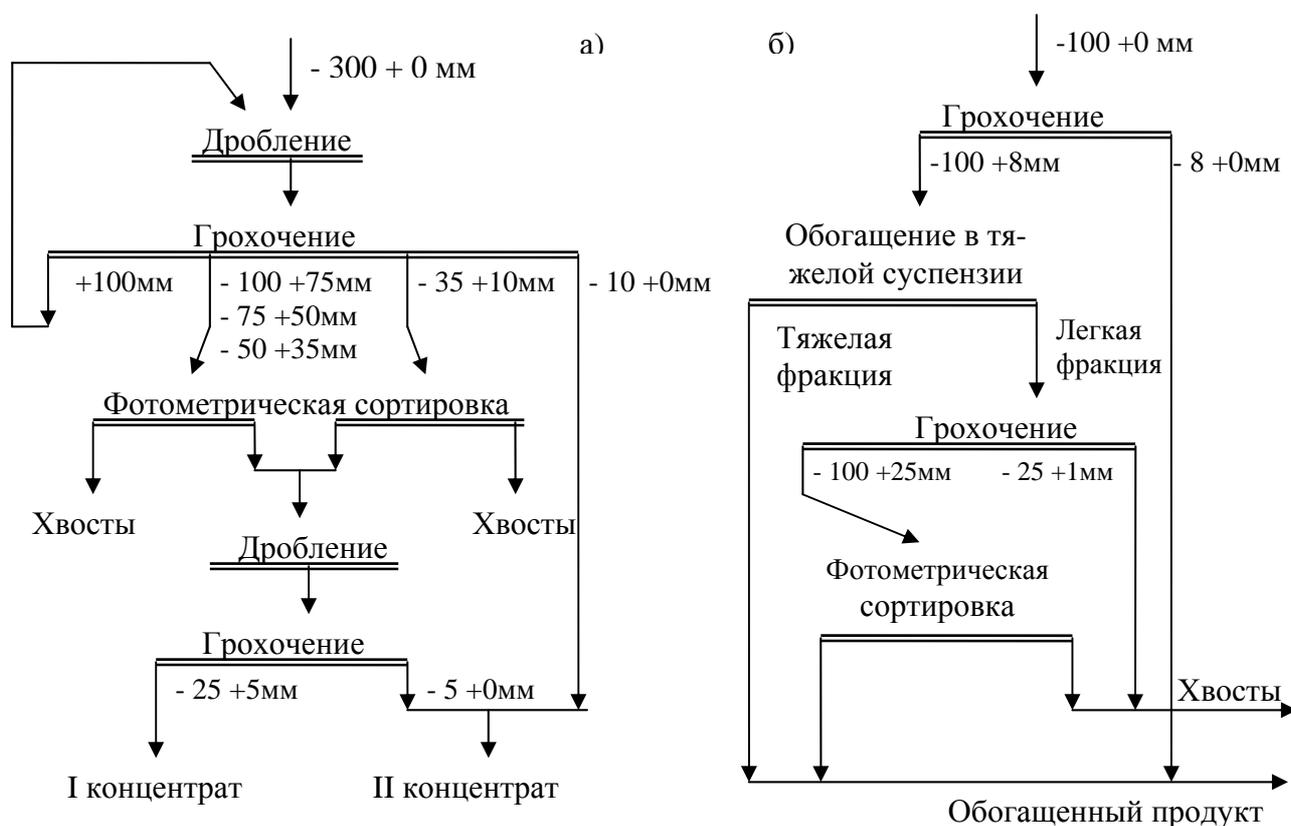


Рис. 5.3 – Схемы фотометрической сортировки доломитовой руды Щелковского месторождения (а) и оловосодержащей руды с обогащением в тяжелых средах (б)

Затраты на освоение методов сортировки можно оценить, например, по показателям действующих предприятий, перерабатывающих различные полезные ископаемые (табл. 5.10).

Себестоимость обогащения радиоактивных руд в России методом сортировки составляет 0,4–1,12 руб/т перерабатываемой руды или 1,6–2 руб/т выводимых из процесса хвостов. При сопоставлении предстоящих затрат с ожидаемыми экономическими показателями становится возможным принять обоснованное решение о включении сортировки в процесс обогащения.

