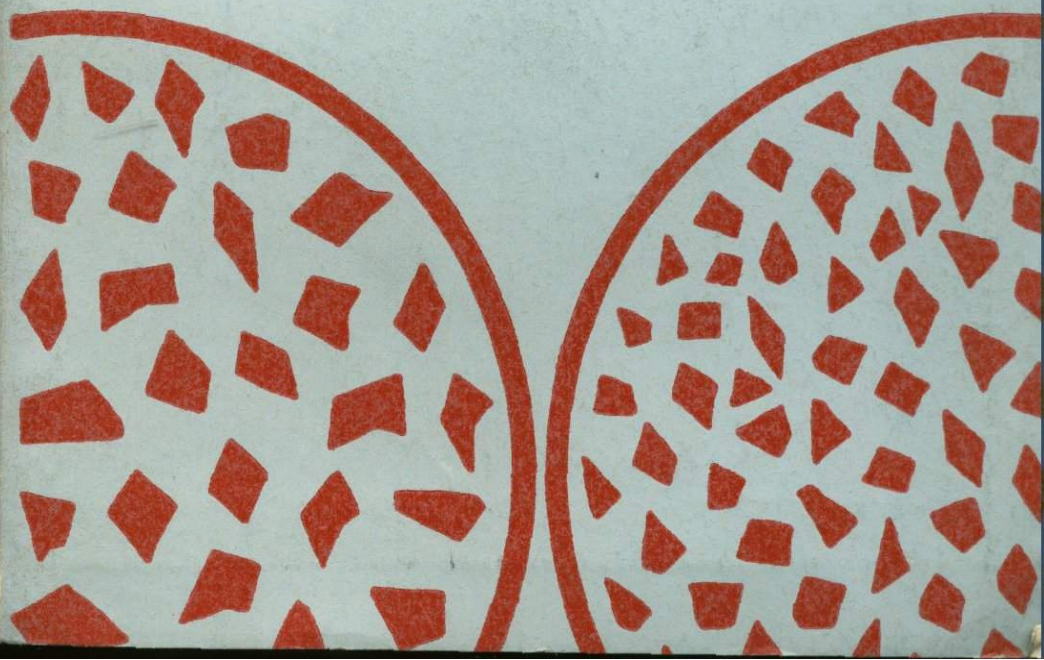


Г.С. ПОРОТОВ, Е.В. ВЕСЕЛОВ, А.Г. ЛАРИОНОВ

МЕТОДИКА
ИЗУЧЕНИЯ
КОМПЛЕКСНЫХ
МАГНЕТИТОВЫХ
РУД



Г. С. ПОРОТОВ, Е. В. ВЕСЕЛОВ, А. Г. ЛАРИОНОВ

МЕТОДИКА
ИЗУЧЕНИЯ
КОМПЛЕКСНЫХ
МАГНЕТИТОВЫХ
РУД

553.311

1729



ЛЕНИНГРАД
«НЕДРА»
ЛЕНИНГРАДСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ
1976



Поротов Г. С., Веселов Е. В., Ларионов А. Г. Методика изучения комплексных магнетитовых руд. Л., «Недра», 1976. 167 с.

В работе обобщен опыт исследований месторождений комплексных магнетитовых руд, выполненных коллективом геологов Ленинградского горного института.

При краткой характеристике геологии скарново-магнетитовых месторождений обращено внимание на особенности, влияющие на опробование и подсчет запасов комплексных руд: уровни строения месторождений, классификация типов руд, их минеральный и химический состав и технологические свойства, систематика и закономерности распределения компонентов в рудах.

Большое внимание уделено методике выделения и исследования природных типов руд и новой методике минералого-технологического опробования комплексных магнетитовых руд. Описаны приемы определения состава руд и минералов. Выполнена классификация систем опробования, показана возможность применения для опробования геофизических методов и закономерностей размещения компонентов. Обращено внимание на приемы контроля опробования. Показаны особенности оконтуривания комплексных магнетитовых руд, методы подсчета запасов попутных компонентов. Обоснована целесообразность и приведена методика подсчета извлекаемых запасов компонентов.

В работе рассмотрены особенности геолого-экономической оценки комплексных магнетитовых руд, включая определение производительности предприятия, величины капиталовложений, себестоимости продукции, эффективности комплексного использования руд. Намечены пути технико-экономического картирования месторождений при разведке.

Книга рассчитана на геологов-разведчиков, занимающихся исследованием комплексных руд, на преподавателей и студентов, изучающих вопросы рационального использования недр.

Табл. 57, ил. 28, список лит. 107 назв.

ВВЕДЕНИЕ

В последние годы большое значение придается проблемам охраны природы, в том числе и рационального использования недр. В 1972 г. эти проблемы были рассмотрены на сессии Верховного Совета СССР, немного позднее вышло Постановление ЦК КПСС и Совета Министров СССР «Об усилении охраны природы и улучшении использования природных ресурсов», в котором намечены основные мероприятия по улучшению комплексного использования руд в горнодобывающей промышленности. В решении Всесоюзной научной конференции по социально-экономическим проблемам рационального использования недр, состоявшейся в 1973 г., отмечено, что особое значение имеет проблема комплексного использования минеральных ресурсов как главного резерва повышения степени использования недр, уменьшения потерь полезных ископаемых при добыче, обогащении и переработке. Наконец, в 1975 г. третьей сессией Верховного Совета СССР принят закон «Основы законодательства Союза ССР и союзных республик о недрах».

Коллектив Ленинградского горного института в составе геологов (Н. В. Иванов, В. А. Заварицкий, Г. С. Поротов и др.), обогатителей (А. К. Корольков, К. А. Разумов и др.), металлургов (И. Н. Пискунов и др.) и экономистов (С. Ф. Белов и др.) в течение многих лет занимался вопросами комплексного использования магнетитовых руд Тургайского прогиба. В ходе исследований была установлена техническая возможность и экономическая целесообразность комплексного использования руд. В настоящее время результаты исследований внедряются в промышленность, ведется строительство опытных предприятий по извлечению ценных попутных компонентов из магнетитовых руд. В ходе исследований решен большой комплекс разнообразных вопросов, представляющих практический и научный интерес. В настоящей работе сделана попытка обобщить некоторые результаты геологических исследований, касающиеся методов изучения комплексных магнетитовых руд в ходе разведки месторождений.

Комплексные руды начали изучаться на месторождениях цветных металлов, что обусловило определенную специфику в решении методических вопросов. Началом систематического изучения

комплексных руд можно считать выпущенные Всесоюзным научно-исследовательским институтом минерального сырья (ВИМС) в 1956 г. «Краткие инструктивные указания по ревизии месторождений полезных ископаемых и коллекций каменных материалов на редкие и рассеянные элементы» [55], в которых рассмотрены особенности опробования комплексных руд, в частности рекомендовано изучать концентраты, мономинеральные пробы и зависимости содержаний попутных компонентов от содержаний главных компонентов. Эта методика сохранена и в следующей работе ВИМС [63], где более четко сформулировано назначение рядовых и групповых проб, затронут вопрос о подсчете запасов рассеянных элементов.

Большое значение имеет работа А. Н. Литвиновича [58], в которой обобщен опыт изучения комплексных полиметаллических руд Алтая. В работе сделана систематизация попутных компонентов, описана методика их опробования, изложены методы подсчета запасов попутных компонентов, а также показана необходимость выделения валовых и извлекаемых запасов компонентов. Рассмотрены корреляционные методы подсчета запасов, методы подсчета запасов по минералам и концентратам.

Следует отметить работу А. М. Калика и др. [44], в которой в инструктивной форме систематизированы методы опробования и подсчета запасов попутных компонентов. Суть этих методов сводится к исследованию рядовых, групповых, мономинеральных проб и концентратов, к подсчету валовых и извлекаемых запасов по минералам, концентратам и корреляционным зависимостям. Сформулированы основные условия отнесения запасов попутных компонентов к той или иной категории.

В 1973 г. Государственная комиссия по запасам подготовила «Временные требования к подсчету запасов попутных полезных ископаемых и компонентов в рудах и других видах минерального сырья». Здесь важно деление попутных компонентов на три группы по условиям их нахождения на месторождениях, формулировка требований к изучению попутных компонентов, к категориям их запасов. Основные положения требований близки к методике А. М. Калика и др. [44] и по существу отражают современное состояние вопросов опробования и подсчета запасов попутных компонентов.

Кроме вопросов опробования и подсчета запасов в исследовании комплексных руд развивается и другое направление — технико-экономическое, так как недостаточно знать запасы попутных компонентов, нужно также уметь обосновать экономическую целесообразность их извлечения [13]. Более того, экономическая оценка позволяет обосновать кондиции на попутные компоненты, разделить их запасы на балансовые и забалансовые, выбрать рациональную схему переработки комплексных руд. Поэтому вопросы экономики тесно связаны с опробованием и подсчетом запасов попутных компонентов. В области экономической оценки ком-

плексных руд следует отметить работы В. Н. Лексина, С. Я. Рачковского, И. М. Градештейна, В. Н. Виноградова и других. Основная проблема экономической оценки комплексных руд — это распределение затрат между продуктами переработки и определение себестоимости попутных компонентов. Упомянутыми авторами составлены критические обзоры существующих приемов распределения затрат и предложены рациональные методы геолого-экономической оценки комплексных руд [18, 57].

Комплексные магнетитовые руды обладают специфическими чертами по сравнению, например, с полиметаллическими рудами. Основные попутные компоненты магнетитовых руд, определяющие их комплексное использование, связаны не с главным минералом — магнетитом, а с сульфидами, которые при обогащении магнетитовых руд переходят в хвосты магнитной сепарации. Это влияет на методику опробования, подсчета запасов и геолого-экономической оценки комплексных магнетитовых руд.

Кроме литературы, посвященной комплексному использованию руд вообще (преимущественно полиметаллических), имеются работы по методике опробования и подсчета запасов железных руд. Среди них следует отметить работу В. А. Глазковского [21], в которой изложены основные особенности изучения железных руд, но без вопросов комплексного использования. Большой вклад в методику опробования и подсчета запасов комплексных железных руд внесен трудами ВИМС [62, 63]. Наряду с общими вопросами опробования железных руд большое внимание уделено изучению комплексных руд, рассмотрены некоторые закономерности поведения ценных компонентов в железных рудах.

К комплексному использованию магнетитовых руд имеет отношение проблема технологического картирования месторождений, выдвинутая ВИМС [52]. Задача технологического картирования заключается в определении показателей обогащения руды (выхода и качества концентратов, извлечения компонентов) в различных участках месторождения, например в подсчетных блоках. Но такую же задачу можно ставить и для комплексных руд с целью определения количества и качества получаемой попутной продукции. Более того, технологическое картирование месторождений открывает путь к технико-экономической оценке комплексных руд в каждом подсчетном блоке и к более обоснованному выделению балансовых и забалансовых запасов попутных компонентов. Это уже можно назвать технико-экономическим картированием месторождения.

Одно из важных направлений в технологическом картировании состоит в определении зависимостей показателей обогащения от состава руды по серии технологических испытаний [24]. Знание таких зависимостей позволяет прогнозировать технологические свойства в любом участке, любом блоке месторождения, имеет большое значение при геолого-экономической оценке месторождений и может помочь проектированию горнорудных предприятий.

При изучении комплексных руд, особенно их технологических свойств и распределения в них ценных компонентов, важное значение имеет выделение и исследование природных типов руд. Разные природные типы различаются между собой по уровню содержания и форме нахождения ценных компонентов, по технологическим свойствам, по характеру зависимостей этих свойств от состава руды. На практике недооценивается роль природных типов руд (их часто путают с промышленными сортами), отсутствует разработанная методика их изучения.

В настоящей работе сделана попытка рассмотреть вопросы опробования, подсчета запасов и геолого-экономической оценки на примере комплексных магнетитовых руд скарно-магнетитовых месторождений. Особое внимание уделено методике выделения и изучения природных типов руд, систематизации видов проб, исследованию зависимостей показателей обогащения от состава руды, контролю опробования, методам подсчета извлекаемых запасов попутных компонентов. Затронутые проблемы имеют большое значение не только для магнетитовых, но и вообще для комплексных руд.

**КРАТКАЯ ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА
СКАРНОВО-МАГНЕТИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

§ 1

**ОСОБЕННОСТИ РАЗМЕЩЕНИЯ
И ФОРМИРОВАНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Скарново-магнетитовые месторождения играют заметную роль в железорудной промышленности. На их долю приходится 11,2% запасов и 21,5% добычи железных руд в нашей стране. По своему экономическому значению они уступают лишь месторождениям железистых кварцитов. Важнейшая особенность скарново-магнетитовых месторождений — комплексный характер руд, которые содержат не только железо, но и кобальт, серу, медь, цинк, свинец, никель и другие ценные компоненты. Месторождения встречаются на Урале, в Северном и Центральном Казахстане, на Алтае и в Горной Шории, на Кавказе, в Средней Азии и в ряде районов Сибири. На формирование и размещение месторождений влияют магматический, структурный и литологический факторы.

Магматический фактор обусловлен генетической связью месторождений с конкретными магматическими формациями. Большинство характеризуемых месторождений связано с гранодиорит-диоритовой и габбро-сиенитовой формациями доорогенной стадии развития геосинклиналей. Некоторые месторождения связаны с умеренно-кислыми и щелочными дифференциатами гранитной магмы в посторогенный период развития геосинклиналей.

Внедрению интрузий часто предшествуют или сопутствуют близкие по времени и составу излияния вулканических пород, объединяемых с интрузиями в вулкано-плутонические формации. В качестве примера можно привести андезито-диоритовую вулкано-плутоническую формацию Тургайского прогиба, контролирующую Главную железорудную полосу Тургая [8, 14, 32] (рис. 1).

Магматический контроль выражается в пространственной приуроченности месторождений к контактовой зоне интрузивных тел. Месторождения локализируются в непосредственном контакте интрузивных тел или несколько удалены от контакта и заключены среди вмещающих пород. Иногда оруденение развивается в ксенолитах вмещающих пород внутри интрузивов. Известны случаи, когда видимая связь месторождений с интрузивами отсутствует, но предполагается наличие интрузивов на глубине. В более широ-

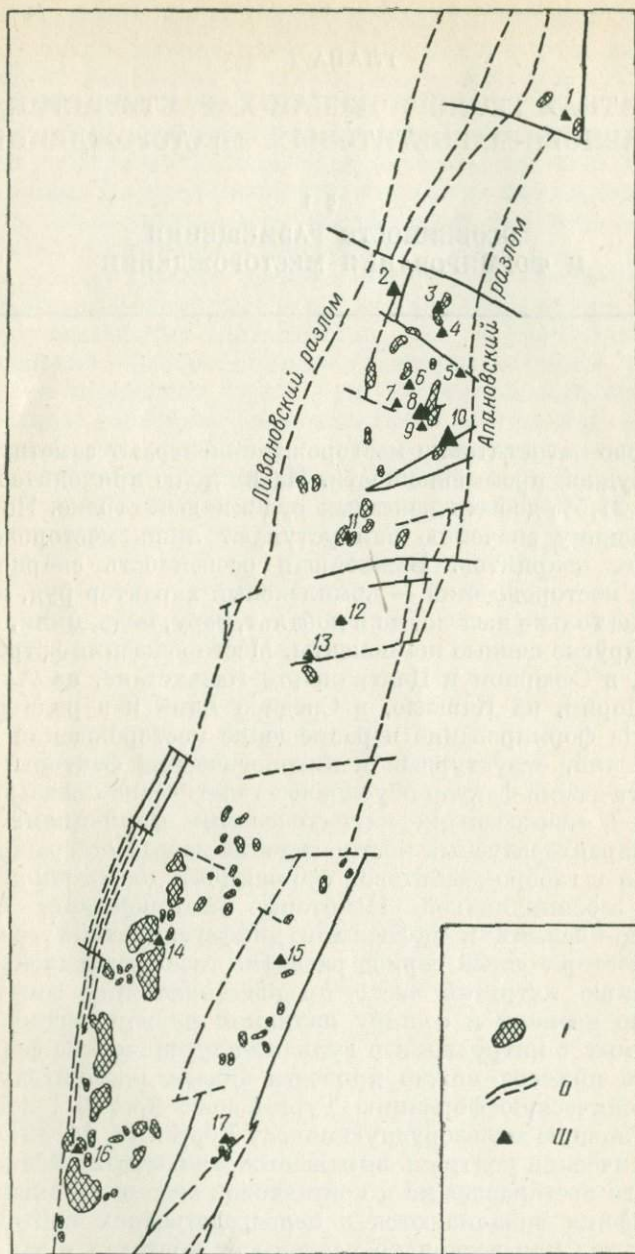


Рис. 1. Схема размещения железорудных месторождений Главной железорудной полосы Тургайского прогиба.

I — интрузивные массивы Соколовско-Сарбайского интрузивного комплекса; II — разрывные нарушения (достоверные и предполагаемые); III — скарново-магнетитовые месторождения.

ком плане можно говорить о приуроченности железорудных полей к магматическим ареалам, сложенным интрузивными и вулканическими породами, являющимися производными одного магматического очага.

Структурный контроль месторождений обусловлен тем, что для образования руд нужен привнос (и вынос) значительного количества компонентов высокотемпературными газообразными или жидкими растворами, который осуществляется по зонам трещиноватости, дробления и контакта различных горных пород. Зоны повышенной проницаемости нередко служат также и рудовмещающими структурами.

Выше уже отмечалась приуроченность месторождений к зонам контакта интрузивных пород. В последнее время появились факты, указывающие на определенную роль вулканических построек, точнее, связанных с ними разрывных нарушений: жерловых каналов, кальдерных разломов и др., в локализации описываемых месторождений [81]. Это требует всестороннего дальнейшего исследования.

Литологический контроль выражается в том, что оруденение, как правило, избирательно замещает химически активные или хрупкие трещиноватые породы, чаще всего известняки, известковые туффиты, реже вулканические туфы. Наиболее благоприятны для оруденения толщи сложного состава, где карбонатные породы чередуются с алюмосиликатными или содержат примесь силикатного материала. Оруденение развивается обычно на границе разнородных по химическому составу горных пород: известняков и вулканических туфов, известняков и интрузивных пород.

Особенно важно сочетание всех видов контроля: магматического, структурного и литологического. Вблизи интрузивных тел месторождения располагаются лишь в тех участках, где имеет место сопряжение тектонической подготовки с благоприятными для оруденения горными породами. Наиболее крупные рудные залежи пластообразной или линзообразной формы развиваются в неоднородных по составу осадочно-вулканогенных толщах на некотором удалении от интрузивных тел (рис. 2). Рудные тела, приуроченные непосредственно к контакту интрузивов с вмещающими однородными породами, чаще существенно карбонатными (рис. 3), имеют сложную форму (линзы, столбы, гнезда) и сравнительно небольшие размеры. Если оруденение развивается в неблагоприятных, но трещиноватых породах (порфиритах, диоритах и др.), то формируются жильные и прожилково-вкрапленные штокерковые рудные тела (рис. 4).

Месторождения: 1 — Алешинское, 2 — Качарское, 3 — Давыдовское, 4 — Южно-Светлодаркульское, 5 — Кунай-Жаркульское, 6 — Талкульское, 7 — Ломоносовское, 8 — Сарбайское, 9 — Южно-Сарбайское, 10 — Соколовское, 11 — Елтайское, 12 — Куржункульское, 13 — Копоткинское, 14 — Адаевское, 15 — Шагыркульское, 16 — Бевкалинское, 17 — Сорское.

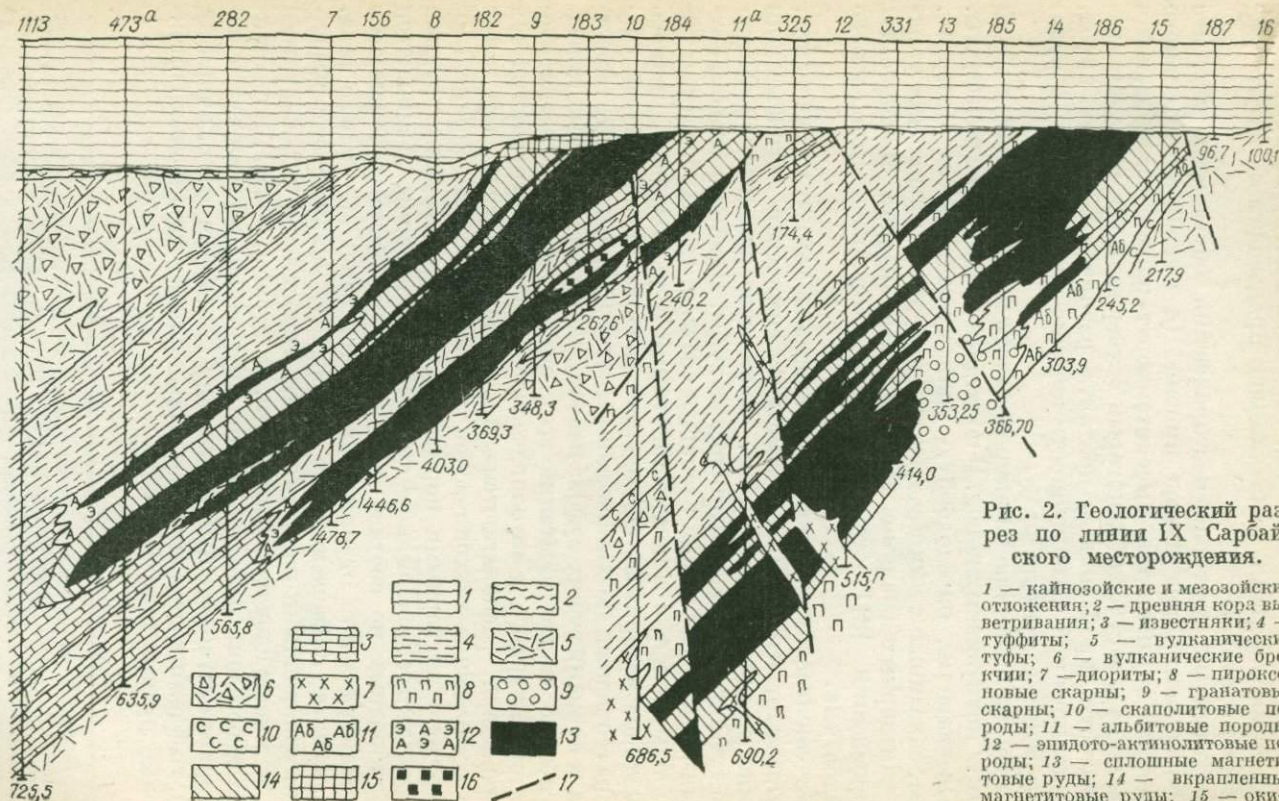


Рис. 2. Геологический разрез по линии IX Сарбайского месторождения.

1 — кайнозойские и мезозойские отложения; 2 — древняя кора выветривания; 3 — известняки; 4 — туфиты; 5 — вулканические туфы; 6 — диориты; 7 — пироксеновые скарны; 8 — гранатовые скарны; 9 — скаполитовые породы; 10 — альбитовые породы; 11 — эпидото-актинолитовые породы; 12 — силшюнные магнетитовые руды; 13 — вкрапленные магнетитовые руды; 14 — окисленные мартитовые руды; 15 — пиритовые руды; 16 — разрывные нарушения.

Учитывая сочетание различных форм контроля оруденения, Л. Н. Овчинников [74] и В. А. Вахрушев [16] предложили почти одинаковую группировку скарново-магнетитовых месторождений: а) месторождения в слоистой толще вмещающих пород в удалении от интрузивных тел; б) месторождения в непосредственном контакте интрузивных тел с известняками, реже другими вмещающими породами; в) месторождения в ксенолитах вмещающих пород

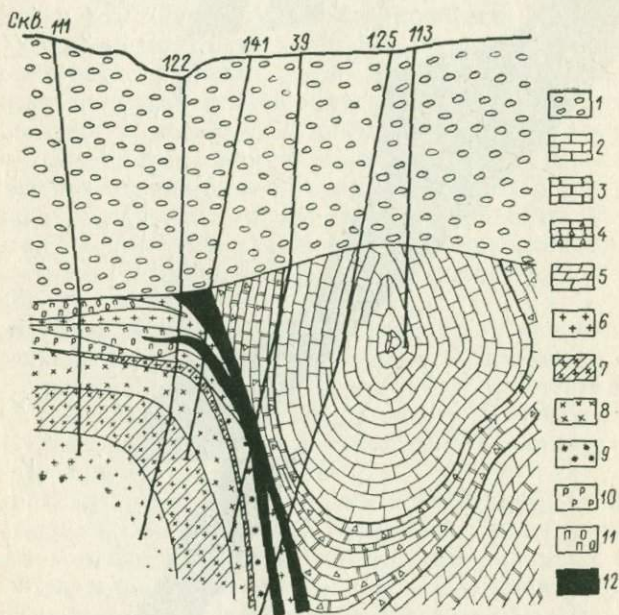


Рис. 3. Геологический разрез по месторождению Ирису.

1 — древнечетвертичные конгломераты; 2 — массивные известняки; 3 — полосчатые известняки; 4 — известняки с кремнистыми прослоями; 5 — доломиты; 6 — монзониты; 7 — меланократовые монзониты; 8 — шонкиниты; 9 — нефелиновые сyenиты; 10 — роговики; 11 — пироксено-гранатовые скарны; 12 — магнетитовые руды.

внутри интрузивов; г) месторождения в тектонических зонах внутри и за пределами интрузивных тел. По-видимому, эту группировку будет точнее называть подразделением на типы не месторождений, а оруденения, так как на крупных месторождениях можно наблюдать одновременно различные руды.

Важной чертой формирования скарново-магнетитовых месторождений является зональность минеральных ассоциаций в пространстве и многостадийность метасоматических процессов. Эти явления обусловлены различием состава подвергающихся метасоматозу горных пород, изменением с течением времени состава растворов и физико-химических условий метасоматоза.

Вопросы теории формирования, в том числе стадийности и зональности скарново-магнетитовых месторождений, изучали и разрабатывали Х. М. Абдуллаев, А. М. Дымкин, В. А. Жариков,

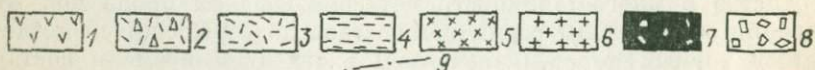
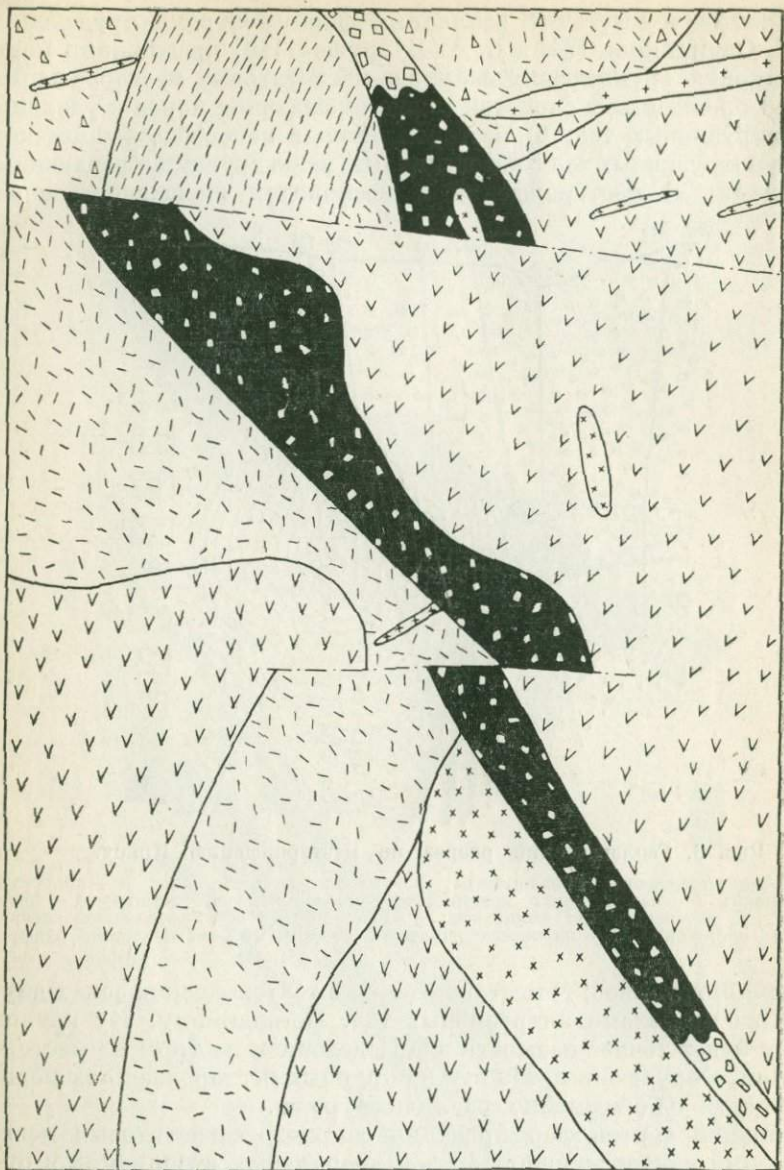


Рис. 4. Геологическая карта Центрально-Ломоносовского месторождения.
 1 — андезитовые порфиры; 2 — вулканические брекчи; 3 — вулканические туфы;
 4 — слоистые туфы; 5 — диориты и диоритовые порфиры; 6 — альбитофиры и кварцевые альбитофиры; 7 — прожилково-брекчиевидные магнетитовые руды; 8 — дорудные зоны дробления; 9 — послерудные разрывные нарушения.

А. Н. Заварицкий, Д. С. Коржинский, А. В. Королев, Л. Н. Овчинников, П. П. Пилипенко, Г. А. Соколов, М. А. Усов, Л. И. Шабунин и другие.

Формирование большинства месторождений идет по единой схеме. Вначале образуются скарны, сложенные высокотемпературными безводными кальциево-железистыми минералами: гранатом, пироксеном, скаполитом, волластонитом, везувианом и др. Если вмещающие породы богаты магнием (доломиты, доломитовые известняки), то возникают магнезиальные скарны, состоящие из диопсида, форстерита, шпинели, периклаза. Несколько позже скарнов формируется магнетитовое оруденение. Впоследствии скарны и другие породы замещаются водными силикатами: эпидотом, актинолитом, флогопитом, хлоритом, серпентином. Вместе с ними или немного позже отлагаются ранние сульфиды: пирротин, пирит, халькопирит, марказит, а также кварц и карбонаты. Еще позднее развиваются кальцит, кварц, хлорит, сфалерит, галенит, и минералообразование завершается формированием кальцита, кварца и цеолитов.

Вблизи или в непосредственном контакте с интрузивными телами преобладают высокотемпературные скарновые минералы: пироксен, гранат, волластонит. В удалении от интрузивных тел, наоборот, преобладают водные силикаты: актинолит, эпидот, хлорит. Сульфиды также предпочтительнее локализуются на некотором расстоянии от интрузива.

По преобладающим минеральным ассоциациям Г. А. Соколов [92, 93] выделил скаполитовый, скарновый и водносилкатный типы скарново-магнетитовых месторождений. В первых двух типах магнетит образуется почти одновременно или немного позже скарновых минералов. В последнем типе большая часть магнетита отлагается совместно с актинолитом и эпидотом или позже их. На крупных месторождениях обычно присутствуют различные типы минеральных ассоциаций.

В последнее время высказываются мнения об осадочно-вулканогенном происхождении некоторых месторождений рассматриваемого типа [27, 97, 103]. Эти взгляды базируются пока на ограниченном геологическом материале, однако не исключено, что некоторые из месторождений или отдельные рудные тела могут оказаться вулканогенно-осадочными. Достоверные факты совмещения разных по генезису руд известны на Елтайском месторождении [33].

Вообще идея о генетической связи скарново-магнетитовых месторождений с вулканизмом является перспективной, тем более что рудовмещающие вулканогенные породы и интрузивные тела часто составляют единую вулканоплутоническую формацию, связанную общностью происхождения. По-видимому, правильно рассматривать вулканические, интрузивные и рудные образования как различные производные единого магматического очага, а формирование железорудных месторождений — как одну из сторон этого общего рудно-магматического процесса.

ОСОБЕННОСТИ СТРОЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Скарново-магнетитовые месторождения обладают сложным строением, обусловленным чередованием разнообразных руд и в различной степени оруденелых горных пород. Иногда заметное влияние на строение месторождений оказывают разрывные нарушения и окисление руд при выходе рудных тел на эрозионный срез.

Можно выделить несколько уровней строения месторождений, которые обычно изображаются на геологических планах и разрезах. Наиболее крупным уровнем строения следует считать продуктивную рудоносную толщу, которая включает в себя одно или несколько рудных тел, разобщенных значительными участками пустых пород. В Тургайском прогибе продуктивная осадочно-вулканогенная толща среднего — верхнего визе-намюра имеет мощность несколько километров, и, как правило, разведочные скважины не вскрывают ее на полную мощность, так как глубина разведки не превышает 1200 м. Например, на Качарском месторождении вскрытая часть продуктивной толщи достигает 1000 м и содержит три основных рудных тела (рис. 5). На Соколовском месторождении шесть крупных и значительное число мелких рудных тел рассредоточены в толще мощностью более 1000 м.

Второй уровень строения — это рудные тела, имеющие естественные или условные (по бортовому содержанию) границы. Наиболее крупные рудные тела имеют размеры по простиранию и падению первые километры, по мощности 100—200 м. У мелких тел длина по простиранию и падению составляет сотни метров, по мощности — первые метры и десятки метров.

Рудные тела неоднородны по составу, и в них можно выделить третий уровень строения по ведущим рудным минералам. Преобладают магнетитовые руды, но встречаются линзы и жилы сульфидных пиритовых, реже пирротиновых руд (например, на Сарбайском месторождении), а в зоне окисления или вблизи некоторых разрывных нарушений бывают развиты маритовые и лимонитовые руды. Сульфидные руды на одних месторождениях отсутствуют, на других присутствуют в значительных количествах. Размеры линз сульфидных руд достигают десяти и более метров по мощности и первые сотни метров по простиранию и падению.

Руды различной степени окисления — от полумартитов до лимонитов — обычно слагают на выходах магнетитовых руд плащеобразные тела мощностью до 10 м, однако в зонах карста или дробления мощность окисленных руд может достигать 100—150 м.

Внутри рудных тел довольно обычны прослойки оруденелых горных пород, мощность которых часто не превышает первых метров, поэтому они включаются в контур подсчета запасов и являются элементом строения рудных тел.

Дальнейшее разделение магнетитовых руд можно делать по различным признакам, среди которых важную роль играют тек-

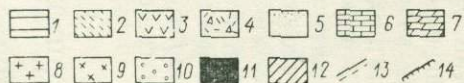
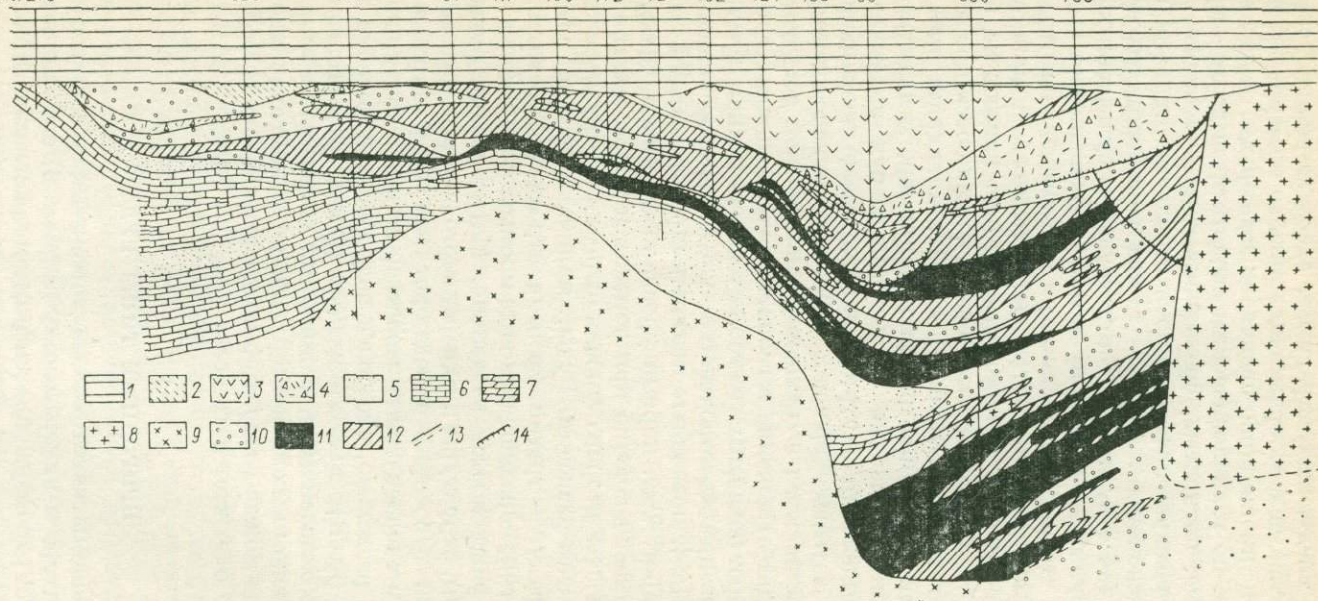


Рис. 5. Геологический разрез по Качарскому месторождению.

1 — кайнозойские и мезозойские отложения; 2 — древняя кора выветривания; 3 — красноцветные порфиры; 4 — туфы порфиритов; 5 — вулканомиктовые песчаники; 6 — известняки; 7 — ангидриты; 8 — кварцевые порфиры вулканического конуса; 9 — кварцосодержащие порфиры субвулканической интрузии; 10 — пироксено-скаполитовые породы; 11 — сплошные магнетитовые руды; 12 — вкрапленные магнетитовые руды; 13 — границы достоверные и предполагаемые; 14 — границы местных несогласий.

стура, структура и минеральный состав. Классификация руд рассмотрена в следующем параграфе, здесь же только отметим, что в рудных телах целесообразно выделять по текстуре сплошные, вкрапленные и прожилково-брекчиевидные руды, существенно различающиеся по технологическим свойствам, и далее однородные, полосчатые, пятнистые, брекчиевые и брекчиевидные руды, несущие генетическую информацию и небольшие отличия в технологических свойствах. Важно также разделение магнетитовых руд по количеству и виду сопутствующих сульфидных минералов на бессульфидные, пирит-магнетитовые, пирротин-магнетитовые и др., что имеет значение при их комплексном использовании. Есть смысл делить магнетитовые руды по главным нерудным минералам, особенно по тем, которые сильно влияют на баланс распределения железа (например, гранат), являются носителями вредных компонентов (например, апатит, ангидрит) или дают большую генетическую информацию (например, кальцит).

Перечисленные признаки магнетитовых руд указывают на возможность выделения внутри рудных тел еще нескольких, по крайней мере четырех, уровней строения месторождения. Эти уровни устанавливаются в процессе геологической документации и обычно находят отражение в геологических колонках скважин, но нередко бывают показаны и на геологических планах и разрезах.

Уровни строения месторождения, как правильно подчеркнул А. Б. Каждан [43], позволяют конкретизировать задачи геологоразведочных работ. Так, первый уровень строения — продуктивная толща — имеет значение при поисках и прослеживании рудных тел. Элементы второго уровня строения — рудные тела — являются объектом разведки. Руды, различающиеся по главному рудному минералу, — третий уровень строения — различны по схеме переработки, попадают в разные промышленные сорта, оконтуриваются и учитываются отдельно. Магнетитовые руды различной текстуры, структуры и минерального состава (четвертый — седьмой уровни строения) определяют методику опробования, имеют разные технологические свойства, иногда оконтуриваются и учитываются отдельно, что более подробно рассмотрено ниже.

Для частей рудных тел, сложенных рудами разного качества (первичными и окисленными, сплошными и вкрапленными, комплексными и некомплексными и т. д.), не существует удобного термина. Иногда можно говорить о подсчетном блоке [43], но этот термин неточно отражает суть дела.

§ 3

ПРИРОДНЫЕ ТИПЫ РУД

Руды скарново-магнетитовых месторождений различаются по текстуре, структуре и минеральному составу. В опубликованных работах имеются примеры классификации рассматриваемых руд по нерудным минералам [71, 82], по текстурам [30, 74], по хими-

ческому составу [45]. Не отрицая значения каждого из названных факторов, нужно сказать, что в классификации должны учитываться многие факторы, и задача состоит в том, чтобы определить, какие из них важнее.

Опыт изучения месторождений Тургайского прогиба показывает, что наиболее существенным является разделение руд по рудным минералам и текстуре. Меньшее значение имеет классификация по нерудным минералам. Некоторую роль играет разделение руд по зернистости (структуре), но этот признак, как правило, сопряжен с текстурой и может быть учтен в текстурной классификации.

Ведущим рудным минералом на рассматриваемых месторождениях является магнетит, но нередко встречаются руды, где магнетит уступает место пириту, пирротину или мартиту (иногда с лимонитом). Соответственно приходится различать руды магнетитовые, мартитовые (лимонитовые), пиритовые и пирротининовые.

Магнетитовые руды слагают большую часть, иногда все месторождение. Мартитовые руды имеются лишь на тех месторождениях, которые выходят или выходили на эрозионный срез. Например, в Тургайском прогибе на большинстве железорудных месторождений развита древняя кора выветривания, которая погребена под платформенным чехлом мезозойских и кайнозойских осадков. Доля мартитовых руд в запасах месторождений обычно не превышает 1—2%, хотя принципиально возможно обнаружение мелких месторождений, сложенных только окисленными рудами. Сравнительно редко окисленные мартитовые руды развиты в зонах дробления на глубинах, достигающих нескольких сотен метров. Еще реже отмечается эндогенное окисление магнетитовых руд с развитием мартита и сидерита (Южно-Сарбайское месторождение).

Поскольку мартитовые руды слагают обычно верхние части месторождений, они оказывают большое влияние на добычу и переработку руд в первые годы разработки месторождения. Если мартитовые руды при добыче будут смешаны с магнетитовыми и направлены на магнитную сепарацию, то резко (в 1,5—2 раза) возрастут потери железа в хвостах.

Пиритовые руды встречены на многих месторождениях; обычно их количество невелико, но на некоторых месторождениях они составляют 2—4% запасов. Пиритовые руды во всех известных нам случаях не имеют самостоятельного промышленного значения. Содержание меди и кобальта в них непромышленное, а получение из них серной кислоты не оправдывает затрат на добычу и переработку. Если пиритовые руды лежат в стороне от магнетитовых рудных тел (в лежачем боку, на флангах рудных тел и даже в породах вскрыши), то их запасы обычно и не учитываются. Иное дело, если пиритовые руды расположены внутри магнетитовых рудных тел и будут неизбежно добыты вместе с магнетитовыми рудами. В этих случаях пиритовые руды могут представлять промышленный интерес или, наоборот, разубоживать магнетитовые



руды, что приходится учитывать в проектных и технико-экономических расчетах. Пиритовые руды легко отделяются от магнетитовых при сухой магнитной сепарации.

Пирротиновые руды встречаются реже пиритовых. Они также не представляют самостоятельного промышленного интереса, и наоборот, весьма нежелательны, так как пирротин практически неотделим от магнетита способами магнитного обогащения. Можно сказать, что пирротиновые руды являются вредными примесями на месторождениях магнетитовых руд.

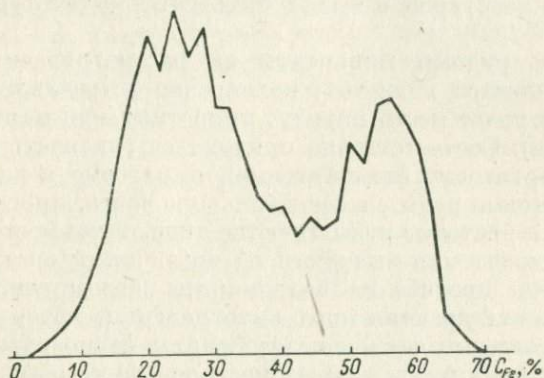


Рис. 6. Распределение частот процентного содержания железа в магнетитовых рудах Качарского месторождения.

Приведенные соображения показывают, что наиболее важна классификация руд по ведущим рудным минералам. Магнетитовые, маритовые и сульфидные руды резко различны по условиям образования, по технологическим свойствам. Эти руды стараются по возможности раздельно добывать и перерабатывать, раздельно опробовать и считать их запасы. Иначе говоря, рассмотренные типы руд относятся к различным промышленным сортам.

Дальнейшее подразделение имеет смысл только для магнетитовых руд. Первостепенное значение при их классификации приобретает текстура. По этому признаку различают сплошные (массивные), вкрапленные и прожилково-брекчиевидные магнетитовые руды.

Сплошные и вкрапленные руды слагают значительные части практически всех месторождений, сложным образом чередуясь между собой (см. рис. 2, 5). Иллюстрацией служит частота содержания железа на Качарском месторождении (рис. 6). Отчетливо выделяется преобладающая группа относительно бедных вкрапленных руд с содержанием железа до 45%. Это магнетитовые руды, образованные по алюмосиликатным породам. Уступает ей по распространению группа богатых сплошных руд с содержанием железа 45—70%, возникших по известнякам. Сплошные

и вкрапленные магнетитовые руды нередко различаются по схеме переработки, поэтому их обычно опробуют и учитывают при подсчете запасов раздельно. Сплошные руды могут быть направлены в плавку, в агломерацию или на обогащение, что определяется содержанием в них вредных примесей. Вкрапленные руды всегда требуют обогащения.

Прожилково-брекчиевидные магнетитовые руды характерны тем, что магнетит в них слагает цемент брекчий или прожилки

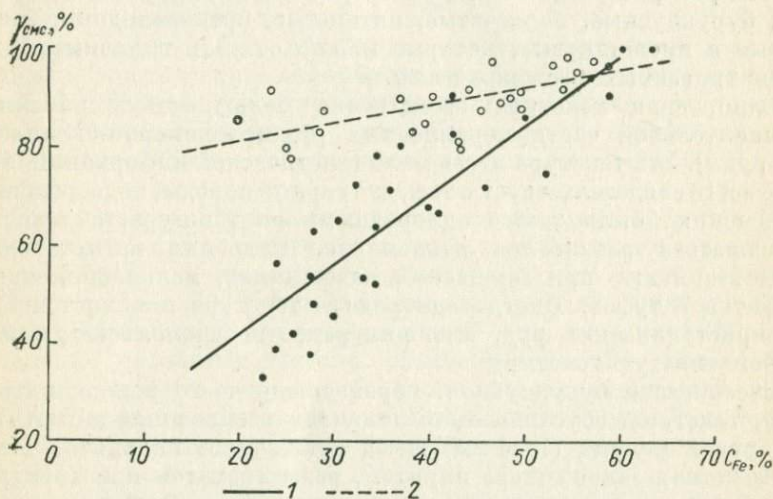


Рис. 7. Зависимость выхода промышленного продукта сухой магнитной сепарации от содержания железа в руде.

1 — крупнокристаллические прожилково-брекчиевые руды; 2 — тонкозернистые вкрапленные руды.

во вмещающих породах. Руды образованы преимущественно способом выполнения свободного пространства в неблагоприятных для метасоматоза горных породах (порфиритах, диоритах), подвергшихся предрудному дроблению. Магнетит в этих рудах обычно крупнозернистый. В отличие от прожилково-брекчиевидных сплошные и вкрапленные руды образованы преимущественно метасоматическим путем, магнетит в них мелкозернистый до тонкозернистого. Различия в текстуре и структуре руд определяют существенные различия в обогатимости руд (рис. 7). Сухая магнитная сепарация (при крупности дробления руды — 25 мм) оказывается весьма эффективной для прожилково-брекчиевидных и малоэффективной для сплошных и вкрапленных руд.

Нужно также отметить, что прожилково-брекчиевидные руды слагают пространственно обособленные рудные тела штокеркового типа, например Верхнее рудное тело Южно-Сарбайского месторождения или штокерк Центрально-Ломоносовского месторождения (см. рис. 4). Не следует путать прожилково-брекчиевидные

руды с отдельными прожилками магнетита. Эти прожилки встречаются на всех месторождениях как внутри рудных тел, так и за их пределами и не являются типом руды.

Среди сплошных, вкрапленных и прожилково-брекчиевидных магнетитовых руд удастся выделить более тонкие текстурные различия, обычно унаследованные от замещенных горных пород или обусловленные характером развития метасоматических процессов. Хотя текстуры магнетитовых руд весьма разнообразны, широко распространены лишь некоторые из них, а именно однородные, бурундучные, полосчатые, пятнистые, брекчиевидные, брекчиевые и прожилковые, которые можно считать типичными для рассматриваемых месторождений.

Однородная текстура свойственна большинству сплошных и значительной части вкрапленных руд (равномерно-вкрапленные руды). Эта текстура несет мало генетической информации, она чаще всего свидетельствует о том, что горные породы, подвергшиеся оруденению, были также однородными по текстуре, а процесс метасоматоза развивался равномерно. Подобные магнетитовые руды возникают при замещении известняков, мелкообломочных туффитов и туфов. Иногда однородная текстура появляется при перекристаллизации руд, имевших ранее неяснополосчатую или мелкопятнистую текстуру.

Своеобразна бурундучная, переходящая часто в мелкопятнистую, текстура, обусловленная наличием в сплошных магнетитовых рудах мелких (1—4 мм) гнезд остаточного кальцита, часто впоследствии замещенного пиритом, реже апатитом или ангидритом. Гнезда минералов изредка располагаются беспорядочными цепочками, а иногда напоминают даже ритмично-полосчатые агрегаты. Такие текстуры [16, 95] образованы, по-видимому, путем диффузии рудного вещества в замещаемой среде [15, 83]. Магнетитовые руды с бурундучной текстурой часто расположены рядом с известняками и образованы, вероятно, всегда по карбонатным породам.

На ряде месторождений широко развита полосчатая текстура, характерная для вкрапленных (полосчато-вкрапленная), реже для сплошных руд. Полосчатость обусловлена чаще всего чередованием полосок различной мощности (от долей миллиметра до нескольких сантиметров) с разным количеством магнетита. Переход от полоски к полоске постепенный, границы полосок нечеткие. Иногда полосчатость создается ориентированным расположением минералов или трассируется включениями сульфидов. В сплошных рудах полосчатость обычно выражена слабее.

Высказывалось много соображений о причинах полосчатости руд: унаследование полосчатости первичных пород, первичный осадочный способ образования руд, дорудное расщепление первичных пород, послерудное расщепление. Наш опыт изучения руд месторождений Тургая показывает, что в подавляющем большинстве случаев полосчатость руд по ориентировке совпадает

с напластованием осадочно-вулканогенных толщ. Если исходить из метасоматического генезиса руд, то можно сказать, что полосчатость унаследована от первичных горных пород, преимущественно от слоистых туффитов, состоящих из смеси пирокластического и карбонатного материала вплоть до известняков, содержащих незначительную примесь пирокластики. Во всех случаях, когда разведочные работы выходили за зону оруденения, можно было наблюдать смену полосчатых руд слоистыми туффитами. Вообще полосчатые туффиты — довольно обычная составная часть вулканогенно-осадочных толщ.

Можно считать, что полосчатая текстура руд несет довольно большую генетическую информацию и способствует установлению пространственной ориентировки рудных тел. Очень редко отмечалась полосчатая текстура руд тектонического происхождения, что легко устанавливается по катаклазу и милонитизации минералов руд.

Пятнистая текстура наблюдается во вкрапленных рудах (пятнисто-вкрапленная текстура) и выражается в неравномерном распределении вкрапленности магнетита в виде пятен размером от миллиметров до первых сантиметров, в разной степени обогащенных магнетитом. Очертания пятен чаще нечеткие. Причины появления пятнистых текстур разнообразны. Это может быть унаследованная текстура грубообломочных вулканических пород или пятнистых скарнов. Иногда пятнистость обусловлена неравномерным развитием рудного метасоматоза в трещиноватых или катаклазированных горных породах. В этих случаях нередко наблюдаются переходы от пятнистых к брекчиевидным текстурам. Можно добавить, что пятнистые и брекчиевидные текстуры практически всегда связаны с образованием руд по алюмосиликатным, а не карбонатным породам.

Брекчиевые и прожилковые текстуры обычны для прожилково-брекчиевидной группы, и различия между ними заключены в характере дорудного дробления горных пород. Прожилковое оруденение развивается по трещиноватости горных пород без существенного перемещения блоков. Брекчиевые руды локализованы в зонах дробления горных пород. Между брекчиевыми и прожилковыми текстурами существуют переходные различия, и часто при разведке брекчиевые и прожилковые руды не удается разделить в пространстве.

Брекчиевые и прожилковые текстуры образуются преимущественно путем выполнения свободного пространства при подчиненной роли или полном отсутствии метасоматоза в горных породах, среди которых встречаются обычно порфириты и диориты, реже тонкообломочные бескарбонатные пирокластические породы. Перечисленные типы горных пород наименее благоприятны для развития магнетитового оруденения, которому обязательно предшествует тектоническая подготовка. Переходы от прожилково-брекчиевидных текстур к вкрапленным (прожилково-вкрапленная

текстура) крайне редки. Например, на Западно-Кунай-Жаркульском рудопроявлении выделен прожилково-вкрапленный тип магнетитовых руд в порфиритах, однако в прожилках заключено всего лишь 5% общего количества магнетита, т. е. это, по существу, вкрапленное оруденение.

Рассмотренный материал показывает роль текстуры магнетитовых руд в изучении геологии месторождений, в расшифровке строения рудных тел и происхождении руд. Однако значение текстур не ограничивается геологическими выводами. Как правило, руды, различающиеся по текстуре, имеют и разный химический и минеральный состав. Если ориентироваться на средние цифры, то содержание железа имеет тенденцию к уменьшению от сплошных руд к полосчато-вкрапленным, равномерно- и пятнисто-вкрапленным, далее к брекчиевидным и брекчиевым рудам. Самые бедные — прожилковые руды. Если рассматривать отдельные пробы, то из-за естественных колебаний составы многих текстурных типов сходны, но для каждого типа руды характерен свой диапазон изменения состава.

В комплексных магнетитовых рудах большое значение имеют сульфиды, как носители важнейших из второстепенных компонентов, поэтому возникает потребность классифицировать магнетитовые руды по наличию сульфидов, из которых наиболее распространены пирит; иногда заметную роль играют пирротин и марказит, редко халькопирит и сфалерит. Соответственно различаются руды бессульфидные магнетитовые, пирит-магнетитовые, пирротин-магнетитовые и др.

Бессульфидные магнетитовые руды есть не на всех месторождениях. В целом они играют подчиненную роль, но сюда входят наиболее высококачественные мартеновские и доменные руды, не требующие обогащения и добываемые селективно.

Пирит-магнетитовые руды преобладают на рассматриваемых месторождениях. Количество пирита колеблется от 0,5 до 10% и более, но обычно составляет первые проценты. Пирит-магнетитовые руды представляют наибольший интерес для комплексного использования.

Пирротин-магнетитовые руды на некоторых месторождениях играют существенную роль, а иногда преобладают. Количество пирротина в рудах составляет первые проценты. Пирротин-магнетитовые руды резко отличаются от остальных магнетитовых руд по технологическим свойствам. При стандартной схеме обогащения руд магнитной сепарацией пирротин, попадая в магнитный концентрат, сильно ухудшает его качество. При малом распространении пирротин-магнетитовых руд на месторождении сера может быть удалена из магнитных концентратов в ходе агломерации. Но при большом распространении пирротина в магнетитовых рудах может возникнуть необходимость применения других схем подготовки руды, например флотации сульфидов перед магнитной сепарацией. Поэтому в ходе разведки месторождения следует

тщательно выделять пирротин-магнетитовые руды и учитывать их отдельно. В случае комплексного использования руд имеет значение и то, что пирротин сильно отличается от пирита по уровню содержания попутных компонентов.

Марказит-магнетитовые руды тесно связаны с пирротин-магнетитовыми; марказит, как правило, является вторичным минералом по пирротину. Практическое значение марказит-магнетитовых руд состоит в том, что марказит образует весьма тонкозернистые трудно обогащаемые агрегаты и, кроме того, имеет содержание попутных компонентов, близкое к пирротину.

Халькопирит-магнетитовые и сфалерит-магнетитовые руды редки в рассматриваемых месторождениях. Рассеянные халькопирит и сфалерит есть повсеместно в магнетитовых рудах, но количество их столь ничтожно, что они наблюдаются лишь под микроскопом. Редко количество этих минералов достигает первых процентов. Так, халькопирит-магнетитовые руды известны на месторождении Ирису, а сфалерит-магнетитовые руды — на Северном Адаевском месторождении. Еще реже встречаются галенит-магнетитовые руды. Отмеченные магнетитовые руды с сульфидами цветных металлов тяготеют к внутрирудным (досульфидным) зонам дробления и локализованы в ограниченных участках.

Определенное практическое значение в магнетитовых рудах имеют нерудные минералы, главным образом те, которые влияют на баланс распределения железа. Среди главных нерудных минералов можно выделить минералы, не содержащие железа: кальцит, щелочные полевые шпаты и скаполит; минералы, содержащие умеренное количество железа: пироксен, актинолит, хлорит, эпидот; наконец, весьма богатый железом гранат, близкий к андрадиту. Таким образом, есть магнетитовые руды, где почти все железо сосредоточено в магнетите (например, кальцит-магнетитовые, скаполит-магнетитовые), с другой стороны, есть гранат-магнетитовые руды, в которых с гранатом связано около 20% железа. Естественно, что эти руды заметно различаются по обогащенности и их следует учитывать при подсчете запасов.

Нерудные минералы в магнетитовых рудах в значительной мере отражают состав первичных пород, подвергшихся оруденению. Так, широкое развитие в рудах кальцита в ассоциации с пироксеном, актинолитом или гранатом обычно указывает на образование руд по известнякам. Наоборот, преобладание альбита, калиевого полевого шпата или скаполита обусловлено развитием руд по алюмосиликатным породам.

Из других нерудных минералов можно отметить ангидрит и апатит. Ангидрит-магнетитовые руды, известные на Качарском, Южно-Сарбайском, Южно-Светло-Джаркульском и некоторых других месторождениях, по-видимому, возникли по прослоям ангидритовых пород, встречающимся в осадочно-вулканогенной толще. Ангидрит, как носитель серы, является вредным минералом магнетитовых руд. Кроме того, ангидритовую (сульфатную) серу при-

ходится отличать от сульфидной серы при химических анализах, так как выход сульфидного концентрата при комплексном использовании магнетитовых руд зависит только от количества сульфидной серы.

Рассмотренные примеры показывают основные черты природных типов руд, которые имеют практическое значение и должны быть положены в основу их классификации. Учитывая относительную значимость отдельных признаков, целесообразно употреблять четырехступенчатую классификацию по минеральному составу и текстуре руды. Классификация будет охватывать важнейшие типы руд скарново-магнетитовых месторождений. В классификации можно выделять классы (по ведущему рудному минералу), группы, типы и разновидности руд (табл. 1). Иногда полезно выделение

ТАБЛИЦА 1

Классификация наиболее распространенных магнетитовых руд контактово-метасоматических месторождений

Класс	Группы	Типы	Разновидности
Магнетитовые	Сплошные	Массивные, бурундучные, полосчатые	Магнетитовые, пирит-магнетитовые, пирротин-магнетитовые, халькопирит-магнетитовые, гранат-магнетитовые, пироксен-магнетитовые, скаполит-магнетитовые, актинолит-эпидот-магнетитовые, ацатит-магнетитовые
	Вкрапленные	Равномерно-вкрапленные, полосчато-вкрапленные, пятнисто-вкрапленные, брекчиевидно-вкрапленные, прожилково-вкрапленные	
	Прожилково-брекчиевые	Прожилковые, брекчиевые	

подтипов руд по структуре. Такая классификация успешно применялась нами на многих месторождениях для решения широкого круга вопросов. Необходимость в ней вызывается следующими обстоятельствами.

1. Выяснение строения и в какой-то мере происхождения рудных тел по типам руд в изучении месторождений играет ту же роль, что и расчленение рудовмещающих толщ по типам горных пород.

2. Знание классификационных признаков типов руд позволяет резко поднять качество геологической документации, сделать ее стандартной, что является весьма актуальной проблемой в производственных организациях.

3. С границами типов руд совпадают границы секционных (рядовых) проб.

4. Типы руд обладают устойчивым минеральным и химическим составом, поэтому его изучение лучше всего проводить именно в пределах отдельных типов руд.

5. При отборе технологических проб их представительность обеспечивается обязательным учетом соотношения типов руд в пробах. Заключение о технологических свойствах руд приобретает надежность, если известно соотношение типов руд в технологических пробах и на характеризуемых ими участках месторождения.

6. В связи с различием в технологических свойствах типов руд представляется возможным и целесообразным изучать обогащаемость отдельных типов, что лежит в основе разработанного нами минералого-технологического опробования [65], рассматриваемого ниже. Минералого-технологическое опробование позволяет решить проблему технологического картирования месторождений, предложенного Г. А. Коц и В. М. Григорьевым [52], путем картирования типов руд.

7. Многие типы руд относятся к различным промышленным сортам, требуют отдельного учета запасов, а иногда и отдельной добычи и переработки.

Можно утверждать, что типы руд являются основой исследования месторождения, постановки рационального опробования и подсчета запасов. Классификация по типам незаменима и при решении вопросов комплексного использования руд.

На отдельных конкретных месторождениях применяется не вся классификация типов руд, приведенная в табл. 1. Обычно на месторождении имеется ограниченный набор типов руд, обладающих определенным минеральным составом и структурно-текстурными особенностями. Иногда могут встретиться типы руд, не предусмотренные табл. 1. Например, на Куржункульском месторождении широко развит тип руды со сферолитовой текстурой [107].

§ 4

ПРОМЫШЛЕННЫЕ СОРТА РУД

В основе выделения сортов руд лежат требования промышленности, которые находят свое отражение в кондициях, регламентирующих химический состав магнетитовых руд и параметры рудных тел. Каждый промышленный сорт руды оконтуривается, отдельно разрабатывается и имеет свою технологию переработки.

На рассматриваемых месторождениях обычно выделяют следующие промышленные сорта руд.

1. Мартеновские руды, содержащие железа более 54%*, вредных примесей — серы менее 0,15%, фосфора менее 0,15%. В этот

* Приводимые ориентировочные цифры получены из опыта подсчета запасов на изученных месторождениях. На каждом конкретном месторождении кондиции устанавливают путем технико-экономического анализа.

сорт входят как магнетитовые (первичные), так и маритовые или лимонитовые (окисленные) руды, если они удовлетворяют условиям. Мартеновские руды — наиболее высококачественные — не нуждаются в обогащении и могут быть направлены в мартеновский передел для выплавки стали.

2. Доменные руды, содержащие железа более 50% (иногда 46%), вредных примесей — серы менее 0,3%, фосфора менее 0,3%. Данным условиям удовлетворяют некоторые первичные магнетитовые и окисленные маритовые (лимонитовые) руды. Доменные руды тоже не нуждаются в обогащении и могут быть направлены в доменную плавку для получения чугуна. Для доменных и мартеновских руд важна кусковатость в пределах 10—250 мм.

3. Богатые магнетитовые руды, содержащие железа более 50% (иногда более 46%). На вредные примеси ограничения отсутствуют. Обычно эти руды имеют повышенное содержание серы, иногда до нескольких процентов. Богатые руды могут направляться на агломерацию или на обогащение (магнитную сепарацию).

4. Бедные магнетитовые руды, содержащие железа более 30% (при подземной разработке месторождений) или более 20% (при открытой разработке). В связи с тем, что в ходе разведки еще не всегда ясна система будущей разработки месторождения или граница между участками открытой и подземной добычи, стараются при подсчете запасов выделить отдельно руды, содержащие железа 30—50% и 20—30%. Первые называют бедными или рядовыми магнетитовыми рудами (они обычно преобладают), а вторые — убогими магнетитовыми рудами. Бедные и убогие магнетитовые руды подвергаются обогащению, как правило, вместе с богатыми магнетитовыми рудами.

Следует рассмотреть вопрос о взаимоотношении природных типов и промышленных сортов руд. Природные типы руд выделяют по минеральному составу и текстурно-структурным особенностям при геологической документации. Промышленные сорта руд устанавливают, руководствуясь условиями по химическому составу, получаемому путем их опробования. При изучении месторождений нередко путают эти понятия и подменяют изучение природных типов руд изучением промышленных сортов. В большинстве случаев каждому типу руды соответствует один промышленный сорт, тогда как к одному промышленному сорту относятся несколько типов руд. Например, сплошные пирит-магнетитовые руды обычно отвечают условиям на богатые магнетитовые, полосчато-вкрапленные пироксен-магнетитовые руды попадают в сорт бедных магнетитовых и т. д. С другой стороны, в сорт бедных магнетитовых руд входят почти все вкрапленные и прожилково-брекчиевидные магнетитовые руды.

КОМПЛЕКСНЫЕ МАГНЕТИТОВЫЕ РУДЫ И ТЕХНОЛОГИЯ ИХ ПЕРЕРАБОТКИ

Для рассмотрения вопросов опробования и подсчета запасов комплексных магнетитовых руд необходимо знать хотя бы в общих чертах схему их переработки.

Интерес для комплексного использования представляют те магнетитовые руды, которые подвергаются обогащению. На большинстве месторождений на обогащение поступают все магнетитовые руды, иногда бóльшая их часть (за исключением доменных и мартеновских). Как правило, в ходе обогащения все руды идут общим потоком; нет возможности выделить какую-либо их часть в отдельный поток, например для разделения комплексных и некомплексных магнетитовых руд. Поэтому чаще приходится решать вопрос о комплексном использовании руд месторождения в целом. И только на крупных месторождениях или на крупных горно-обогатительных комбинатах, на которые поступают руды с нескольких месторождений, можно ставить вопрос о раздельном обогащении комплексных и некомплексных руд. К счастью, основная масса магнетитовых руд рассматриваемых месторождений является комплексной, что и предопределяет необходимость изучения всех магнетитовых руд по единой программе.

Комплексный характер магнетитовых руд обусловлен главным образом наличием сульфидов, в которых сконцентрированы кобальт, сера, а также медь, цинк, свинец и другие компоненты. Подчиненное значение имеют фосфор и бор, связанные с нерудными минералами. Может также представлять интерес ванадий, заключенный в магнетите.

Основными компонентами, предопределяющими целесообразность комплексного использования магнетитовых руд, являются кобальт и сера, сосредоточенные в пирите. С одной стороны, необходимо, чтобы количество кобальта и серы в руде компенсировало затраты на их извлечение. С другой стороны, содержание кобальта в пирите должно быть достаточно высоким, чтобы обеспечить рентабельность металлургической переработки кобальтсодержащего пиритного концентрата. Наиболее пригодны для комплексного использования сернистые богатые магнетитовые руды, в меньшей степени сернистые бедные (рядовые) магнетитовые. В доменных и мартеновских рудах, несмотря на то что пирит весьма богат кобальтом, общее количество серы и кобальта не оправдывает затрат на их извлечение. В убогих магнетитовых и сульфидных рудах пирит беден кобальтом, извлечение которого нерентабельно. Оптимальные границы, при которых целесообразно комплексное использование магнетитовых руд, составляют по содержанию серы приблизительно 0,7—7%, по содержанию железа — более 30%.

Принципиальная схема обогащения комплексных магнетитовых руд включает в себя сухую и мокрую магнитную сепарацию с последующей коллективной и селективной флотацией сульфидных концентратов из хвостов магнитной сепарации (табл. 2).

Сухая магнитная сепарация позволяет удалять главным образом куски пустых пород, разубоживающих магнетитовые руды при добыче. Для обогащения сплошных и вкрапленных магнетитовых руд сухая сепарация малоэффективна, лишь в прожилково-брекчиевидных магнетитовых рудах с ее помощью удается удалить значительное количество нерудных минералов (см. рис. 7). При сухой магнитной сепарации теряется пирит, приуроченный к разубоживающей массе пустых пород. В меньшей мере это касается пирита из руды, локализованного в крупных гнездах и жилах. Это не представляет большой опасности при комплексном использовании руд, так как этот пирит значительно беднее кобальтом по сравнению с тонкозернистым вкрапленным пиритом магнетитовых руд; кроме того, в пустых породах содержание пирита, как правило, заметно ниже, чем в рудах. Тем не менее может выявиться экономическая целесообразность дораблывания хвостов сухой магнитной сепарации и извлечения из них сульфидов.

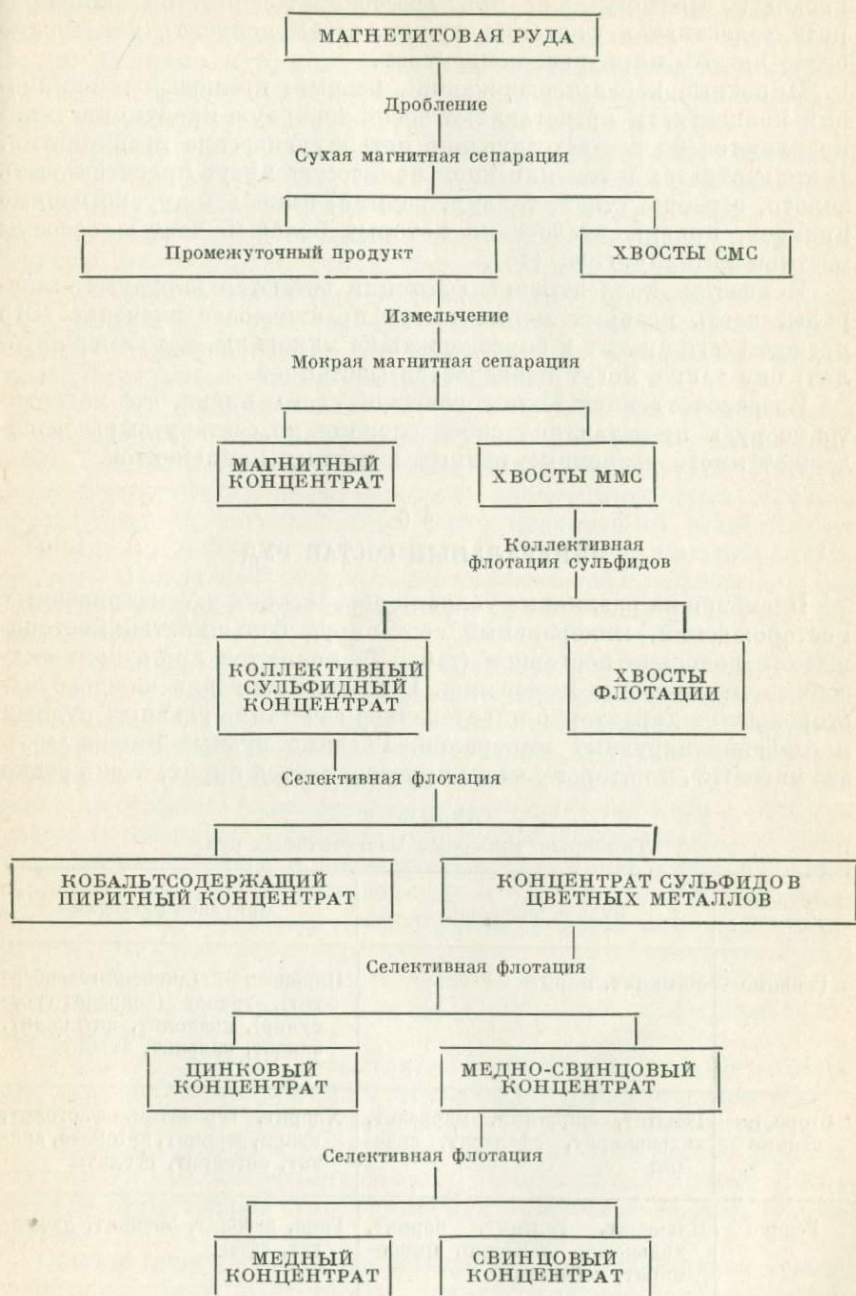
В результате сухой магнитной сепарации из магнетитовой руды получается промежуточный продукт, который поступает на мокрую магнитную сепарацию, обычно многостадийную, с неоднократным измельчением промежуточных продуктов. Конечный магнитный концентрат получается высокого качества, содержит 63—68% железа, мало вредных примесей и может поступать сразу на металлургический передел, а чаще подвергается агломерации или окомкованию.

Основной интерес при комплексном использовании магнетитовых руд представляют хвосты мокрой магнитной сепарации, в которых заключены практически все сульфиды (кроме пирротина). Важно то, что эти хвосты достаточно измельчены и могут сразу поступать на флотацию. Первая стадия флотации имеет цель выделить все сульфиды из хвостов магнитной сепарации в коллективный сульфидный концентрат, который по составу оказывается близок к богатым медноколчеданным или колчеданно-полиметаллическим рудам, отличаясь от них лишь гораздо более высоким содержанием кобальта. В концентрате преобладает пирит, всегда имеется какое-то количество халькопирита и сфалерита, а иногда и галенита. Другие сульфиды не играют существенной роли.

Коллективный сульфидный концентрат подвергается селективной флотации в несколько стадий. Вначале выделяется пиритно-кобальтовый концентрат, в котором заключена большая часть кобальта, серы и никеля, далее цинковый и в последнюю очередь медный и свинцовый концентраты. Если в рудах мало сфалерита и галенита, то достаточно ограничиться выделением лишь пиритного и медного концентратов. Немаловажную роль играет то

ТАБЛИЦА 2

Укрупненная схема обогащения комплексных магнетитовых руд



обстоятельство, что медь является нежелательной примесью в пиритном концентрате и значительно удорожает извлечение из него кобальта. Поэтому даже при невысоком содержании халькопирита селективная флотация нужна, чтобы получить как можно более чистый пиритный концентрат.

Пиритный кобальтсодержащий, медный, цинковый и свинцовый концентраты представляют собой товарную продукцию и направляются на соответствующие металлургические предприятия. В концентратах в том или ином количестве могут присутствовать золото, серебро, селен, теллур, кадмий, никель и другие ценные примеси, приемы извлечения которых большей частью освоены цветной металлургией [18].

В хвостах коллективной флотации остаются нерудные минералы, часть которых может иметь практическое значение. Это прежде всего апатит и борсодержащие минералы, например датолит; они также могут извлекаться флотацией.

Из рассмотренной технологической схемы видно, что магнетитовые руды представляют собой сложное по составу сырье и содержат много различных ценных попутных компонентов.

§ 6

МИНЕРАЛЬНЫЙ СОСТАВ РУД

Несмотря на различные условия образования рассматриваемых месторождений, минеральный состав руд большинства месторождений довольно постоянен (табл. 3), меняются лишь количественные соотношения минералов. В то же время для каждого месторождения характерно определенное сочетание главных рудных и особенно нерудных минералов. Главные рудные минералы — это магнетит, к которому часто присоединяется пирит, очень редко

ТАБЛИЦА 3

Типичные минералы магнетитовых руд

Распространенность	Рудные минералы	Нерудные минералы
Главные	Магнетит, пирит	Пироксен (диоксид-геденбергит), гранат (андрадит-гроссуляр), скаполит, актинолит, эпидот, кальцит, альбит
Второстепенные	Гематит, пирротин, марказит, халькопирит, сфалерит, сидерит	Хлорит, серпентин, флогопит, кварц, серицит, ортоклаз, апатит, ангидрит, цеолиты
Редкие	Ильменит, галенит, борнит, халькозин, ковеллин, арсенопирит, кобальтин	Гипс, датолит, аксинит, людвигит, сфен

халькопирит (Меднорудянский участок горы Высокой, Ирису в Южном Казахстане), пирротин и марказит (Алешинское месторождение в Тургае), сфалерит (Абаканское месторождение в Алтае-Саянской горной области, Северное Адаевское в Тургае) и др. Главные нерудные минералы представлены пироксеном, гранатом, скаполитом, актинолитом, эпидотом, изредка серпентином, флогопитом, хлоритом, кальцитом или альбитом.

Наибольшую практическую ценность в рудах имеет магнетит. В какой-то мере используется и гематит. При комплексном использовании руд на второе место по значимости выходит пирит, в котором сосредоточена основная масса серы, кобальта и никеля, причем целесообразно утилизировать и железо пиритных огарков. Меньшее практическое значение имеют халькопирит, сфалерит, марказит, иногда галенит. Вероятно, в отдельных случаях следует извлекать апатит, датолит, людовигит, а также по возможности стремиться использовать и хвосты.

Магнетит составляет 25—90% объема руд и встречается в нескольких генерациях (до 5) и морфологических разновидностях. Ранний магнетит, слагающий основную массу руд, представлен агрегатами изометричных зерен размером от сотых долей до 3 мм. Поздний магнетит имеет явно подчиненное развитие, он образует прожилки с размером кристаллов до нескольких сантиметров. Иногда наблюдаются шестоватые зерна магнетита в радиально-лучистых агрегатах, очень редко — колломорфные образования.

Главная масса магнетита выделяется после образования скарнов, но до сульфидной минерализации. Магнетит метасоматически развивается главным образом по известнякам, скарнированным алюмосиликатным и карбонатным породам, а также по скарнам. Он замещает кальцит, пироксен, реже актинолит, эпидот, полевые шпаты и особенно редко гранат. По магнетиту частично и с трудом развиваются пирит, кальцит, хлорит, кварц, флогопит и серпентин. Магнетит нередко подвергается дроблению с образованием сажистых порошковатых разностей, а вблизи дневной поверхности и вдоль некоторых тектонических нарушений мартитизируется. На отдельных месторождениях иногда заметную часть руд слагает мушкетовит, возникающий за счет гематита при наложении как сульфидной минерализации, так и магнетитового оруденения.

Пирит обычно равномерно распределен в магнетитовых рудах и составляет 0,5—15% объема руды. Он представлен зернами размером от сотых долей миллиметра до сантиметра, чаще 0,5—2 мм, агрегатами зерен в виде гнезд и прожилков; изредка отмечаются колломорфные агрегаты. Иногда пирит слагает линзы и жилы существенно сульфидных руд мощностью до нескольких метров.

Обычно пирит образует ряд генераций, различающихся между собой по составу. В частности, ранние пириты содержат больше

кобальта. Разные генерации, как правило, пространственно не обособлены, определение их количественного соотношения практически невозможно.

Основная масса пирита образуется позднее магнетита, а небольшая часть выделяется в самые поздние стадии формирования месторождений в виде хорошо ограненных кристаллов в гнездах и прожилках. Пирит развивается метасоматически в основном по кальциту, менее охотно по пироксену, актинолиту, магнетиту и другим минералам. В пирите часто отмечаются включения пирротина, халькопирита, магнетита и нерудных минералов.

Марказит встречается часто, но количество его в рудах редко превышает 1%. Он слагает мелко- и тонкозернистые, иногда колломорфные агрегаты и развивается по пирротину или пириту, нередко создает бурундучные текстуры.

Пирротин обычно присутствует в рудах большинства месторождений в небольшом количестве, но изредка преобладает над пиритом. Он образует вкрапленники, гнезда, прожилки в магнетитовых рудах и редко линзы существенно сульфидных руд мощностью до первых метров. Пирротин формируется приблизительно одновременно с пиритом и замещает магнетит, кальцит, пироксен, флогопит и полевые шпаты.

Халькопирит известен в рудах всех месторождений, но в незначительном количестве, хотя иногда его содержание достигает нескольких процентов. Он присутствует в виде мелких зерен, реже агрегатов зерен и тонких прожилков, и образуется при замещении кальцита, в меньшей степени хлорита, пирита, марказита и пирротина. Иногда наблюдается эмульсионная вкрапленность халькопирита в сфалерите.

Сфалерит встречается реже халькопирита, но распространен довольно широко в виде вкрапленности в магнетитовых рудах, образуя иногда обогащенные участки.

Галенит присутствует еще реже, слагая отдельные зерна или агрегаты галенит-сфалерит-халькопирит-марказитового состава. Эти сульфиды на большинстве месторождений являются самыми поздними и развиваются по кальциту, хлориту, реже пириту и пирротину.

Нерудные минералы в магнетитовых рудах, подвергающихся обогащению, являются балластом и пока не представляют практического интереса. Однако при обогащении руд железистые силикаты (гранаты, пироксены, амфиболы и др.), уходя в хвосты, уносят с собой некоторую часть железа. Наиболее железистый из силикатов — андрадит — может содержать железа 20% и более. При значительном скоплении в рудах апатита целесообразно его извлекать в процессе обогащения руд. То же самое относится к минералам бора.

В доменных и мартеновских рудах нерудные минералы служат источником шлакообразующих или вредных компонентов и вли-

ают тем самым на качество руд. К вредным минералам относятся апатит — источник фосфора, сульфиды, ангидрит и гипс — источники серы.

§ 7

ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ РУД

Магнетитовые руды контактово-метасоматических месторождений имеют сложный химический состав. В рудах частично присутствуют химические элементы, заимствованные из вмещающих пород, подвергшихся оруденению, а также принесенные при образовании скарнов, магнетита и сульфидов.

Химический состав рассматриваемых руд изучался многими исследователями. В частности, известны обобщающие работы В. А. Глазковского [21], Г. Л. Пospelова [82], Л. Н. Овчинникова [74], А. М. Дымкина [31], В. А. Вахрушева [16], В. М. Григорьева [23] и др.

Характерные химические элементы рассматриваемых руд: железо, сера, медь, цинк, кобальт, никель, фосфор, титан, ванадий и марганец. Из-за низких содержаний в рудах не обнаруживаются (но почти всегда присутствуют в сульфидных концентратах) мышьяк, селен, теллур, кадмий, золото, серебро. Изредка отмечаются повышенные концентрации свинца, очень редко олова, бора и некоторых других элементов. Постоянно присутствуют в рудах химические элементы горных пород (кремний, алюминий, кальций и магний), а также летучие компоненты (углекислота, вода и хлор).

Для проведения рационального опробования и подсчета запасов, технологических исследований и оценки месторождений при комплексном использовании компоненты магнетитовых руд целесообразно разделить на главные и второстепенные.

Главные компоненты определяют промышленное значение месторождения, контуры рудных тел (при оконтуривании по бортовому содержанию) и промышленных сортов руд. Главным компонентом в рассматриваемых рудах является железо. Так как на оконтуривание сортов руд влияют вредные примеси — фосфор и сера, то их тоже нужно считать главными компонентами.

Второстепенные компоненты оказывают существенное влияние на промышленную ценность месторождения и на схему технологического процесса переработки руд, но в отличие от главных компонентов самостоятельно не определяют промышленного значения месторождения и контуров рудных тел. Среди второстепенных компонентов необходимо различать попутные полезные, шлакообразующие и летучие.

Попутные полезные компоненты в рассматриваемых рудах относятся ко второй и третьей группе по классификации Государственной комиссии по запасам (ГКЗ) [19]. Компоненты второй группы слагают собственные минералы и могут быть выделены

в концентрат путем обогащения. Ко второй группе относятся сера, медь, цинк, свинец, фосфор, бор. Компоненты третьей группы находятся в главных рудных минералах в виде изоморфных примесей. Компоненты третьей группы извлекаются, как правило, в процессе металлургической переработки концентратов. Сюда входят кобальт, ванадий, кадмий, селен, теллур, золото, серебро и некоторые другие компоненты.

Шлакообразующие компоненты имеют значение только для тех железных руд, которые идут в плавку. К шлакообразующим компонентам относятся кремний, алюминий, кальций, магний и титан. В процессе плавки железных руд они переходят в шлаки. Особенно большое значение имеет отношение $(CaO + MgO)/(Al_2O_3 + SiO_2)$, которое называется основностью руд и определяет количество и характер флюсов, необходимых для перевода шлакообразующих компонентов в шлак. Хорошо, когда основность близка единице, что встречается на рассматриваемых месторождениях. Для выплавки чугуна имеет значение и кремневый модуль — отношение SiO_2/Al_2O_3 . Он должен быть более 1,8 для литейного чугуна и более 3 для передельного чугуна.

Если железные руды поступают на обогащение, то шлакообразующие компоненты почти полностью переходят в хвосты, утрачивая свое влияние на качество исходных руд.

Летучие компоненты при агломерации или плавке магнетитовых руд улетучиваются, повышая тем самым содержание железа в руде. Если доля летучих компонентов в руде значительна, то повышение содержания железа будет существенным. К летучим компонентам относятся вода в различной форме, углекислота и сера.

§ 8

ФОРМА НАХОЖДЕНИЯ И БАЛАНС РАСПРЕДЕЛЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ В МАГНЕТИТОВЫХ РУДАХ

Сложный минеральный состав магнетитовых руд обуславливает рассеяние ценных (главных и попутных) компонентов в различных минералах. Как следствие рассеяния, при обогащении руд ценные компоненты попадают в различные продукты. Не из всех продуктов обогащения экономически выгодно извлекать компоненты, поэтому возникают потери, которые можно оценить, зная, в какой форме (в каких минералах) находятся в рудах ценные компоненты и какая доля компонента заключена в каждом из минералов (баланс распределения компонентов).

Железо входит в состав магнетита, гематита (мартита), сульфидов и железистых силикатов, редко сидерита. Все эти минералы обладают различными технологическими свойствами. В наиболее распространенных магнетитовых рудах железо связано в основном с магнетитом, на долю сульфидов и железистых силикатов приходится по 2—10% железа. В случае присутствия

в рудах граната доля силикатного железа может повыситься до 20%. При окислении магнетитовых руд доля магнетитового железа убывает, а мартитового возрастает вплоть до развития чисто мартитовых или лимонитовых руд. Первичный эндогенный гематит существенного значения в распределении железа не имеет.

С е р а обычно связана с сульфидами, главным образом с пиритом, реже с пирротином и марказитом. Но есть типы руд, где половина и более серы присутствует в сульфатной форме, входя в состав ангидрита и гипса. Значение сульфидов цветных металлов (халькопирита, сфалерита и др.) в распределении серы обычно невелико.

К о б а л ь т лучше всего концентрируется в пирите. Доля кобальта, связанного с пиритом, колеблется от 50 до 90%. Изучение пирита методом отпечатков [40] и на электронном зонде [17] позволяет предположить изоморфное вхождение кобальта в пирит. Значительная доля кобальта (до 30%) связана с магнетитом, однако форма его вхождения в магнетит неясна. Есть небольшие месторождения (например, Южно-Ломоносовское), где сульфиды вообще отсутствуют и практически весь кобальт связан с магнетитом.