Таблица 5.10 – Себестоимость обогащения руд при сортировке

Сепаратор	Класс крупности, мм	Стоимость сепаратора, дол.	Себестоимость обогащения тонны руды, дол.
<i>Фирма «Гансонс Сортекс лимитед» (Великобритания)</i>			
621M	–19 + 6	11 000	0,13 – 0,86
711M	– 51 + 19	32 000	0,1 – 0,37
811M	– 152 + 51	48 000	0,04 – 0,22
962M	–19 + 2,8	–	0,1 – 0,7
XR21	– 9,5 + 1,2	–	3,25 – 6,5
XR11	– 32 + 2,8	–	0,19 – 0,97
<i>Фирма «Ор Сортиер» (Канада)</i>			
M6	– 254 + 51	–	0,15
M10	–254 + 19	–	0,08
M13	– 32 + 10	140 000	0,075
M16	– 150 + 20	3 000 000*	0,203

* Стоимость фабрики при пяти сепараторах M16

Основные направления развития аппаратного оформления сортировки:

- увеличение селективности процессов сортировки путем учета массы сканирования, измерения в нескольких энергетических интервалах;
- использования разнородных физических признаков с целью увеличения точности определения сорта руды и создания многопродуктовых сепараторов;
- повышение степени автоматизации настройки, контроля и регулирования сортировки;
- унификация и стандартизация элементов (узлов) аппаратуры.

6 ОСНОВНЫЕ ТРЕБОВАНИЯ ТЕХНИКИ БЕЗОПАСНОСТИ

6.1 Техника безопасности при проведении экспериментальных исследований в лабораторных условиях

В помещениях лабораторий запрещается:

- загромождать и захламлять рабочие места, проходы и подходы к средствам пожаротушения;
- мыть столы растворителями и горючими жидкостями, за исключением случаев, специально предусмотренных инструкцией;
- сушить какие-либо предметы на отопительных приборах;
- убирать случайно пролитые огнеопасные жидкости при зажженных горелках и включенных электронагревательных приборах;
- оставлять на рабочих местах использованную ветошь, бумагу и др.

По окончании работы перед уходом из помещения необходимо проверить и привести в порядок свое рабочее место: выключить воду, газ, электроприборы, подачу сжатого воздуха, вентиляцию, свет и др.

В каждой лаборатории должны быть вывешены на видном месте правила по технике безопасности; у каждого рабочего места – выдержки из правил, касающихся данного рабочего места, а в местах, требующих особого внимания, – предупредительные плакаты.

К лабораторным работам допускаются студенты, прошедшие инструктаж по технике безопасности и противопожарным правилам ведения работ в лаборатории. Инструктаж проводится в начале каждого семестра. Ознакомление с инструкциями и правилами подтверждается личными подписями студентов и проводящих инструктаж преподавателей (зав. лабораторией) в специальном журнале.

Выполнять лабораторную работу студент обязан в спецодежде (халат, куртка, специальный головной убор).

Перед включением установок и приборов необходимо убедиться в наличии и надежности закрепления заземляющих установку проводов, проверить исправность оборудования, наличие ограждений движущихся частей, отсутствие в аппарате или машине посторонних предметов и материала предыдущих опытов.

При выполнении лабораторных работ запрещается:

- во время работы машин и механизмов регулировать на ходу (если это не предусмотрено специальным устройством) частоту вращения, амплитуду и другие параметры дробилок, грохотов, подвиж-

ных деталей отсадочных машин, дек концентрационных столов, флотомашин и др.;

- касаться вращающихся частей механизмов, снимать и поправлять ограждения, оставлять работающие механизмы без присмотра.

Нельзя допускать присоединения (отсоединения) шлангов к водяной и воздушной магистралям при открытых вентилях и кранах. При обнаружении утечек воды (особенно вблизи электроаппаратуры) подача воды должна быть немедленно прекращена перекрытием вентиля (крана).

Запрещается подключение контрольно–измерительных приборов (ампер–, вольтметров) во время работы лабораторных установок, снятие защитных кожухов электроаппаратуры, пуск электродвигателей (напряжение 380 В) без резиновых перчаток; присоединение и отсоединение трансформаторов тока, сушильных шкафов и другого оборудования без снятия напряжения. Запрещается работать с приборами, имеющими нарушенные изоляционные покрытия.