Пирротин, халькопирит и другие сульфиды значительно уступают пириту в концентрации кобальта. Известны единичные находки кобальтина, представляющие только минералогический интерес. По-видимому, небольшая доля кобальта присутствует и в железистых силикатах, что обнаруживается спектральным анализом.

Н и к е л ь ведет себя во многом аналогично кобальту. Основным носителем никеля обычно является пирит, но иногда большая часть никеля концентрируется в пирротине.

М е д ь в основном заключена в халькопирите, хотя анализы пирита почти всегда указывают на присутствие меди. Возможно, халькопирит образует включения в пирите, что постоянно наблюдается под микроскопом. Довольно обычна также эмульсионная вкрапленность халькопирита в сфалерите. Остальные медные минералы (халькозин, ковеллин, борнит и др.) существенного значения не имеют.

Ц и н к распределяется примерно поровну между сфалеритом и магнетитом. Только в рудах с повышенным содержанием цинка главная роль принадлежит сфалериту.

С в и н е ц слагает единственный минерал — галенит, хотя при обогащении нередко уходит в магнитный концентрат. Возможно, это объясняется легкой истираемостью галенита при дроблении.

З о л о т о и с е р е б р о встречаются преимущественно в медно-свинцово-цинковых концентратах. Возможно, золото связано с халькопиритом, а серебро с халькопиритом и галенитом, как это бывает на полиметаллических месторождениях.

Селен и теллур — обычные изоморфные компоненты пирита и халькопирита.

Кадмий постоянно присутствует в сфалерите.

Германий образует повышенные концентрации в гранат-магнетитовых рудах и, возможно, связан с гранатом.

Установление баланса распределения таких компонентов магнетитовых руд, как селен, теллур, кадмий, германий и др., практически невозможно, так как содержание их в руде и в большинстве минералов ничтожно и обычными методами анализа не улавливается.

§ 9

НЕКОТОРЫЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ В РУДАХ

Содержание компонентов в рудах и минералах подвержено изменчивости, которая бывает закономерная и случайная. Закономерная изменчивость выражается в определенной зависимости содержания от различных геологических факторов. Можно различить три вида закономерностей распределения компонентов: а) качественные; б) пространственные; в) взаимосвязи между компонентами [80].

Качественные закономерности отражают зависимость содержания компонентов от каких-либо качественных признаков руды, не поддающихся количественному измерению (текстура, структура, окраска, качественный минеральный состав и т. д.). Выделение природных типов руд производится именно по таким качественным признакам. Качественные закономерности на железорудных месторождениях почти не рассмотрены в литературе, так как химическому составу типов руд уделяется мало внимания.

К числу качественных закономерностей следует отнести также изменение состава минералов в зависимости от генераций, от морфологических особенностей индивидов или агрегатов минералов, от парагенетических ассоциаций. Почти все исследователи отмечают, что ранние генерации обычно богаче попутными компонентами. Так, ранний пирит содержит повышенное количество кобальта [16, 82]. Магнетит в рудах скаполитового типа богаче титаном и ванадием, чем в рудах скарнового или гидросиликатного типов [50].

Пространственные закономерности отражают зависимость содержания компонента в руде или минерале от пространственного положения исследуемой пробы и обусловлены влиянием различных геологических факторов: состава вмещающих пород, расстоянием от интрузивного тела или тектонического нарушения, контролирующего оруденение, и др.

Некоторые общие закономерности пространственного размещения компонентов сформулированы Л. Н. Овчинниковым [74], а именно: а) содержание попутных компонентов в минералах уменьшается от центра рудных тел к периферии при переходе от

массивных руд к вкрапленным; б) концентрация попутных компонентов максимальна в питающих каналах свободной циркуляции — путях следования растворов и быстро падает при удалении от них; в) в более высокотемпературных образованиях распределение компонентов равномернее, чем в низкотемпературных.

Из числа конкретных пространственных закономерностей, выявленных В. А. Вахрушевым [16], И. В. Дербиковым [26], М. А. Карасиком [46] и подтверждаемых нашими исследованиями,

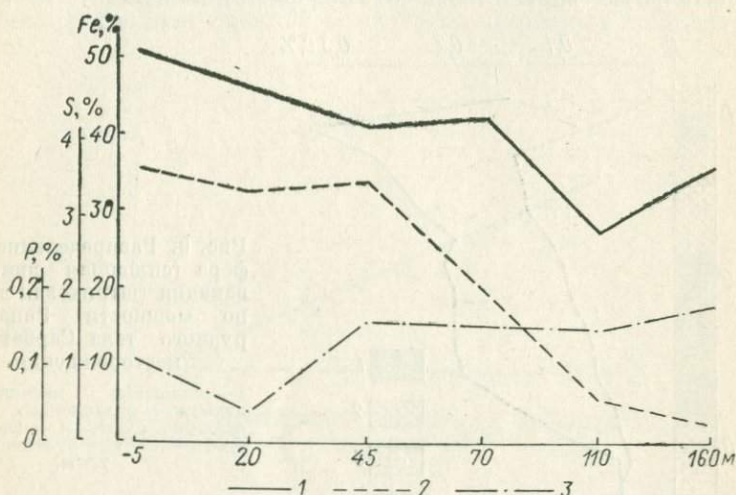


Рис. 8. Распределение компонентов в магнетитовых рудах по удалению от одного из тектонических нарушений на Соколовском месторождении.

1 — железо; 2 — сера; 3 — фосфор.

следует отметить, что вблизи интрузивных тел в рудах повышается содержание фосфора, ванадия, иногда меди и цинка и понижается содержание серы. Содержание кобальта в пирите, а также титана, марганца и цинка в магнетите выше около интрузивных тел. Сера и медь нередко концентрируются по периферии рудных тел.

Многие пространственные закономерности свойственны лишь отдельным месторождениям или их участкам и не являются общими для месторождений рассматриваемого генетического типа. Например, на Качарском и Сарбайском месторождениях сера тяготеет к лежащему боку рудных залежей. В одном из разведочных профилей Соколовского месторождения состав руд закономерно меняется при удалении от рудоконтролирующего нарушения (рис. 8). Отчетливо проявлено тяготение ванадия и фосфора к висячему боку рудной залежи Сарбайского месторождения (рис. 9). Подобные пространственные закономерности при детальном изучении можно выявить на каждом месторождении.

Взаимосвязи между компонентами широко распространены в магнетитовых рудах и сравнительно хорошо изучены. К наиболее важным взаимосвязям относятся зависимости содержаний второстепенных компонентов от содержания главного компонента руд — железа, а также от важнейшего компонента сульфидов — серы.

По результатам наших и других исследований [9, 30, 45, 46, 50, 88] содержание серы, кобальта и ванадия в магнетитовых рудах обычно имеет положительную, а содержание марганца и фосфора — отрицательную зависимость от содержания железа. У цинка

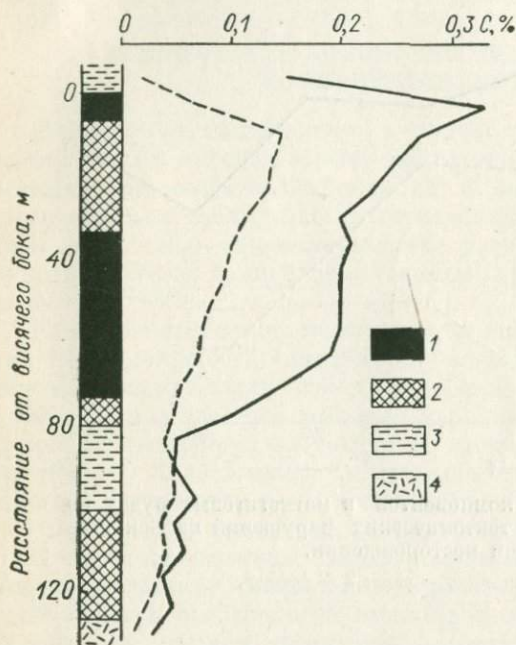


Рис. 9. Распределение фосфора (сплошная линия) и ванадия (штриховая линия) по мощности Западного рудного тела Сарбайского месторождения.

1 — сплошные магнетитовые руды; 2 — вкрапленные магнетитовые руды; 3 — слоистые туффиты; 4 — вулканические туфы.

наблюдаются как положительные, так и отрицательные взаимосвязи с железом. Как правило, содержание шлакообразующих компонентов (кремния, алюминия, кальция, магния и титана) находится в обратной зависимости от содержания железа [47, 50, 62, 68, 70, 88].

Некоторые исследователи [20, 25, 45, 46, 50, 88] указывают на положительную взаимосвязь между серой и кобальтом. Нашими исследованиями на ряде месторождений установлена положительная связь между серой и медью, медью и цинком, цинком и свинцом.

Почти все выявленные закономерности обусловлены различными геологическими причинами. Так, положительная взаимосвязь обычно наблюдается, когда компоненты заключены в одном минерале, приносятся в одном растворе, когда один компонент способствует осаждению другого и т. д. Обратная взаимосвязь

часто возникает при метасоматозе, когда осаждение одних компонентов сопровождается вытеснением и выносом других компонентов.

Особую группу взаимосвязей составляют зависимости содержания компонентов в минералах между собой или от состава руды. По нашим и другим данным [89], на многих месторождениях содержание кобальта в пирите обратно пропорционально содержанию серы и прямо пропорционально содержанию железа в руде (рис. 10). Эта зависимость имеет большое практическое значение, так как позволяет оценивать качество пиритных концентратов

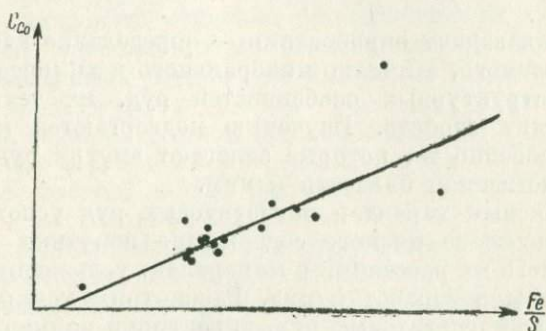


Рис. 10. Зависимость содержания кобальта в пирите C_{Co} от отношения Fe/S в руде.

по известному составу руды. На аналогичную зависимость указывает М. А. Карасик [46], который отмечает, что содержание кобальта выше в пирите из богатых магнетитовых руд, чем из безрудных скарнов. П. Н. Кобзарь и Н. М. Беляшов [50] выявили прямую зависимость между кобальтом и марганцем в магнетите, а Л. Н. Овчинников [74] — прямую зависимость между кобальтом и цинком в магнетите и между кобальтом и никелем в пирите. При детальном изучении состава минералов количество примеров таких закономерностей может быть увеличено.

Природные закономерности распределения компонентов имеют большое значение при решении вопросов опробования и подсчета запасов. Наличие закономерностей оказывает влияние на размещение проб, дает возможность в ряде случаев сократить их число или сделать правильное объединение проб, позволяет повысить достоверность и выполнить контроль подсчета запасов попутных компонентов.

ГЛАВА II
ОПРОБОВАНИЕ
СКАРНОВО-МАГНЕТИТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1
ЗАДАЧИ ОПРОБОВАНИЯ

Основная задача опробования — определение качества полезного ископаемого, а именно минерального и химического состава, текстурно-структурных особенностей руд, их технологических и физических свойств. Изучению подвергаются и вмещающие породы, особенно те, которые залегают внутри рудных тел или в непосредственной близости к ним.

Комплексный характер магнетитовых руд усложняет задачи опробования из-за низкого содержания попутных компонентов, значительного их рассеяния в минералах, усложнения технологической схемы переработки руд. Рассмотрим конкретные задачи опробования магнетитовых руд, акцентируя внимание на особенностях, обусловленных их комплексным использованием, в той последовательности, которая возникает в практической деятельности геолога-разведчика.

1. Изучение качества руд начинается в процессе геологической документации разведочных выработок или керна скважин. Основная задача в этот период состоит в выделении природных типов руд как основы всего последующего опробования месторождения. Эта задача недооценивается на практике. В существующих методических указаниях, в инструкциях она затрагивается вскользь, по-видимому, потому, что не сложилось еще четкого представления о том, что такое природные типы руд и как их выделять, хотя о необходимости их изучения говорилось давно [10].

2. После установления природных типов руд параллельно могут изучаться минеральный и химический состав и физические свойства руды, однако на первое место все же следует поставить минеральный состав, так как знакомство с ним начинается раньше — с момента геологической документации. Изучение минерального состава заключается в определении минералов руды, установлении их качества в пределах отдельных типов руд и участков месторождения, выделении главных, второстепенных и редких минералов, определении состава важнейших минералов руд, особенно тех, в которых заключены ценные и вредные компоненты. Попутно могут решаться вопросы генетического характера о последовательности образования, закономерностях размещения и изменения состава минералов во времени и пространстве.

3. Большое значение имеет изучение химического состава, потому что на рассматриваемых месторождениях по нему ведется оконтуривание рудных тел, а также определяются запасы ценных компонентов в комплексных магнетитовых рудах. Изучение химического состава руд включает в себя определение содержания главных и второстепенных компонентов, установление формы нахождения компонентов и баланса их распределения между минералами. Это изучение проводится в различных по размеру участках месторождения, начиная с секционных проб и кончая отдельными рудными телами.

4. Знание типов руд, их минерального и химического состава позволяет организовать изучение технологических свойств руд, которое может проводиться в пределах отдельных природных типов, промышленных сортов руд или месторождения в целом. Изучение технологических свойств руды состоит в разработке рациональной технологической схемы обогащения, а иногда и металлургического передела, в определении показателей обогащения, установлении расхода воды, реагентов и других веществ, потребляемых в технологической схеме.

5. Из физических свойств руд ограничимся изучением параметров, необходимых для подсчета запасов.

Рассмотренные задачи опробования взаимосвязаны. Например, изучение баланса распределения компонентов требует знания химического и минерального состава руды. Изучение объемной массы нужно делать параллельно с химическим анализом, так как объемная масса руды растет при увеличении содержания в ней железа.

6. Особой задачей является контроль данных опробования, в частности химического опробования, который становится весьма актуальным для комплексных магнетитовых руд, так как содержания попутных компонентов в рудах низкие, и химический анализ может сопровождаться значительными случайными и систематическими погрешностями.

Результаты опробования служат исходным минералом для подсчета запасов руд и заключенных в них компонентов, а также для оценки целесообразности комплексного использования руд.

§ 2

ВЫДЕЛЕНИЕ ПРИРОДНЫХ ТИПОВ РУД

В опубликованных работах нередко можно встретить описание типов руд контактово-метасоматических месторождений, выполненное с той или иной степенью детальности. Значительно реже обсуждаются вопросы классификации, и совсем не освещена техническая сторона выделения типов руд, даже в специальной работе Н. В. Иванова [37]. Между тем руды каждого месторождения индивидуальны, неповторимы, и создание классификации их типов требует целенаправленных полевых исследований.

Опыт изучения руд ряда месторождений позволяет предложить новую эффективную методику исследования типов руд, состоящую из нескольких последовательных операций: сбора каменного материала; сортировки каменного материала и выделения предварительных типов руд; изучения количественного соотношения типов руд; изучения пространственного размещения типов руд и окончательной их классификации.

1. Сбор каменного материала — первая операция по исследованию типов руд. Она проводится в процессе геологической документации разведочных выработок (керна скважин) и заключается в отборе представительных штуфов руды с каждого рудного пересечения. Для выполнения следующей операции по сортировке руд нужно иметь не менее 100 штуфов, чтобы охватить по возможности все типы руд и различные участки месторождения. Отбор штуфов можно начать с момента обнаружения руды, т. е. с поисково-разведочных работ, однако достаточное количество материала получается обычно в начале предварительной разведки. Чем раньше будет создана классификация руд, тем легче будет проводить дальнейшие работы.

При отборе штуфов руд надо обращать внимание на их представительность по отношению к рудному интервалу, т. е. на текстуру, структуру руды, на рудные и нерудные минералы, их размещение. Иногда не удастся отобрать штуф, отражающий все особенности рудного интервала, тогда можно отобрать штуф с наиболее существенными чертами или взять 2—3 штуфа различных руд. При отборе штуфов из керна последний должен уже быть опробован, иначе операция может привести к искажению состава рудного интервала.

На штуфах нужно ставить маркировку, например с помощью кусочка лейкопластыря, чтобы знать место его взятия. При документации керна скважин весьма удобна маркировка в виде дроби: в числителе — номер скважины, в знаменателе — глубина взятия штуфа.

2. Сортировка собранного каменного материала — наиболее интересная, творческая и достаточно трудная операция. Именно в этот момент создается первая классификация типов руд. Сортировку руд лучше делать при хорошем освещении (на открытом воздухе) коллективно с участием как ведущих геологов, так и техников, занимающихся первичной геологической документацией. Для первых это материал для размышлений, для вторых — наглядная иллюстрация тех признаков руд, которые не должны быть упущены при геологической документации.

Сортировка заключается в том, чтобы разделить руды по макроскопически наблюдаемым признакам на типы, обладающие различной текстурой, структурой и минеральным составом. Можно рекомендовать такой порядок сортировки. Вначале отделить магнетитовые руды от мартитовых (лимонитовых) и сульфидных. Далее магнетитовые руды разделить на сплошные, вкрапленные,

прожилковые, брекчиевые и т. п., потом на однородные, полосчатые, пятнистые и т. п. После разделения руд по текстуре неплохо попробовать выделить руды тонко-, мелко-, средне- и крупнозернистые. В последнюю очередь следует разделить магнетитовые руды по количеству и типу сульфидов: выделить руды без сульфидов, с пирротином (не обращая внимания на пирит), с пиритом и т. д. Наконец, если есть необходимость, можно еще делить руды по нерудным минералам: кальциту, пироксену, гранату и пр. Иногда можно выделять типы руд по комплексу признаков. Например, крупнокристаллические пирит-магнетитовые прожилковые руды сразу содержат три признака.

Сортировка не всегда проходит гладко. Некоторые подразделения вызывают споры, сомнения, часто из-за наличия постепенных переходов между некоторыми типами руд. При сортировке руд надо уметь выделить наиболее существенные их особенности, что требует некоторого опыта.

В результате сортировки руд разделяются на множество совокупностей. Не следует опасаться того, что совокупностей окажется два — три десятка. Эта первичная группировка отражает способность геолога различать руды по макроскопическим признакам, что чрезвычайно важно при геологической документации. Всегда оказывается, что некоторые совокупности — ведущие типы руд, другие — второстепенные. Некоторые штуфы руд бывает трудно отнести к тому или иному типу, на них не стоит обращать большого внимания. Всегда имеется какое-то количество нетипичных рудных штуфов, иной раз весьма экзотических, выпадающих из общей группировки. Впоследствии штуфы нетипичных руд будут присоединены к близким типам.

Полученная первичная группировка требует какой-то систематизации, что можно сделать по образцу табл. 1, т. е. выделить классы (по ведущему рудному минералу), типы (по текстуре), разновидности (по рудным и нерудным минералам). Иногда целесообразно выделять подтипы по структуре (по зернистости).

Одновременно с систематизацией руд возникает необходимость их индексации для сокращения записи в таблицах, в геологических колонках. По опыту работы наиболее удобна трех- или четырехпозиционная система индексации. Например, тип магнетитовой руды имеет индекс IVB2г. Первая римская цифра индекса — текстура пятнисто-вкрапленная; вторая буква индекса — структура мелкозернистая; третья цифра — из сульфидов присутствует пирит; четвертая буква — главный нерудный минерал — гранат. Весь индекс можно расшифровать как пятнисто-вкрапленная мелкозернистая пирит-гранат-магнетитовая руда. Построенная по подобному образцу индексация позволяет кратко записывать многие свойства руды. Отметим, что такая индексация удобна и при обработке результатов опробования типов руд на ЭВМ. Близкие, но несколько иные системы индексации применялись на колчеданных [37], медно-никелевых [4] и некоторых других

месторождениях. После систематизации руд составляются списки штуфов по каждому типу руды.

3. Следующая операция изучения типов руд — оценка относительного их распространения — нужна для того, чтобы определить главные типы руд и исключить из рассмотрения редкие сочетания признаков.

Используя список штуфов по типам руд и геологическую документацию рудных интервалов, нужно определить принадлежность уже не штуфов, а отдельных рудных интервалов к тому или иному типу. Обычно это не представляет труда. Но если первичная геологическая документация была выполнена недостаточно квалифицированно, то приходится делать повторную геологическую документацию керна или горных выработок. Особенно трудная ситуация возникает, когда керн к моменту исследования не сохранился (из-за давности, неудовлетворительного хранения и т. д.).

К сожалению, первичная геологическая документация нередко бывает низкого качества. При описании руд иногда не указывается текстура, структура, наличие и характер распределения сульфидов, а основное внимание уделяется второстепенным деталям — трещинам, прожилкам в руде, их ориентировке, отдельным мелким кристаллам магнетита, пирита и т. д. Поэтому обеспечение высокого качества геологической документации руд — одна из важнейших задач старшего геолога, руководящего разведкой. При геологической документации руд должны обязательно указываться их классификационные признаки: текстура, структура (зернистость и наличие перекристаллизации), главные минералы (особенно сульфиды), их наименование, количество и распределение (вкрапленность, прожилки, гнезда и т. п.), важнейшие нерудные минералы.

Зная принадлежность рудных интервалов к тому или иному типу руды, можно определить относительную распространенность последних, например в метрах или объемных процентах.

4. Заключительная операция изучения типов руд состоит в выяснении их пространственного размещения на геологических картах и разрезах. Эта операция необходима для того, чтобы выяснить, какие типы руд могут быть показаны на чертежах, а какие учитываться только статистически. В ходе разведки редко удается оконтурить все типы руд, для этого нужна слишком густая разведочная сеть.

Иногда при изучении пространственного положения типов руд выявляется частая перемежаемость двух или более типов. В такой ситуации стоит подумать, не объединить ли их вместе? Только после изучения пространственного размещения можно окончательно решить вопрос о рациональной классификации.

Окончательно выделенные типы руд должны быть зафиксированы на геологической колонке скважины или на зарисовке разведочной горной выработки, чтобы можно было в дальнейшем оценить размещение и распространенность каждого природного

типа в подсчетных блоках, в рудных телах и по месторождению в целом.

Подобная методика изучения типов руд была испытана не только на контактово-метасоматических, но и на колчеданных месторождениях Мугоджар. Можно утверждать, что эта методика применима ко многим типам эндогенных месторождений.

Пример выделения типов руд

Алешинское магнетитовое месторождение — самое северное в Тургайском прогибе (см. рис. 1) — приурочено к брахисинклинальной складке (возможно, это не складка, а вулcano-тектоническая депрессия). На крыльях складки расположена мощная толща известняков. Ядро складки сложено весьма разнообразными порфиритами андезито-базальтового состава и частыми, но маломощными линзами алевропелитовых туффилов и прорвано сложной по форме интрузией габбро-диоритов. Магнетитовое оруденение приурочено к границе толщи известняков и порфиритов. Рудные тела слагают многоэтажную рудную зону, рассеченную большим количеством даек порфиритов и габбро-диоритов.

Месторождение разведано системой глубоких вертикальных скважин колонкового бурения, материалом для исследования руд является керн скважин. В ходе геологической документации около 50 скважин отобрано свыше 250 рудных штуфов. В результате сортировки магнетитовые руды разделены на 28 совокупностей. Для обозначения типов руд введена следующая маркировка.

Типы магнетитовых руд по текстуре

- I — сплошные однородные
- II — равномерно-вкрапленные
- III — полосчато-вкрапленные
- IV — пятнисто-вкрапленные
- V — крупнопятнистые
- VI — брекчиевидные
- VII — жильные
- VIII — прожилково-брекчиевые

Подтипы руд по зернистости

- A — тонкозернистые
- B — мелкозернистые
- B — среднезернистые
- Г — крупнозернистые

Разновидности руд по наличию сульфидов

- 1 — магнетитовые руды без сульфидов
- 2 — пирит-магнетитовые руды
- 3 — пирротин-магнетитовые руды
- 4 — марказит-магнетитовые руды

Нетрудно подсчитать, что из отмеченных признаков руд можно составить $8 \times 4 \times 4 = 128$ сочетаний, тогда как в действительности оказалось только 28. Это значит, что возможны не любые, а только некоторые комбинации признаков. Например, руды типов VII и VIII всегда крупнозернистые, а из сульфидов содержат только пирит. Среднезернистые руды имеются только в типах I и IV.

Оказалось излишним деление руд по нерудным минералам, так как в каждой из выделенных совокупностей преобладает какой-либо один (реже

два) из них. Например, гранат в заметном количестве присутствует только в типе IV, кальцит — лишь в разновидностях пирит-магнетитовых руд, да и то не во всех. Для руд типа VIII характерно сочетание граната, эпидота и кальцита, в рудах типов III и VI из нерудных минералов развит пироксен.

Нужно пояснить выделение марказит-магнетитовой разновидности. Под марказитом в действительности подразумевалась тонкозернистая смесь пирита и марказита — довольно обычного агрегата, развивающегося по пирротину. Макроскопически этот агрегат легко отличается от кристаллического пирита тонкозернистостью, «губчатым» строением, светло-желтой, почти белой, окраской свежего излома. Марказит-магнетитовые руды, обычно сопровождающие пирротин-магнетитовые, были известны на Сарбайском и Адаевском месторождениях, но на Алешинском месторождении их оказалось чрезвычайно много. Практическое значение марказит-магнетитовых руд в том, что сульфиды в них трудно обогащаются и по содержанию кобальта близки к пирротину, а не к пириту.

После геологической документации 2324,4 м рудных интервалов получено следующее соотношение типов руд.

Типы руд	Суммарная длина рудных интервалов, м	Относительная распространенность (по объему), %
IA3	42,2	1,8
IA4	46,4	2,0
IB1	2,2	0,1
IB2	111,0	4,8
IB3	519,4	22,2
IB4	337,2	14,5
IB2	108,0	4,6
IB3	146,2	6,3
IB4	5,5	0,2
IIA3	11,6	0,5
IIIB2	59,3	2,6
IIIB3	76,1	3,3
IIIB4	26,8	1,2
IVB1	0,6	0,0
IVB2	104,9	4,5
IVB3	69,8	3,0
IVB4	86,1	3,7
IVB2	40,9	1,8
IVB3	9,6	0,4
VB1	9,7	0,4
VB2	69,5	3,0
VB3	60,2	2,6
VB4	40,9	1,8
VIB2	58,9	2,5
VIB3	36,3	1,6
VIB4	21,2	0,9
VIII2	54,7	2,4
VIII2	169,2	7,3
Итого:	2324,4	100,0

Из приведенных цифр видно, что главную роль на месторождении играют сплошные мелкозернистые пирротин-магнетитовые (тип IB3) и марказит-магнетитовые (тип IB4). Весьма редки магнетитовые руды без сульфидов (типы IB1, IVB1, VB1), равномерно-вкрапленные руды (тип IIA3) и некоторые другие. Без ущерба для классификации редкие типы руд можно присоединить к ближайшим по характеру, но более значимым типам. Например, тип IB1 близок к типу IB2, тип IVB4 близок к типу IB4 и т. д.

В процессе отнесения рудных интервалов к тому или иному типу выявилась еще одна особенность. Часто в один рудный интервал попадают штуфы крупнопятнистых (тип V) и брекчиевидных (тип VI) руд. Отличия между ними заключены лишь в степени метасоматических изменений. В брекчиевидных рудах отчетливо видны обломки вмещающих пород, преимущественно порфиров, сцементированных магнетитом, а в крупнопятнистых рудах обломки приобретают неясные неправильные очертания. Иногда в одном штуфе можно увидеть признаки крупнопятнистых и брекчиевидных руд. Поэтому принято решение объединить их в один тип брекчиевидно-пятнистых руд. Аналогичная ситуация сложилась с тонкозернистыми (подтип А) и мелкозернистыми (подтип В) рудами.

В результате объединения близких типов и присоединения редких типов к главным классификация руд упростилась и приобрела следующий вид.

Тип руд	Суммарная длина рудных интервалов, м	Относительная распространенность (по объему), %
IB2	113,2	4,9
IB3	561,6	24,0
IB4	389,1	16,7
IB2	108,0	4,6
IB3	146,2	6,3
ШБ2	59,3	2,6
ШБ3	87,7	3,8
ШБ4	26,8	1,2
IVB2	105,5	4,5
IVB3	79,4	3,4
IVB4	86,1	3,7
IVB2	40,9	1,8
VB2	138,1	5,9
VB3	96,5	4,2
VB4	62,1	2,7
VIIIГ2	54,7	2,4
VIIIГ2	169,2	7,3
Итого:	2324,4	100,0

Таким образом, на Алешинском месторождении целесообразно выделить шесть типов магнетитовых руд (сплошные, полосчато-вкрапленные, пятнисто-вкрапленные, брекчиевидно-пятнистые, жильные и прожилково-брекчиевидные), три подтипа (мелко-, средне- и крупнозернистые) и три разновидности (с пиритом, пирротинном и марказитом), которые образуют 17 распространенных сочетаний. Это, по существу, почти полностью законченная классификация руд, которую трудно составить без специальных полевых исследований, обрабатывая пеструю по качеству первичную геологическую документацию керна, составленную различными исполнителями.

Можно отметить, что выделенные типы руд обладают определенным составом и несут значительную генетическую информацию. Так, в сплошных рудах типов IB2, IB2 и IB3 из нерудных минералов характерен кальцит, и нет сомнения в том, что эти руды образовались по известнякам, вероятно, без предварительного скарнирования. В сплошных рудах типов IB3 и IB4 нерудные минералы

макроскопически не видны, но, по-видимому, и эти руды возникли по известнякам. Полосчато-вкрапленные руды типа III перемежаются с полосчатыми туффитами и, вероятно, образованы по ним. Пятнисто-вкрапленные руды типа IV содержат главный нерудный минерал — гранат, редкую примесь кальцита и образованы по гранатовым скарнам, которые в свою очередь заместили известняки. Брекчиевидно-пятнистые руды типа V — это раздробленные и в различной степени оруденелые порфириты, часто превращенные в скаполит-пироксеновые породы. Наконец, руды типов VII и VIII — это руды заполнения трещин и дорудных зон дробления в порфиритах при незначительной роли метасоматоза. В жилах и цементе этих брекчий хорошо выражены зоны геометрического отбора кристаллов, четко видна последовательность формирования жильного заполнения: гранат → магнетит с пластинчатым пиритом → эпидот → кальцит с пиритом, характерна крупнозернистая структура руд.

Кроме рассмотренных магнетитовых руд на месторождении имеются маритовые и лимонитовые руды древней коры выветривания и послерудных зон дробления, а также сплошные и вкрапленные пирротиновые и пиритовые руды.

Рассмотренные типы руд являются основой изучения строения рудных тел и при составлении геологической документации должны обязательно определяться. Чтобы обеспечить в дальнейшем надежную геологическую документацию, полезно создать эталонную коллекцию типов руд. В нее можно включить по 4—5 наиболее характерных образцов каждого типа (подтипа, разновидности) руды.

§ 3

ИЗУЧЕНИЕ МИНЕРАЛЬНОГО СОСТАВА РУД

Магнетитовые руды обладают сравнительно несложным минеральным составом, но широко меняются количественные соотношения минералов. Обычно каждый тип руды характеризуется своим набором главных минералов. Поэтому изучение минерального состава руд сводится в основном к установлению количественного минерального состава их типов в пределах отдельных рудных тел или участков месторождения.

К определению количества минералов в рудах нет необходимости предъявлять особенно высокие требования, потому что оконтуривание рудных тел и подсчет запасов магнетитовых руд и компонентов, заключенных в них, производится по данным химического опробования. Изучение минерального состава лишь способствует уточнению формы нахождения компонентов в рудах, позволяет более рационально направлять и в какой-то мере контролировать технологические испытания.

Можно выделить три наиболее значимых способа определения минерального состава магнетитовых руд: магнитометрический, визуальный и расчетный.

1. Магнитометрический способ пригоден для определения только количества магнетита. В литературе описано много разновидностей этого способа. К. Н. Потемкин и С. Г. Кислов [84] предложили прибор, представляющий собой комбинацию аналитических весов с электромагнитом (рис. 11). Количество магнетита в порошкообразной навеске зависит от усилия отрыва навески от электромагнита, измеряемого на аналитических весах. Соотношение масс магнетита и навески дает содержание магнетита в руде. В связи с тем что магнетиты разных месторождений обладают различными магнитными свойствами, предварительно требуется калибровка прибора с помощью фракции чистого магнетита, выделенного из руды. По данным авторов метода, в течение рабочего дня прибором можно определить содержание магнетита в 20 пробах с точностью $\pm 0,2\%$. По-видимому, метод будет давать погрешность, если в рудах в заметном количестве присутствует пирротин.

Измерение количества магнетита в рудах пока редко применяется на практике, вероятно, из-за нехватки приборов и отсутствия методических разработок использования результатов измерения.

Можно рекомендовать на основании ограниченного числа замеров строить графики зависимости количества магнетита от содержания общего железа в руде. Эти графики, естественно, для разных типов руд будут различны. Знание подобных зависимостей может помочь в более правильном обосновании бортовых содержаний железа.

2. Визуальный способ определения минерального состава руд наиболее распространен и позволяет установить содержание всех или, по крайней мере, главных и второстепенных минералов в руде.

Исходным материалом для изучения служат шлифы и аншлифы, которые берутся приблизительно пропорционально распространению типов руд. По опыту исследования месторождений необходимое число шлифов и аншлифов определяется из расчета один шлиф и один аншлиф на 10—20 м рудного интервала. В результате по каждому типу получаем не менее 10—20 шлифов и аншлифов.

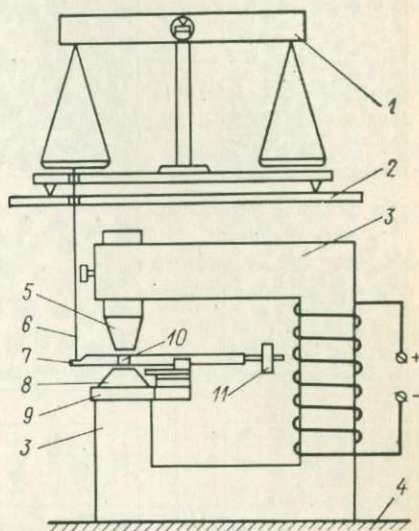


Рис. 11. Установка для определения содержания магнетита [84].

1 — аналитические весы; 2 — стальная плита; 3 — электромагнит; 4 — основание; 6 — гибкая тяга; 7 — ампулодержатель; 5, 8 — полюсные наконечники; 9 — обойма; 10 — гнездо для ампулы; 11 — противовес.

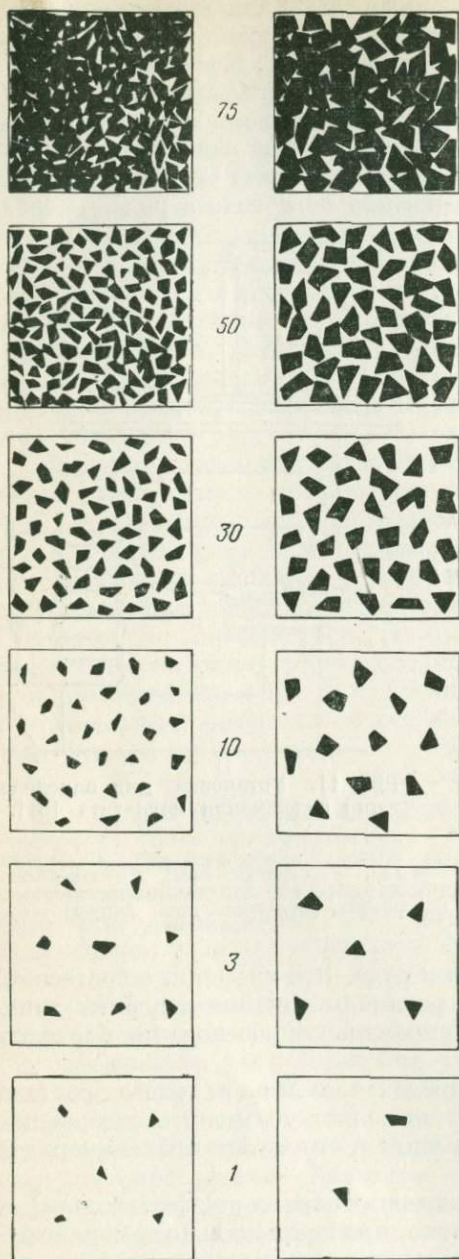


Рис. 12. Диаграмма для глазомерной оценки процентного содержания минералов в руде.

Поскольку к точности определения содержаний минералов в рудах не предъявляется высоких требований, оценку количества минералов в шлифах и аншлифах можно делать визуально-полуколичественным способом. Более того, если даже тем или иным способом [54] точно подсчитать содержание минералов в шлифах или аншлифах, это все равно не даст высокой точности среднего содержания минералов в типах руд из-за значительной изменчивости количества минералов в шлифах и аншлифах. Поэтому применение полуколичественного способа вполне оправдано и достаточно для практических целей.

Глазомерная оценка содержания минералов в шлифах и аншлифах требует некоторого опыта. Удобно пользоваться так называемыми главными отношениями $1/2$, $1/3$, $1/4$ и т. д. или применять диаграммы, показанные на рис. 12. В аншлифах определяется количество рудных минералов, а содержание нерудных дается как дополнение до 100%. В шлифах, наоборот, устанавливаются подробно нерудные минералы, а рудные характеризуются в сумме. Однако нужно отметить, что в прозрачных шлифах многие рудные минералы хорошо диагностируются при боковом

освещении. Можно даже рекомендовать изучение рудных шлифов одновременно в проходящем и боковом свете. Так, в шлифах легко определяются сфалерит (прозрачный высококорельфный, изотропный, часто зонально окрашенный минерал), гематит (по форме кристаллов, иногда по рубиновой окраске в тонких краях). Нетрудно отличить по цвету магнетит от пирита и пирротина. Трудно, иногда невозможно, отличить пирит от халькопирита, магнетит от мартита и редкого ильменита. Иногда удается по форме зерен, агрегатов определить галенит, арсенопирит, марказит.

Изученные шлифы и аншлифы группируются по типам руд, а иногда еще и по участкам месторождения, и в каждом типе рассчитывается среднеарифметическое содержание минералов раздельно по шлифам и аншлифам. Полученные средние содержания несколько не совпадают; их нужно усреднить по суммам содержания рудных и нерудных минералов, что позволит определить среднее содержание минералов в типе руды.

В табл. 4 приведен пример подсчета минерального состава сплошной пирит-магнетитовой руды Южно-Светло-Джаркульского

ТАБЛИЦА 4
Минеральный состав типа руды, об. %

№ п/п	Магнетит	Пирит	Халькопирит	Гематит	Сумма рудных	Кварц	Хлорит	Кальцит	Анкерит	Сумма нерудных
Аншлифы										
1	52,9	12	0,1	0	65	—	—	—	—	35
2	52,5	0,5	0	0	53	—	—	—	—	47
3	79,5	5	0	0,5	85	—	—	—	—	15
4	65	10	0	0	75	—	—	—	—	25
5	60	13	0	0	73	—	—	—	—	27
6	85	7	2	0	94	—	—	—	—	6
7	80	7	0	0	87	—	—	—	—	13
Среднее . . .	67,8	7,8	0,3	0,1	76,0	—	—	—	—	24,0
Шлифы										
1	—	—	—	—	75	12	13	0	0	25
2	—	—	—	—	75	2	3	0	20	25
3	—	—	—	—	75	10	5	0	10	25
4	—	—	—	—	85	0	0	15	0	15
5	—	—	—	—	85	15	0	0	0	15
6	—	—	—	—	90	0	0	10	0	10
Среднее . . .	—	—	—	—	80,8	6,5	3,5	4,2	5,0	19,2
Общее среднее . .	70,0	8,0	0,3	0,1	78,4	7,3	4,0	4,7	5,6	21,6

месторождения. По аншлифам получена сумма содержаний рудных минералов 76%, а по шлифам 80,8%, поэтому среднее содержание составляет 78,4%. Аналогично среднее содержание нерудных минералов определено по сумме в 21,6%. Поскольку сумма содержаний нерудных минералов в шлифах составляет 19,2%, содержания всех нерудных минералов пропорционально увеличены, чтобы сумма достигла 21,6%.

Выполненный подсчет имеет погрешность около 5%, потому что колебания содержания минералов в шлифах и аншлифах довольно велики. Однако такой подсчет характеризует роль различных минералов в руде и вполне пригоден для описательных целей.

При необходимости можно пересчитать содержание по объему на содержание по массе путем умножения на плотность минералов и приведения суммы произведений к 100% (табл. 5).

ТАБЛИЦА 5
Пересчет объемных процентов в массовые

Минералы	Объемные проценты	Плотность	Произведение	Массовые проценты
Магнетит	70,0	5,2	364	78,1
Пирит	8,0	5,0	40	8,6
Халькопирит	0,3	4,3	1,3	0,3
Гематит	0,1	5,3	0,5	0,1
Кварц	7,3	2,5	19,3	4,1
Анкерит	5,6	3,0	16,8	3,6
Кальцит	4,7	2,7	12,7	2,7
Хлорит	4,0	2,9	11,6	2,5
Итого . . .	100,0	4,66	466,2	100,0

Для автоматизации количественного подсчета минералов в шлифах и аншлифах можно использовать выпущенную серийно установку «Контраст» [51]. Главные минералы магнетитовых руд резко различаются по прозрачности и отражательной способности, что дает возможность в течение рабочего дня определить минеральный состав в 7—8 аншлифах, а в случае однотипных руд — в 20—25 аншлифах. Точность подсчета минералов на установке — доли процента или первые проценты.

3. Расчетный способ основан на зависимости минерального состава руды от химического, который бывает установлен с высокой точностью. Зная химический состав, можно в большинстве случаев однозначно пересчитать его на минеральный. Для этого нужно определить, какие минералы есть в руде. Расчетный способ дополняет и уточняет предыдущий, однако он бывает нужен не для всех, а лишь для наиболее важных рудных минералов. Чаще всего требуется рассчитать количество сульфидов, так как

это дает возможность оценить запасы связанных с ними попутных компонентов.

Применимы несколько вариантов расчета минерального состава по химическому, что определяется исходными данными или поставленной задачей.

Часто между содержанием минерала и компонента в руде имеется однозначное соответствие. Если в магнетитовых рудах единственным сульфидом является пирит или если его количество несоизмеримо выше содержания остальных сульфидов, то практически вся сера в руде связана с пиритом. Если содержание серы известно, то содержание пирита легко рассчитать, умножив количество серы на переводной коэффициент 1,87 — отношение молекулярной массы пирита к удвоенной атомной массе серы (согласно теоретической формуле пирита). Если в рудах кроме пирита в заметном количестве присутствует халькопирит, то задача усложняется. Нужно знать содержание меди в руде, что позволяет оценить количество халькопирита (переводной коэффициент 2,89) и содержание связанной с ним серы (отношение содержаний серы и меди в халькопирите 1,01). Вычтя из количества общей серы содержание халькопиритовой серы, найдем содержание пиритной серы и далее определим количество пирита. Аналогичный подход можно применять в случае руд более сложного минерального состава.