Всякие исправления электропроводки, перенос включенных приборов и ремонт оборудования под напряжением категорически запрещается. При перерыве в подаче тока все работающие приборы должны быть отключены. Возле электродвигателей и щитков должны лежать резиновые коврики.

При выполнении лабораторных работ на магнитных и электрических сепараторах следует помнить, что их электрическая нагрузка носит емкостный характер, приводящий к накоплению большой энергии. Так, например, обмотки электромагнитных сепараторов обладают большой индуктивностью. При выключении сепаратора развивается эдс, намного превышающая питающее напряжение.

Работая с химическими веществами и реактивами, следует учитывать общепринятые требования использования предохранительных очков и резиновых перчаток при разливке кислот и щелочей из бутылей в мелкую тару. Водный аммиак, бром, концентрированные кислоты следует переливать под вытяжкой. Слянки с кислотами, щелочами и другими едкими веществами переносят только в специальных ящиках, деревянных или металлических, выложенных асбестом.

При разбавлении концентрированной серной кислоты следует приливать при непрерывном перемешивании кислоту в воду, а не наоборот. В противном случае возможно вскипание жидкости и ее разбрызгивание. Щелочи растворяют в воде небольшими кусочками при непрерывном перемешивании.

Разлитые кислоты и щелочи немедленно засыпают песком, нейтрализуют и производят уборку щеткой и совком. Отработанные кислоты и щелочи собирают отдельно в специальную посуду и после нейтрализации сливают в канализацию.

При работе с флотационными реагентами необходимо помнить, что некоторые из них ядовиты, а их пары – токсичны.

При попадании на кожу или слизистую оболочку эти вещества вызывают ожоги или раздражения.

Следует пользоваться наборами флотационных реагентов в мелко расфасованной посуде (пробирках) с пробками. Пробирки должны иметь четкие обозначения их содержимого, концентрации и устанавливаться в исправные штативы. При дозировке реагентов различных свойств и назначения следует использовать отдельные пипетки.

Токсичные реагенты необходимо дозировать из бюреток или пипеток с грушами.

В случае попадания на кожу фенолов, дитиофосфатов пораженное место необходимо тщательно промыть водой, а в случае попадания кислот или щелочей следует после промывки сделать примочку из 5%–го раствора уксусной или борной кислоты (при ожоге щелочью) и из 5%–го раствора соды (при ожоге кислотами).

Для борьбы с пожаро- и взрывоопасностью в каждой рабочей комнате и коридорах лаборатории должны висеть исправные огнетушители, установлен ящик с сухим песком, плотно закрытый крышкой. Поверх песка в ящике должен находиться совок.

Легковоспламеняющиеся горючие и токсичные жидкости должны храниться в банках и склянках из толстого стекла с притертыми пробками. Банки следует хранить в металлических ящиках с плотно закрывающимися крышками. Ящики следует устанавливать на полу вдали от проходов и нагревательных приборов.

Низкокипящие вещества (эфир, ацетон и др.) хранить в лаборатории категорически воспрещается. По окончании работы их следует вынести на хранение в кладовую (шкаф). Все работы с легковоспламеняющимися или токсичными веществами следует проводить в вытяжном шкафу при работающем вентиляторе.

Категорически запрещается выливать горючие жидкости в канализацию. Для накопления горючих остатков следует иметь специальную герметически закрываемую посуду.

В случае воспламенения горючей жидкости необходимо отключить все нагревательные приборы, быстро убрать из помещения все

горючие материалы и приступить к тушению пожара, одновременно вызвав пожарную охрану.

6.2 Техника безопасности при работе с сортирующей аппаратурой

Особенностями аппаратуры для сортировки являются повышенная скорость транспортирования кускового материала (до 5 м/с), изменение траектории движения путем резкого перемещения шиберов и траектории движения кусков материала пневматическими клапанами, использование напряжений свыше 1000 В и применение источников проникающих излучений.