Иногда знание химического состава руды не позволяет рассчитать минеральный состав без дополнительных данных. Например, если в руде имеются пирит и пирротин, то кроме содержания серы в руде надо еще знать соотношение пирита и пирротина, что можно установить путем подсчета их количества в аншлифах. Если в руде есть пирит и ангидрит, то для расчета содержания пирита нужно знать содержание не общей, а только сульфидной серы.

Можно рассчитывать минеральный состав руды по методике, применяемой при петрохимических пересчетах, когда содержания компонентов переводят в атомные количества, из них составляют молекулярные количества минералов, от которых далее переходят к массовым содержаниям минералов. В табл. 6 показана последовательность расчета минерального состава равномерно-вкрапленной ангидрит-пирит-магнетитовой руды Южно-Светло-Джаркульского месторождения данным способом. При расчете сделано допущение, что железо входит в состав только сульфидов и магнетита. В действительности в руде есть еще нерудные минералы (40,45%), в том числе железистые силикаты, с которыми связано около 3% железа, поэтому содержание магнетита при расчете несколько завышено.

Напомним, что атомные количества находятся путем деления содержания на атомную массу; чтобы избежать дробных чисел, результаты увеличиваются в 10^4 раз. Содержание минералов вычисляется умножением молекулярных количеств на молекулярную массу и делением на 10^4 .

ТАБЛИЦА 6

Пример пересчета химического состава руды на минеральный

Компоненты	Содержание, %	Атомная масса	Атомное количество	Халькопирит	Пирит	Ангидрит	Магнетит
Fe	34,43	55,85	6165	3	217	—	5945
S ²⁻	1 41	32,06	440	6	434	—	—
S ⁶⁺	2,59	32,06	808	—	—	808	—
Cu	0,02	63,55	3	3	—	—	—
Молекулярные количества				3	217	808	1982
Молекулярная масса				183,49	119,97	136,14	231,55
Содержание, масс. %				0,06	2,60	11,00	45,89

Подобного рода расчеты приходится выполнять довольно часто, причем может определяться минеральный состав не только руды, но и различных концентратов. Если расчет выполнять в обратном порядке, то можно решить обратную задачу: найти химический состав руды по известному минеральному составу.

При изучении минерального состава руд надо обращать внимание на размер зерен и агрегатов, характер сростания минералов, наличие в них включений. Размеры вкрапленности важнейших рудных минералов, определенные как среднее по серии аншлифов, целесообразно суммировать (табл. 7).

ТАБЛИЦА 7

Размер вкрапленности минералов

Название	Размер зерен, мм	Распространение, об. %		
		Магнетит	Пирит	Халькопирит
Крупновкрапленные	>3	—	12	2
Среднекрапленные	1—3	28	35	10
Мелковкрапленные	0,2—1	55	48	51
Тонковкрапленные	0,05—0,2	15	5	37
Дисперсные	<0,05	2	—	—
Итого . . .	—	100	100	100

§ 4

ИЗУЧЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА МИНЕРАЛОВ

Изучение состава минералов проводится прежде всего для определения уровня содержания в них попутных компонентов и составления баланса их распределения между минералами. Попутно устанавливается форма нахождения компонентов в руде.

В рудах рассматриваемых месторождений наиболее важно знать распределение в минералах кобальта, в меньшей мере никеля, меди, цинка, селена, теллура и т. д. Полезно знать также распределение железа и серы. Отмеченные компоненты сосредоточены преимущественно в главных минералах руд: пирите, пирротине и магнетите, которые исследуются наиболее подробно. Иногда необходимо исследовать халькопирит, сфалерит, апатит, а также железистые силикаты.

Распределение (среднее содержание) компонентов в минералах нужно знать в пределах отдельных природных типов и промышленных сортов руд, а также в отдельных рудных телах и по месторождению в целом.

Содержания ряда компонентов в минералах заметно выше, чем в руде, поэтому химический анализ минералов выполняется более достоверно; это позволяет использовать результаты изучения состава минералов для контроля опробования руд.

К определению состава минералов предъявляются высокие требования, особенно в отношении содержания кобальта, так как результаты исследования могут являться основой подсчета его запасов. Поэтому одна из важнейших задач — обеспечение представительности проб минералов.

Состав минералов подвержен значительной изменчивости. Состав пирита различен во вкрапленниках, гнездах и прожилках, в тонких и крупных вкрапленниках. Неправильно, например, брать пробу пирита из гнезда или из крупных вкрапленников. Такие пробы оказываются непредставительными для подсчета запасов, хотя изучение их и может быть полезно для решения генетических вопросов. Известно, что состав пирита сильно меняется при переходе от ранних генераций к поздним. Однако вопрос о числе генераций, о критериях выделения генераций пирита является почти всегда дискуссионным, неоднозначным, и предложения, выдвигавшиеся А. Д. Каленовым, об изучении состава минералов по генерациям и о подсчете количества различных генераций, по крайней мере на контактово-метасоматических месторождениях неприменимы и технически неосуществимы. Опыт изучения минералов показывает, что мономинеральные пробы должны характеризовать средний состав пирита (либо любого другого минерала), а все его разновидности и генерации рассматриваться в тех соотношениях, которые имеются в руде.

Обеспечение представительности мономинеральных проб достигается рассредоточением мест их взятия и получением средних проб минерала без разделения его по каким-либо признакам. Наилучшим материалом для получения мономинеральных проб служат совокупности штуфов, выделенные при сортировке природных типов руд. Такие совокупности (их можно назвать объединенными штуфными пробами типов руд) достаточно представительны, содержат минералы в типичных естественных соотношениях и позволяют характеризовать средний состав минерала

в пределах отдельного типа руды, а также отдельных рудных тел или участков месторождения. Число объединенных штучных проб определяется числом типов руд, рудных тел или участков и может достигать 30—50.

В каждую объединенную штучную пробу входит 5—20 и более штучек одного типа руды. Масса пробы составляет 1—5 кг. Эти пробы позволяют оценить средний состав типа руды и выделить мономинеральные пробы важнейших минералов руд.

Схема обработки объединенных штучных проб зависит от минерального состава типов руд и задач исследования. Для наиболее обычных пирит-магнетитовых руд можно предложить такую последовательность обработки (табл. 8). Объединенная штучная проба подвергается дроблению и измельчению до 0,1 мм. Из пробы выделяется навеска для химического анализа, чтобы определить состав типа руды. Навеска анализируется на железо, серу, кобальт, медь, цинк, свинец, фосфор, иногда на другие компоненты. Остальная часть подвергается мокрой магнитной сепарации.

Так как магнетита в руде много, количество магнитного концентрата избыточно для химического анализа и его надо сократить до 50—100 г. Магнитный концентрат приходится несколько раз перечищать, иногда с доизмельчением перед каждой перечисткой, чтобы получить предельно чистую мономинеральную пробу магнетита. Контроль чистоты можно делать под бинокулярным микроскопом. Магнетит целесообразно анализировать на FeO , Fe_2O_3 , TiO_2 , V_2O_5 , MnO , S , Co и Zn , иногда Pb и Ge . В хорошо отобранном магнетите сумма содержаний FeO , Fe_2O_3 , TiO_2 , V_2O_5 и MnO превышает 98—99%. Анализ на серу нужен для контроля попадания сульфидов в пробу магнетита. Содержание серы не должно превышать 0,02—0,03%, иначе присутствие кобальта в пробе магнетита может быть связано с попаданием в нее пирита.

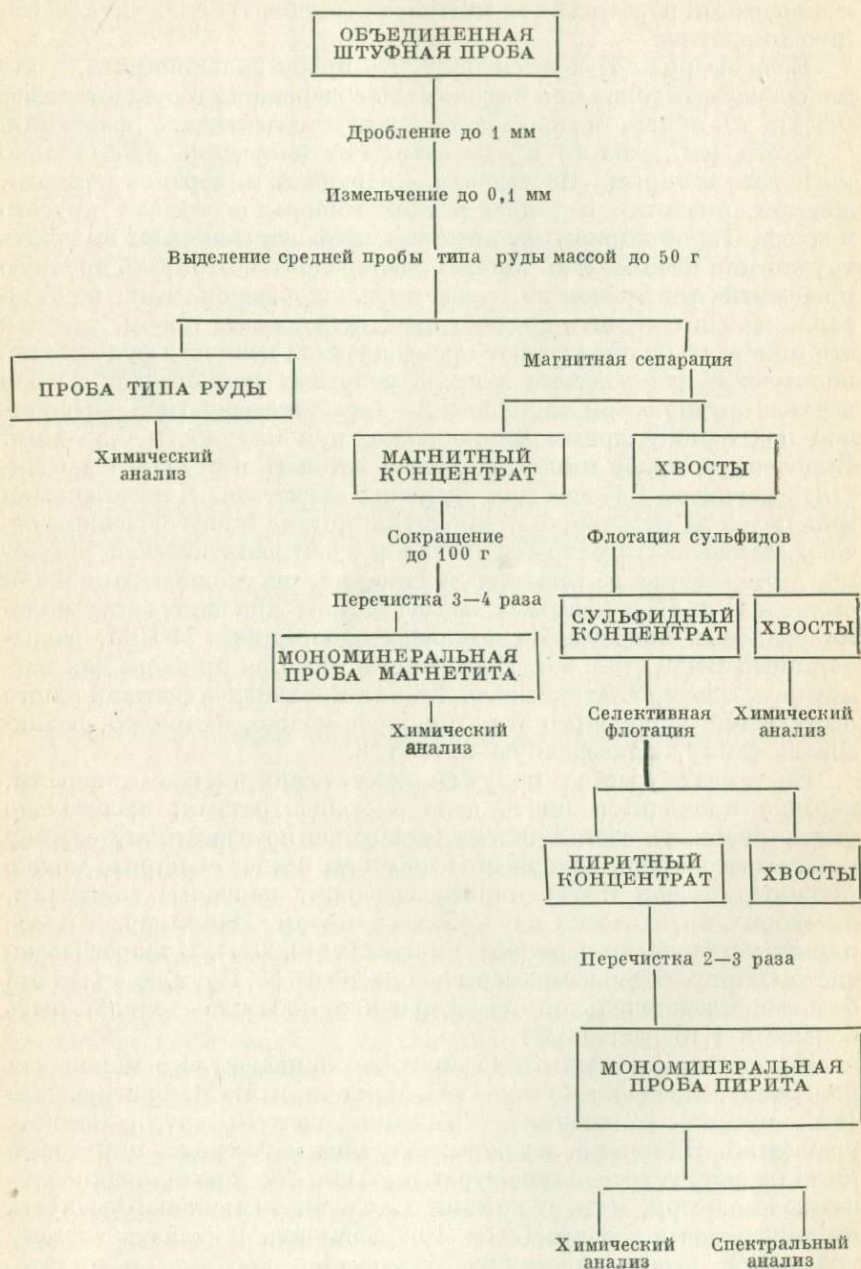
Хвосты магнитной сепарации подвергают флотации с выделением сульфидов, среди которых обычно не менее 90—95% составляет пирит. Чтобы получить чистый пирит, приходится флотацией удалять сульфиды цветных металлов и производить несколько раз перечистку пиритного концентрата, главным образом для освобождения от нерудных минералов. Мономинеральная проба пирита анализируется на Fe , S , Co , Ni , Cu , иногда As , Pb , Se , Te . Последние компоненты можно проверить и спектральным анализом. В хорошо отобранном пирите содержание серы бывает не ниже 50%.

Хвосты после флотации сульфидов содержат главным образом нерудные минералы. Полезно проанализировать эту смесь нерудных минералов на Fe , S и Co , чтобы оценить железистость нерудных минералов и возможные потери в них кобальта.

Предложенная программа исследования проб не является универсальной. Обработка каждой новой пробы представляет собой творческий процесс и требует продумывания каждой операции. Сильно затрудняет исследования наличие в магнетитовых рудах

ТАБЛИЦА 8

Схема получения мономинеральных проб магнетита и пирита



пирротина, который из-за ферромагнитных свойств не отделяется от магнетита путем магнитной сепарации. В этом случае флотацию сульфидов лучше сделать раньше магнитной сепарации, а в операции перерешетки магнитного концентрата включить флотацию пирротина.

Если из руды требуется получить пробу халькопирита, а это можно сделать лишь при высоком его содержании в руде (не менее 0,5%), то нужно использовать хвосты селективной флотации.

Схема (см. табл. 8) предусматривает получение проб только магнетита и пирита. Исследование нерудных минералов (граната, эпидота, апатита), а также редких минералов требует другого подхода. Из объединенных штучных проб эти минералы выделить трудно или невозможно. Можно рекомендовать отбирать вручную пробы этих минералов из гнезд, прожилков, скоплений, не задаваясь целью получить средние представительные пробы, так как эти минералы не определяют промышленной ценности руд и не используются для подсчета запасов попутных компонентов. Отбор ведется вручную при крупности 2—3 мм с последующей перерешеткой под бинокулярным микроскопом при крупности 0,5—1 мм. Выделенную пробу минерала нужно истереть в ступке и перерешетить магнитом Сочнева для удаления магнетита. Для выделения минералов из руд можно применять и другие многочисленные методы, такие как электромагнитная и электростатическая сепарация, разделение в тяжелых жидкостях, на концентрационном столе и т. д. При массовых исследованиях для получения мономинеральных проб удобен комплект лаборатории МОЛМ, разработанный ВИМС [52, 53]. В комплекте имеются приборы для магнитного, электростатического, гравитационного и флотационного обогащения. С помощью этих приборов можно, например, реализовать схему, приведенную в табл. 8.

Не всегда удается получить достаточно чистые минералы, нередко приходится иметь дело с концентратами; желательно уметь оценивать состав чистых минералов по известному составу концентратов. Так, содержание кобальта в чистом пирите можно рассчитать, если проба пирита содержит нерудные минералы, в которых практически нет кобальта и серы. Например, в пробе пирита установлены сера (45%) и кобальт (0,20%). В теоретически чистом пирите содержание серы должно быть 52,4%, т. е. в 1,16 раз больше. Следовательно, и содержание кобальта должно быть больше в 1,16 раз: 0,23%.

Иногда можно оценить содержание компонентов в минералах по методу, предложенному Г. С. Момджи и В. М. Григорьевым [66], путем составления и решения системы алгебраических уравнений. Например, из руды получены магнитный, пиритовый и халькопиритовый концентраты. Если их проанализировать на железо, серу, медь и кобальт (табл. 9), то можно рассчитать их минеральный состав (табл. 10), составить и решить систему уравнений, чтобы определить содержание кобальта в пирите.

ТАБЛИЦА 9

Химический состав концентратов минералов, %

Концентраты	Fe	S	Cu	Co
Магнетитовый	69,50	0,38	0,08	0,016
Пиритный	48,35	50,16	0,53	0,380
Халькопиритный	30,93	31,44	28,86	0,084

ТАБЛИЦА 10

Минеральный состав концентратов минералов, %

Концентраты	Магнетит	Пирит	Халькопирит
Магнетитовый	95,59	0,56	0,23
Пиритный	6,44	92,86	1,53
Халькопиритный	4,89	4,34	83,35

Если обозначить содержание кобальта в магнетите x , в пирите y , в халькопирите z , то можно составить следующую систему уравнений:

$$0,9559x + 0,0056y + 0,0023z = 0,016;$$

$$0,0644x + 0,9286y + 0,0153z = 0,380;$$

$$0,0489x + 0,0434y + 0,8335z = 0,084.$$

Решая ее, найдем содержание кобальта в чистых минералах

$$x = 0,014\%; \quad y = 0,407\%; \quad z = 0,078\%.$$

Широко распространена практика установления приближенного состава нерудных минералов по измерениям их оптических свойств: показателей преломления и двупреломления, угла $2V$, оптической ориентировки индикатриссы и т. д. Этими методами удается изучить пироксены, амфиболы, скаполиты, плагиоклазы, хлориты. Иногда в определении состава минералов могут помочь рентгеноструктурный, дифрактометрический, термический, ядерно-спектроскопический и другие виды анализа.

Некоторые новые приборы (лазерный микроанализатор, электронный зонд) позволяют изучить состав минералов в мельчайших зернах размером 1—20 мкм. Подобные методы полезны главным образом для диагностики мельчайших зерен минералов, т. е. для определения формы нахождения компонентов в руде. Аналогично применяется и электронный микроскоп, который позволяет выявить включения минералов, не различимые с помощью обычного микроскопа, особенно при исследовании магнетита и пирита.

Знание состава минералов позволяет рассчитать баланс распределения компонентов между минералами. В табл. 11 приведен

ТАБЛИЦА 11
Баланс распределения кобальта, %

Минералы	Содержание минералов в руде	Содержание кобальта в минералах	Произведе-ние	Баланс рас-пределения кобальта
Магнетит	55,0	0,014	0,7700	20,3
Пирит	7,2	0,407	2,9304	77,1
Халькопирит	0,3	0,078	0,0234	0,6
Нерудные	37,5	0,002	0,0750	2,0
Итого . . .	100,0	0,038	3,7988	100,0

пример баланса распределения кобальта в комплексной магнетитовой руде. Для расчета баланса распределения надо знать минеральный состав руды (в массовых процентах) и средний состав минералов. Перемножив содержание минералов в руде и содержание кобальта в минералах, принимаем сумму этих произведений за 100%; доля этой суммы, приходящаяся на каждый из минералов, и есть баланс распределения кобальта между минералами. Разделив сумму произведений на 100, можно определить содержание кобальта в руде: 0,038%.

Баланс распределения компонента между минералами позволяет ориентировочно оценивать извлечение компонента при обогащении руд. Так, если кобальт будет извлекаться только из пирита, то в рассматриваемом примере (табл. 11) извлечение кобальта в пиритный концентрат не превысит 77,1%. В действительности извлечение будет еще ниже, так как часть пирита потеряется вместе с нерудными минералами (в хвостах) и в магнитном концентрате.

§ 5

ИЗУЧЕНИЕ ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА РУД

Химический состав руд лежит в основе оконтуривания рудных тел и подсчета запасов главных и попутных компонентов. Изучение химического состава ведется главным образом с помощью рядовых и групповых проб.

Рядовые (секционные) пробы служат для оконтуривания рудных тел и промышленных сортов руд. Пробы подвергают химическому анализу только на главные компоненты — ценные и вредные, т. е. на железо, серу и фосфор. Содержание железа позволяет отличать магнетитовую руду от пустой породы (по бортовому минимуму), а богатые руды, не требующие обогащения, — от бедных руд. При оконтуривании мартезовских и доменных

руд нужно знать содержание серы и фосфора. В рудах, требующих обогащения, определение серы и фосфора в рядовых пробах теряет смысл и от их анализа можно отказаться.

В случае частичного окисления магнетитовых руд с помощью рядовых проб оконтуривают мартиты или полумартиты путем анализа проб на общее и закисное железо. Отношение общего железа к закисному позволяет определить степень окисления железа. В неокисленных магнетитовых рудах это отношение составляет примерно 3 : 1. Часто пользуются отношением Fe_2O_3/FeO , которое в полумартитах колеблется от 3,5 до 7 [69]. При полном окислении руд достаточно ограничиться определением только железа [104].

Опробованию рядовыми пробами подвергается вся рудная зона, в том числе и прослой пустых пород, которые будут добываться вместе с рудой. Распространена практика опробования участков пустых пород, прилегающих к рудной зоне на расстояние одной-двух проб, так как переход от руды к пустым породам чаще постепенный.

Длина рядовых проб определяется длиной интервалов типов руд и колеблется от 1 до 10 м, чаще составляя 3—5 м. В рядовую пробу обычно направляют половинку, реже четвертинку керна. Опробование шлама при колонковом бурении на железорудных месторождениях невозможно из-за засорения его кусочками металла от буровых наконечников.

Пока имеется недостаточно методических работ по обоснованию минимального диаметра керна для обеспечения представительности рядовых проб. Так, Л. Б. Дралюк [28] рекомендует минимальный диаметр керна 32 мм, что дает площадь сечения половинки керна 4 см^2 . За рубежом минимальный диаметр керна на рассматриваемых месторождениях достигает 28—29 мм [29]. По-видимому, указанные диаметры вполне надежны при опробовании наиболее распространенных тонкозернистых магнетитовых руд, но могут давать значительную погрешность при опробовании прожилково-брекчиевидных крупнокристаллических руд. Нами проведено экспериментальное опробование на двух месторождениях на тонкозернистых рудах. Четвертинки керна площадью поперечного сечения $14\text{—}15\text{ см}^2$ дали вполне удовлетворительные результаты (табл. 12).

Стоит отметить, что погрешность опробования при низком содержании компонентов (ванадия, меди, цинка и кобальта) обусловлена в основном погрешностью химического анализа, а при высоком содержании компонентов (железа, серы) — погрешностью взятия проб, зависящей от неоднородности распределения минералов в руде. Данные табл. 12 показывают, что погрешность, обусловленная условиями взятия проб, невелика, и диаметр керна можно уменьшить.

При опробовании разведочных выработок достаточным считается сечение борозды $6\text{—}7\text{ см}^2$ [29]. По-видимому, рациональные

ТАБЛИЦА 12
Погрешности опробования кернa

Компоненты	Число проб	Среднее содержание, %	Средние квадратические случайные погрешности		Относительные случайные погрешности	
			химического анализа	опробования	химического анализа	опробования
Fe	37	55,64	0,60	1,95	1,1	3,4
Fe	22	43,86	0,76	1,01	1,7	2,3
S	21	5,42	0,257	0,477	4,7	8,8
S	37	0,47	0,057	0,120	12,1	25,5
V	37	0,073	0,010	0,011	13,7	15,1
V	19	0,028	0,013	0,011	46,4	39,3
Cu	22	0,047	0,0083	0,0088	17,7	18,7
Zn	22	0,030	0,0053	0,0048	17,7	16,0
Co	13	0,0103	0,0026	0,0034	25,2	33,0
Co	37	0,0038	0,0015	0,0012	39,5	31,6

площади сечения проб бороздовых или по керну следует брать в пределах 4—15 см² в зависимости от текстуры и структуры руды. В неравномерных и крупнозернистых магнетитовых рудах сечение проб должно быть большим, чем в тонкозернистых и однородных рудах.

Для взятия проб из кернa лучше его распиливать на камнерезных станках, что обеспечивает лучшее качество опробования, чем раскалывание. При гладкой поверхности кернa для пробы можно отпиливать сегмент нужного поперечного сечения, а при неровной поверхности кернa и избирательном его истирании — брус.

В некоторых случаях (при низком выходе кернa или полной его утрате, при бескерновом бурении, при избирательном истирании кернa и т. п.) целесообразно производить отбор проб из стенок скважин.

Наиболее подходят к рассматриваемым условиям вибрационные пробоотборники конструкции И. Б. Булнаева [11]. Под действием вибрации (при вращении бурильных труб) породоразрушающий наконечник скалывает руду со стенки скважины, образуя на ней борозду с сечением до 30 × 35 мм. Отбитый материал в виде кусочков размером до 4 см попадает в пробоотборную трубу. Длина борозд, отбиваемых за один спуск, может меняться в любых пределах в зависимости от мощности опробуемого горизонта. Р. П. Мартыненко [59] совместно с И. Б. Булнаевым разработан вибрационный пробоотборник для отбора бороздовых проб из стенок горизонтальных и наклонных скважин подземного бурения.

Обработка рядовых проб состоит в чередовании операций дробления, грохочения, перемешивания и сокращения, последовательность которых определяется формулой Ричардса—Чечотта $Q =$

$= kd^2$, где Q — минимальная представительная масса сокращенной пробы, кг; d — диаметр максимальных частиц, мм; k — коэффициент, зависящий от свойств полезного ископаемого: изменчивости и величины содержания компонентов, размера и физических свойств индивидов минералов [78].

Для магнетитовых руд величину k принимают (согласно рекомендациям ГКЗ) в пределах 0,05—0,2. Учитывая низкое содержание и значительную изменчивость содержания попутных компонентов в комплексных магнетитовых рудах, целесообразно брать значение $k = 0,2$.

В результате обработки рядовых проб должны быть получены две навески массой по 50—100 г. Одна навеска направляется на химический анализ на главные компоненты, другая используется как дубликат для контрольных анализов или для составления групповых проб.

Отходы обработки рядовых проб можно использовать для составления технологических проб, если схема обогащения руд не содержит сухой магнитной сепарации, при которой требуется материал большой крупности. При длительном хранении отходов может произойти окисление сульфидов в магнетитовых рудах и потеря ими флотационных свойств. Особенно быстро окисляется пирротин. Поэтому отходы обработки проб желательно хранить в сухом виде и быстро, в течение нескольких месяцев, использовать для технологических испытаний.

Во Всесоюзном научно-исследовательском институте методики и техники разведки (ВИТР) создана установка для обработки геологических проб (УОГП), которая прошла опытные испытания [100] и рекомендована к серийному выпуску. После щековой дробилки материал пробы массой не более 20 кг крупностью 10—15 мм поступает на УОГП, в вертикальной центробежной роликовой мельнице дробится в присутствии воды до крупности 0,10—0,15 мм. В результате отсечек непрерывного потока пульпы получают основную и контрольная пробы необходимой массы, которые обезвоживаются в вакуум-фильтре и сушатся в лабораторном шкафу. Окончательная доводка пробы производится в ступке или виброистирателе.

При обработке проб на УОГП их достоверность возрастает, потому что исключаются потери нерудных минералов; очередная проба не загрязняется остатками предыдущей — чистка мельницы осуществляется промывкой водой; в пробу меньше попадает металлического железа. Экономический эффект от внедрения одной установки УОГП составляет около 2 тыс. руб. в год. При этом значительно увеличивается производительность обработки проб и улучшаются условия труда.

Г р у п п о в ы е (объединенные) пробы предназначены главным образом для определения содержания и подсчета запасов попутных компонентов. В групповых пробах устанавливают содержание шлакообразующих, летучих и попутных компонентов.

Кроме того, в групповых пробах анализируют и главные компоненты, во-первых, с целью контроля рядовых проб, во-вторых, для исследования зависимостей между главными и второстепенными компонентами. Наиболее обычный перечень компонентов для анализа: Fe, S, P, Co, Cu, Zn, Pb, SiO₂, TiO₂, Al₂O₃, MnO, MgO, CaO, V₂O₅ и потери при прокаливании. В окисленных и полуокисленных рудах целесообразно добавить определение FeO и Fe₂O₃, в рудах, содержащих ангидрит и гипс, необходимо определять серу сульфидную и сульфатную, а в рудах с пирротином нужно знать содержание магнитной серы.

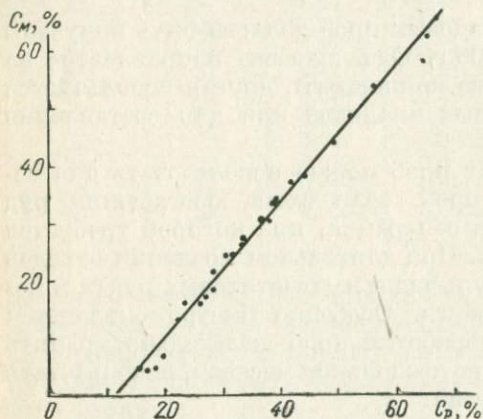


Рис. 13. Зависимость между содержанием общего и магнетитового железа в рудах Центрально-Ломоносовского месторождения.

Групповые пробы составляют из дубликатов рядовых проб пропорционально их длине только в пределах контуров рудных тел, включая и маломощные прослойки пустых пород. Если длина рядовых проб зависит от длины интервалов природных типов руд, то длина групповых проб должна браться в пределах контуров промышленных сортов руд, выделенных согласно условиям. Обычно на одно пересечение промышленного сорта руды нужна одна групповая проба. Допускается, но почти никогда не используется на практике, объединение материала в одну групповую пробу из соседних пересечений одного и того же рудного тела. Полезно отметить, что групповая проба должна браться из непрерывного интервала опробования. Недопустимо объединение в групповую пробу материала из интервалов, разделенных пустой породой или рудой другого сорта.

Предельную длину групповых проб в случае мощных рудных тел целесообразно брать 20 м — это распространенная высота эксплуатационных уступов при открытой разработке железорудных месторождений.

При отборе и химическом анализе групповых проб необходимо соблюдать принцип полноты опробования, т. е. групповые пробы должны охватывать все участки месторождения и во всех пробах должно быть установлено содержание попутных компонентов, по которым нужно считать запасы. Нельзя ограничиться анализом лишь какой-то части групповых проб.

Групповые пробы можно подвергнуть и спектральному анализу на рудные компоненты с целью поисков неучтенных компо-

нентов. Количественный спектральный анализ при контроле 20% проб химическим анализом в пределах допустимых ГКЗ случайных погрешностей может быть использован и для подсчета запасов попутных компонентов.

Особым видом химического анализа является рациональный или фазовый анализ. В магнетитовых рудах он применяется главным образом для определения количества магнетитового железа. Поскольку рациональный анализ дорог, все групповые пробы подвергать анализу нецелесообразно. Можно ограничиться анализом 20—25 групповых проб и построить график зависимости содержания магнетитового железа C_m от содержания общего железа C_p (рис. 13). Если имеются типы руд, резко различающиеся по балансу распределения железа, то для них нужно построить отдельные графики.

§ 6

ИЗУЧЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУД

С помощью технологического опробования решаются две задачи: а) разработка оптимальной в технико-экономическом отношении схемы технологической переработки руд, включая иногда и металлургический передел сульфидных концентратов; б) определение технологических показателей переработки руд, необходимых для экономической оценки месторождения и проектирования горнорудного предприятия. Кроме того, могут определяться удельные затраты воды, реагентов и материалов.

Комплексные магнетитовые руды перерабатываются путем обогащения с последующим металлургическим переделом сульфидных концентратов, и технологические испытания проб заключаются в обогащении руд с металлургической переработкой концентратов и без нее. Необходимость в металлургических исследованиях возникает в тех случаях, когда создаются новые схемы переработки концентратов или возникает сомнение в пригодности существующих технологических схем из-за особого состава концентратов. Если же получаемые при обогащении концентраты удовлетворяют требованиям металлургов и схема переработки концентратов освоена промышленностью, то можно ограничиться исследованием только обогатимости руд.

Технологические свойства руд можно изучать в различных по размеру частях месторождения: а) участок, рудное тело или месторождение в целом; б) промышленный сорт руды; в) природный тип руды; г) групповая или рядовая проба.

Соответственно различаются и виды технологических проб, для которых, однако, нет общепринятых названий. Пробы, освещающие участок или месторождение в целом, иногда называют композитными технологическими, потому что они представляют собой смесь промышленных сортов руд в заданном отношении. Пробы из промышленных сортов руд — это наиболее распростра-

ненные собственно технологические пробы. Для проб из природных типов руд предложено название минералого-технологических [65]. Самые малые пробы Г. А. Коц назвал мелкообъемными; в литературе встречается также термин «пробование по концентрациям» [39].

Композитные технологические пробы берут в период детальной разведки по указанию проектных организаций с целью уточнения технологических схем и надежного определения показателей обогащения для проектирования горнорудного предприятия. Композитная технологическая проба может освещать месторождение в целом, но чаще она характеризует участок добычи, например руду в контурах карьера или подземного рудника. Необходимость в композитных пробах возникает потому, что технологические пробы, взятые в начале или в середине разведки месторождения, не соответствуют по составу рудам конечной разведки и поэтому считаются непредставительными.

Представительность композитной технологической пробы стараются обеспечить совпадением среднего химического состава и соотношения промышленных сортов руд (и прослоев пустых пород) в пробе и на характеризуемом ею участке. К моменту отбора пробы должны быть известны кондиции, изучено распространение природных типов и промышленных сортов руд, определен химический состав руды по рядовым и групповым пробам.

По нашему мнению, в большинстве случаев композитные технологические пробы являются излишними. Как показано ниже, в магнетитовых рудах существуют четкие зависимости показателей обогащения от состава руды, которые позволяют надежно рассчитывать технологические показатели без отбора композитных проб.

Собственно технологические пробы берут на всех стадиях разведки. Главное назначение технологических проб — разработка принципиальной технологической схемы обогащения или металлургического передела руд. Попутно определяются технологические показатели: выход и состав продуктов, извлечение компонентов.

Обогащение магнетитовых руд в большинстве случаев проводится по типовым схемам. Например, на всех месторождениях Тургайского прогиба принята практически одна схема, осуществленная на Соколовско-Сарбайском комбинате (см. табл. 2). Магнетитовая руда вначале подвергается сухой магнитной сепарации при крупности — 25 мм, а получаемый промежуточный продукт — трехстадийной мокрой магнитной сепарации; на последней стадии до 95% промежуточного продукта измельчается до класса — 0,07 мм. В таких условиях испытание технологических проб сводится к проверке свойств руды по известной технологической схеме, что значительно облегчает исследование.

Технологические пробы характеризуют отдельные промышленные сорта руд месторождения в целом либо отдельных его участ-

ков. Представительность пробы обеспечивается совпадением химического состава руды по содержанию железа, серы и кобальта и особенно соотношением природных типов руд в пробе и на участке.

Масса технологических проб колеблется в больших пределах и зависит от задач исследования и содержания сульфидов в магнетитовой руде. По характеру испытаний технологические пробы можно разделить на лабораторные, укрупненно-лабораторные и полузаводские.

Лабораторные технологические пробы позволяют проверить выбранную технологическую схему, отработать режим обогащения (магнитной сепарации, флотации) и установить показатели обогащения. Масса проб определяется в комплексной магнетитовой руде количеством сульфидов и должна быть такой, чтобы получить при флотации не менее 10 кг сульфидных концентратов и, если нужно, сделать их селекцию на пиритный, медный, цинковый и свинцовый концентраты. При содержании серы в руде около 1% масса проб должна быть не менее 1—2 т; если серы будет 4—5%, то достаточно иметь 200—500 кг. В некомплексных магнетитовых рудах масса проб может составлять около 200 кг.

Укрупненно-лабораторные технологические пробы в отличие от лабораторных позволяют проверить режим обогащения в непрерывном процессе и, что очень важно, выработать необходимое для металлургических исследований количество сульфидного (пиритного) концентрата (50—100 кг). Отсюда масса укрупненно-лабораторных технологических проб в зависимости от количества сульфидов в руде колеблется от 1 до 10 т.

Полузаводские технологические пробы позволяют проверить на опытных полупромышленных установках все стадии переработки комплексной магнетитовой руды, включая ее обогащение с получением магнитного, коллективного и селективных сульфидных концентратов и металлургический передел кобальтсодержащих пиритных концентратов. Масса полузаводских проб составляет сотни, тысячи тонн.

Исследование полузаводских проб проводится в крайних случаях, когда создана новая технология переработки руд или сульфидных концентратов и еще нет промышленных предприятий, работающих по этой схеме. Если разведка месторождения ведется скважинами, то в процессе разведки невозможно получить достаточно материала для полузаводских технологических проб. Поэтому такие исследования проводятся обычно в период вскрытия месторождения.

Отбор любых технологических проб при разведке сопряжен с определенными трудностями, обусловленными широким внедрением алмазного бурения малыми диаметрами и постоянным повышением требований к изучению состава руд. По-видимому, настало время, когда при составлении проекта разведки должен одновременно составляться проект опробования с расчетом видов и масс всех проб: рядовых, минералогических, технических и

технологических, отбираемых из керна. Диаметр керна в значительной мере будет лимитироваться числом и размером проб. При расчетах удобно пользоваться выходом керна в килограммах. При среднем выходе керна 80% и объемной массе руды 4 т/м³ с одного метра бурения будет получаться следующее количество керна:

Диаметр бурения, мм	Диаметр керна, мм	Выход керна, кг/м
151	132	43,8
132	114	32,6
112	94	22,2
93	70	12,3
76	59	8,8
59	42	4,4
46	31	2,4
36	22	1,2

Для взятия технологических проб можно использовать и свежие отходы обработки рядовых проб. При наличии горных выработок пробы могут быть взяты из забоя или из отбитой руды.

Для каждой технологической пробы составляется паспорт (акт отбора), в котором кроме сведений технического порядка следует указывать ее состав и место взятия, соотношение и характеристику природных типов руд, руды участка, который она представляет, запасы этих руд и их состав на участке. В ряде случаев в паспорте может указываться цель испытаний: только обогащение или обогащение и металлургический передел каких-то концентратов. При изучении комплексных магнетитовых руд должен быть сделан акцент на необходимость получения сульфидных (коллективных или селективных) концентратов, удовлетворяющих требованиям металлургического передела, с обязательным балансом распределения важнейших компонентов по технологическим продуктам.

В табл. 13 приведен пример результатов испытания технологической пробы комплексной магнетитовой руды, из которой были получены магнитный концентрат и два селективных сульфидных концентрата: пиритный (кобальт-пиритный) и медный, а также хвосты. Важнейшие компоненты — железо, сера, медь и кобальт — установлены во всех продуктах обогащения и в исходной руде, что дает полную картину их распределения. Селен, содержание которого выходит за пределы чувствительности анализа, исследован только в сульфидных концентратах.

Минералого-технологические пробы являются частью разработанной нами системы минералого-технологического опробования [65], позволяющей изучать не только технологические свойства руд, но и считать извлекаемые запасы главных и попутных компонентов.

Основная идея минералого-технологического опробования состоит в выявлении зависимостей показателей обогащения от химического состава руды, что давно предлагалось Н. Н. Чинкиным

ТАБЛИЦА 13

Технологические показатели обогащения, %

Наименование продуктов	Выход	Содержание					Извлечение			
		Fe	S	Cu	Co	Se	Fe	S	Cu	Co
Магнитный концентрат	72,3	64,4	0,30	0,03	0,010	—	90	6	8	25
Пиритный концентрат	6,05	46,1	49,3	0,69	0,320	0,018	5	82	15	67
Медный кон- центрат	0,85	33,6	36,8	24,2	0,130	0,045	1	9	75	4
Хвосты	20,8	8,8	0,57	0,03	0,006	—	4	3	2	4
Исходная руда	100,0	51,4	3,63	0,28	0,029	—	100	100	100	100

[402] и И. В. Шманенковым [405]. Получив зависимости по относительно небольшому числу минералого-технологических проб, можно распространить эти зависимости на другие участки месторождения.

Необходимая предпосылка применения минералого-технологического опробования — хорошее знание природных типов руд, так как показатели их обогащения неодинаковы и зависимости, установленные для одного типа руды, могут оказаться непригодны для другого типа [48].

Для проведения минералого-технологического опробования нужно знать схему обогащения магнетитовых руд, принятую на месторождении, так как малая масса минералого-технологических проб не позволяет провести исследования по выбору наилучшей схемы обогащения (это задача исследования технологических проб).

Минералого-технологические пробы отбирают с учетом строения рудных залежей: каждая проба представляет тот или иной природный тип руд. Число проб обычно колеблется от 15 до 30, а на крупных месторождениях достигает 50—75. Масса проб составляет чаще 30—100 кг и зависит от содержания попутных компонентов в руде: чем оно ниже, тем больше масса проб. Пробы равномерно распределяют в пределах месторождения, исследуя природные типы руд пропорционально их распространенности. Материалом для взятия минералого-технологических проб может служить kern (половинка или четвертинка), свежие отходы обработки рядовых проб, отбитая руда в забое выработки, в вагонетках и т. д.

Минералого-технологические пробы обогащают по оптимальной схеме, принятой для руд месторождения, получая из них магнитный и коллективный сульфидный концентраты и отвалы хвосты. Селективная флотация в отдельных пробах из-за небольшого

количества коллективного сульфидного концентрата нецелесообразна. Исходную руду и полученные продукты в каждой пробе подвергают химическим анализам. Для наиболее важных компонентов, обычно для железа, серы, кобальта, меди, цинка и свинца, составляется полный баланс распределения по продуктам обогащения. Остальные компоненты анализируют только в тех продуктах, в которых они концентрируются. Обычно в магнитных концентратах дополнительно определяют титан, ванадий, марганец, иногда германий, фосфор, в коллективных сульфидных концентратах — никель, селен, теллур, кадмий, серебро, золото, мышьяк, в хвостах — фосфор, иногда бор, рубидий, цезий. Некоторые из этих компонентов могут быть исследованы и в исходных рудах.

Нередко коллективные сульфидные концентраты из однотипных руд объединяют по 5—10 пробам пропорционально выходам. Такие сульфидные концентраты объединенных проб подвергают селективной флотации с разделением на кобальт-пиритные, медные, цинковые и свинцовые концентраты, полученные продукты анализируют на соответствующие компоненты, причем обращают особое внимание на определение содержания тех компонентов, которые не могут быть достоверно установлены не только в исходных рудах, но и в коллективных сульфидных концентратах, например серебро, золото, селен, теллур, кадмий и некоторые другие. Кроме того, анализ селективных концентратов выявляет баланс распределения в различных продуктах обогащения таких важнейших компонентов, как кобальт, медь, цинк, свинец и др., а нередко и позволяет рассчитать содержание компонентов в отдельных минералах по методике, изложенной выше. Для более полного изучения состава концентратов их подвергают расширенному спектральному анализу на 20—30 компонентов.

Обработку минералого-технологических проб удобно вести на установках типа МОЛМ или в специализированных обогатительных лабораториях, в которых можно выполнить магнитную сепарацию и флотацию руд и промежуточных продуктов.

Результаты исследования каждой минералого-технологической пробы записывают в двух таблицах: в первой приводят показатели обогащения (табл. 14), во второй — содержание дополнительно изученных компонентов в руде и продуктах обогащения. В случае селективной флотации сульфидного концентрата таблица пополняется соответствующими данными по пиритному, медному, цинковому, свинцовому и другим концентратам. Нетрудно заметить, что минералого-технологические пробы дают очень хорошую информацию об обогатимости руд и для главного компонента — железа. Поэтому эти пробы можно рекомендовать для изучения и некомплексных магнетитовых руд.

Минералого-технологическое опробование проводилось на ряде колчеданных месторождений, где также выявилась его высокая эффективность при изучении обогатимости руд.

Пример результатов обогащения минералого-технологической пробы, %

Продукты обогащения	Выход продуктов	Состав			Извлечение		
		Fe	S	Co	Fe	S	Co
Магнитный концентрат	63,23	65,11	1,57	0,008	88,0	36,1	25,4
Коллективный сульфидный концентрат	3,13	45,12	47,59	0,412	3,0	54,1	64,6
Хвосты	33,64	12,53	0,80	0,006	9,0	9,8	10,0
Исходная руда	100,00	46,80	2,75	0,020	100,0	100,0	100,0

В литературе есть указания, что минералого-технологическое опробование целесообразно использовать вместо технологического на ранних стадиях разведки или для исследования руд глубоких горизонтов различных месторождений [60]. Достоинство данного опробования состоит в том, что для изучения обогатимости нужен небольшой объем материала, а это важно при разведке месторождений скважинами. Недостаток минералого-технологического опробования в том, что нужно заранее знать схему вероятной технологической переработки руд; это не составляет проблемы для многих видов минерального сырья, в частности для магнетитовых руд.

Результаты обогащения серии минералого-технологических проб позволяют выявить и рассчитать две группы зависимостей показателей обогащения: а) зависимости выходов продуктов обогащения от состава руды; б) зависимости между валовым и извлекаемым содержанием компонентов в руде.

Все зависимости линейные и выражаются формулами вида $y = ax + b$, где в роли аргумента x выступают содержания компонентов в руде, а в роли функции y — различные показатели обогащения. В развернутом виде эти формулы представляют собой широко применяемые в статистике уравнения регрессии

$$y = y_{cp} + r \frac{\sigma_y}{\sigma_x} (x - x_{cp}) \pm t \sigma_y \sqrt{1 - r^2}, \quad (1)$$

где x_{cp} и y_{cp} — средние значения величин x и y ; σ_x и σ_y — средние квадратические отклонения; r — коэффициент корреляции. Последнее слагаемое характеризует погрешность (доверительный интервал) определения величины y с помощью уравнения регрессии. Множитель t — это коэффициент вероятности (обычно принимают $t = 2$).

Рассмотрим важнейшие зависимости.

1. Выход магнитного концентрата зависит от содержания железа в руде (рис.14). Чем больше в руде железа, тем больше

выход магнитного концентрата. Коэффициент корреляции между этими величинами 0,98—0,99. Пересечение линии зависимости с осью абсцисс показывает содержание железа в немагнитной фракции, т. е. в сумме нерудных минералов и сульфидов.

Для большинства типов руд зависимость является общей и может быть выражена одним графиком (рис. 14). Но, например, выход магнитного концентрата из гранат-магнетитовых руд заметно меньше, чем из других распространенных типов руд, что обусло-

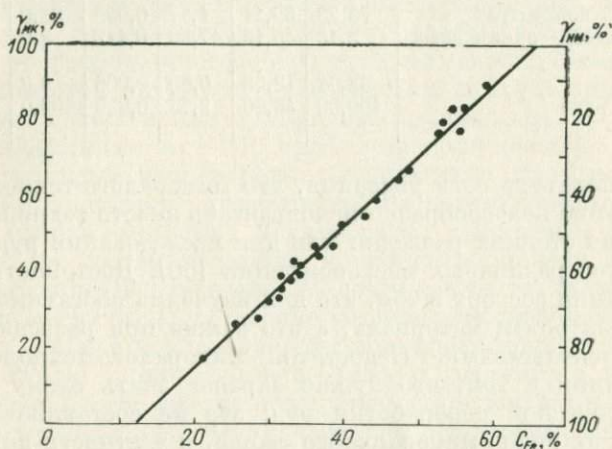


Рис. 14. Зависимость выходов магнитного концентрата и хвостов магнитной сепарации от содержания железа в руде.

влено высоким содержанием силикатного железа. Сильно отличаются от магнетитовых по обогатимости полумартитовые и мартитовые руды, для которых нередко зависимость между выходом концентрата и содержанием железа отсутствует.

2. Выход немагнитной фракции, в которую входят преимущественно сульфиды и нерудные минералы, связан обратной зависимостью с содержанием железа в руде (рис. 14), так как сумма выходов магнитной и немагнитной фракций равна 100%.

3. Выход коллективного сульфидного (практически пиритного) концентрата определяется содержанием серы в руде (рис. 15). Коэффициент корреляции здесь порядка 0,95—0,99. Если магнетитовая руда содержит в значительном количестве ангидрит (реже гипс), то для расчета надо использовать содержание только сульфидной серы. Рассматриваемая зависимость нарушается, если магнетитовая руда содержит пирротин; в этом случае нужно определить соотношение пирита и пирротина, например минералогическим анализом, и в формулу (1) подставить содержание пиритной серы.

Аналогичные зависимости позволяют определить выход медного концентрата по содержанию меди в руде, выход цинкового концентрата — по содержанию цинка и т. д. Подобные зависимости часто учитываются в процессе работы различных обогатительных фабрик. Наличие рассматриваемых зависимостей позволяет рассчитывать с приемлемой точностью выход всех промежуточных и конечных продуктов обогащения в любом участке месторождения, например в подсчетном блоке, если известен химический состав и природный тип руды.

4. Вторая группа зависимостей охватывает извлекаемые содержания компонентов в различных продуктах обогащения руд. Извлекаемое содержание — это часть общего содержания компонента в руде, равная произведению последнего на извлечение. Например, в табл. 14 содержание серы в руде 2,75%, извлечение ее 54,1 или 0,541%, следовательно, извлекаемое содержание серы в процентах $2,75 \times 0,541 = 1,49$.

В процессе обогащения руды получают последовательно различные промежуточные продукты, концентраты и хвосты (см. табл. 2). Соответственно можно говорить об извлекаемом содержании компонентов в различных продуктах обогащения. Применительно к рассматриваемым рудам целесообразно знать извлекаемые содержания после мокрой магнитной сепарации и коллективной флотации сульфидов. Хвосты мокрой магнитной сепарации являются своего рода исходной «рудой» для получения сульфидов, и, конечно, надо знать, что извлекается в эту «руду». Коллективный сульфидный концентрат является почти конечным продуктом обогащения. Компоненты, которые в него извлекаются, это реальные запасы, лежащие в основе геолого-экономической оценки комплексных руд и проектирования горнорудного предприятия. Можно было бы оценивать извлекаемые содержания и далее, на уровне селективных сульфидных концентратов, но извлекаемые содержания важнейших попутных компонентов — кобальта и серы — при селекции существенно не меняются.

Извлекаемые содержания компонентов линейно зависят от содержания их в руде (рис. 16 и 17), но не всегда, а лишь в тех

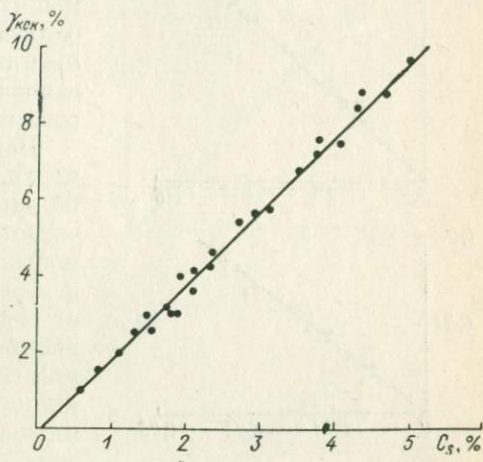


Рис. 15. Зависимость выхода коллективного сульфидного концентрата от содержания серы в руде.

случаях, когда в продукт обогащения извлекается главная доля изучаемого компонента. Например, кобальт извлекается в основном в коллективный сульфидный (или в пиритно-кобальтовый) концентрат (см. табл. 14), поэтому

извлекаемое содержание кобальта в этот продукт четко зависит от содержания компонента в руде. Но если рассматривать извлекаемое (теряемое) содержание кобальта в хвостах флотации или в магнитном концентрате, то эта зависимость едва заметна или совсем отсутствует.

Перечислим основные зависимости, которые нужно установить по данным минералого-технологического опробования: а) зависимость извлекаемого содержания железа в магнитный концентрат от содержания его в руде; б) зависимости извлекаемых содержаний серы, кобальта, меди (иногда цинка и свинца) в хвосты магнитной сепарации от содержания этих же компонентов в руде (рис. 16); в) зависимости извлекаемых содержаний этих же компонентов в коллективный сульфидный концентрат от содержания их в руде (рис. 17). Коэффициенты корреляции перечисленных зависимостей колеблются в пределах 0,9—0,98 и только для цинка иногда снижаются до 0,5—0,7. При вычислении рассматриваемых зависимостей постоянно надо обращать внимание на возможные различия в обогатимости природных типов руд; если различия существенны, то придется вычислять вместо одной несколько зависимостей.

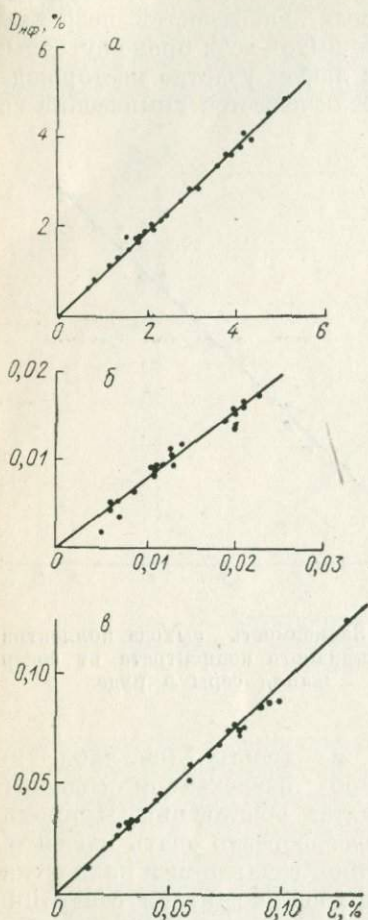


Рис. 16. Зависимость извлекаемых содержаний компонентов в хвостах магнитной сепарации от содержаний компонентов в руде.

а — сера; б — кобальт; в — медь.

В опубликованных работах иногда показывают зависимость извлечения компонента от состава руды. Но такие зависимости нелинейны и плохо выражены. Гораздо важнее линейные четкие зависимости извлекаемых содержаний от содержаний компонентов в руде (рис. 16, 17).

Если зависимость между содержаниями, выражаемая формулой

$y = ax + b$, установлена, то можно вычислить извлечение (в долях единицы)

$$\varepsilon = \frac{y}{x} = a + \frac{b}{x}.$$

Коэффициент b обычно отрицательный, и с увеличением содержания x компонента в руде извлечение растет по гиперболическому закону.

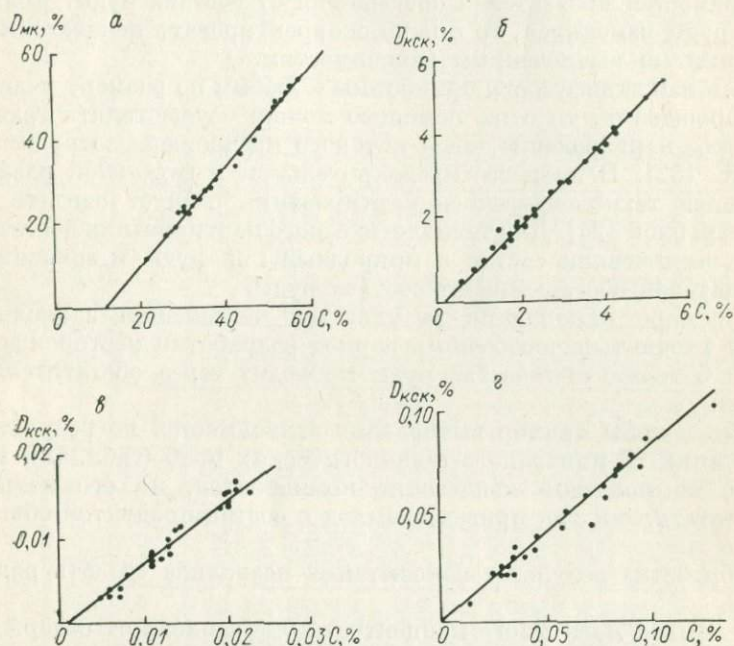


Рис. 17. Зависимости извлекаемых содержаний компонентов в концентратах от содержаний компонентов в руде.

a — железо (в магнитном концентрате); $б$ — сера; $в$ — кобальт; $г$ — медь (в коллективном сульфидном концентрате).

скому закону. Значение содержания x , при котором извлечение равно нулю, характеризует неизвлекаемую часть компонента.

Извлекаемые содержания позволяют вычислять также состав продуктов обогащения

$$C_k = (y/\gamma_k) 100,$$

где C_k — содержание в концентрате, γ_k — выход концентрата.

Таким образом, зависимости дают возможность рассчитать выход и состав любых продуктов обогащения в любом участке месторождения по известному составу руды с высокой степенью достоверности, что позволяет получать надежные данные для оценки месторождения, для подсчета запасов и проектирования горнорудного предприятия. Благодаря зависимостям отпадает

необходимость в отборе и исследовании «композитных» технологических проб, так как для установления рассмотренных зависимостей могут быть использованы технологические и минералоготехнологические пробы любого состава, что снимает проблему обеспечения представительности технологических проб. Каждая проба характеризует какую-то часть руд и полезна для выявления зависимостей показателей обогащения от состава руды. Если состав руды изменился, то можно скорректировать показатели обогащения по вычисленным зависимостям.

Так как зависимости применимы к любым по размеру участкам месторождения, то с их помощью можно осуществлять технологическое картирование, идея которого предложена сотрудниками ВИМС [52]. В процессе предварительной и детальной разведки единицей технологического картирования следует считать подсчетный блок [24]. Для технологического картирования достаточно знать химический состав и природный тип руды и зависимости показателей обогащения от состава руды.

По мере накопления результатов обогащения зависимости могут уточняться, особенно в период разработки месторождения, когда большие количества руды проходят через обогатительную фабрику.

Рассмотрим пример вычисления зависимостей по результатам испытаний 25 минералоготехнологических проб (табл. 15). В таблице не показано извлечение компонентов, но его нетрудно подсчитать, так как приведен выход и состав продуктов обогащения.

Обработка результатов испытаний позволила сделать ряд выводов.

1. Выход магнитного концентрата $\gamma_{\text{МК}}$ зависит от содержания железа в руде C_{Fe} (см. рис. 14):

$$\gamma_{\text{МК}} = 1,86C_{\text{Fe}} - 22,8 \pm 3,4.$$

Выход магнитного концентрата равен нулю при содержании железа в немагнитной фракции 12,3%.

2. Выход немагнитной фракции $\gamma_{\text{НФ}}$ (хвостов магнитной сепарации) дополняет $\gamma_{\text{МК}}$ до 100% (рис. 14) и, следовательно, равен $122,8 - 1,86 C_{\text{Fe}} \pm 3,4$.

3. Выход коллективного сульфидного концентрата $\gamma_{\text{КСК}}$ зависит от содержания серы в руде C_{S} (см. рис. 15):

$$\gamma_{\text{КСК}} = 1,96C_{\text{S}} - 0,19 \pm 0,42.$$

Выход отвальных хвостов флотации дополняет $\gamma_{\text{МК}}$ и $\gamma_{\text{КСК}}$ до 100%.

Для расчета следующих зависимостей нужно составить таблицу извлекаемых содержаний (табл. 16). Извлекаемые содержания найдены как произведения выходов на состав соответствующих продуктов: магнитного и коллективного сульфидного

ТАБЛИЦА 15

Результаты обогащения серии минералого-технологических проб, %

Номера проб	Исходная руда				Магнитный концентрат				Коллективный сульфидный концентрат				Хвосты						
	Содержание компонентов				Выход	Содержание компонентов				Выход	Содержание компонентов				Выход	Содержание компонентов			
	Fe	S	Co	Cu		Fe	S	Co	Cu		Fe	S	Co	Cu		Fe	S	Co	Cu
1	52,7	4,07	0,020	0,092	75,6	62,5	0,45	0,006	0,009	7,5	46,8	49,1	0,20	1,05	16,9	12,1	0,28	0,002	0,038
2	58,4	4,33	0,021	0,098	88,3	61,5	0,38	0,005	0,010	8,4	44,5	47,4	0,20	1,04	3,5	11,8	0,16	0,001	0,041
3	52,9	2,39	0,023	0,059	78,4	61,8	0,25	0,008	0,010	4,6	45,4	46,3	0,35	0,96	17,0	14,0	0,35	0,004	0,041
4	56,3	3,15	0,019	0,083	82,6	63,0	0,40	0,006	0,009	5,8	46,3	48,3	0,24	1,22	11,6	13,2	0,18	0,002	0,042
5	42,8	5,03	0,020	0,131	54,6	61,7	0,25	0,008	0,010	9,6	48,1	49,8	0,16	1,08	35,8	12,6	0,31	0,002	0,060
6	34,3	2,97	0,014	0,073	39,8	63,5	0,30	0,005	0,010	5,5	47,2	49,5	0,21	0,81	54,6	11,8	0,15	0,001	0,043
7	36,1	2,38	0,013	0,078	45,4	62,5	0,40	0,006	0,006	4,3	46,8	49,1	0,22	1,50	50,3	11,4	0,18	0,002	0,021
8	39,7	1,79	0,013	0,029	51,2	63,0	0,31	0,007	0,004	3,2	46,6	47,8	0,27	0,76	45,6	13,0	0,21	0,002	0,006
9	31,5	2,75	0,013	0,079	35,6	63,2	0,25	0,005	0,005	5,4	48,8	46,5	0,19	1,09	59,0	10,8	0,25	0,002	0,031
10	36,3	1,77	0,012	0,044	44,8	63,4	0,16	0,006	0,003	3,1	45,5	48,1	0,25	1,07	52,1	12,4	0,40	0,003	0,018
11	33,6	1,55	0,011	0,029	42,1	62,4	0,30	0,007	0,005	2,6	46,4	48,1	0,27	1,01	55,3	11,0	0,30	0,002	0,001
12	32,6	2,13	0,011	0,034	37,6	64,4	0,18	0,005	0,001	4,1	46,1	48,0	0,21	0,55	58,3	11,2	0,15	0,001	0,019
13	25,6	1,34	0,006	0,035	25,8	65,9	0,15	0,004	0,002	2,5	45,8	48,4	0,17	1,38	71,7	10,5	0,12	0,001	0,000
14	29,9	0,82	0,006	0,013	32,6	67,8	0,18	0,005	0,004	1,5	44,5	47,3	0,21	0,56	65,9	10,8	0,08	0,002	0,005
15	34,0	0,64	0,007	0,024	41,1	64,5	0,22	0,006	0,001	1,0	46,2	49,0	0,33	2,30	57,9	12,1	0,10	0,002	0,001
16	31,4	1,86	0,007	0,032	33,8	66,3	0,19	0,005	0,005	3,5	47,4	48,9	0,11	0,74	62,7	11,6	0,15	0,002	0,007
17	21,2	1,12	0,005	0,040	17,2	62,1	0,22	0,005	0,002	2,0	46,3	48,0	0,16	1,54	80,8	11,9	0,15	0,001	0,011
18	48,5	3,53	0,020	0,069	66,2	63,5	0,32	0,006	0,009	6,7	46,5	48,5	0,23	0,90	27,1	12,5	0,26	0,002	0,011
19	44,0	3,80	0,020	0,060	59,8	61,5	0,26	0,007	0,003	7,2	47,0	49,2	0,21	0,74	33,0	11,4	0,29	0,003	0,015
20	47,2	4,72	0,020	0,095	64,5	61,5	0,30	0,007	0,011	8,8	46,8	49,7	0,16	0,84	26,7	12,8	0,60	0,005	0,054
21	55,3	3,81	0,021	0,084	76,5	65,5	0,26	0,006	0,010	7,6	46,1	46,8	0,21	0,96	15,9	11,0	0,33	0,002	0,020
22	54,6	4,35	0,020	0,083	77,9	62,9	0,23	0,007	0,015	8,8	45,7	47,2	0,16	0,79	13,3	11,9	0,18	0,003	0,017
23	28,8	1,50	0,008	0,033	28,0	67,5	0,09	0,004	0,002	3,0	46,7	48,0	0,13	0,78	69,0	12,3	0,04	0,001	0,013
24	31,7	2,11	0,011	0,046	39,5	59,5	0,40	0,006	0,001	3,6	45,8	47,8	0,22	1,12	56,9	11,6	0,40	0,001	0,009
25	38,6	1,94	0,011	0,035	46,4	66,4	0,25	0,005	0,004	4,0	45,5	45,2	0,19	0,75	49,6	12,0	0,02	0,002	0,006

ТАБЛИЦА 16
Извлекаемые содержания компонентов, %

Номера проб	Fe				S				Co				Cu			
	C	D _{МК}	D _{КСК}	D _{ХВ}	C	D _{МК}	D _{КСК}	D _{ХВ}	C	D _{МК}	D _{КСК}	D _{ХВ}	C	D _{МК}	D _{КСК}	D _{ХВ}
1	52,7	47,2	3,5	2,0	4,07	0,34	3,68	0,05	0,020	0,0045	0,0152	0,0003	0,092	0,0068	0,0788	0,0064
2	58,4	54,3	3,7	0,4	4,33	0,34	3,98	0,01	0,021	0,0044	0,0166	0,0000	0,098	0,0088	0,0878	0,0014
3	52,9	48,4	2,1	2,4	2,39	0,20	2,13	0,06	0,023	0,0063	0,0160	0,0007	0,059	0,0078	0,0442	0,0070
4	56,3	52,1	2,7	1,5	3,15	0,33	2,80	0,02	0,019	0,0050	0,0138	0,0002	0,083	0,0074	0,0707	0,0049
5	42,8	33,7	4,6	4,5	5,03	0,14	4,78	0,11	0,020	0,0044	0,0149	0,0007	0,131	0,0055	0,1040	0,0215
6	34,3	25,3	2,6	6,4	2,97	0,12	2,77	0,08	0,014	0,0020	0,0115	0,0005	0,073	0,0040	0,0455	0,0235
7	36,1	28,4	2,0	5,7	2,38	0,18	2,11	0,09	0,013	0,0027	0,0093	0,0010	0,078	0,0027	0,0647	0,0106
8	39,7	32,3	1,5	5,9	1,79	0,16	1,53	0,10	0,013	0,0036	0,0085	0,0009	0,029	0,0020	0,0243	0,0027
9	31,5	22,5	2,6	6,4	2,75	0,09	2,51	0,15	0,013	0,0018	0,0100	0,0012	0,079	0,0018	0,0589	0,0183
10	36,3	28,4	1,4	6,5	1,77	0,07	1,49	0,21	0,012	0,0027	0,0077	0,0016	0,044	0,0013	0,0333	0,0094
11	33,6	26,3	1,2	6,1	1,55	0,13	1,25	0,17	0,011	0,0029	0,0070	0,0011	0,029	0,0021	0,0263	0,0006
12	32,6	24,2	1,9	6,5	2,13	0,07	1,97	0,09	0,011	0,0019	0,0085	0,0006	0,034	0,0004	0,0225	0,0111
13	25,6	17,0	1,1	7,5	1,34	0,04	1,21	0,09	0,006	0,0010	0,0043	0,0007	0,035	0,0005	0,0345	0,0000
14	29,9	22,1	0,7	7,1	0,82	0,06	0,71	0,05	0,006	0,0016	0,0031	0,0013	0,013	0,0013	0,0084	0,0033
15	34,0	26,5	0,5	7,0	0,64	0,09	0,49	0,06	0,007	0,0025	0,0033	0,0012	0,024	0,0004	0,0230	0,0006
16	31,4	22,4	1,7	7,3	1,86	0,06	1,71	0,09	0,007	0,0017	0,0040	0,0013	0,032	0,0017	0,0259	0,0044
17	21,2	10,7	0,9	9,6	1,12	0,04	0,96	0,12	0,005	0,0009	0,0033	0,0008	0,040	0,0003	0,0308	0,0089
18	48,5	42,0	3,1	3,4	3,53	0,21	3,25	0,07	0,020	0,0040	0,0155	0,0005	0,069	0,0060	0,0600	0,0030
19	44,0	36,8	3,4	3,8	3,80	0,16	3,54	0,10	0,020	0,0042	0,0148	0,0010	0,060	0,0018	0,0532	0,0050
20	47,2	39,7	4,1	3,4	4,72	0,19	4,37	0,16	0,020	0,0045	0,0142	0,0013	0,095	0,0071	0,0735	0,0144
21	55,3	50,1	3,5	1,7	3,81	0,20	3,56	0,05	0,021	0,0046	0,0161	0,0003	0,084	0,0076	0,0732	0,0032
22	54,6	49,0	4,0	1,6	4,35	0,18	4,15	0,02	0,020	0,0054	0,0142	0,0004	0,083	0,0117	0,0690	0,0023
23	28,8	18,9	1,4	8,5	1,50	0,03	1,44	0,03	0,008	0,0011	0,0061	0,0007	0,033	0,0006	0,0234	0,0090
24	31,7	23,5	1,6	6,6	2,11	0,16	1,72	0,23	0,011	0,0024	0,0080	0,0006	0,046	0,0004	0,0405	0,0051
25	38,6	30,8	1,8	6,0	1,94	0,12	1,81	0,01	0,011	0,0023	0,0077	0,0010	0,035	0,0019	0,0301	0,0030

Примечание. С — содержание компонента в руде; D_{МК}, КСК, D_{ХВ} — извлекаемые содержания соответственно в магнитном, кол- лективном сульфидном концентратах и в хвостах флотации.

концентратов и отвальных хвостов. Сумма извлекаемых содержаний во всех продуктах равна содержанию в руде. Так, в пробе 1 содержание железа в руде 52,7%, в том числе 47,2% заключено в магнитном концентрате, 3,5% — в коллективном сульфидном концентрате, остальные 2% — в хвостах флотации.

Извлекаемое содержание железа в магнитном концентрате $D_{\text{мк}}$ определяется содержанием железа в руде C_{Fe} (см. рис. 17):

$$D_{\text{мк}} = 1,15C_{\text{Fe}} - 13,3 \pm 1,5.$$

Для остальных компонентов надо знать зависимость извлекаемых содержаний не в магнитном концентрате, а в немагнитной фракции, т. е. зависимость $D_{\text{нф}} = D_{\text{кск}} + D_{\text{хв}}$ от содержания C компонентов в руде. Расчет этих зависимостей, показанных на рис. 16, дал следующие формулы:

$$D_{\text{нф S}} = 0,953C_{\text{S}} - 0,02 \pm 0,13;$$

$$D_{\text{нф Co}} = 0,769C_{\text{Co}} + 0,0001 \pm 0,0012;$$

$$D_{\text{нф Cu}} = 0,921C_{\text{Cu}} + 0,001 \pm 0,004.$$

Наконец, надо найти зависимости извлекаемых содержаний серы, кобальта и меди $D_{\text{кск}}$ в коллективный сульфидный концентрат от содержания компонентов в руде (см. рис. 17). Эти зависимости имеют следующий вид:

$$D_{\text{кск S}} = 0,960C_{\text{S}} - 0,13 \pm 0,15;$$

$$D_{\text{кск Co}} = 0,795C_{\text{Co}} - 0,001 \pm 0,0014;$$

$$D_{\text{кск C}} = 0,817C_{\text{Cu}} \pm 0,009.$$

Осталось определить извлекаемое содержание железа в коллективном сульфидном концентрате. Поскольку здесь железо преимущественно сульфидное, его извлекаемое содержание зависит от извлекаемого содержания серы в этом же концентрате (см. табл. 16), т. е.

$$D_{\text{Fe}} = 0,951D + 0,03 \pm 0,12.$$

С помощью приведенных формул полностью охарактеризованы все зависимости, которые нужны для расчета показателей обогащения.

Для удобства работы полезно построить графики (рис. 14—17) и номограммы. На рис. 18 показана номограмма для определения содержания кобальта в сульфидном концентрате по известному содержанию серы и кобальта в руде. Как указывалось выше, содержание компонента в концентрате равно отношению извлекаемого

содержания к выходу концентрата. Следовательно, для содержания кобальта в концентрате имеем

$$C_{\text{кск}} = \frac{D_{\text{кск}}}{\gamma_{\text{кск}}} = \frac{0,795C_{\text{Co}} - 0,001}{1,96C_{\text{S}} - 0,19}.$$

Эта формула и положена в основу построения номограммы (рис. 18).

Рассмотрим пример использования вычисленных зависимостей. В подсчетном блоке определен следующий средний состав руд: железо 45, сера

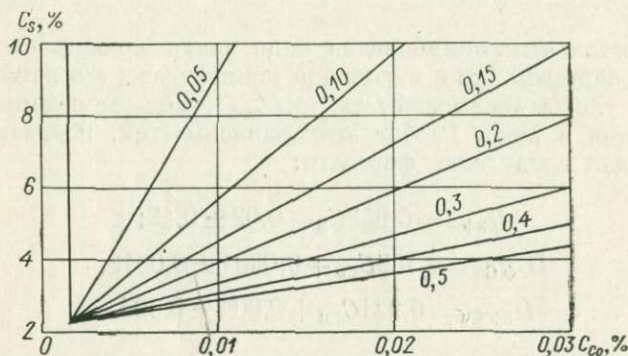


Рис. 18. Пример номограммы для определения содержания кобальта в пирите по известному содержанию серы и кобальта в руде.

3,1 кобальт 0,02, медь 0,05%. Требуется определить показатели обогащения в процентах. Пользуясь выведенными формулами, последовательно находим:

выход магнитного концентрата

$$(\gamma_{\text{мк}} = 1,86 \times 45 - 22,8 = 60,9);$$

выход немагнитной фракции

$$(\gamma_{\text{вф}} = 100 - 60,9 = 39,1);$$

выход коллективного сульфидного концентрата

$$(\gamma_{\text{кск}} = 1,96 \times 3 - 0,19 = 5,7);$$

выход хвостов флотации

$$(\gamma_{\text{хв}} = 100 - 60,9 - 5,7 = 33,4).$$

Извлекаемое содержание железа в магнитном концентрате

$$D_{\text{мк}} = 1,15 \times 45 - 13,3 = 38,4\%.$$

Извлекаемые содержания в немагнитной фракции, %: серы $0,953 \times 3 - 0,02 = 2,84$, кобальта $0,769 \times 0,02 + 0,0001 = 0,0155$, меди $0,921 \times 0,05 + 0,001 = 0,047$.

Извлекаемые содержания в коллективном сульфидном концентрате, %: серы $0,96 \times 3 - 0,13 = 2,75$, кобальта $0,795 \times 0,02 - 0,001 = 0,0149$, меди $0,817 \times 0,05 = 0,041$, железа $0,951 \times 2,75 + 0,03 = 2,65$.

Так как сумма извлекаемых содержаний во всех продуктах обогащения равна содержанию в руде, т. е. $D_{\text{мк}} + D_{\text{рск}} + D_{\text{хв}} = C$, то можно по разности найти остальные извлекаемые содержания компонентов. Так, в магнитном концентрате извлекаемые содержания составляют, %: серы $3 - 2,84 = 0,16$, кобальта $0,02 - 0,0155 = 0,0045$, меди $0,05 - 0,047 = 0,003$. Аналогично в немагнитной фракции извлекаемое содержание железа составляет $45 - 38,4 = 6,6$ %.

Далее в отвальных хвостах флотации извлекаемые содержания компонентов равны, %: железа $6,6 - 2,65 = 3,95$, серы $2,84 - 2,75 = 0,09$, кобальта $0,0155 - 0,0149 = 0,0006$, меди $0,047 - 0,041 = 0,006$.

Определив извлекаемые содержания компонентов и разделив их на выход соответствующих продуктов, найдем содержания компонентов в концентратах, т. е. их состав.

Состав магнитного концентрата, %: железо $(38,4 : 60,9) \cdot 100 = 63,1$, сера $(0,16 : 60,9) \cdot 100 = 0,26$, кобальт $(0,0045 : 60,9) \cdot 100 = 0,007$, медь $(0,003 : 60,9) \cdot 100 = 0,005$.

Состав немагнитной фракции, %: железо $(6,6 : 39,1) \cdot 100 = 16,9$, сера $(2,84 : 39,1) \cdot 100 = 7,26$, кобальт $(0,0155 : 39,1) \cdot 100 = 0,040$, медь $(0,047 : 39,1) \cdot 100 = 0,12$.

Состав коллективного сульфидного концентрата, %: железо $(2,65 : 5,7) \cdot 100 = 46,5$, сера $(2,75 : 5,7) \cdot 100 = 48,2$, кобальт $(0,0149 : 5,7) \cdot 100 = 0,26$, медь $(0,041 : 5,7) \cdot 100 = 0,72$.

Состав хвостов флотации, %: железо $(3,95 : 33,4) \cdot 100 = 11,8$, сера $(0,09 : 33,4) \cdot 100 = 0,27$, кобальт $(0,0006 : 33,4) \cdot 100 = 0,002$, медь $(0,006 : 33,4) \cdot 100 = 0,018$.

Полученные результаты можно свести в таблицу ожидаемых технологических показателей (табл. 17), дополняемую данными по балансу распределения компонентов между продуктами

ТАБЛИЦА 17

Ожидаемые показатели обогащения, %

Продукты обогащения	Выход	Состав			
		Fe	S	Co	Cu
Магнитный концентрат	60,9	63,1	0,26	0,007	0,005
Хвосты магнитной сепарации (немагнитная фракция)	39,1	16,9	7,26	0,040	0,12
Коллективный сульфидный концентрат	5,7	46,5	48,2	0,26	0,72
Хвосты флотации	33,4	11,8	0,27	0,002	0,018
Исходная руда	100,0	45,0	3,00	0,020	0,05

обогащения (табл. 18). Баланс распределения определяется соотношением извлекаемых содержаний компонентов в продуктах обогащения.

Приведенный пример раскрывает возможности расчетного способа определения показателей обогащения, если установлены их зависимости от состава руды. Подобные методы расчета можно применять при различных схемах обогащения для разных

ТАБЛИЦА 18

Извлекаемые содержания и баланс распределения компонентов между продуктами обогащения, %

Продукты обогащения	Извлекаемые содержания				Баланс распределения (или извлечение)			
	Fe	S	Co	Cu	Fe	S	Co	Cu
Магнитный концентрат	38,4	0,16	0,0045	0,003	85,3	5,3	22,5	6,0
Коллективный сульфидный концентрат	2,65	2,75	0,0149	0,041	5,9	91,7	74,5	82,0
Хвосты флотации	3,95	0,09	0,0006	0,006	8,8	3,0	3,0	12,0
Итого . . .	45,0	3,00	0,020	0,05	100,0	100,0	100,0	100,0

компонентов. Аналогичная методика, примененная нами на колчеданных месторождениях, дала хорошие результаты. Можно рекомендовать изучение зависимостей показателей обогащения от состава руды для решения многих вопросов технологического опробования на большинстве месторождений черных и цветных металлов.

§ 7

ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУД

Из физических свойств руд для подсчета запасов необходимо знать их объемную массу, трещиноватость (кавернозность) и влажность.

Так как контактово-метасоматические месторождения разведуют в основном скважинами, материалом для измерения объемной массы служит керн скважин, из которого берут штучные пробы массой 0,5—2 кг. Число проб определяется разнообразием природных типов руд и может достигать 150 штук. Пробы распределяются пропорционально распространенности типов руд.

Объемную массу штучных проб d обычно измеряют путем их взвешивания в воде и в воздухе; при этом $d = P_1 / (P_1 - P_2)$, где P_1 — вес в воздухе, P_2 — вес в воде. Если руда сильно пористая, то требуется предварительное парафинирование штучных проб.

После измерения объемной массы штучные пробы нужно обрабатывать по схеме, принятой для рядовых проб, и направить на химический анализ на железо, чтобы в дальнейшем изучить зависимость объемной массы от содержания железа в руде (рис. 19). В первом приближении эта зависимость линейна: $d = aC_{Fe} + b$, но можно показать, что более точной является гиперболическая зависимость $d = a / (1 - bC_{Fe})$. Расхождения между объемными массами, вычисленными по этим двум формулам, достигают 5%.

Нередко кроме железа в руде анализируют и серу, так как присутствие сульфидов тоже влияет на объемную массу руды. Зависимость объемной массы от состава руды (рис. 19) позволяет

рассчитать ее в каждом подсчетном блоке с довольно высокой точностью.

Широко распространена практика, когда по результатам измерения объемной массы штуфов вычисляют среднеарифметическую объемную массу каждого промышленного сорта руды и используют ее для подсчета запасов сортов руд. Эта практика, как показали наши расчеты на Качарском, Сарбайском и Соколовском месторождениях, приводит к заметному искажению запасов руд в отдельных подсчетных блоках, а в целом по месторождениям к занижению запасов на 2—3%. Поэтому более правильно пользоваться не средней объемной массой, а определять запасы по графику (рис. 19) или по приведенным формулам.

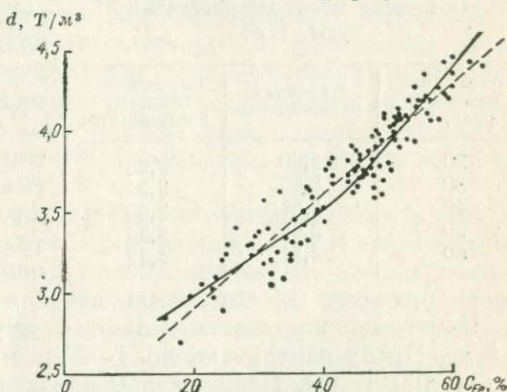


Рис. 19. Зависимость объемной массы магнетитовой руды d от содержания железа в руде на Кунай-Жаркульском месторождении.

Сплошная линия — гиперболическая зависимость, штриховая — линейная зависимость.

Коэффициенты a и b в формулах вычисляют теми же статистическими методами, как и в предыдущем параграфе. Гиперболическую зависимость для расчетов предварительно приводят к линейному виду: $d = bdC_{Fe} + a$.

Для магнетитовой руды Кунай-Жаркульского месторождения (см. рис. 19) получены такие зависимости: $d_1 = 0,0354 C_{Fe} + 2,19$ (линейная) и $d_2 = 2,557/(1 - 0,00703 C_{Fe})$ (гиперболическая). По этим формулам вычислена объемная масса руды при разном содержании железа (табл. 19). Различия между результатами вычислений по двум формулам небольшие.

При изучении объемной массы надо учитывать классы руд. Сильно различаются по ее величине первичные магнетитовые и окисленные маргитовые руды. В последних пористость повышена на 10—20%, поэтому зависимость объемной массы от содержания железа для двух этих классов различна.

Измерения объемной массы по керну не позволяют учесть влияние трещиноватости и кавернозности, которые снижают ее величину на 2—5%. Если есть возможность (в карьере или при разведке шахтой), то полезно сделать 3—5 определений объемной массы в целиках, чтобы ввести поправочные коэффициенты на трещиноватость. Определение производится путем деления массы

вынута из целлика руды на объем целлика, измеренный маркшейдерским способом. Объем такой пробы должен составлять 2—3 м³. В пробе нужно определить содержание железа, сократить ее, руководствуясь формулой Ричардса — Чечотта, и направить на веску на химический анализ. Поправочный коэффициент к объемной массе руды на рассматриваемых месторождениях мало отличается от единицы (значения в пределах 0,95—0,98), и им часто пренебрегают.

Незначительно сказывается на подсчете запасов влажность, но ее также не следует упускать из виду. Необходимость учета

Т А Б Л И Ц А 19

Объемная масса магнетитовой руды, т/м³

Содержание железа в руде, %	Линейная зависимость	Гиперболическая зависимость
20	2,90	2,98
30	3,25	3,24
40	3,61	3,56
50	3,96	3,94
60	4,31	4,42

влажности возникает потому, что объемная масса руды измеряется с естественной влажностью, достигающей 2—4%, а химический анализ проб производится в расчете на сухое вещество. Поэтому влажность желательно учитывать при подсчете запасов не магнетитовых руд, а только заключенных в них компонентов. Учет влаж-

ности приведет к снижению запасов компонентов на 2—4%.

Измерение влажности делают в штучных пробах массой до 0,5 кг. Пробу измельчают до 1—2 см и сушат при температуре около 100° С [3]. Влажность B определяется по формуле

$$B = [(P_1 - P_2) / P_1] \cdot 100,$$

где P_1 — масса в естественно влажном состоянии, P_2 — в сухом.

Часто при подсчете запасов объемную массу снижают в среднем на 5%, вводя тем самым поправку на трещиноватость, кавернозность и влажность руд. Надо отметить, что эта поправка лежит в пределах точности подсчета запасов.

§ 8

ВИДЫ ПРОБ

Подводя итог рассмотрению вопросов опробования, полезно перечислить основные виды проб, необходимые для изучения комплексных руд. Виды проб систематизированы Н. В. Ивановым [36], и сейчас их можно уточнить. Для решения задач опробования применяются следующие виды проб: рядовые, групповые, минералогические, мономинеральные, минералого-технологические, технологические и технические.

Рядовые пробы представляют собой секционные линейные пробы, предназначенные для оконтуривания рудных тел и промышленных сортов руд и для определения содержания главных компонентов. Рядовые пробы стараются ориентировать как

можно ближе к направлению наибольшей изменчивости оруденения, т. е. к линии мощности. Границы рядовых проб обычно совпадают с границами природных типов руд. Н. В. Иванов [36] предлагал объединять рядовые пробы с целью сокращения числа анализов на главные компоненты. Однако в процессе разведки к таким пробам обычно не прибегают, хотя не исключено объединение проб в очистных выработках при эксплуатации месторождения.

Г р у п п о в ы е п р о б ы — это линейные пробы, предназначенные для определения содержания главных и второстепенных компонентов. Групповые пробы составляют из дубликатов рядовых проб пропорционально их длине в пределах уже оконтуренных рудных тел. Границы групповых проб определяются границами промышленных сортов руд. Допустимо объединение в групповую пробу материала рядовых проб из нескольких смежных пересечений одного рудного тела. При составлении групповых проб нужно обращать внимание на полноту освещения ими всех пересечений рудных тел. Необходимо также особо опробовать пустые породы внутри рудных тел, попадающие в контур подсчета запасов.

Н. В. Иванов [36] предлагал еще комбинированные пробы — совокупность групповых проб для расширенного исследования состава руды. Но в комбинированных пробах нет особой необходимости, так как ценные компоненты, запасы которых нужно считать, будут установлены в рядовых и групповых пробах.

М и н е р а л о г и ч е с к и е п р о б ы служат для определения среднего минерального состава природных типов, промышленных сортов руд, отдельных участков и месторождения в целом. Можно выделить два вида минералогических проб: штуфные, из которых изготавливают шлифы и аншлифы, и линейные (из материала рядовых или групповых проб для определения количества магнетита). Минералогические пробы размещают равномерно по рудным телам пропорционально распространенности природных типов руд.

М о н о м и н е р а л ь н ы е п р о б ы позволяют определить средний химический состав главных минералов руд в пределах отдельных типов руд, а потом и более крупных участков месторождения. Материалом для получения мономинеральных проб важнейших минералов служат объединенные штуфные пробы типов руд. Состав второстепенных минералов изучается с помощью штуфных проб. Исследование мономинеральных проб способствует установлению формы нахождения компонентов в рудах и позволяет оценить баланс распределения компонентов между минералами.

М и н е р а л о г о - т е х н о л о г и ч е с к и е п р о б ы предназначены для установления зависимостей показателей обогащения от химического состава руды. Минералого-технологические пробы отбираются из типов руд, а число проб — пропорционально распространенности типов руд; пробы обогащаются по уже

известной технологической схеме. Минералого-технологические пробы, точнее, выявленные по ним зависимости, позволяют рассчитывать баланс распределения компонентов между продуктами обогащения на любых стадиях переработки руды и в любом участке месторождения.

Технологические пробы служат для разработки технологической схемы передела (чаще обогащения) руд и для определения показателей обогащения. Технологические пробы берут из промышленных сортов руд в пределах отдельных участков или месторождения в целом. Для обеспечения представительности технологических проб необходимо соблюдать в них правильное соотношение природных типов руд.

Допустимо взятие «композитных» технологических проб из смеси промышленных сортов руд в заданном соотношении на отдельных участках или по месторождению в целом для получения надежных показателей обогащения. Нужно отметить, что задача, для решения которой берутся «композитные» технологические пробы, как правило, может быть решена расчетным путем на основе зависимостей показателей обогащения от состава руды.

Как уже упоминалось, по характеру испытаний технологические пробы можно разделить на лабораторные, укрупненно-лабораторные и полужаводские.

Технические пробы предназначены для определения физических свойств руды, в первую очередь объемной массы, трещиноватости, кавернозности и влажности руд. Объемную массу и влажность изучают с помощью штучных проб. Трещиноватость и кавернозность можно установить лишь с помощью валовых проб; этими же пробами можно уточнить (проконтролировать) измерения объемной массы.