Повышенная опасность требует более квалифицированного обслуживания, чем на обогатительных фабриках, использующих традиционные процессы обогащения. При эксплуатации сортирующей аппаратуры необходимо применять ограждение узлов аппаратуры, создающих повышенную опасность. Снижения уровня шума в помещениях достигают путем изоляции сортирующей аппаратуры в отдельных помещениях, применением шумопоглощающих экранов, защитой органов слуха работающих защитными наушниками.

Снижения запыленности достигают за счет сортировки материала во влажном состоянии, а при сортировке сухого материала применяют системы аспирации и средства индивидуальной защиты органов дыхания.

Электробезопасность персонала достигается при строгом соблюдении Правил устройства электроустановок.

Проникающие излучения (гамма–нейтронное, рентгеновское) требуют принятия мер радиационной безопасности. Радиационная безопасность обслуживающего персонала и проживающего вблизи обогатительной фабрики населения достигается при выполнении следующих условий:

- создание и использование защитных экранов;
- защита расстоянием;
- защита временем;
- систематический контроль мощности излучений.

Определяющим является создание защитных экранов при проектировании аппаратуры и ее установке. Эта работа ведется в строгом соответствии с основными санитарными требованиями при работе с радиоактивными веществами и другими источниками ионизирующих

излучений. Защитный комплекс, кроме того, предусматривает применение ручных или автоматических манипуляторов, например, для загрузки и выгрузки источника излучения и приведения его в рабочее состояние.

Контроль уровня радиации достигается использованием дозиметрической аппаратуры, которой оборудуются помещения. В качестве дозиметров гамма- и рентгеновского излучений используют микро-рентгенометры МРП-1, радиометр СРП-2. Нейтронное излучение контролируют радиометрами ДН-1А или «Мидия». Все виды проникающих излучений контролируются универсальными дозиметрами РУП-1, РУС-7. Обслуживающий персонал снабжается индивидуальными средствами контроля.

БИБЛИОГРАФИЯ

1. Аренс В.Ж. Подземная выплавка серы. – М.: Недра, 1973. – 68 с.
2. Гасик М.И. Электротермия марганца. – Киев: Техника, 1979. – 65 с.
3. Гидрометаллургия / Под ред. Б.Н. Ласкорина. – М.: Наука, 1976. – 237 с.
4. Деркач В.Г. Специальные методы обогащения полезных ископаемых. – М.: Недра, 1966. – 338 с.
5. Дудко П.М. Подземное выщелачивание солей. М.: Недра, 1972. – 160 с.
6. Дядькин Ю.Д., Минаев Ю.Л. Физико-химические основы геотехнологии. – Ленинград: ЛГИ, 1984. – 96 с.
7. Зеликман А.Н., Вольдман Г.М., Белявская Л.В. Теория гидрометаллургических процессов. – М.: Metallurgy, 1975. – 215 с.
8. Кравец Б. Н. Специальные и комбинированные методы обогащения. – М.: Недра. 1986. – 304 с.
9. Кулебакин В.Г. Бактериальное выщелачивание сульфидных минералов. – Новосибирск: Наука, 1978. – 262 с.
10. Ласкорин Б.Н., Барский А.Н., Персиц В.З. Безотходная технология переработки минерального сырья. Системный анализ. – М.: Недра, 1984. – 334 с.
11. Масленицкий Н.Н., Беликов В.В. Химические процессы в технологии переработки труднообогатимых руд. – М.: Недра, 1986. – 202 с.
12. Мокроусов В.А., Гольбек Г.Р., Архипов О.А. Теоретические основы радиометрического обогащения радиоактивных руд. – М.: Недра, 1968. – 168 с.
13. Мокроусов В.А., Лилеева В.А. Радиометрическое обогащение нерадиоактивных руд. – М.: Недра. 1979. – 192 с.
14. Небера В.П. Химические процессы обогащения урановых руд. – М.: Изд. МГРИ, 1978. – 73 с.
15. Никифоров К.А. Физико-химические основы комплексной переработки бедных труднообогатимых руд. – Новосибирск: Наука, 1984. – 223 с.
16. Общая химическая технология. В 2 ч. / Под ред. И.П. Мухленова. – М.: Высшая школа, 1977. – 320 с.
17. Подготовка минерального сырья к обогащению и переработке / Под ред. В.И. Ревнивцева. – М.: Недра, 1987. – 307 с.