Совокупность всех перечисленных видов проб достаточна для всестороннего изучения комплексных магнетитовых руд, для подсчета их запасов и запасов заключенных в них компонентов.

§ 9

ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ПРИ ОПРОБОВАНИИ

На скарново-магнетитовых месторождениях из геофизических методов опробования применяется только магнитометрия, которая позволяет определять количество магнетита в рудах. Наибольшее практическое значение имеет магнитный каротаж скважин, данные которого, к сожалению, используются недостаточно.

При магнитном каротаже измеряется магнитная восприимчивость руд, которая зависит от содержания железа. Вначале по результатам измерения магнитной восприимчивости и химического опробования строится градуировочный график (рис. 20), а потом с помощью графика интерпретируются данные магнитного каротажа. Рассчитанная нами по данным В. Н. Пономарева

и И. И. Глухих [79] погрешность определения содержания железа геофизическим способом на Соколовском месторождении составила 5,4% (абсолютных). С увеличением интервала интерпретации погрешность убывает и при длине интервала 40—60 м составляет около 2—3%.

Магнитный каротаж полезен в случаях низкого выхода керна, что бывает в зонах дробления, в порошковатых рудах. В таких случаях магнитный каротаж помогает уточнить контакты рудного тела и содержание железа в руде, давая более надежные данные по сравнению с опробованием керна [98].

На скарново-магнетитовых месторождениях в принципе пригоден комплексный каротаж, разработанный на месторождениях Кривого Рога [64] и состоящий из каротажа магнитной восприимчивости, плотностного гамма-гамма-каротажа, каротажа сопротивлений, нейтронного гамма-каротажа и кавернометрии. Однако комплексный каротаж мало применяется на рассматриваемых месторождениях, возможно из-за незначительного распространения мармитовых и гематитовых руд. В методических рекомендациях [64] предлагается комплексный каротаж КМВ и ГГК-С, который обеспечивает определение содержания магнитного железа с точностью 0,7—2%.

Магнитную восприимчивость можно измерять и в порошке, например в рядовых или групповых пробах. Как показали опыты В. Н. Пономарева и И. И. Глухих [79], на Соколовском месторождении средняя квадратическая погрешность определения содержания железа в порошковых пробах составляет 3,3%.

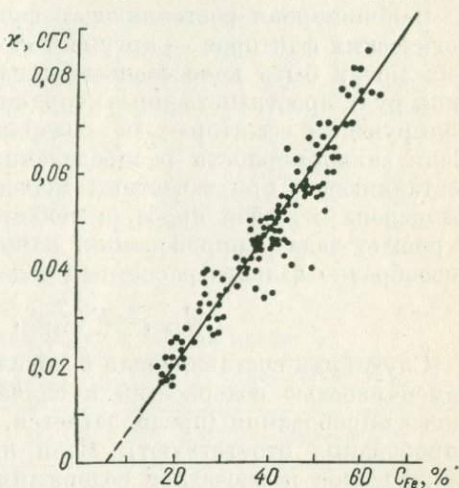


Рис. 20. Зависимость между магнитной восприимчивостью руды по КМВ и содержанием в ней железа на месторождении Темиртау [98].

§ 10

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТЕЙ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ КОМПОНЕНТОВ ПРИ ОПРОБОВАНИИ

Рассматриваемый способ опробования без отбора проб на основе предварительно изученных закономерностей распределения компонентов предлагалось назвать геохимическим опробованием [38], но, к сожалению, этот термин уже использован для других

целей. Данное опробование базируется на представлении о закономерной и случайной изменчивости содержаний. Фактическое содержание компонента в руде рассматривается как сумма двух составляющих: закономерной и случайной [80, 101]. Обозначим закономерную составляющую $F(x_1, x_2, \dots, x_k)$, а случайную δ ; тогда фактическое содержание C равно

$$C = F(x_1, x_2, \dots, x_k) + \delta.$$

Закономерная составляющая функционально зависит от геологических факторов — аргументов x_1, x_2, \dots, x_k , в роли которых могут быть качественные признаки (например, природные типы руд), пространственные координаты по отношению к рудоконтролирующим факторам и содержание других компонентов. Если закономерности распределения изучены, то закономерная составляющая при известных значениях аргументов может быть вычислена в любой пробе, в любом участке месторождения, что и решает задачу опробования. Закономерную составляющую целесообразно назвать расчетным содержанием

$$C_{\text{расч}} = F(x_1, x_2, \dots, x_k).$$

Случайная составляющая δ обусловлена природной случайной изменчивостью содержаний и случайной погрешностью химического опробования (предполагается, что систематические ошибки опробования отсутствуют). Если в какой-либо пробе известно фактическое и расчетное содержание, то

$$\delta = C - C_{\text{расч}},$$

т. е. случайная составляющая характеризует расхождение между фактическим и расчетным содержанием и ее можно назвать погрешностью расчетного содержания.

Для применения закономерностей в опробовании необходимо вначале изучить их, т. е. выразить математически (в виде формул, таблиц или графиков) зависимость расчетного содержания от тех или иных геологических факторов. При определении указанной зависимости необходимо, чтобы погрешность δ была минимальной. Обычно сумма квадратов погрешностей сводится к минимуму:

$$\sum_{i=1}^n \delta_i^2 = \min,$$

где n — число проб.

Это условие позволяет определить закономерную составляющую изменчивости содержания.

Пример 1. Содержание компонентов в руде зависит от ее качественных свойств, например от природных типов руд. Пусть имеется какое-то количество проб, в которых известны типы руд и установлено химическим анализом содержание железа (табл. 20). Некоторые пробы могут быть взяты из смеси типов руд в известных пропорциях. Требуется изучить качественные

закономерности распределения железа, т. е. установить, сколько железа имеется в каждом природном типе руды. Применение здесь метода наименьших квадратов, как известно, приводит к системе нормальных линейных уравнений. Покажем, как эта система составляется и решается.

Т А Б Л И Ц А 20

Пример содержания железа в пробах из природных типов руд

Номера проб	Длина, м	Длина природных типов руд, м				Содержание железа, %
		I	II	III	IV	
1	6,0	4,0	2,0	—	—	54,0
2	5,4	1,6	—	3,2	0,6	39,5
3	5,0	—	—	2,2	2,8	29,6
4	5,5	—	0,5	4,0	1,0	36,5
5	6,0	6,0	—	—	—	55,4
6	6,2	—	6,2	—	—	51,1
7	4,4	2,0	2,4	—	—	52,0
8	7,0	—	1,0	1,5	4,5	39,0
9	5,6	—	—	1,8	3,8	32,2
10	6,5	3,0	1,5	2,0	—	49,0

Т А Б Л И Ц А 21

Доли природных типов руд в каждой пробе

Номера проб	Доли природных типов руд				Содержание железа, %		Погрешность δ
	I	II	III	IV	фактическое	расчетное	
1	0,67	0,33	—	—	54,0	54,2	-0,2
2	0,30	—	0,59	0,11	39,5	39,9	-0,4
3	—	—	0,44	0,56	29,6	33,0	-3,4
4	—	0,09	0,73	0,18	36,5	34,8	1,7
5	1,00	—	—	—	55,4	55,6	-0,2
6	—	1,00	—	—	51,1	51,4	-0,3
7	0,45	0,55	—	—	52,0	53,3	-1,3
8	—	0,14	0,21	0,65	39,0	35,6	3,4
9	—	—	0,32	0,68	32,2	33,0	-0,8
10	0,46	0,23	0,31	—	49,0	47,7	1,3
Итого	2,88	2,34	2,60	2,18	438,3	438,5	—

Прежде всего нужно найти долю каждого типа руды в каждой пробе путем деления на длину пробы (табл. 21). Далее составляют систему нормальных уравнений. Первое уравнение получается следующим образом. Сумма квадратов второго столбца (первый тип) равна 1,95, сумма произведений второго столбца на третий 0,57, второго столбца на четвертый 0,32, второго столбца на пятый 0,03, второго столбца на шестой (фактическое содержание железа) 149,9. Следовательно,

$$1,95x_1 + 0,57x_2 + 0,32x_3 + 0,03x_4 = 149,4.$$

Аналогичные операции делают со вторым типом руды: умножая соответствующий столбец на все остальные столбцы, получают второе уравнение и т. д. Полная система в рассматриваемом примере состоит из четырех уравнений (по числу типов руд).

Систему уравнений записывают обычно в матричной форме, опуская буквенные обозначения неизвестных:

$$\begin{pmatrix} 1,95 & 0,57 & 0,32 & 0,03 \\ 0,57 & 1,49 & 0,17 & 0,11 \\ 0,32 & 0,17 & 1,32 & 0,80 \\ 0,03 & 0,11 & 0,80 & 1,24 \end{pmatrix} \begin{pmatrix} 149,4 \\ 117,5 \\ 96,7 \\ 74,7 \end{pmatrix}$$

Решая эту систему уравнений, получим $x_1 = 55,6$; $x_2 = 51,4$; $x_3 = 33,2$; $x_4 = 32,9$, что и характеризует среднее содержание железа в каждом типе руды. Отметим, что сумма коэффициентов в левых частях уравнений равна числу проб (а также сумме долей типов руд во всех пробах), а сумма правых членов уравнений равна сумме содержаний железа во всех пробах (см. табл. 21), что служит проверкой правильности вычислений. Правильность определения корней уравнений проверяют также их подстановкой в исходные уравнения.

Когда типов руд много (10—20 и более), то решение системы уравнений нужно делать на ЭВМ, но можно и на клавишных вычислительных машинах. Наиболее эффективным и проверенным нами методом решения систем является итерационный метод Зейделя [99].

В тех случаях, когда химическое опробование выполнено с учетом типов руд, т. е. когда каждая проба взята из одного типа, расчет упрощается, и среднее содержание в каждом типе руды определяют среднеарифметическим способом. Если известно среднее содержание компонента в каждом типе руды, то, очевидно, можно вычислить расчетное содержание компонента в любой пробе с известным соотношением типов руд по формуле

$$C_{\text{расч}} = a_1 C_1 + a_2 C_2 + \dots + a_n C_n,$$

где C_1, C_2, \dots, C_n — содержание компонента в типах руд; a_1, a_2, \dots, a_n — доля типов руд в пробе. Эта формула применяется при опробовании по типам руд [34, 35, 37].

В табл. 21 в предпоследнем столбце приведено расчетное содержание железа в пробах, вычисленное по формуле, а в последнем столбце — погрешность расчетного содержания. Ее среднее квадратическое значение $\sigma_\delta = 1,7\%$. Если из полученного значения исключить случайную погрешность химического опробования $\sigma_{\text{опр}}$ (см. табл. 12) по формуле

$$\sigma_{\text{сл}} = \sqrt{\sigma_\delta^2 - \sigma_{\text{опр}}^2} = \sqrt{1,7^2 - 1,01^2} = 1,4,$$

то получим погрешность опробования по типам руд в процентах.

Для определения содержания могут быть использованы и пространственные закономерности распределения компонентов. Если в рудном теле наблюдается какая-либо хорошо выраженная тенденция изменения состава руд по его мощности, простиранию, падению, по удалению от разрывных нарушений, от интрузивных контактов и т. п., то она может быть использована для прогноза содержания компонентов с какой-то погрешностью.

Для исследования пространственных закономерностей нужна система координат. В качестве координат могут быть использованы топографические координаты, расстояния от кровли или почвы рудного тела, номера пачек, рудных тел, разведочных линий и т. д. Так как рудные тела обычно криволинейны, то и система координат может быть криволинейной. Координат может быть одна, две, три и более.

Пример 2. Рассмотрим простой случай закономерной изменчивости в одном направлении (вдоль одной координатной оси). В качестве координат примем номера разведочных профилей. Намечается тенденция к увеличению содержания серы от профиля 1 к профилю 5 (табл. 22), что обусловлено наличием вблизи последнего рудоконтролирующего разрывного нарушения. Закономерность выражена слабо из-за сильного проявления случайной изменчивости, но она есть и может быть использована для приближенного прогноза содержания серы в железных рудах.

Т А Б Л И Ц А 22
Содержание серы в железных рудах

Номер профиля	Число проб	Среднее содержание серы, %	Среднее квадратическое отклонение
1	116	3,54	1,54
2	107	4,40	1,48
3	133	4,68	2,16
4	101	5,69	1,68
5	106	5,60	3,44
Итого . . .	563	4,75	2,41

Расчетное содержание серы в рассматриваемом случае изображается не формулой, а таблицей (третья графа табл. 22). Четвертая графа характеризует случайную погрешность δ расчетного содержания. В целом по рассматриваемому участку средняя квадратическая погрешность $\sigma_{\delta} = 2,16$ и составляет 45% измеряемой величины. Очевидно, достоверность прогноза небольшая.

Пример 3. В рудной залежи выделены рудные пачки по преобладанию отдельных типов руд. Номера пачек могут служить координатами. В скважинах, пересекающих пачки, установлено закономерное возрастание содержания ванадия висячем боку рудной залежи (табл. 23). Если найти среднее содержание по всем скважинам в пределах каждой пачки, то получим расчетное содержание, выраженное в виде таблицы (последняя графа табл. 23). Значение $S_{расч}$ можно распространять на весь слой и тем самым предсказывать содержание ванадия в любой вновь пробуренной скважине. Величину допускаемой при этом погрешности δ можно оценить, если по данным табл. 23 найти отклонения фактических содержаний от среднего по каждому слою (табл. 24).

Среднее квадратическое значение отклонений, вычисленное по данным табл. 24, равно

$$\sigma_{\delta} = \sqrt{\frac{1}{n} \sum \delta^2} = 0,037$$

или 14% измеряемой величины.

ТАБЛИЦА 23

Содержание ванадия в железных рудах, %

Номер пачки	Скв. 1	Скв. 2	Скв. 3	Скв. 4	Скв. 5	Среднее
1	0,35	0,38	0,43	0,29	0,40	0,37
2	0,28	0,35	0,41	0,30	0,31	0,33
3	0,25	0,28	0,23	0,27	0,30	0,27
4	0,26	0,16	0,25	0,18	0,15	0,20
5	0,15	0,10	0,16	0,10	0,09	0,12
6	0,05	0,02	0,06	0,03	0,02	0,04

ТАБЛИЦА 24

Отклонение фактических содержаний от среднего, %

Номер пачки	Скв. 1	Скв. 2	Скв. 3	Скв. 4	Скв. 5
1	-0,02	0,01	0,06	-0,08	0,03
2	-0,05	0,02	0,08	-0,03	-0,02
3	-0,02	0,01	-0,04	0	0,03
4	0,06	-0,04	0,05	-0,02	-0,05
5	0,03	-0,02	0,04	-0,02	-0,03
6	0,01	-0,02	0,02	-0,01	-0,02

Приведенные примеры показывают, что пространственные закономерности распределения компонентов на скарново-магнетитовых месторождениях не могут заменить химического опробования, но все же могут быть полезны для ориентировочной оценки качества руд.

Гораздо большее значение имеют корреляционные зависимости между содержаниями компонентов, в первую очередь кобальта и меди от железа и серы. Подобные зависимости можно изображать графически (рис. 24) или в виде формул. Наиболее часто приходится пользоваться уравнением простой линейной корреляционной зависимости

$$C_{\text{расч}} = C_{1\text{ ср}} + r \frac{\sigma_1}{\sigma_2} (C_2 - C_{2\text{ ср}}), \quad (2)$$

реже уравнением множественной линейной корреляционной зависимости

$$C_{\text{расч}} = C_{1\text{ ср}} + R_{12} \frac{\sigma_1}{\sigma_2} (C_2 - C_{2\text{ ср}}) + R_{13} \frac{\sigma_1}{\sigma_3} (C_3 - C_{3\text{ ср}}),$$

где $C_{1\text{ ср}}$, $C_{2\text{ ср}}$, $C_{3\text{ ср}}$ — средние содержания компонентов; σ_1 , σ_2 , σ_3 — их средние квадратические отклонения; r — коэффициент

корреляции; R_{12} и R_{13} — коэффициенты множественной корреляции, выражаемые через коэффициенты корреляции r_{12} , r_{13} , r_{23} : $R_{12} = (r_{12} - r_{13}r_{23})/(1 - r_{23}^2)$, $R_{13} = (r_{13} - r_{12}r_{23})/(1 - r_{23}^2)$.

Зависимости между содержаниями главных и попутных компонентов выражаются вначале графически (см. рис. 21), а потом

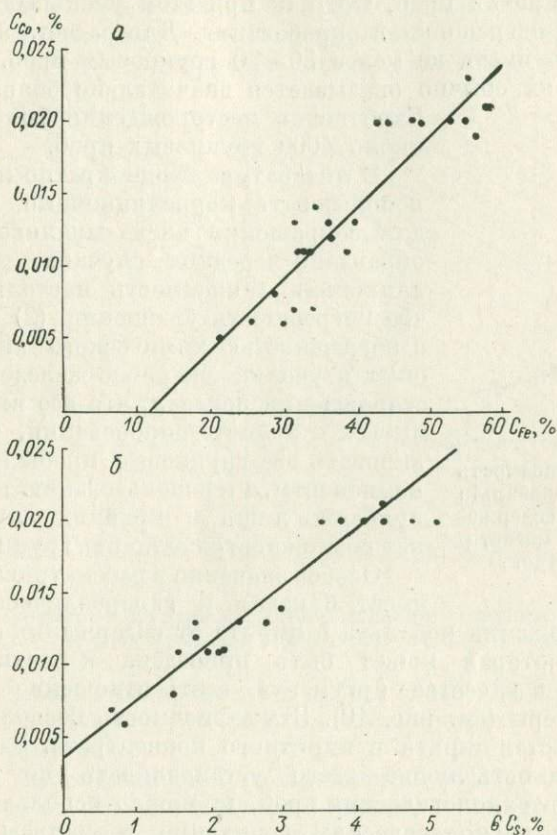


Рис. 21. Зависимость содержания кобальта в руде от содержания железа (а) и серы (б).

в виде уравнений. Вычисления можно производить различными способами. Можно сгруппировать пробы по классам содержания главного компонента и в каждом классе определить среднее содержание попутного компонента. Полученная зависимость на графике изобразится ломаной линией. Можно также рассчитать уравнение линейной корреляционной зависимости по приведенным выше формулам.

Проблематичным является вопрос, как следует рассчитывать корреляционные зависимости: по отдельным групповым пробам или по пробам, сгруппированным в классы. Нетрудно убедиться,

что группировка проб по содержанию главных компонентов сильно влияет на средние квадратические отклонения и коэффициенты корреляции [91]. При укрупнении проб средние квадратические отклонения убывают, а коэффициенты корреляции приближаются к единице. По-видимому, следует предпочесть вариант предварительной группировки проб, так как при этом уменьшается влияние случайных погрешностей опробования. Для расчета зависимостей необходимо иметь не менее 30—50 групповых проб. В действительности их обычно оказывается значительно больше. Так, на Сарбайском месторождении было составлено около 4000 групповых проб.

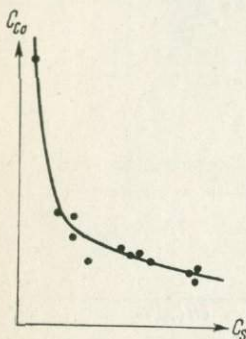


Рис. 22. Зависимость содержания кобальта в пирите от содержания серы в магнетитовой руде.

В литературе неоднократно предлагалось использовать корреляционные зависимости для сокращения числа анализов [96]. Это оправдано в редких случаях, когда корреляционная зависимость настолько тесная, что погрешность уравнения (2) сопоставима с погрешностью химического анализа. Наш опыт изучения скарно-железорудных месторождений показал, что все же надо стремиться к полноте опробования, т. е. анализировать все групповые пробы на попутные компоненты, а к использованию зависимостей прибегать лишь в крайних случаях, когда нет возможности составить групповые пробы.

Особое значение в рассматриваемых рудах имеет близкая к гиперболической зависимость содержания кобальта в пирите от содержания серы в руде (рис. 22), которая может быть приведена к почти линейному виду, если в качестве аргумента взять отношение содержаний железа и серы (см. рис. 10). Эта зависимость позволяет прогнозировать состав пирита и пиритного концентрата. Рассматриваемую зависимость лучше всего устанавливать по результатам минералого-технологических проб, но можно использовать также результаты технологических испытаний и анализы мономинеральных проб пирита, сопряженных с определением содержаний железа и серы в руде. Обычно, чем крупнее пробы, тем отчетливее проявлена эта зависимость.

Пример 4. На рис. 21 показаны графики зависимости содержания кобальта от содержаний железа и серы, построенные по данным табл. 15. Из рисунков видно, что в обоих случаях зависимости между содержаниями сильные. Они могут быть выражены формулами

$$C_{Co} = 0,000498C_{Fe} - 0,0058 \pm 0,0023;$$

$$C_{Co} = 0,00398C_S + 0,0036 \pm 0,0028.$$

Лучше составить уравнение множественной корреляции

$$C_{Co} = 0,000324C_{Fe} + 0,00192C_S - 0,0039 \pm 0,0017.$$

Погрешность уравнения сопоставима с погрешностью химического анализа, равной 0,0026 (см. табл. 12), следовательно, уравнение можно применять для определения содержания кобальта в руде. Для удобства работы полезно построить номограмму (рис. 23). Содержание кобальта на номограмме находится на пересечении содержаний железа и серы.

Возможно использование для прогноза содержаний попутных компонентов всех видов закономерностей: качественных, пространственных и взаимосвязей между компонентами. Пример

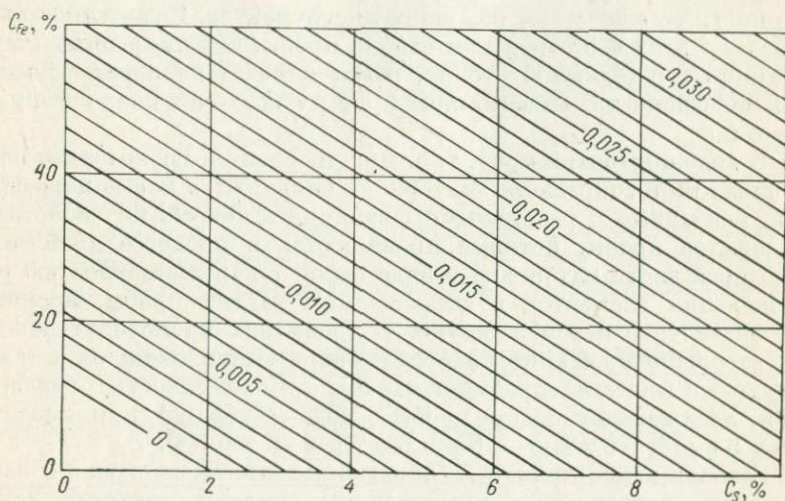


Рис. 23. Пример номограммы для определения содержания кобальта в руде по известному содержанию железа и серы.

такого использования приведен в работе Н. В. Иванова, Г. С. Поротова, А. Г. Ларионова [38], где одновременно учитывалось до шести факторов.

Знание закономерностей распределения компонентов в рудах и рудных телах позволяет прогнозировать состав руды в различных участках месторождения с той или иной степенью точности и может иметь многочисленные практические приложения в ходе разведки и эксплуатации месторождения.

§ 11

КОНТРОЛЬ ОПРОБОВАНИЯ

В процессе опробования комплексных магнетитовых руд необходимо контролировать содержание главных компонентов в рядовых пробах, содержание попутных компонентов в групповых пробах, извлекаемое содержание компонентов (попутных, но можно и главных) в конечных продуктах обогащения. Контроль нужен только для тех компонентов, запасы которых учитываются.

Процесс опробования состоит из трех операций: взятие, обработка и испытание (анализ) пробы. При взятии пробы на содержание компонентов сказывается природная неравномерность распределения минералов в руде. Две рядом расположенные и совершенно одинаковые по размерам пробы даже при идеальном тождестве их отбора, обработки и анализа будут иметь разное содержание компонентов из-за природной изменчивости состава руд. При отборе проб возникают искажения состава руд из-за избирательного разрушения или истирания минералов пробы, засоренности ее веществом режущих инструментов. Совокупное влияние всех этих факторов при отборе пробы, как природных, так и связанных с техникой отбора, обуславливает появление суммарной погрешности, называемой погрешностью взятия пробы.

В ходе обработки проб, т. е. при дроблении, грохочении, перемешивании и сокращении материала появляются новые погрешности, связанные с различными физико-механическими свойствами минералов пробы, которые проявляются в процессе дробления, с потерей части материала в виде пыли, с неравномерностью распределения элементов в сокращаемых частях пробы, несмотря на тщательное перемешивание. В дробилках происходит некоторое засорение проб за счет износа рабочих частей дробилок, а также остатками вещества предыдущих проб. Совокупность погрешностей, искажающих состав пробы в ходе ее обработки, называется погрешностью обработки пробы.

Готовая измельченная и сокращенная проба, поступающая в лабораторию, подвергается химическому анализу, который также имеет свою погрешность, зависящую от методики, состояния эталонов и личных качеств аналитика, называемую погрешностью химического анализа.

Сумма погрешностей взятия пробы $\delta_{вз}$, обработки пробы $\delta_{обр}$ и химического анализа $\delta_{хим}$ составляет погрешность химического опробования

$$\delta_{опр} = \delta_{ва} + \delta_{обр} + \delta_{хим}. \quad (3)$$

Рассмотренные погрешности носят случайный характер, потому что обусловлены множеством разнообразных случайных причин, но иногда могут содержать и систематическую составляющую. Выявление величин случайных и систематических погрешностей производят путем организации контроля. Можно контролировать погрешность как опробования в целом, так и отдельных операций. Наиболее распространена практика контроля химического анализа, т. е. одной из частей общей погрешности опробования. Гораздо реже контролируется суммарная погрешность.

Случайные погрешности химического анализа на главные и попутные компоненты выявляют путем проведения внутреннего контроля анализов. Для этого в каждой партии рядовых и групп

повых проб направляют на анализ зашифрованные пробы в количестве 5—10%, но не менее 20 проб.

Результаты внутреннего контроля анализов позволяют выявить среднюю квадратическую случайную погрешность анализов по формуле

$$\sigma_{\text{хим}} = \sqrt{\sum (C_{\text{осн}} - C_{\text{кон}})^2 / 2n}, \quad (4)$$

где $C_{\text{осн}}$ — содержание компонента в основных пробах; $C_{\text{кон}}$ — в контрольных пробах; n — число контрольных анализов.

Разделив среднюю квадратическую погрешность на среднее содержание компонента по основным и контрольным пробам, получим относительную случайную погрешность анализа, %:

$$\tau_{\text{хим}} = [2\sigma_{\text{хим}} / (C_{\text{осн. ср}} + C_{\text{кон. ср}})] \cdot 100, \quad (5)$$

где $C_{\text{осн. ср}}$ — среднее содержание по основным пробам; $C_{\text{кон. ср}}$ — по контрольным пробам.

Относительные случайные погрешности химического анализа лимитированы инструкцией ГКЗ [41] и другими документами (табл. 25). Если погрешность превышает допустимое значение,

ТАБЛИЦА 25

Допустимая случайная погрешность химических анализов, %

Компоненты	Пределы содержания	Относительная погрешность	Компоненты	Пределы содержания	Относительная погрешность
Железо	>30	3	Цинк *	0,1—0,5	10—5
	10—30	6—3		0,01—0,1	25—10
Закись железа	>5	4	Свинец *	0,01—0,1	25—10
	1—2	5		0,005—0,01	50—25
Сера	0,05—1	10—5	Кобальт *	0,1—0,5	20—5
	$>0,3$	7		0,02—0,1	30—20
Фосфор	0,03—0,3	15—7	Галлий и германий **	0,005—0,02	50—30
	30	3		0,0005—0,001	35—30
Кремнезем	9—30	8—3	Селен и теллур **	0,001—0,002	25—30
	5—25	10—5		$<0,0005$	35
Известь	1—5	20—10	Кадмий и висмут **	0,005—0,01	30—25
	>5	10		0,002—0,005	35—30
Магnezия	1—5	20—10	Двуокись титана	$<0,002$	35
	0,1—2	20—5		0,1—0,2	20—15
Пятиокись ванадия	0,5—1	20—7	Медь *	0,05—0,1	25—20
	0,05—0,5	30—10		0,02—0,05	30—25
Медь *	0,01—0,1	25—10		0,005—0,02	35—30
	0,003—0,01	50—25		$<0,005$	35

* Инструкция Министерства геологии СССР от 10/III 1960 г.

** Временные требования к подсчету запасов попутных полезных ископаемых и компонентов [19].

то все основные анализы должны быть переделаны. Это особенно важно для главных компонентов: железа, серы и фосфора, так как большая погрешность в их определении искажает контуры рудных тел и промышленных сортов руд.

На практике точность анализа на важнейшие компоненты (кроме кобальта) достаточна. Опыт внутреннего контроля анализов на кобальт показывает, что погрешность его определения составляет 0,002—0,003%, а желательно иметь около 0,0005—0,001%. Сейчас в практику работы лабораторий внедряются ядерно-физические методы анализа, которые могут дать чувствительность определения кобальта 0,0001% [67].

Случайные погрешности опробования можно выявить путем взятия контрольных проб, аналогичных основным пробам. При разведке колонковым бурением контрольной пробой является половинка или четвертинка керна. При разведке горными выработками контрольная проба — это контрольная борозда, взятая рядом с основной и имеющая ту же длину и сечение. Число контрольных проб должно быть не менее 20. Контрольные пробы обрабатываются и анализируются по той же методике, что и основные. Результаты контроля позволяют выявить среднеквадратичную случайную погрешность опробования $\sigma_{\text{опр}}$ по формуле (4), а также относительную случайную погрешность опробования $\tau_{\text{опр}}$ по формуле (5). Случайные погрешности опробования, к сожалению, не регламентированы инструкциями ГКЗ, поэтому их обычно не изучают.

Случайные погрешности опробования $\sigma_{\text{опр}}$ связаны с другими погрешностями соотношением $\sigma_{\text{опр}}^2 = \sigma_{\text{вз}}^2 + \sigma_{\text{обр}}^2 + \sigma_{\text{хим}}^2$, что вытекает из формулы (3) и теоремы сложения дисперсий случайных величин. Здесь $\sigma_{\text{вз}}$ — случайная погрешность взятия, $\sigma_{\text{обр}}$ — обработки пробы.

Эксперименты, выполненные нами, показали, что для компонентов с высокими содержаниями (железо, сера) случайная погрешность опробования в 2—3 раза больше случайной погрешности химического анализа (см. табл. 12), т. е. она обусловлена главным образом погрешностью взятия (природной изменчивостью содержаний) проб. Для компонентов с низкими содержаниями (ванадий, медь, цинк, кобальт) погрешность опробования практически полностью обусловлена погрешностью химического анализа. В табл. 26 приведен пример вычисления средней квадратической случайной погрешности химического анализа на медь.

При большом числе контрольных проб случайные расхождения между основными и контрольными анализами (предпоследняя графа табл. 26) целесообразно изображать в виде гистограммы (рис. 24), которая дает наглядное представление о величине погрешностей. Надо только учитывать, что среднеквадратичные случайные погрешности согласно формуле (4) в $\sqrt{2} = 1,41$ раза меньше средних квадратических случайных расхождений (отклонений).

ТАБЛИЦА 26

Пример вычисления случайной погрешности анализа, %

Номера порядковые	Содержание меди		Отклонения	Квадраты отклонений
	Основные пробы	Контрольные пробы		
1	0,04	0,03	0,01	0,0001
2	0,05	0,05	0	0
3	0,02	0,02	0	0
4	0,02	0	0,02	0,0004
5	0,04	0,03	0,01	0,0001
6	0,08	0,08	0	0
7	0,03	0,05	-0,02	0,0004
8	0,02	0,02	0	0
9	0,03	0,03	0	0
10	0,04	0,03	0,01	0,0001
11	0,05	0,05	0	0
12	0,01	0,04	-0,03	0,0009
13	0,04	0,03	0,01	0,0001
14	0,02	0,04	-0,02	0,0004
15	0,04	0,04	0	0
Итого . . .	0,53	0,54	—	0,0025

$$C_{\text{осн. ср}} = \frac{0,53}{15} = 0,035; \quad C_{\text{кон. ср}} = \frac{0,54}{15} = 0,036;$$

$$\sigma_{\text{хим}} = \sqrt{\frac{0,0025}{30}} = 0,0091; \quad \tau_{\text{хим}} = \frac{2 \cdot 0,0091}{0,035 + 0,036} 100 = 25,6.$$

Из табл. 25 следует, что при оценке погрешности анализа нужно группировать пробы по классам содержания, так как для каждого класса имеются свои допустимые погрешности. Однако большинство содержаний обычно попадает в один класс и можно пренебречь небольшой частью проб других классов.

Надо отметить, что в литературе почти не обобщается опыт контроля опробования, хотя контроль химического анализа проводится на всех месторождениях. Нами обобщены результаты внутреннего контроля анализов по ряду изученных месторождений Тургайского прогиба и определены средние квадратические случайные погрешности химического анализа за 1953—1965 гг. (табл. 27). Относительные погрешности анализа для железа составляют на уровне 1%, серы 3%, фосфора 5%, меди, цинка и ванадия 25%, свинца 50%.

Систематические погрешности химического анализа выявляют путем организации внешнего контроля. От каждой партии основных анализов нужно направить в другую лабораторию не менее 20—30 зашифрованных проб на главные компоненты и не менее 30—50 проб на попутные компоненты, которые характеризуются

низким содержанием и большой вероятностью появления систематической ошибки анализа.

Опыт внешнего контроля свидетельствует о том, что систематические погрешности на главные компоненты (железо, серу и

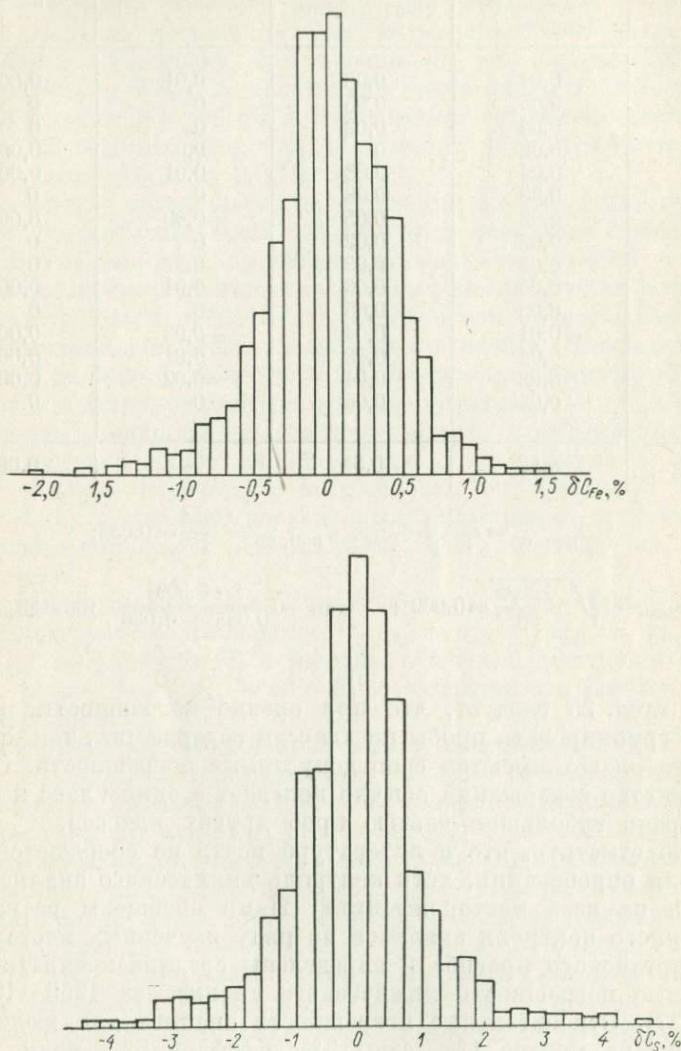


Рис. 24. Гистограммы отклонений содержаний компонентов в основных и контрольных пробах.

фосфор) практически отсутствуют, но при определении попутных компонентов они появляются довольно часто. Особенно существенные систематические погрешности характерны для анализа ко-

Средняя квадратическая случайная погрешность химического анализа

Компоненты	Число проб	Погрешность, %	Компоненты	Число проб	Погрешность, %
Fe	1332	0,30	Cu	368	0,011
S	1009	0,081	Zn	426	0,015
P	1035	0,018	Pb	154	0,009
Co	288	0,0030	V	185	0,017

бальта, потому что железо, содержание которого на два — три порядка выше, сильно мешает его определению. Поэтому внешнему контролю на кобальт должно быть уделено наибольшее внимание, тем более что кобальт — один из важнейших попутных компонентов в комплексных магнетитовых рудах.

При обработке данных внешнего контроля возникают две проблемы: как определить наличие систематической погрешности и как учесть ее влияние. Единой точки зрения на эти проблемы нет. Можно рекомендовать такой порядок обработки результатов внешнего контроля. Вначале полезно изучить наличие систематической ошибки графическим способом (рис. 25). Если систематической ошибки нет, то облако точек на графике группируется около биссектрисы угла xoy . При наличии систематической ошибки облако точек смещается от биссектрисы в ту или иную сторону. Графический способ весьма чувствителен. Если на графике систематическая ошибка не обнаружена, то ее нельзя выявить и аналитически с помощью формул.

Из аналитических способов следует отметить наиболее распространенный способ Н. В. Барышева [6], который заключается в вычислении критерия t

$$t = \frac{|C_{\text{осн. ср}} - C_{\text{кон. ср}}|}{\sigma};$$

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sigma_{\text{осн}}^2 + \sigma_{\text{кон}}^2 - 2r\sigma_{\text{осн}}\sigma_{\text{кон}}}{n}},$$

где $C_{\text{осн. ср}}$ и $C_{\text{кон. ср}}$ — средние содержания по основным и контрольным анализам; $\sigma_{\text{осн}}^2$ и $\sigma_{\text{кон}}^2$ — дисперсии содержаний; r — коэффициент корреляции; n — число контрольных проб.

Если критерий $t > 3$, то систематическая ошибка налицо, если меньше, то она маловероятна. Этот способ в большинстве

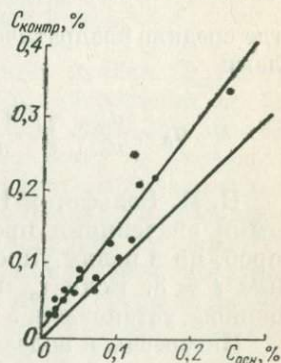


Рис. 25. Графическое изображение результатов внешнего контроля анализов.

случаев дает удовлетворительные результаты за исключением так называемой «перекрестной» систематической ошибки, когда средние содержания совпадают, но крайние содержания завышены или занижены, что, кстати, бывает видно на графике.

В. М. Бельфор и Б. Я. Юфа [7] предложили более надежный, но и более сложный способ выявления систематической ошибки. Если рассчитать уравнение зависимости контрольных анализов от основных $C_{\text{кон}} = aC_{\text{осн}} + b$, то при отсутствии систематической ошибки в уравнении коэффициент a должен быть близок к единице, а коэффициент b — к нулю. Степень близости коэффициентов проверяется с помощью того же критерия t :

$$t_a = \frac{|a-1|}{\sigma_a}; \quad t_b = \frac{|b|}{\sigma_b},$$

где средние квадратические отклонения σ_a и σ_b выражаются формулами

$$\sigma_a = \frac{\sigma_{\text{кон}}}{\sigma_{\text{осн}}} \sqrt{\frac{1-r^2}{n-2}}; \quad \sigma_b = \sigma_a \sqrt{\sigma_{\text{осн}}^2 + (C_{\text{осн. ср}})^2}.$$

В. М. Бельфор и Б. Я. Юфа предлагают пользоваться табличными значениями предельных значений t , зависящих от числа проб, но в целях упрощения можно принимать предельное значение $t = 3$. Если t_a или t_b будут больше трех, систематическая ошибка установлена.

Интересны и полезны косвенные способы контроля химических анализов, особенно на сопутные компоненты. Можно выделить три способа.

1. Химические анализы одной партии могут контролироваться содержаниями, рассчитанными по корреляционным зависимостям анализов других партий, например с помощью номограммы (см. рис. 23).

2. Зная среднее содержание главных минералов и их средний состав, можно определить содержание компонента в руде (см. табл. 11) и сравнить его с данными химического анализа. Так как содержание компонента в некоторых минералах намного выше, чем в руде, то оно определяется с большой надежностью, и содержание в руде, рассчитанное по балансу распределения, обычно достовернее, чем вычисленное путем анализа руды.

3. По этой же причине надежно устанавливается содержание компонентов в технологических пробах, где также рассчитывается баланс их распределения. Поэтому каждая технологическая проба служит хорошим контролем соответствующих ей групповых проб.

При обнаружении систематической ошибки прежде всего следует принять меры к устранению ее причин. Надо поставить

в известность лабораторию о наличии систематических отклонений. В некоторых случаях приходится прибегать к подтверждению систематических погрешностей арбитражным анализом в специализированных лабораториях.

Систематическая погрешность может быть устранена введением поправок к основным анализам. Часто рассчитывают поправочный коэффициент $a = C_{\text{кон. ср}}/C_{\text{осн. ср}}$, равный отношению средних содержаний по контрольным и основным анализам. Для введения поправки содержания в основных пробах умножают на поправочный коэффициент, т. е. $C_{\text{кон}} = aC_{\text{осн}}$.

Более совершенный способ введения поправок состоит в применении неоднократно упоминавшегося уравнения регрессии

$$C_{\text{кон}} = C_{\text{кон. ср}} + r(\sigma_{\text{кон}}/\sigma_{\text{осн}})(C_{\text{осн}} - C_{\text{осн. ср}}),$$

с помощью которого содержания в основных пробах $C_{\text{осн}}$ могут быть пересчитаны на уровень содержаний в контрольных пробах $C_{\text{кон}}$. Уравнение изображено на графике (см. рис. 25), поэтому можно вводить поправку и по графику. Поправку на систематическую ошибку для главных компонентов нужно учитывать только применительно к средним содержаниям в блоках; в противном случае поправка будет сказываться на контурах рудных тел и промышленных сортов руд. Для попутных компонентов неважно, как вводить поправку: к отдельным пробам или к средним по блокам, но для изучения закономерностей распределения попутных компонентов предпочтительнее первый вариант.

В табл. 28 и на рис. 25 показан пример обработки данных внешнего контроля анализов на цинк. Для удобства вычислений содержание цинка выражено в сотых долях процента, что позволило вести расчеты с целыми числами. Такая вычислительная тонкость полезна при обработке большинства статистических расчетов. Из-за того, что среднее содержание компонента чрезмерно округлено, в конечные результаты вычислений надо ввести поправки, находящиеся в четвертом и пятом столбцах таблицы. С учетом поправок находим среднее содержание в основных пробах $C_{\text{осн. ср}} = (7 - 0,2) \times 0,01 = 0,068$ и в контрольных пробах $C_{\text{кон. ср}} = (10 + 0,2) 0,01 = 0,102$; дисперсию содержаний основных проб $\sigma_{\text{осн}}^2 = (34,38 - 0,2^2) 0,01^2 = 0,003434$, и контрольных проб $\sigma_{\text{кон}}^2 = (68,90 - 0,2^2) 0,01^2 = 0,006885$; средние квадратические отклонения $\sigma_{\text{осн}} = \sqrt{0,003434} = 0,05860$ и $\sigma_{\text{кон}} = \sqrt{0,006885} = 0,08297$; корреляционный момент $M = (46,62 + 0,02 \cdot 0,02) 0,01^2 = 0,004666$; коэффициент корреляции $r = 0,004666 / (0,05860 \cdot 0,08297) = 0,9597$.

Нужно обратить внимание на то, что вычисления проведены с четырьмя значащими цифрами. Это имеет значение потому, что коэффициент корреляции между основными и контрольными содержаниями обычно весьма близок к единице, и малая точность его вычисления повлечет за собой большую погрешность в определении критерия t . Далее получаем

$$\sigma = \sqrt{\frac{0,003434 + 0,006885 - 2 \cdot 0,9597 \cdot 0,05860 \cdot 0,08297}{21}} = 0,00685;$$

$$t = \frac{|0,068 - 0,102|}{0,00685} = 4,96.$$

ТАБЛИЦА 28

Пример изучения систематической погрешности

Номера проб	Содержание Zn, 10 ⁻² %		Отклонения		Квадраты отклонений		Произведение отклонений $\frac{\Delta C_{\text{осн}} \times \Delta C_{\text{кон}}}{\Delta C_{\text{кон}}}$
	Основные пробы	Контрольные пробы	$\Delta C_{\text{осн}}$	$\Delta C_{\text{кон}}$	$(\Delta C_{\text{осн}})^2$	$(\Delta C_{\text{кон}})^2$	
1	7	8	0	-2	0	4	0
2	3	5	-4	-5	16	25	20
3	2	4	-5	-6	25	36	30
4	3	6	-4	-4	16	16	16
5	5	9	-2	-1	4	1	2
6	25	34	18	24	324	576	432
7	9	13	2	3	4	9	6
8	12	25	5	15	25	225	75
9	13	21	6	11	36	121	66
10	15	22	8	12	64	144	96
11	2	3	-5	-7	25	49	35
12	5	8	-2	-2	4	4	4
13	4	6	-3	-4	9	16	12
14	7	7	0	-3	0	9	0
15	10	11	3	1	9	1	3
16	12	14	5	4	25	16	20
17	2	3	-5	-7	25	49	35
18	2	5	-5	-5	25	25	25
19	2	4	-5	-6	25	36	30
20	1	3	-6	-7	36	49	42
21	2	4	-5	-6	25	36	30
Итого...	143	215	-4	5	722	1447	979
Среднее...	7	10	-0,2	0,2	34,38	68,90	46,62

Следовательно, систематическая ошибка установлена. Уравнение регрессии имеет вид

$$C_{\text{кон}} = 0,102 + 0,9597 (0,08297/0,0586) (C_{\text{осн}} - 0,068)$$

или после раскрытия скобок

$$C_{\text{кон}} = 1,36C_{\text{осн}} + 0,01.$$

Полученное уравнение показывает, что содержания цинка в основных пробах нужно умножить на 1,36 и увеличить еще на 0,01%. Это и есть уравнение поправок.

Можно применить способ В. М. Бельфора и Б. Я. Юфы, тогда найдем

$$\sigma_a = \frac{0,08297}{0,0586} \sqrt{\frac{1 - 0,9597^2}{21 - 2}} = 0,0913;$$

$$\sigma_b = 0,0913 \sqrt{0,003434 + 0,068^2} = 0,00819;$$

$$t_a = \frac{|1,36 - 1|}{0,0913} = 3,94; \quad t_b = \frac{0,01}{0,00819} = 1,22.$$

Поскольку критерий $t_a > 3$, систематическая ошибка есть.

При химическом анализе наиболее существенные систематические ошибки характерны для кобальта. Так, на одном из месторождений основные анализы на кобальт производились в трех лабораториях, контрольные — в трех других лабораториях. Расхождения между данными разных лабораторий оказались настолько велики — максимум в два раза (рис. 26), что пришлось прибегнуть к арбитражному анализу. В результате к данным каждой лаборатории пришлось вводить свои поправки. Кроме того, содержание кобальта было проверено различными косвенными методами контроля.

Особым вопросом является контроль извлекаемых содержаний компонентов, позволяющий считать извлекаемые запасы и одновременно контролировать содержание компонентов в продуктах обогащения. Поскольку наиболее важные попутные компоненты комплексных магнетитовых руд сосредоточены в основном в коллективном сульфидном концентрате, контролировать надо именно его состав.

Контроль состава сульфидного концентрата можно делать по крайней мере тремя способами. Наиболее надежен и всегда применим контроль с помощью технологических проб. Состав коллективного сульфидного концентрата из-за высоких содержаний в нем кобальта, меди, цинка и свинца устанавливается достоверно. Произведение выхода концентрата на его состав дает извлекаемое содержание компонентов, которое служит контрольным по отношению к извлекаемым содержаниям, рассчитанным по зависимостям показателей обогащения от состава руды (см. рис. 16, 17). По существу, результаты обогащения технологических проб контролируют достоверность определения упомянутых зависимостей.

Кроме того, содержание кобальта в сульфидном концентрате, а следовательно, и извлекаемое его содержание, контролируется с помощью мономинеральных проб, главным образом пирита. Зная химический состав концентрата, можно рассчитать его минеральный состав (см. табл. 6). Определив средний состав минералов по мономинеральным пробам, можно найти содержание кобальта в концентрате приемом, показанным в табл. 11.

Еще один путь контроля кобальта в концентрате, сложенном преимущественно пиритом, основан на закономерной зависимости

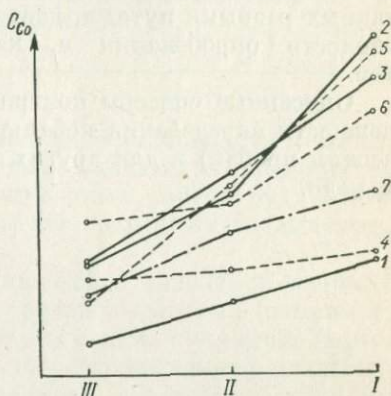


Рис. 26. Систематические погрешности при определении содержания кобальта в магнетитовых рудах несколькими лабораториями: 1—3 — основными, 4—6 — контрольными, 7 — арбитражной.

Сорта руд: I — богатые; II — рядовые; III — бедные.

состава пирита от содержания железа и серы в руде (см. рис. 10, 22).

Из сказанного видно, что эти способы независимо друг от друга позволяют оценить состав коллективного сульфидного концентрата, а поскольку его выход известен (см. рис. 15), то произведение состава на выход дает несколько вариантов контрольных извлекаемых содержаний.

Рассмотренные способы контроля применимы к подсчетным блокам, а также к месторождению в целом. Хорошее совпадение извлекаемых содержаний кобальта и других компонентов, подсчитанных разными путями, дает основание судить о высокой достоверности опробования и, как следствие, запасов компонентов.

Описанные способы контроля применялись для проверки надежности определения кобальта, а первый способ (по технологическим пробам) и для других компонентов, в основном для серы и меди.

ГЛАВА III
ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ
КОМПЛЕКСНЫХ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

§ 1
ОСОБЕННОСТИ ОКОНТУРИВАНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ
МАГНЕТИТОВЫХ РУД

Для подсчета запасов комплексных магнетитовых руд и заключенных в них компонентов необходимо выполнить операции по оконтуриванию рудных тел, промышленных сортов руд и комплексных магнетитовых руд. Первые две операции общеизвестны, третья содержит ряд особенностей.

Оконтуривание рудных тел начинается с выделения опорных точек по отдельным пересечениям рудных залежей (например, по геологическим колонкам скважин) на основе кондиций: бортового содержания железа, минимальной промышленной мощности рудных тел и допустимой максимальной мощности безрудных участков. Часто ориентировка разведочной выработки не совпадает с ориентировкой истинной мощности; тогда нужно для каждой выработки пересчитывать допустимую длину рудного интервала или безрудного прослоя по формуле

$$l = \frac{m}{\cos \alpha \cdot \cos \beta - \sin \alpha \cdot \sin \beta \cdot \cos \varphi},$$

где m — кондиционная мощность; β — угол падения рудной залежи; α — угол отклонения разведочной выработки от вертикали; φ — разность между азимутами наклона выработки и падения рудной залежи. Если разведочная выработка вертикальна, то формула приобретает вид $l = m/\cos \beta$.

В большинстве случаев рудные залежи имеют сложное строение и состоят из различных промышленных сортов руд. Обычно выделяют руды, пригодные для плавки (мартеновские и доменные), требующие агломерации и требующие обогащения.

При выделении промышленных сортов руд учитывают кондиции по составу руды (железа, серы, фосфора, редко цинка и других компонентов), по минимальной мощности, которая может обеспечить селективную добычу, и природные типы руд. Учет типов руд особенно важен в случае их обогащения. Главное, с чем приходится считаться — это форма нахождения серы в руде (в виде пирита, пирротина или ангидрита). Пирротин при магнитной

сепарации попадает в магнитный концентрат, резко ухудшая его качество. С пирротином теряется часть попутных компонентов. Ангидрит уходит в хвосты флотации, унося часть серы.

Выделение опорных точек на границах промышленных сортов руд аналогично установлению границ рудной залежи. В тех случаях, когда границы четкие, это не вызывает затруднений. Сложнее бывает, когда наблюдается частое чередование различных сортов руд или безрудных участков, а также постепенный переход от одного сорта к другому или к вмещающим породам. Здесь опорные точки устанавливаются путем последовательных расчетов различных вариантов объединения сортов руд и вмещающих пород, используя данные опробования. При этом стараются в первую очередь сохранить максимальное количество наиболее высокосортных руд. Нередко бывает, что при вынужденном объединении различных по составу руд, а иногда и оруденелых пород, некоторые сорта исчезают совсем.

По опорным точкам промышленных сортов руд проводят их контуры вначале в двухмерном пространстве (на геологических разрезах), а потом в трехмерном (выделяют геологические блоки сортов руд). Полученные материалы служат основой подсчета запасов магнетитовых руд. Оконтуривание комплексных магнетитовых руд основано на следующих соображениях. Ведущий компонент, обуславливающий комплексный характер руд — кобальт (иногда может быть медь, редко цинк), который извлекается металлургическим путем из сульфидного (piritного) концентрата. Для обеспечения рентабельности металлургического передела содержание кобальта в концентрате должно быть выше некоторого предела. Поэтому важнейшим критерием, определяющим рентабельность комплексного использования руд, является содержание кобальта в пиритном концентрате.

Выше было показано, что содержание кобальта в сульфидном концентрате может быть рассчитано на основе зависимостей показателей обогащения от состава руды с помощью формул или номограммы (см. рис. 18), из которой видно, что для определения состава концентрата достаточно знать содержание серы и кобальта в руде. Ограничив содержание кобальта в концентрате, мы тем самым устанавливаем определенные соотношения между серой и кобальтом в руде. Каждому содержанию кобальта в руде будет отвечать свое максимально допустимое содержание серы.

Кроме содержания кобальта в сульфидном концентрате на экономику комплексного использования руд влияет содержание кобальта в руде, которое должно оправдывать затраты на его извлечение. Возможен случай, когда содержание кобальта в сульфидном концентрате будет высоким, но количество кобальта будет так мало, что не оправдает затраты на его извлечение. Поэтому необходимо установить минимальное промышленное содержание кобальта в руде.

Таким образом, кондиционные показатели комплексных магнетитовых руд — это содержание кобальта и серы в руде (рис. 27). Область, отвечающая комплексным рудам, заштрихована. Нужно обратить внимание, что область ограничена содержанием серы снизу. Это такое содержание серы, при котором выход сульфидного концентрата равен нулю (см. рис. 15). Поскольку содержания кобальта и серы (а также железа) в руде взаимосвязаны (см. рис. 21), реальные составы руд расположены не во всей заштрихованной области (см. рис. 27), а лишь в некоторой ее части. Может оказаться

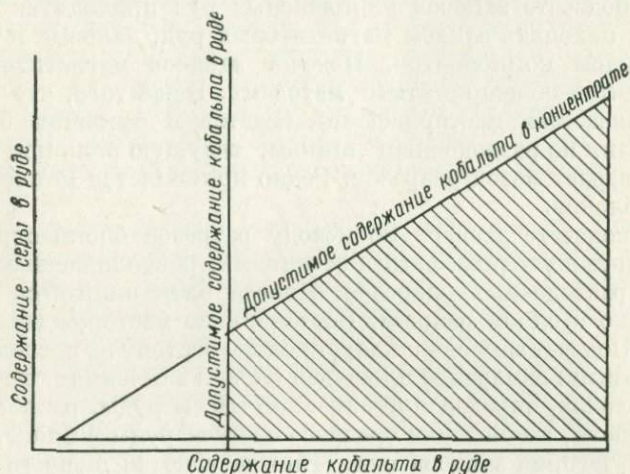


Рис. 27. Схема кондиций на комплексные магнетитовые руды, ограниченные заштрихованной областью.

так, что все составы руд будут располагаться в области кондиционных по кобальту сульфидных концентратов; тогда необходимость в этом кондиционном показателе отпадет, и останется только минимальное промышленное содержание кобальта в руде.

При оконтуривании комплексных магнетитовых руд приходится считаться с тем, что на рассматриваемых месторождениях селективно добываются промышленные сорта магнетитовых руд, причем все руды, требующие обогащения, поступают на одну обогатительную фабрику. Поэтому вопрос о селективной добыче комплексных и некомплексных руд связан с выяснением возможности раздельного их обогащения.

На оконтуривание комплексных руд влияет значительная случайная погрешность определения кобальта в руде, достигающая 20—30% измеряемой величины, а также статистический характер зависимости показателей обогащения от состава руды (зависимости хорошо выдержаны лишь при переработке больших количеств руды). Учитывая эти соображения, кондиционные показатели комплексных руд целесообразно применять к подсчетным блокам

магнетитовых руд, что и осуществляется на практике. Таким образом, оконтуривание комплексных руд сводится к определению, какие подсчетные блоки магнетитовых руд отвечают условиям на комплексные руды, т. е. имеют содержание кобальта выше минимально промышленного и содержание серы ниже допустимого.

§ 2

ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

При подсчете запасов комплексных руд приходится последовательно находить запасы магнетитовых руд, валовые и извлекаемые запасы компонентов. Подсчет запасов магнетитовых руд производится общепринятыми методами. Из-за того, что разведка рассматриваемых месторождений ведется в основном буровыми скважинами по разведочным линиям, ведущую роль при подсчете запасов играет метод разрезов. Редко применяется метод геологических блоков.

При подсчете запасов по методу разрезов блоки ограничены обычно двумя вертикальными сечениями, расположенными в плоскостях разведочных разрезов. Иногда блок опирается на сечение только в одном разрезе. Все блоки по месторождению нумеруются. Подсчет запасов в каждом блоке состоит из последовательных операций: измерение площадей блоков в сечениях, вычисление объема блоков, определение объемной массы руды, расчет запасов руды в блоке, вычисление среднего состава руды в блоке, установление категории запасов руд. Иногда удается оценить погрешность подсчета запасов.

Площади блоков в сечениях измеряют на геологических разрезах планиметром, палеткой или путем деления на простейшие геометрические фигуры, вычислением и суммированием их площадей.

Объем блоков определяется по различным формулам в зависимости от соотношения площадей в разрезах. Если площади блока в параллельных разрезах различаются не более чем на 40%, то объем блока находится по формуле призмы

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} L,$$

где V — объем, м³; S_1 и S_2 — площади блока в разрезах, м²; L — расстояние между сечениями, м.

Если площади отличаются более чем на 40%, то используется формула объема усеченной пирамиды

$$V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 S_2}}{3} L.$$

Если блок опирается на один разрез, то в зависимости от характера выклинивания рудного тела могут быть применены фор-

мулы объемов призмы $V = SL$, клина $V = SL/2$ или пирамиды $V = SL/3$, где L — расстояние от разреза до границы выклинивания рудного тела.

Существенным недостатком метода вертикальных сечений является то, что в одном блоке подсчитываются запасы, не дифференцированные по глубине, а для проектировщиков важно знать распределение запасов именно по глубине, так как отработка месторождений ведется сверху вниз. Нередко с глубиной существенно меняется состав руд и степень их изученности (категоризация запасов), что не находит достаточного отражения в рассматриваемом методе подсчета запасов. Выход из этого положения может быть достигнут либо дополнительным выделением блоков и подсчетом запасов в пределах каких-то принятых глубин, либо путем отказа от метода вертикальных разрезов и перехода к методу горизонтальных разрезов, т. е. погоризонтных планов, построенных по данным вертикальных разрезов с использованием двойной интерполяции.

При подсчете запасов методом горизонтальных разрезов месторождение целесообразно расчленять горизонтальными плоскостями на участки, кратные по высоте эксплуатационным этажам или уступам карьера. Запасы верхнего участка должны обеспечивать деятельность рудника в первые 5—10 лет. В нем следует выделить для подсчета запасов блоки, равные по высоте эксплуатационным этажам или уступам карьера. На более глубоких горизонтах высота подсчетных блоков должна обеспечивать эксплуатацию в течение 5—10 лет, на еще более глубоких горизонтах крупных и уникальных по запасам руд месторождений — до 15—20 лет.

Можно считать запасы одновременно двумя методами: вертикальных и горизонтальных разрезов. Первый метод будет основным, второй — контрольным. При вычислении объемов составляют формуляры (табл. 29).

ТАБЛИЦА 29
Формуляр вычисления объемов блоков

Номера блоков	Площадь, м ²		Расстояние между разрезами, м	Формула вычисления объема	Объем блока, тыс. м ³
	Первый разрез	Второй разрез			
1	5000	4000	100	Призма Клин	450
2	4000	—	100		200

Запасы руды Q в блоке вычисляют по формуле $Q = Vd$, где d — объемная масса руды, т/м³. При подсчете запасов часто используют среднее арифметическое значение объемной массы каждого промышленного сорта руды, что приводит к значительным погрешностям запасов руд в отдельных блоках. Этого можно

избежать, если пользоваться зависимостью объемной массы от содержания железа в руде (см. рис. 19). В объемную массу руд необходимо вводить поправку на их трещиноватость и кавернозность (для рассматриваемых месторождений она равна 0,95—0,99).

ТАБЛИЦА 30

Формуляр вычисления запасов руды в блоках

Номера блоков	Категория запасов	Сорт руды	Длина рудного интервала, м	Выход зерна, %	Объем руды, тыс. м ³	Объемная масса, т/м ³	Запасы руды, млн. т	Содержание компонентов, %				
								Fe	S	P	Co	Cu
1	B	D	740,3	84	450	3,8	1,71	53,5	0,20	0,05	0,005	0,040
2	C ₁	II	371,5	85	200	3,2	0,64	42,1	4,30	0,05	0,030	0,025

ТАБЛИЦА 31

Формуляр химических анализов рядовых проб

Номера порядковые	Номера проб	Номера разведочных линий	Номера скважин	Интервал опробования, м	Длина интервала, м	Выход зерна		Содержание, %			Химическая лаборатория	Год анализа
						м	%	Fe	S	P		
1	3316	44	99	454,9—458,2	3,3	3,0	90,9	56,09	2,31	0,37	ЦХЛ г. Кустанай	1955
2	3317	44	99	458,2—461,8	3,6	3,0	83,3	58,00	3,05	0,22		1955

ТАБ

Формуляр химических анали

Номера порядковые	Номера групповых проб	Номера скважин	Номера рядовых проб, вошедших в групповую пробу	Интервал опробования, м	Длина интервала, м	Содержание компонентов в рядовых пробах, %			Навеска, г	Содержание		
						Fe	S	P		Fe ₂ O ₃	FeO	Fe
1	36	12	1515	57,90—59,00	1,40	52,28	1,51	0,02	22,6	53,25	26,28	57,69
			1516	59,00—61,00	2,00	57,75	3,08	0,02	41,0			
			1517	61,00—63,20	2,20	58,24	2,26	0,02	45,2			
			1518	63,20—65,20	2,00	54,50	1,85	0,02	41,1			
2	37	12	1519	65,20—67,70	2,50	31,83	1,32	0,13	31,8	38,67	20,73	43,18
			1520	67,70—70,80	3,10	38,20	2,06	0,06	39,4			
			1521	70,80—73,80	3,00	48,02	3,57	0,04	38,1			
			1522	73,80—77,00	3,20	45,39	2,08	0,02	40,6			

При подсчете запасов руд и характеристике их качества составляется формуляр (табл. 30). Если в подсчетном блоке присутствует несколько сортов руды, то в таблице указывают сведения (в том числе и объем) по каждому сорту. Наряду с сортами руд в подсчет могут быть включены и вмещающие породы, если они вошли в контур сложного рудного тела или рудной зоны. Следует отметить, что расчет всех величин, входящих в табл. 30, нужно вести не более чем с тремя значащими цифрами. «Астрономические» числа, состоящие из 5—10 цифр, неоправданы и недопустимы. Они увеличивают объем вычислительных работ и вероятность появления погрешностей при расчетах и не соответствуют точности подсчета запасов, измеряемой в лучшем случае первыми процентами, т. е. верными бывают только одна-две цифры.

Средний состав руды в подсчетном блоке или в отдельных сортах руд внутри блока рассчитывается средневзвешенным способом на длину керна отдельных проб. Более правильно определять среднее содержание путем взвешивания содержания не только на мощность интервала, но и на объемную массу руды в интервале, что, к сожалению, не учитывается на практике.

Исходным материалом для расчета средних содержаний главных компонентов служат данные рядовых проб, а для попутных компонентов — данные групповых проб. Рядовые пробы записываются в журнал по форме, указанной в табл. 31, а групповые — по форме, приведенной в табл. 32.

По данным журналов рядовых и групповых проб с учетом кондиций составляется промежуточный журнал сортов руд (табл. 33), который в компактном виде содержит информацию, заключенную в рядовых и групповых пробах. Данные таблицы служат основой вычисления средневзвешенного содержания всех компонентов

ЛИЦА 32

ФОРМА ГРУППОВЫХ ПРОБ

Содержание компонентов в групповых пробах, %

S	P	Co	Ni	Cu	Zn	Pb	V ₂ O ₅	MnO	TiO ₂	SiO ₂	Al ₂ O ₃	CaO	MgO	И. п. л.
2,28	Сл.	0,025	Не обн.	0,08	0,01	0,01	Не обн.	0,04	0,16	8,94	1,98	4,32	1,82	2,98
2,23	0,14	0,024	Не обн.	0,07	0,03	0,03	Не обн.	0,05	0,25	19,24	5,52	6,71	2,35	3,50

ТАБЛИЦА 33

Формуляр сортов руд по скважинам

Номера раз- веточных линий	Номера скважин	Интервал	Длина ин- тервала, м	Выход керна		Сорт руды	Содержание компонентов, %					
				м	%		Fe	S	P	Co	Cu	Zn
III	3	307,6—316,8	9,2	8,5	92	II	45,8	4,38	0,06	0,004	0,006	0,003
III	3	316,8—328,8	12,0	9,0	75	I	56,0	4,52	0,05	0,008	0,009	0,010

в блоках и относительного распространения сортов руд в объемных процентах в пределах блоков. Дополнением к качественной характеристике руд служит описание в табличной форме распространения природных типов руд в каждом подсчетном блоке (табл. 34).

ТАБЛИЦА 34

Формуляр состава типов руд

Номера блоков	Типы руд	Длина рудных интер- валов, м	Доля руд, об. %	Объем руд, тыс. м ³	Содержание компонентов, %				
					Fe	S	P	Co	Cu
1	I	610,1	82,4	372	56,1	1,15	0,04	0,033	0,048
	II	53,2	7,2	32	53,5	0,70	0,04	0,025	0,060
	IV	33,4	4,5	20	45,6	0,18	0,08	0,010	0,025
	VI	43,6	5,9	26	32,8	0,15	0,08	0,006	0,015
Итого . . .		740,3	100,0	450	53,5	0,20	0,05	0,015	0,040

Таким образом, в результате подсчета запасов магнетитовых руд становятся известны запасы и состав руд, соотношение промышленных сортов и природных типов руд, их состав в каждом подсчетном блоке.

§ 3

ПОДСЧЕТ ВАЛОВЫХ ЗАПАСОВ КОМПОНЕНТОВ

На скарново-магнетитовых месторождениях из попутных компонентов могут иметь практическое значение кобальт, сера, медь, в меньшей мере свинец, ванадий, фосфор, золото, серебро, никель, селен, теллур, кадмий и бор. Подсчет запасов попутных компонентов имеет специфические особенности, которые определяются их рассеиванием в различных минералах, в том числе и в нерудных, а также низким содержанием в рудах.

Согласно инструкции ГКЗ запасы компонентов на месторождениях считают в недрах без учета потерь и разубоживания. Это положение справедливо и для подсчета запасов попутных компонентов. Однако рассеивание их в разных минералах руд, рентабельность извлечения компонентов только из части минералов, неизбежные и довольно значительные потери компонентов при обогащении обуславливают то, что реальные запасы попутных компонентов комплексных руд при проектировании горнорудного предприятия значительно меньше общих запасов. Существенное расхождение между общими и реальными запасами приводит к необходимости выделения двух видов запасов попутных компонентов: валовых и извлекаемых. Термин — извлекаемые запасы — попытался сформулировать А. Н. Литвинович [58], но в явном или неявном виде он имеется почти во всех работах по подсчету запасов комплексных руд [12, 13, 39, 44, 62].

Валовые запасы компонентов — это запасы, заключенные в недрах без учета потерь и разубоживания. Валовые запасы не зависят от системы разработки месторождения, от уровня развития технологии переработки руд, т. е. они являются абсолютной характеристикой, не изменяющейся во времени, и показывают предел, к которому нужно стремиться при рациональном использовании недр.

Извлекаемые запасы компонентов определяются технической возможностью и экономической целесообразностью извлечения компонентов из комплексных руд. С изменением системы разработки или технологии передела руд вследствие технического прогресса величина извлекаемых запасов может меняться. Поэтому об извлекаемых запасах стоит говорить лишь применительно к какой-то конкретной схеме добычи и переработки руд. При подсчете запасов попутных компонентов, по-видимому, нецелесообразно учитывать их потери и разубоживание при добыче, потому что это не делается и для главных компонентов. Величина извлекаемых запасов второстепенных компонентов определяется потерями только при переработке (обогащении или металлургическом переделе) комплексных руд, так как эти потери более существенны, чем потери при добыче.

Для подсчета валовых запасов попутных компонентов необходимо знать запасы магнетитовой руды в подсчетном блоке Q и среднее содержание компонентов $C_{ср}$. Подсчет валовых запасов компонентов q производится по формуле $q = QC_{ср}$.

Среднее содержание серы и фосфора определяется по рядовым пробам, попутных компонентов (кобальта, меди, цинка, свинца, ванадия, бора) — по групповым. Остальные попутные компоненты (золото, серебро, никель, селен, теллур, кадмий) имеют низкое содержание в руде, обычный химический анализ их не улавливает. Поэтому валовые запасы этих компонентов подсчитать невозможно; ограничиваются подсчетом их извлекаемых запасов в минералах или концентратах. Подсчет запасов попутных компонентов делают отдельно по промышленным сортам руд (табл.35).

ТАБЛИЦА 35

Формуляр подсчета валовых запасов компонентов

Номера блоков	Сорт руды	Запасы руды, млн. т	Валовые запасы компонентов, т				
			S	Co	Cu	Zn	Pb
1	I	1,53	67 000	6,1	9,2	4,6	3,2
1	II	0,46	20 800	3,7	4,1	4,6	0,5
1	III	2,15	15 200	5,4	12,9	9,7	2,2
Итого . . .		4,14	103 000	15,2	26,2	18,9	5,9

§ 4

ПОДСЧЕТ ИЗВЛЕКАЕМЫХ ЗАПАСОВ КОМПОНЕНТОВ

Комплексные магнетитовые руды проходят сложную технологическую схему переработки (см. табл. 2). В этой схеме можно выделить отдельные этапы, в результате выполнения которых появляются концентраты, промежуточные продукты, хвосты, которые могут рассматриваться как конечная продукция этапов и могут служить предметом товарообмена между различными предприятиями или цехами одного предприятия.

В технологической схеме переработки комплексных магнетитовых руд целесообразно выделить этапы магнитной сепарации (иногда с делением на сухую и мокрую), коллективной флотации сульфидов, селективной флотации сульфидов, иногда металлургической переработки кобальт-пиритного концентрата.

В результате магнитной сепарации получают магнитный концентрат и хвосты сепарации. Магнитный концентрат является товарной продукцией и в нем кроме железа интерес может представлять ванадий. Хвосты магнитной сепарации содержат практически все сульфиды и представляют собой «исходную руду» для получения наиболее важных попутных компонентов. Хвосты магнитной сепарации перерабатываются на особых предприятиях или в особых цехах, и надо знать, какие компоненты и в каком количестве заключены в отмеченных продуктах.

При коллективной флотации сульфидов из хвостов магнитной сепарации наиболее ценные попутные компоненты поступают в коллективный сульфидный концентрат; в нем сосредоточены сера, кобальт, медь, цинк, свинец, никель и т. д. Полезно знать, какое количество компонентов будет извлечено в концентрат. Если какие-то полезные компоненты, например фосфор в апатите или бор в датолите, окажутся в хвостах флотации и будут представлять промышленный интерес, то надо знать запасы компонентов в хвостах флотации.

При селективной флотации коллективный сульфидный концентрат разделяется вначале на пиритный и медно-свинцово-цинковый концентраты. Пиритный концентрат, содержащий главную массу серы, кобальта и никеля, является товарной продукцией и направляется на металлургические предприятия. Концентрат цветных металлов, в котором сосредоточен преимущественно халькопирит (иногда сфалерит и галенит), представляет собой товарную продукцию для металлургических предприятий. Иногда он подвергается дальнейшей селекции. Во всех случаях необходимо иметь представление, сколько будет продукции и что в ней заключено.

Таким образом, для обеспечения технико-экономических расчетов, для проектирования горнорудного предприятия требуется иметь данные о состоянии запасов компонентов на различных этапах переработки комплексных руд. Поэтому вопрос об извлекаемых запасах компонентов более сложный, чем обычно представляют. Надо знать извлекаемые запасы как в конечных, так и в промежуточных продуктах переработки руд, т. е. баланс запасов.

Цель подсчета запасов — не только установить их величину, но и показать, как они размещены в пространстве. Применительно к рассматриваемым условиям надо знать запасы в каждом подсчетном блоке. Однако технологические свойства руд непостоянны, потому что минеральный, химический состав и текстурно-структурные особенности руд (т. е. типы руды) в каждом блоке отличны. Поэтому соотношение основных и извлекаемых запасов нужно определять в каждом блоке. Именно это обстоятельство привело к появлению методов технологического картирования месторождений.

Радикальное решение проблемы подсчета извлекаемых запасов (или баланса запасов) в каждом подсчетном блоке возможно и практически осуществлено нами на ряде месторождений на основе описанных выше зависимостей показателей обогащения от состава руды. Этот путь возможен для тех компонентов, которые надежно определены в руде по групповым пробам. Если же содержание компонентов в руде ниже возможностей химического анализа, то приходится ограничиваться подсчетом извлекаемых запасов компонентов лишь в некоторых конечных продуктах обогащения другими способами.

При подсчете извлекаемых запасов важно решить, в каких продуктах их надо учитывать. На практике оцениваются величины следующих запасов:

- а) извлекаемые запасы серы, кобальта, меди, цинка и свинца в хвостах магнитной сепарации;
- б) извлекаемые запасы тех же компонентов в коллективном сульфидном концентрате;
- в) извлекаемые запасы серы, кобальта, никеля, селена, теллура в пиритном концентрате;

г) извлекаемые запасы меди, цинка, свинца, селена, теллура, золота, серебра в медно-свинцово-цинковом концентрате.

Методика подсчета извлекаемых запасов одинакова во всех рассмотренных случаях. Пользуясь той же методикой, можно при необходимости определить извлекаемые запасы ванадия в магнитном концентрате, фосфора и бора в хвостах флотации и т. д.

Количество концентрата цветных металлов обычно столь мало, что можно пренебречь поступлением в него незначительного количества серы, кобальта, никеля, т. е. извлекаемые запасы этих компонентов в коллективном сульфидном и пиритном концентратах практически одинаковы. Поэтому можно ограничиться подсчетом запасов отмеченных компонентов только в коллективном сульфидном концентрате.

Подсчет извлекаемых запасов в хвостах магнитной сепарации состоит из трех операций. Вначале по формуле или графику (см. рис. 14) определяется выход хвостов магнитной сепарации (немагнитной фракции) $\gamma_{\text{нф}}$, зависящий от содержания железа в руде, что дает возможность найти запасы хвостов по формуле $Q_{\text{нф}} = Q\gamma_{\text{нф}}$, где Q — запасы руды. Если в подсчетном блоке есть руды с различными зависимостями обогащения, то надо запасы хвостов рассчитать для каждого типа руды и потом их суммировать.

По формулам или графикам (см. рис. 16) находятся извлекаемые содержания в хвостах магнитной сепарации $D_{\text{нф}}$, зависящие от содержания компонентов в рудах. Тогда извлекаемые запасы каждого компонента в данном продукте $q_{\text{нф}} = QD_{\text{нф}}$. В случае необходимости запасы $q_{\text{нф}}$ могут быть найдены по каждому природному типу руды и потом просуммированы. Разделив извлекаемые запасы компонента на запасы хвостов магнитной сепарации или извлекаемое содержание на выход хвостов, получим состав хвостов $C_{\text{нф}} = q_{\text{нф}}/Q_{\text{нф}} = D_{\text{нф}}/\gamma_{\text{нф}}$.

2. Подсчет извлекаемых запасов в коллективном сульфидном концентрате выполняется аналогичным способом. Вначале вычисляется выход коллективного сульфидного концентрата $\gamma_{\text{рск}}$ (см. рис. 15) и его запасы $Q_{\text{рск}} = Q\gamma_{\text{рск}}$, далее извлекаемое содержание каждого компонента $D_{\text{рск}}$ (см. рис. 17) и его извлекаемые запасы $q_{\text{рск}} = QD_{\text{рск}}$ и, наконец, состав коллективного сульфидного концентрата: $C_{\text{рск}} = q_{\text{рск}}/Q_{\text{рск}} = D_{\text{рск}}/\gamma_{\text{рск}}$. Описанный метод подсчета запасов пока не имеет названия. Учитывая, что метод основан на зависимостях показателей обогащения от состава руды, его можно назвать подсчетом запасов по концентратам.

Важно отметить, что рассмотренный метод применим не только к попутным, но и к главным компонентам. Его можно использовать на других типах месторождений. Так, хорошие результаты были получены нами на ряде колчеданных месторождений, где оценивались извлекаемые запасы главных компонентов: меди, цинка, серы и кобальта.

Подсчет извлекаемых запасов можно сделать и другими способами, которые применялись нами как контрольные. Наибольшую известность получил метод подсчета по минералам, подробно описанный А. Н. Литвиновичем [58]. По этому методу вначале определяются запасы минерала (или минералов), а потом запасы компонента, связанные с минералом, которые близки к извлекаемым.

Так, содержание пирита в руде можно оценить по содержанию серы (в чистом пирите 53,4%) или более точно путем пересчета (см. табл. 6). Так же можно определить содержание халькопирита (по содержанию меди), сфалерита (по содержанию цинка), галенита (по содержанию свинца). Если содержание минерала в руде $C_{\text{минер}}$ известно, то запасы минерала $Q_{\text{минер}} = Q C_{\text{минер}}$.

Содержание компонента в минерале (например, кобальта в пирите) устанавливается как среднее по данным мономинеральных проб или находится по зависимостям от состава руды (см. рис. 10 и 22). Умножив запасы минерала на содержание в нем компонента, получим запасы последнего в этом минерале

$$q_{\text{минер}} = Q_{\text{минер}} C_{\text{комп}}$$

Запасы кобальта, связанного с пиритом, близки к извлекаемым запасам кобальта в коллективном сульфидном концентрате. Для большей сходимости полезно учесть извлечение серы (пирита) в коллективный сульфидный концентрат. Таким же образом можно определить запасы никеля, селена, теллура и других компонентов, заключенных в пирите.

В литературе иногда рассматривается подсчет запасов попутных компонентов по корреляционному методу [25, 58]. Но это способ опробования, а не подсчета запасов. Он охарактеризован в предыдущей главе.

3. Подсчет извлекаемых запасов в медно-свинцово-цинковом концентрате может производиться двумя способами. Главные компоненты концентрата (медь, цинк и свинец) лучше всего оценивать на основе зависимостей показателей обогащения от состава руды, как было показано выше. Главным недостатком здесь является малое число данных по селективной флотации и большой разброс показателей обогащения из-за малого количества концентратов. Поэтому точность подсчета обычно невелика и значительно уступает точности подсчета запасов этих же компонентов в коллективном концентрате.

Запасы попутных компонентов в медно-свинцово-цинковом концентрате (селена, теллура, кадмия, золота и серебра) можно оценить грубо приближенно, потому что состав халькопирита, сфалерита и галенита из-за низкого их содержания в руде не удастся изучить достоверно с помощью мономинеральных проб, что не позволяет применить подсчет запасов по минералам. Единственным источником для подсчета запасов отмеченных компонентов служат анализы медно-свинцово-цинкового концентрата в техно-

логических пробах и смесях минералого-технологических проб. Можно рекомендовать приближенный подсчет запасов с помощью условного медно-свинцово-цинкового концентрата, запасы которого рассчитывают, исходя из величины запасов меди, свинца и цинка в коллективном сульфидном концентрате по формуле

$$Q_{\text{усл}} = 2,89q_{\text{Cu}} + 1,49q_{\text{Zn}} + 1,155q_{\text{Pb}}, \quad (6)$$

где коэффициенты 2,89; 1,49; 1,155 отражают соотношения между молекулярными массами халькопирита, сфалерита и галенита и атомными массами меди, цинка и свинца.

Содержание компонентов в условном концентрате вычисляется среднеарифметическим способом по данным технологических проб. Состав условного концентрата в каждой пробе рассчитывается следующим образом. Например, при обогащении руды получен медно-свинцово-цинковый концентрат с содержанием меди 16,5, цинка 12,3, свинца 5,8, теллура 0,0022, кадмия 0,095%, серебра 56 г/т. Если принять весь медно-свинцово-цинковый концентрат за 100%, то $Q_{\text{усл}} = 2,89 \cdot 16,5 + 1,49 \cdot 12,3 + 1,155 \cdot 5,8 = 72,7\%$, а содержание компонентов в условном концентрате будет в $100/72,7 = 1,38$ раз выше, чем в фактическом, т. е. меди 22,8; цинка 17, свинца 8, теллура 0,0030, кадмия 0,131%, серебра 77 г/т. Имея ряд таких концентратов, можно рассчитать среднеарифметический состав условного концентрата по месторождению. Зная запасы условного концентрата, вычисленные по формуле (6), и среднее содержание в нем попутных компонентов, можно найти их запасы в концентрате.

Рассмотрим пример подсчета извлекаемых запасов компонентов в блоке, используя зависимости показателей обогащения от состава руды, приведенные в главе об опробовании (см. с. 76).

Пусть имеется подсчетный блок с запасами однотипных комплексных магнетитовых руд 2,5 млн. т. В руде определены средние содержания железа 42, серы 3,15, кобальта 0,015, меди 0,062, цинка 0,081 и свинца 0,022%.

ТАБЛИЦА 36
Извлекаемые содержания компонентов, %

Компоненты	Исходная руда	Магнитный концентрат	Коллективный сульфидный концентрат	Хвосты флотации
Fe	42,0	35,0	2,72	4,28
S	3,15	0,17	2,83	0,15
Co	0,015	0,0034	0,0109	0,0007
Cu	0,062	0,0039	0,0507	0,0074
Zn	0,081	0,024	0,047	0,010
Pb	0,022	0,010	0,010	0,002

ТАБЛИЦА 37

Извлекаемые запасы компонентов, т

Компоненты	Хвосты магнитной сепарации	Коллективный сульфидный концентрат
S	74 500	70 800
Co	280	272
Cu	1452	1268
Zn	1425	1175
Pb	300	250

ТАБЛИЦА 38

Состав продуктов обогащения, %

Компоненты	Магнитный концентрат	Хвосты магнитной сепарации	Коллективный сульфидный концентрат
Fe	63,3	15,7	45,5
S	0,31	6,67	47,3
Co	0,006	0,026	0,182
Cu	0,007	0,130	0,85
Zn	0,044	0,128	0,79
Pb	0,018	0,027	0,17

ТАБЛИЦА 39

Запасы и состав комплексных магнетитовых руд в подсчетном блоке

Продукты обогащения	Запасы продуктов обогащения, млн. т	Состав, %								Запасы компонентов, т						
		Fe	S	Co	Cu	Zn	Pb	Se	Ag, г/т	S	Co	Cu	Zn	Pb	Se	Ag
Исходная магнетитовая руда	2,5	42,0	3,15	0,015	0,062	0,081	0,022	—	—	78800	375	1550	2025	550	—	—
Магнитный концентрат	1,38	63,3	0,31	0,006	0,007	0,044	0,018	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Хвосты магнитной сепарации	1,12	15,7	6,67	0,026	0,130	0,128	0,027	—	—	74500	280	1452	1425	300	—	—
Коллективный сульфидный концентрат	0,15	45,5	47,3	0,182	0,85	0,79	0,17	—	—	70800	272	1268	1175	250	3,32*	—
Условный медно-цинково-цинковый концентрат	0,0057	—	—	—	—	—	—	0,002	10	—	—	—	—	—	0,114	0,057

* Рассчитано по пириту.

Из этих данных следует, что валовые запасы серы в блоке составляют 78,8 тыс. т, кобальта 375, меди 1550, цинка 2025 и свинца 550. Пользуясь зависимостями, находим последовательно:

а) выход и запасы магнитного концентрата соответственно $\gamma_{\text{МК}} = 1,86 \times 42,0 - 22,8 = 55,3\%$ и $Q_{\text{МК}} = 2,5 \cdot 0,553 = 1,38$ млн. т;

б) выход и запасы хвостов магнитной сепарации соответственно $\gamma_{\text{нф}} = 100 - 55,3 = 44,7$ и $Q_{\text{нф}} = 2,5 \cdot 0,447 = 1,12$ млн. т;

в) выход и запасы коллективного сульфидного концентрата соответственно $\gamma_{\text{КСК}} = 1,96 \cdot 3,15 - 0,19 = 5,98\%$ и $Q_{\text{КСК}} = 2,5 \cdot 0,0598 = 0,15$ млн. т;

г) извлекаемые содержания компонентов в магнитном концентрате, коллективном сульфидном концентрате и хвостах флотации; так как компонентов много, подсчет удобнее вести в табличной форме (табл. 36) в последовательности, указанной на с. 80;

д) извлекаемые запасы компонентов в хвостах магнитной сепарации и коллективном сульфидном концентрате, которые также удобнее записать в табличной форме (табл. 37);

е) состав продуктов обогащения путем деления извлекаемых запасов компонентов на запасы соответствующих продуктов или извлекаемых соединений на выходы продуктов (табл. 38);

ж) запасы условного медно-свинцово-цинкового концентрата $Q_{\text{усл}} = 2,89 \cdot 1268 + 1,49 \cdot 1175 + 1,155 \cdot 250 = 5,7$ тыс. т;

з) запасы селена и серебра (если в условном концентрате их содержится 0,002% и 10 г/т, тогда их запасы равны соответственно 114 и 57 кг);

и) запасы кобальта в коллективном сульфидном концентрате: содержание пирита в концентрате приблизительно равно $47,3 : 53,4 = 0,885 = 88,5\%$ (53,4% — содержание серы в чистом пирите); запасы пирита $0,15 \cdot 0,885 = 0,133$ тыс. т; по мономинеральным пробам среднее содержание кобальта в пирите 0,20%, следовательно, запасы кобальта в пирите $133 \cdot 0,002 = 0,266$ т, что близко к данным табл. 37; если пирит содержит селен в количестве 0,0025%, то запасы селена в нем составят 3,32 т.