18. Полькин С.И., Адамов Э.В., Панин В.В. Технология бактериального выщелачивания цветных и редких металлов. – М.: Недра, 1982. – 288 с.
19. Практикум по обогащению полезных ископаемых / Под ред. Н.Г. Бедраня. – М.: Недра, 1991. – 526 с.
20. Развитие идей И.Н. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии. / Отв. Ред. В.А. Чантурия. – М.: ННЦ ГП-ИГД им. А.А. Скочинского, 2000. – 272 с.
21. Татарников А.П. Ядерно-физические методы обогащения полезных ископаемых. М.: Атомиздат, 1974. – 145 с.
22. Физические и химические основы переработки минерального сырья. / Отв. Ред. Б.Н. Ласкорин. – М.: Наука, 1982. – 274 с.
23. Хитрик С.И., Гасик М.И., Кучер А.Г. Получение низкофосфористых марганцевых концентратов. – Киев: Техника, 1969. – 76 с.
24. Чантурия В.А., Назарова Г.Н. Электрохимическая технология в обогатительно-гидрометаллургических процессах. – М.: Наука, 1977. – 160 с.
25. Черняк А. С. Химическое обогащение руд. – М.: Недра, 1987. – 224с.
26. Экспериментальные методы химической кинетики / Под ред. Н.М. Эмануэля, Г.Б. Сергеева. – М.: Высшая школа, 1980. – 175 с.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
1 Методы исследования минерального сырья и продуктов его переработки	5
1.1 Предварительная концентрация минералов и получение мономинеральных фракций	5
1.2 Исследование вещественного состава руд и продуктов обогащения	9
2. Практикум лабораторных исследований	21
2.1 Селективная флокуляция и коагуляция минеральных суспензий	21
2.2 Обесфосфорирование марганцевых концентратов дитионатным методом	24
2.3 Магнитогидростатическое обогащение (МГС – сепарация) немагнитных материалов	29
2.4 Флотогравитационное обогащение грубого (черного) гравитационного концентрата	35
2.5 Масляная агломерация угольных шламов	40
2.6 Биохимическое обогащение марганцевых шламов	42
2.7 Разделение минералов по трению	47
2.8 Измерение фотолюминесценции минералов с целью определения возможности их сортировки	52
2.9 Обжиг–магнитное обогащение бурожелезняковых и других слабомагнитных руд	57
2.10 Исследование радиометрической обогатимости руд	66
2.11 Дефосфорация марганцевых концентратов гидрометаллургическим (содовым) методом	74
3 Практика химических технологий переработки полезных ископаемых	84
3.1 Термохимическая переработка железных и других руд	84
3.2 Биохимическое выщелачивание руд и концентратов	90
3.3 Извлечение ценных компонентов из морских конкреций	95
4 Практика подземного и кучного выщелачивания	99
5 Практика покусковой сортировки полезных ископаемых	108
5.1 Крупнопорционная сортировка	108
5.2 Мелкопорционная сортировка и сепарация	112
6 Основные требования техники безопасности	125

6.1 Техника безопасности при проведении экспериментальных исследований в лабораторных условиях	125
6.2 Техника безопасности при работе с сортирующей аппаратурой	128
Библиография	130
Содержание	132

ISBN 000-0000-00-0

Навчальне видання
Кривощоків Вячеслав Іванович
Кравцов Віталій Миколайович

**ПРАКТИКУМ
ПО СПЕЦІАЛЬНИМ ТА КОМБІНОВАНИМ МЕТОДАМ
ЗБАГАЧЕННЯ КОРИСНИХ КОПАЛИН**

Російською мовою

Підписано до друку 21.09.2005 р. Формат 60×84/16
Папір офсетний. Riso–друк. Ум. друк. арк. 8,375
Обл.–вид. арк. 8,375. Тираж 300 прим. Зам. №_____

Надруковано в типографії ЧМП „Економіка”
Свідоцтво ДП №68-р від 07.08.2001 р.
49000, Дніпропетровськ, вул. Виконкомівська, 63
Тел. (0562) 45-45-80

© Кривощоків В.І., Кравцов В.М.