Результаты подсчета запасов в блоке целесообразно показать в сводной табл. 39. Можно также составить таблицы состава и запасов компонентов по видам продуктов обогащения по месторождению в целом.

Следует остановиться на вопросе, какие из подсчитанных запасов должны быть представлены на утверждение в ГКЗ. По-видимому, нужно утверждать запасы магнетитовых руд и валовые запасы заключенных в них компонентов. В тех случаях, когда валовые запасы неизвестны (например, селен, серебро), нужно представлять запасы компонента, связанные с каким-либо минералом или концентратом.

Извлекаемые запасы полезно считать на всех возможных этапах переработки руд, но на утверждение, вероятно, необходимо представлять лишь запасы на заключительном этапе переработки, т. е. в концентратах.

§ 5

О КАТЕГОРИЯХ ЗАПАСОВ ПОПУТНЫХ КОМПОНЕНТОВ

На скарново-магнетитовых месторождениях выделяются несколько групп компонентов, которые различаются по экономическому значению, степени изученности, характеру изменчивости, поэтому каждая группа требует отдельного подхода при категоризации запасов. Главный компонент магнетитовых руд, определяющий промышленное значение месторождений, — железо. Оно

слагает главную массу магнетитовых руд, поэтому принято считать их запасы, а не железа, но с указанием среднего содержания железа. Поэтому категория запасов магнетитовых руд — это категория запасов железа.

В процессе разведки магнетитовых руд надежно определяются их запасы, пространственное размещение промышленных сортов и природных типов руд, их минеральный и химический состав. Технология получения железа из магнетитовых руд освоена промышленностью. В результате их разведки создаются все геологические материалы, необходимые для выбора способа вскрытия и системы разработки месторождения, для проектирования обогатительных фабрик по получению магнитных концентратов и металлургических заводов по выплавке чугуна или стали.

Требования к разведке магнетитовых руд регламентированы инструкцией по применению классификации запасов. На скарно-железорудных месторождениях после окончания детальной разведки обычно имеются запасы руд категорий В, С₁ и С₂. Соотношение категорий определяется необходимостью иметь запасы категории В на срок амортизации горнорудного предприятия, что составляет не менее 20—30% от суммы категорий В + С₁. Часто величина запасов категории В определяется границей открытого и подземного способов разработки, когда запасы руд в пределах карьера разведуют по категории В, а в пределах участков подземной добычи — по категории С₁. Запасы категории С₂ возникают обычно на флангах или на глубоких горизонтах месторождения, иногда отсутствуют.

Вторая группа компонентов по своей значимости — это кобальт, сера, редко медь, т. е. наиболее важные попутные компоненты. Они определяют целесообразность комплексного использования магнетитовых руд, в то же время за пределами контура магнетитовых руд они не имеют промышленного значения. Извлечение кобальта, серы и меди из комплексных руд требует затраты капиталовложений на строительство дополнительных цехов или предприятий по флотации сульфидов и металлургической переработке пиритно-кобальтовых концентратов. Поэтому запасы этих компонентов должны считаться по промышленным категориям, по крайней мере по категории С₁. Для получения категории С₁ необходимо, чтобы валовые и извлекаемые запасы компонентов были подсчитаны с высокой достоверностью, технология переработки комплексных руд проверена на укрупненно-лабораторных пробах, а в случае создания новой технологической схемы — на полузаводских.

Изменчивость распределения кобальта, серы и меди в рудах немного выше, чем железа, но не настолько, чтобы это существенно повлияло на категоризацию запасов. Так, пирит и халькопирит, в которых заключены отмеченные компоненты, распространены в магнетитовых рудах повсеместно, т. е. оруденение сульфидов непрерывное (они присутствуют в любой рядовой пробе). Даже

в пределах почти каждого аншлифа имеются пирит и халькопирит, т. е. частота их встречаемости близка к 100%.

В случае близкой изменчивости главных и второстепенных компонентов А. М. Быбочкин [13] считает, что можно относить запасы второстепенных компонентов к категории C_1 , если запасы главных компонентов имеют категорию А, В или C_1 . В нашем случае к категории C_1 можно отнести запасы кобальта, серы и меди в подсчетных блоках комплексных магнетитовых руд, имеющих категорию В или C_1 . Если же магнетитовые руды подсчитаны по категории C_2 , то и запасы указанных компонентов тоже следует относить к категории C_2 .

Третью группу компонентов по значимости составляют медь, цинк, свинец, иногда фосфор и бор. При отсутствии кобальта и серы эти компоненты не обеспечивают экономической эффективности комплексного использования руд. Но если кобальт и сера будут извлекаться, то попутно можно извлекать и отмеченные компоненты, особенно медь, цинк и свинец, которые выделяются в селективный сульфидный концентрат. Достоверность определения запасов компонентов третьей группы довольно высокая, при необходимости всегда можно подсчитать их валовые и извлекаемые запасы; изменчивость их оруденения также близка к изменчивости главного компонента, поэтому нет особых препятствий для подсчета их запасов по категории C_1 . Однако учитывая малое экономическое значение компонентов и извлечение их в конце сложной технологической схемы, по-видимому, можно ограничиться подсчетом их запасов по категории C_2 , как это имеет место на практике. Вместе с тем иногда можно считать их запасы по категории C_1 (при условиях, указанных для компонентов второй группы).

Последнюю группу компонентов составляют золото, серебро, селен, теллур, никель и т. д. Из-за низкого содержания их запасы оцениваются весьма приближенно, экономическое значение их ничтожно. Они извлекаются попутно при металлургической переработке сульфидных концентратов других металлов, надежные технологические показатели их извлечения в ходе разведки установить не удастся. Запасы этих компонентов целесообразно относить к категории C_2 .

Следует отметить выделение балансовых и забалансовых запасов попутных компонентов. К балансовым следует относить те запасы попутных компонентов, которые заключены в блоках балансовых руд по основному компоненту — железу и отвечают условиям на комплексные магнетитовые руды. Если хотя бы одно из этих условий не выполнено, то запасы попутных компонентов нужно относить к забалансовым. Учет последних обязателен, так как забалансовые запасы компонентов могут вовлекаться в валовую добычу магнетитовых руд и будут разубоживать комплексные руды.

ОСОБЕННОСТИ ОЦЕНКИ КОМПЛЕКСНЫХ
МАГНЕТИТОВЫХ РУД

§ 1

ФАКТОРЫ ОЦЕНКИ
КОМПЛЕКСНЫХ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

Факторы оценки месторождений общеизвестны: географо-экономические, плановые и геологические [78]. Применительно к рассматриваемым рудам их можно конкретизировать, обратив внимание на особенности, обусловленные комплексным характером руд. Среди факторов можно выделить географо-экономические, собственно геологические, горнотехнические и гидрогеологические, технологические и технико-экономические.

Географо-экономические факторы охватывают географическое положение месторождений, наличие водных, энергетических ресурсов, путей сообщения, степень промышленного развития района. Мало влияют на оценку климат, растительность, животный мир.

Под географическими условиями понимаются степень доступности месторождения для путей сообщения, размещение месторождения по отношению к водным бассейнам, по отношению к транспортной сети, к потребителю. В качестве примеров можно привести месторождения Тургайского прогиба, где равнинный рельеф делает их относительно легко доступными для всех видов транспорта. Но вот железорудное месторождение Ирису расположено в Таласком Алатау на высоте около 1500—1900 м и, хотя ближайшая железная дорога проходит в 10 км, проблема доставки руды до нее представляет технически сложную задачу. Предполагается, что наиболее экономичным будет провести многокилометровую штольню (туннель) по кратчайшему пути от месторождения до долины р. Арысь.

Водные бассейны играют двоякую роль в оценке месторождений. С одной стороны, требуется большое количество воды для обогащения магнетитовых руд, и наличие водных ресурсов вблизи месторождения благоприятствует его освоению. Так, Соколовско-Сарбайский ГОК построен вблизи р. Тобол, на которой создано Каратомарское водохранилище. А строительство Качарского ГОК требует доставки воды на несколько десятков километров. С другой стороны, бывают случаи, когда водный бассейн находится столь близко от месторождения, что требуются дополнительные затраты, чтобы защитить месторождение от значительного притока воды при добыче или даже осушить бассейн. Так, при разработке

Соколовского месторождения на приток воды в карьер заметно влияет протекающая в нескольких километрах р. Тобол. При освоении глубоких горизонтов месторождения Ирису ожидается приток воды из р. Аксу.

Хорошо известно влияние удаленности месторождений от путей сообщения. Освоение многих железорудных месторождений Сибири сдерживается отсутствием железных дорог. Величина удельных капиталовложений на строительство железных или автомобильных дорог достигает сотен тысяч рублей за один километр. Поэтому железорудные месторождения обычно осваиваются в полосе, не превышающей нескольких десятков километров от транспортной сети. Строительство путей сообщения протяженностью в сотни километров бывает оправдано при наличии группы месторождений или при создании комплекса промышленных предприятий разных отраслей.

Магнетитовые руды и получаемая из них продукция (магнитный концентрат, агломерат, окатыши и т. д.) громоздки при транспортировке, требуют хороших путей сообщения и большого количества транспорта. Перевозка руды или продукции, естественно, удорожает ее, поэтому приходится учитывать размещение месторождений по отношению к горно-обогатительным и металлургическим комбинатам. В Тургайском прогибе пока действует один Соколовско-Сарбайский ГОК, куда поступают руды месторождений, удаленных на расстояние первых километров. Продукция Соколовско-Сарбайского ГОК направляется преимущественно на металлургические комбинаты Южного Урала, частично на Карагандинский комбинат. Расстояние составляет несколько сотен километров.

Сульфидных концентратов получается значительно меньше, чем магнетитовых, поэтому для них транспортные расходы играют меньшую роль, что подчеркивается характером оптовых цен. Цены на магнитные концентраты дифференцированы по районам и по качеству, а на сульфидные концентраты — только по качеству.

Добыча и обогащение магнетитовых руд требуют значительных энергетических затрат. Как правило, к месторождению и к обогатительной фабрике необходимо подводить линии электропередач. Хотя удельные капиталовложения на их строительство значительно меньше (тысячи — десятки тысяч рублей на 1 км), чем на пути сообщения, но все же они составляют значительную величину, тем более что расстояние до ближайшей энергосети обычно немалое. Так, Соколовско-Сарбайский комбинат снабжается энергией от Уральского энергетического кольца за несколько сотен километров.

Энергетические затраты на комплексное использование руд невелики, так как приходится обогащать добытые и уже измельченные хвосты мокрой магнитной сепарации, количество которых к тому же в 2—3 раза меньше, чем исходной руды. На оценку месторождений сильно влияет наличие поблизости действующих

предприятий по переработке руды, в которые уже вложены капиталовложения. Произвести реконструкцию или расширить фабрику обогащения гораздо легче, чем построить новую.

Для комплексных магнетитовых руд важным фактором оценки является наличие готовых предприятий по флотации сульфидов и металлургической переработке пиритно-кобальтовых концентратов. Недостаточно иметь, например, фабрику мокрой магнитной сепарации, нужны также фабрика (цех) флотации и металлургический завод (цех) по производству кобальта и серы (серной кислоты). К сожалению, строительство предприятий по извлечению попутных компонентов из магнетитовых руд сильно отстает от строительства основных цехов, хвосты магнитной сепарации практически нигде пока комплексно не перерабатываются, и безвозвратные потери ценных компонентов из комплексных магнетитовых руд весьма велики [61].

Медленно идет строительство предприятия по переработке комплексных магнетитовых руд и на Соколовско-Сарбайском ГОК, хотя полупромышленные технологические испытания и подсчет запасов попутных компонентов были завершены в 1964 г.

Геологические факторы — это масштаб месторождения, минеральный и химический состав природных типов и промышленных сортов руд, форма нахождения ценных компонентов в рудах, характер пространственного размещения компонентов в рудных телах. Скарново-магнетитовые месторождения имеют большие размеры по сравнению с месторождениями цветных и редких металлов. Несмотря на весьма низкое содержание в комплексных магнетитовых рудах попутных компонентов, запасы последних оказываются столь велики, что сопоставимы или превышают запасы самостоятельных месторождений этих же компонентов. Это один из важнейших факторов, способствующих освоению комплексных руд.

Минеральный состав руд скарново-магнетитовых месторождений однообразен, но у каждого из них есть свои особенности. При комплексном использовании руд особенно важны количество и вид сульфидов. Наибольшую ценность из сульфидов представляет пирит, иногда халькопирит. Хуже, когда сера заключена в пирротине или ангидрите. Практическое значение могут иметь апатит, датолит, сфалерит, галенит и другие минералы. Выяснение минерального состава комплексных руд, прежде всего по типам руд, далее по промышленным сортам руд, по участкам и, наконец, по месторождению в целом — одна из важнейших задач разведки. Минеральный состав руд как фактор оценки выступает косвенным образом через их технологические свойства.

Химический состав руд определяет запасы попутных компонентов и экономическую целесообразность их извлечения. Наибольшую ценность имеют кобальт и сера, меньшую — медь, цинк, свинец, фосфор, бор, ванадий, золото, серебро, селен, теллур и т. д. Нужно знать уровень содержания попутных компонентов

в природных типах и промышленных сортах руд, в подсчетных блоках, участках и по месторождению в целом.

Для процессов переработки комплексных руд важно знать форму нахождения компонентов в руде. Компоненты, образующие собственные минералы и выделяемые в концентраты, устанавливаются при изучении минерального состава руд. Сюда входят сера, медь, цинк, свинец, фосфор и бор. Другие компоненты выявляются при изучении химического состава минералов по мономинеральным пробам или концентратам. В первую очередь надо знать состав главных минералов руд — магнетита, пирита и пирротина, являющихся основными носителями кобальта и никеля. Из других компонентов могут представлять интерес ванадий и германий в магнетите, селен, теллур, золото, серебро и кадмий в сульфидах. Изучение важнейших попутных компонентов в минералах должно завершаться составлением баланса их распределения между минералами по природным типам и промышленным сортам руд, по участкам и по месторождению в целом.

При изучении комплексных руд необходимо обращать внимание на качественные (по типам руд) и пространственные (по мощности, простиранию и падению рудных тел, по удалению от рудоуправляющих нарушений и интрузивных тел) закономерности размещения попутных компонентов, на взаимосвязи между главными и попутными компонентами. Эти закономерности важны при подсчете и контроле запасов компонентов, а также при оценке устойчивости состава добываемых руд во времени.

Особенно большое значение имеют содержания кобальта в пирите и пиритном концентрате и характер зависимости его содержания от различных факторов, прежде всего от содержания железа и серы в руде. Нередко только содержание кобальта в пирите обуславливает экономическую целесообразность комплексного использования магнетитовых руд.

Горнотехнические и гидрогеологические факторы влияют главным образом на способ и систему разработки магнетитовых руд и непосредственного отношения к комплексному использованию руд не имеют. Однако горнотехнические факторы сказываются на величине капиталовложений при строительстве рудника или карьера, на себестоимость добычи руды, а если какая-то ее часть будет отнесена на попутную продукцию, это повлечет за собой возрастание себестоимости последней. Из горнотехнических факторов наибольшее значение имеют глубина залегания рудных тел, коэффициент вскрыши, угол естественного откоса руд и вмещающих пород, характер чередования промышленных сортов руд и пустых пород в рудных телах. Первые три фактора определяют целесообразность открытой или подземной разработки месторождения, а также предельную глубину карьера, которая на действующих и проектируемых предприятиях достигает 300—400 м, а на Качарском месторождении даже 750 м.

Размещение промышленных сортов руд и пустых пород внутри рудных тел влияет на выбор валового или селективного способа разработки. Обычно стараются наиболее высокосортные мартеповские и доменные руды извлечь отдельно от магнетитовых, подлежащих обогащению. Иногда может возникнуть вопрос о раздельной добыче комплексных и некомплексных магнетитовых руд, расположенных в различных подсчетных блоках.

При открытой разработке Соколовского и Сарбайского месторождений высота уступов составляет 10—20 м. Технически возможно раздельно добывать части уступов высотой 5 м и более. Учитывая эти соображения, минимальная промышленная мощность рудных тел на большинстве месторождений Тургайского прогиба установлена в 4—6 м. При подземной добыче возможности селективного способа затруднены и ограничены размерами эксплуатационных блоков.

Гидрогеологические условия, как правило, не являются препятствием при освоении скарново-магнетитовых месторождений. Однако значительная обводненность пород вскрыши существенно усложняет систему осушения эксплуатационных выработок, увеличивая тем самым себестоимость добычи руды. Например, на Южно-Сарбайском месторождении затраты на водоотлив составят 8,1% от себестоимости добычи руды.

Технологические факторы весьма существенны для комплексных магнетитовых руд. Технологические свойства руды зависят от их минерального состава и петрографических особенностей, которые определяют техническую возможность получения магнитного, сульфидных или апатитового концентратов. При сухой магнитной сепарации руд существенное значение имеют текстура и зернистость магнетитовых руд. На выход конечного магнитного концентрата влияет баланс распределения железа в руде между магнетитом, сульфидами и железистыми силикатами. Состав магнитного концентрата зависит от кристалличности руды и наличия в ней пирротина. Из крупнокристаллических руд получают наиболее чистые концентраты. Присутствие пирротина в рудах сильно ухудшает качество магнитного концентрата и может обусловить даже необходимость флотации сульфидов перед магнитной сепарацией.

Для комплексных магнетитовых руд существенное значение имеет возможность получения сульфидных концентратов, главным образом пиритно-кобальтового. Обычно флотация сульфидов из хвостов магнитной сепарации происходит без особых затруднений, так как сульфиды хорошо раскристаллизованы, особенно пирит. Показатели коллективной флотации сульфидов весьма устойчивы, о чем свидетельствует хорошее совпадение данных лабораторных и полупромышленных испытаний на ряде месторождений.

Селективная флотация сульфидных концентратов определяется наличием в рудах халькопирита, сфалерита и галенита. Если они

содержатся в руде в количестве около 0,1% и больше, удается сравнительно легко отделить от пиритно-кобальтового концентрата медный, цинковый и свинцовый концентраты. Но обычно количество галенита в рудах невелико; кроме того, галенит — минерал мягкий, сильно истирается при измельчении руд и рассеивается между продуктами обогащения, поэтому в большинстве случаев приходится ограничиваться выделением медного и цинкового концентратов. Нередко мало оказывается в рудах и сфалерита; тогда получают только медный концентрат. Халькопирит присутствует всегда. Медь является вредной примесью в пиритно-кобальтовом концентрате, поэтому получение медного концентрата в комплексных магнетитовых рудах обязательно.

Качество сульфидных концентратов определяется числом пересток и режимом флотации. Из комплексных магнетитовых руд обычно удается получать пиритные концентраты, содержащие не менее 46—47% серы, и медные концентраты с содержанием 16—20% меди. Труднее, но возможно получать кондиционные, отвечающие требованиям металлургов, цинковые и свинцовые концентраты.

В Уралмеханобре проводились исследования по извлечению апатита, постоянно присутствующего в магнетитовых рудах, из хвостов магнитной сепарации. Из-за близких флотационных свойств апатита и кальцита получались только апатит-кальцитовые концентраты, которые могут служить сырьем для производства удобрений.

Технологические свойства комплексных магнетитовых руд изменчивы в пределах месторождения, поэтому для проектирования предприятия по их переработке важно знать показатели обогащения не по месторождению в целом, а по отдельным подсчетным блокам. Большую роль в данном случае играют зависимости показателей обогащения от химического состава руды. Выявление зависимостей — одна из важных задач технологического исследования руд. С помощью зависимостей можно надежно определять выход и состав магнитного концентрата и хвостов магнитной сепарации, коллективного сульфидного концентрата и хвостов флотации в каждом подсчетном блоке, а также оценивать технологические свойства руд при разных вариантах разработки месторождения. Наиболее важные компоненты, для которых необходимо иметь зависимости, это железо, сера, кобальт, медь, иногда цинк, свинец, ванадий, фосфор и бор.

Из-за низкого содержания в рудах и, как следствие, малого выхода продуктов при лабораторных технологических испытаниях не удается получить надежные зависимости выхода и состава медного, цинкового и свинцового концентратов от состава руды, хотя к этому и следует стремиться, используя немногочисленные технологические пробы.

При технологических испытаниях комплексных магнетитовых руд большое значение имеет правильная и четкая постановка

задач перед технологами. Необходимо, чтобы в каждой технологической пробе были получены кроме магнитных концентратов относительно чистые пиритные концентраты (содержание серы не менее 45—46%), если возможно, медные или медно-свинцово-цинковые концентраты и, что особенно важно, был сделан баланс распределения компонентов между всеми продуктами обогащения. В первую очередь это относится к кобальту, сере, меди и железу. Широко распространена ошибочная методика, при которой кобальт или медь анализируют только в пиритном (сульфидном) концентрате без исследования других продуктов обогащения, что не дает возможности оценивать извлекаемые содержания компонентов и не обеспечивает надежности исходных данных для подсчета их запасов.

Технико-экономические факторы играют очень важную роль. Решение об освоении скарново-магнетитовых месторождений определяется главным компонентом руд — железом исходя из состояния баланса железных руд, текущей и перспективной потребности в них отдельных экономических районов. Комплексное использование магнетитовых руд зависит от технической возможности и экономической целесообразности переработки хвостов магнитной сепарации, в которых сконцентрированы наиболее важные попутные компоненты.

Техническая возможность создается не только хорошей обогатимостью руд или разработанной схемой металлургического пердела концентратов, но также и организационно-техническими условиями переработки магнетитовых руд.

Обычно обогатительная фабрика (магнитной сепарации) обслуживает несколько железорудных месторождений. Например, на фабрику магнитной сепарации ССГОК поступают магнетитовые руды Сарбайского и Соколовского месторождений, а в перспективе будут поступать также руды Южно-Сарбайского, Елтайского, Ломоносовского и других месторождений. Может оказаться, что не все эти руды будут комплексными, и смешивание руд различного качества при обогащении ухудшит экономические показатели комплексного использования. Чтобы избежать такой ситуации, необходимо на обогатительной фабрике отдельно подвергать магнитной сепарации комплексные и некомплексные руды. Если это невозможно, то надо уметь оценивать последствия смешивания этих руд, а это удается, если и те и другие руды будут изучены с одинаковой полнотой. Отсюда вытекает требование, что некомплексные магнетитовые руды должны изучаться по той же программе, что и комплексные, если предполагается их смешивание при обогащении.

Аналогичная ситуация может возникнуть и далее при металлургической переработке сульфидных концентратов, которые выдерживают перевозки лучше, чем хвосты магнитной сепарации. Для переработки пиритно-кобальтовых концентратов можно создать отдельное предприятие, обслуживающее группу удаленных

месторождений. Например, нельзя смешивать пирито-кобальтовые концентраты скарново-железородных месторождений с бедными кобальтом пиритными концентратами колчеданных месторождений. Это может привести к разубоживанию концентратов и к полной потере кобальта.

Отмеченные организационно-технические трудности легко преодолимы, если вопрос о комплексном использовании руд поднят своевременно, до проектирования и строительства соответствующих предприятий. Гораздо труднее бывает изменить уже запроектированную и осуществленную схему следования руд и продуктов их обогащения, так как это связано с реконструкцией построенных объектов.

Экономическая целесообразность комплексного использования руд тесно связана с технической стороной и определяется главным образом рентабельностью извлечения компонентов из руд и величиной капиталовложений на объекты, необходимые для их извлечения. С помощью экономических критериев выбираются конкурирующие технологические схемы переработки комплексных руд, оцениваются отдельные звенья сложных технологических схем, устанавливаются кондиции на комплексные руды, определяется экономическая эффективность комплексного их использования.

§ 2

О ГЕОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ОЦЕНКЕ КОМПЛЕКСНЫХ МАГНЕТИТОВЫХ РУД

Месторождение — понятие геолого-экономическое, и для принятия решения о его освоении необходимо экономическое обоснование, которое достигается путем проведения геолого-экономической оценки. Геолого-экономическая оценка позволяет определить народнохозяйственное значение месторождения, очередность его освоения, выбрать оптимальные варианты добычи и переработки полезного ископаемого, обосновать кондиции. В процессе разведки месторождения геолого-экономическая оценка выполняется несколько раз. Первая оценка дается при завершении поисково-разведочных работ; она называется перспективной и должна среди многочисленных рудопроявлений выделить месторождения. Следующая промышленная оценка проводится после окончания предварительной разведки и предназначена для определения промышленного значения месторождения. При этом происходит деление месторождений на промышленные (балансовые) и непромышленные (забалансовые). Одновременно с промышленной оценкой рассчитывают временные кондиции, позволяющие выполнить оперативный подсчет запасов. Нередко проводят предпроектную экономическую оценку в период завершения детальной разведки, одновременно разрабатывают постоянные кондиции, необходимые для оконтуривания, подсчета и утверждения запасов в ГКЗ [77].

Методики геолого-экономической оценки месторождений на всех стадиях разведки имеют много общего и заключаются в определении технико-экономических показателей горнорудного предприятия. Различия на разных стадиях разведки заключаются главным образом в способе получения и достоверности исходных данных и, как следствие, в разной роли укрупненных экономических расчетов.

Геолого-экономическая оценка выполняется обычно проектными организациями, так как требует привлечения большого круга данных и специалистов разного профиля: геологов, горняков, обогатителей, металлургов, экономистов и др. Однако первую приближенную оценку месторождения по укрупненным экономическим показателям могут и должны делать геологи, руководящие разведкой. Основным недостатком укрупненных расчетов — их значительная погрешность, вызываемая отсутствием полностью аналогичных месторождений и условий их освоения. Кроме того, ряд экономических показателей, прежде всего величины удельных капиталовложений, себестоимости добычи и переработки руды, с течением времени меняются из-за изменения оплаты труда, цен на оборудование, материалы, из-за внедрения новой техники и технологии производства, изменения глубины разработки месторождений и прочих факторов. Это приводит к тому, что публикуемые в литературе укрупненные экономические показатели устаревают, а составление оперативных технико-экономических сводок, доступных широкому кругу геологов, пока не налажено.

Тем не менее нужно стремиться к тому, чтобы геолог, начиная с первых стадий разведки, выполнял ориентировочные технико-экономические расчеты, умел проводить сравнительную экономическую оценку месторождений или различных руд.

Методика геолого-экономической оценки железорудных месторождений освещена во многих работах. Прежде всего следует отметить работы ВИМС [75], Гипроруды [94], Е. О. Погребницкого и В. И. Тернового [77]. По геолого-экономической оценке комплексных руд имеется большая серия работ А. Х. Бенуни, И. М. Градшерштейна, В. Н. Лексина и других и обобщающая работа В. Н. Виноградова [18].

Методика геолого-экономической оценки заключается в последовательном определении способа и системы разработки, производительности горнорудного предприятия, капитальных затрат, себестоимости и ценности продукции, рентабельности и эффективности освоения месторождений.

Ниже сделана попытка дать краткую схему геолого-экономической оценки комплексных магнетитовых руд на основе опубликованных работ и отдельных сведений по месторождениям Тургайского прогиба.

СПОСОБ И СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Способ и система разработки месторождения определяются горно-техническими и гидрогеологическими условиями, условиями залегания, размерами и строением рудных тел и не связаны непосредственно с комплексным использованием руд. На скарново-железорудных месторождениях преобладает открытый способ добычи (около 90% добычи руды). На крупных месторождениях иногда применяется комбинированный способ: верхние горизонты

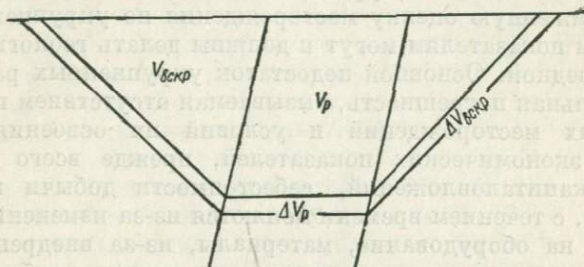


Рис. 28. Схема, поясняющая контурный и средний коэффициенты вскрыши.

разрабатываются открытым способом, нижние — подземным. Граница открытых и подземных работ устанавливается по предельному контурному коэффициенту вскрыши

$$k_{\text{вскр. пр}} = \frac{W_{\text{подз}} - W_{\text{откр}}}{W_{\text{вскр}}},$$

где $W_{\text{подз}}$ — себестоимость добычи руды подземным способом; $W_{\text{откр}}$ — себестоимость добычи открытым способом; $W_{\text{вскр}}$ — себестоимость добычи вскрыши. Предельные контурные коэффициенты вскрыши в технических проектах рудников Тургай составляют 10—14 м³/м³ [76]. При этом проектные глубины железорудных карьеров определены в 450—720 м.

Контурный коэффициент вскрыши — это отношение приращения объема (массы) вскрыши $\Delta V_{\text{вскр}}$ к приращению объема (массы) руды $\Delta V_{\text{р}}$ при углубке карьера (рис. 28), т. е. $k_{\text{вскр. конт}} = \Delta V_{\text{вскр}} / \Delta V_{\text{р}}$. Кроме контурного коэффициента полезно знать средний коэффициент вскрыши, равный отношению объема (массы) вскрыши $V_{\text{вскр}}$ к объему (массе) руды $V_{\text{р}}$ в контурах карьера, т. е. $k_{\text{вскр. ср}} = V_{\text{вскр}} / V_{\text{р}}$.

Для определения коэффициентов вскрыши надо знать углы откосов бортов карьера, зависящие от крепости горных пород. В условиях Тургайского прогиба для скальных палеозойских отложений углы откоса составляют 40—45°, а для рыхлых мезозойских и кайнозойских отложений 20—25°.

ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ ГОРНОРУДНОГО ПРЕДПРИЯТИЯ

Следует различать производительность предприятия по руде и по готовой продукции; иногда для технико-экономических расчетов приходится определять производительность по промежуточным продуктам переработки руды, например по хвостам магнитной сепарации. При расчете производительности нужно знать также состав руды, промежуточных и конечных продуктов ее переработки.

Для определения производительности по руде можно воспользоваться табл. 40, заимствованной из работы ВИМС [75], но полезно проверить, можно ли достичь намеченной производительности по горнотехническим условиям с помощью формулы М. И. Агошкова [1]

$$A_p = Shd \frac{1 - k_p}{1 - k_r},$$

где S — эксплуатируемая площадь горизонтального сечения рудных тел; h — годовое понижение; d — объемная масса руды; k_r — коэффициент потерь руды; k_p — коэффициент разубоживания руды при добыче.

ТАБЛИЦА 40

Годовая производительность горнорудных предприятий на железорудных месторождениях, млн. т

Запасы руды	Открытый способ разработки	Подземный способ разработки
<5	0,5—1	0,4—0,8
5—25	1—2	0,8—1,8
25—50	2—3	1,8—2,8
50—100	3—4,5	2,8—4,2
100—250	4,5—7	4,2—6,5
250—500	7—14	6,5—11
500—1000	14—25	11—15
>1000	>25	>15

Годовое понижение на месторождениях Тургайского прогиба колеблется в пределах 8—17 м и обратно пропорционально размеру месторождений. При подземном способе добычи годовое понижение можно определить по таблицам М. И. Агошкова и Г. М. Малахова [2] в зависимости от размеров шахтных полей, числа эксплуатируемых этажей, угла падения и мощности рудных тел.

Коэффициент потерь руды в Тургайском прогибе при открытой добыче порядка 2—5% (или 0,02—0,05), при подземной 14—16%. Коэффициент разубоживания руды при открытой добыче 4—8%, при подземной 14—16%.

При открытом способе разработки необходимо знать также производительность по горной массе, вычисляемую по формуле

$$A_{\text{гм}} = A_{\text{р}}(1 + k_{\text{векр}}).$$

Состав руды в недрах известен в результате подсчета запасов. Из-за того, что в процессе добычи происходит разубоживание руды пустыми породами, состав добытой руды иной и может быть рассчитан по формуле

$$C_{\text{доб}} = C(1 - k_{\text{р}}) + C_{\text{пор}}k_{\text{р}},$$

где C — содержание компонента в руде в недрах; $C_{\text{доб}}$ — содержание компонента в добытой руде; $C_{\text{пор}}$ — содержание компонента во вмещающих породах. Иногда содержанием компонента (например, кобальта, меди) в пустой породе можно пренебречь, тогда формула упрощается:

$$C_{\text{доб}} = C(1 - k_{\text{р}}).$$

Производительность предприятия по готовой продукции зависит от производительности по руде и от ее технологических свойств. При обогащении комплексных магнетитовых руд продукцией обычно являются концентраты магнитный, пиритно-кобальтовый, медный и др. Производительность по концентрату находится по формуле

$$A_{\text{к}} = A_{\text{р}}\gamma_{\text{к}} = \frac{A_{\text{р}}}{\rho_{\text{к}}},$$

где $\gamma_{\text{к}}$ — выход концентрата; $\rho_{\text{к}}$ — обратная величина (расход руды на тонну концентрата).

Для определения выхода концентрата лучше всего воспользоваться зависимостями показателей обогащения от состава руды, описанными в гл. II (см. рис. 14, 15). Рассмотренные там зависимости позволяют рассчитать выход магнитного концентрата, хвостов магнитной сепарации и коллективного сульфидного концентрата. Иногда удается рассчитать выход медного, цинкового и свинцового концентратов.

Если зависимости показателей обогащения от состава руды не установлены, то применима общеизвестная формула

$$\rho_{\text{к}} = \frac{C_{\text{к}}}{C(1 - k_{\text{р}})\varepsilon} = \frac{C_{\text{к}}}{C_{\text{доб}}\varepsilon},$$

где $C_{\text{к}}$ — содержание компонента в концентрате; ε — извлечение компонента при обогащении.

Качество готовой продукции, т. е. концентратов, в одних случаях можно рассчитать по зависимостям показателей обогащения от состава руды, в других случаях оно известно на основании технологических испытаний. Как говорилось выше, содержание компонента в концентрате равно отношению извлекаемого содержания компонента на выход концентрата, т. е. $C_{\text{к}} = D/\gamma_{\text{к}}$.

КАПИТАЛЬНЫЕ ЗАТРАТЫ

Определение капитальных затрат представляет собой довольно сложную задачу. Капитальные затраты делятся на промышленные (внутренние и внешние), строительные (идущие на создание строительной индустрии) и жилищно-бытовые. Внутренние промышленные затраты необходимы для строительства горного и рудоподготовительного комплексов и общекорпоративных объектов (ТЭЦ, ремонтная база, гараж и др.), а внешние промышленные — для строительства путей сообщения, линий электропередач и систем водоснабжения.

Типичное горнорудное предприятие по добыче и переработке комплексных магнетитовых руд состоит из карьера (или подземного рудника), фабрики магнитного (сухого и мокрого) обогащения руд, флотационной фабрики по выделению сульфидных концентратов и общекорпоративных объектов. Продукцией такого предприятия являются концентраты магнитный, кобальт-пиритный, медный, цинковый и др. Иногда в состав горнорудного предприятия могут входить и другие объекты, например фабрика окомкования или агломерации, что может быть учтено при оценке.

При укрупненных экономических расчетах капитальные затраты определяют через удельные капиталовложения ($K = K_{уд} \cdot A$) по статьям затрат. Проектные организации (Главпроект, Гипроруда) разработали нормативы удельных капиталовложений на объекты в железорудной промышленности [73]. Согласно нормативам капитальные затраты на строительство карьеров состоят из трех частей: затрат собственно на строительство, на горнокапитальные работы и на осушение (табл. 44—43), зависящих от производительности рудников, мощности наносов и водопритока в карьер.

Капитальные затраты на строительство подземных рудников (шахт) также состоят из трех частей (табл. 44, 45). По каждой

ТАБЛИЦА 41

Нормативы удельных капитальных вложений на строительство карьеров, руб./т

Производительность по горной массе, млн. т/год	При железнодорожном транспорте	При автомобильном транспорте
3—5	2,6—2,5	2,35—2,23
5—10	2,5—2,25	2,23—2,00
10—20	2,25—1,90	2,00—1,64
20—50	1,90—1,50	1,64—1,25
50—70	—	1,25—1,20
50—100	1,50—1,35	—

ТАБЛИЦА 42

Нормативы удельных капитальных вложений на горнокапитальные работы, руб./т

Производительность по руде, млн. т/год	Мощность наносов, м					
	150—200	100—150	60—100	30—60	10—30	< 10
35	3,00—4,85	1,75—3,00	0,80—1,75	0,45—0,80	0,10—0,45	0,05
30	3,50—5,65	2,05—3,50	0,95—2,05	0,55—0,95	0,10—0,55	0,10
25	4,20—6,75	2,45—4,20	1,10—2,45	0,65—1,10	0,15—0,65	0,20
20	5,25—8,45	3,05—5,25	1,40—3,05	0,85—1,40	0,20—0,85	0,20
15	7,00—11,3	4,05—7,00	1,85—4,05	1,10—1,85	0,25—1,10	0,30
10	—	6,10—10,5	2,80—6,10	1,65—2,80	0,35—1,65	0,50
5	—	—	5,60—12,2	3,30—5,60	0,70—3,30	1,00
3	—	—	—	5,50—9,35	1,20—5,50	1,65

ТАБЛИЦА 43

Нормативы удельных капитальных вложений на осушение при открытом способе разработки

Гидрогеологические условия	Производительность по горной массе, млн. т/год	Удельные капитальные вложения, руб./т
Простые (водоприток до 100—500 м ³ /ч)	Любая	0,02—0,03
	>50	0,03—0,02
Сложные (водоприток 500—2000 м ³ /ч)	25—50	0,05—0,03
	15—25	0,08—0,05
Весьма сложные (водоприток 1000—6600 м ³ /ч)	>75	0,35—0,25
	50—75	0,45—0,35
	25—50	0,65—0,45

ТАБЛИЦА 44

Нормативы удельных капитальных вложений на строительство подземных рудников

Производительность по руде, млн. т	Удельные капиталовложения, руб./т	
	на строительство рудников	на капитальные горные работы
1—2	13,5—12,3	8,3—7,7
2—5	12,3—10,4	7,7—6,2
5—8	10,4—9,8	6,2—5,2

**Нормативы удельных капитальных вложений на осушение
при подземном способе разработки**

Гидрогеологические условия	Производительность по руде, млн. т	Удельные капитальные вложения, руб./т
Простые (водоприток до 500 м ³ /ч) Сложные (водоприток 500—1000 м ³ /ч)	Любая	0,03—0,20
	10—20	0,3—0,2
Весьма сложные (водоприток 1500—3000 м ³ /ч)	5—10	0,4—0,3
	2,5—5	0,7—0,4
	>10	1,5—0,8
	5—10	2,0—1,5
Весьма сложные (водоприток 3000—7000 м ³ /ч)	2,5—5	4,0—2,0
	>10	4,0—3,0
	5—10	7,0—4,0
	<5	7,0

части нужно определить вначале удельные, потом общие капитальные затраты и суммировать их. Капитальные затраты на фабрику магнитного обогащения (сухая и мокрая магнитная сепарация) колеблются в пределах 5—10 руб. на 1 т поступающей руды.

Оценку капитальных затрат на флотационную фабрику по получению сульфидных концентратов можно делать по аналогии с предприятием цветной металлургии. Действительно, хвосты магнитной сепарации по составу аналогичны рудам цветных металлов. Отличие заключается лишь в том, что хвосты измельчены до флотационной крупности, следовательно, не требуется установка дробильных устройств. Это должно повлечь за собой некоторое уменьшение капитальных затрат. Удельные капитальные затраты на строительство флотационных фабрик составляют 3—8 руб. на 1 т поступающей руды [77] и зависят от размеров фабрики. Ф. Д. Ларичкин и В. А. Иванов [56] приводят данные по удельным капиталовложениям (фондоёмкости) обогатительных фабрик цветной металлургии (табл. 46). Капитальные затраты на общекорбинатские объекты составляют 10—15% от суммы затрат на строительство рудника и фабрик, а на создание предприятий строительной индустрии — 7—12% от той же суммы [75].

Все рассмотренные затраты составляют внутренние капиталовложения. К ним нужно ввести поправочные районные коэффициенты (табл. 47).

Внешние капитальные затраты необходимы для строительства путей сообщения, линий электропередач и систем водоснабжения. Удельные затраты на сооружение железных дорог колеблются в пределах 100—300 тыс. руб./км в зависимости от районов, сложности местности и величины грузового потока (табл. 48). За 1965—1970 гг. удельные капиталовложения по стране составили 14,7 руб. на 1000 ткм, в том числе на подвижной состав 8,07 руб. и на капитальное строительство 6,62 руб. [5].

ТАБЛИЦА 46

Фондоёмкость флотационных фабрик и себестоимость обогащения полиметаллических руд, руб./т

Производительность фабрики по руде, млн. т/год *	Фондоёмкость	Себестоимость обогащения
>2,5	4,10—4,65	2,35—2,78
2—2,2	5,66	3,30
0,9—1,1	5,63	3,86
0,65—0,73	4,77—5,69	3,64—4,30
0,36—0,43	4,59—6,74	2,12—3,87
0,15—0,18	6,77	5,66

* Пересчитано на 365 суток в году.

ТАБЛИЦА 47

Районные коэффициенты к капитальным и эксплуатационным затратам на железорудных месторождениях [75]

Районы	К капитальным затратам			К эксплуатационным затратам	
	Карьеры	Фабрики магнитной сепарации	Капитальные горные работы и осушение	Карьеры и обогатительные фабрики	Шахты
Центрально-Европейский	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
Украинская ССР	1,0	1,0	1,0	1,0	1,05
Урал	1,02	1,04	1,05	1,11	1,11
Казахская ССР	1,04	1,07	1,10	1,10	—
Западная Сибирь	1,05	1,11	1,15	1,12	1,17
Восточная Сибирь и Дальний Восток	1,08	1,19	1,25	1,12	1,17

Примечание. Для предприятий, создаваемых в составе уже действующих, капитальные затраты умножаются на коэффициент 0,7.

Удельные капитальные затраты на строительство автомобильных дорог колеблются в пределах 50—750 тыс. руб./км [72] и зависят от категории дорог и рельефа местности (табл. 49). Кроме того, на затраты влияет еще ряд факторов, из которых самые существенные — районные коэффициенты, достигающие в условиях Крайнего Севера 2,03. В отмеченных затратах не учтено строительство мостов, туннелей, развязок и других путевых сооружений.

Интересны приведенные в работе [72] сводные укрупненные нормативы капитальных вложений на автомобильные дороги в за-

ТАБЛИЦА 48

Нормативы удельных капиталовложений на строительство в 1966—1970 гг. железных дорог с тепловозной тягой [75]

Группа сложности местности	Грузовой поток нетто, млн. т/год	Удельные капитальные затраты, тыс. руб./км	
		Западные районы СССР	Восточные районы СССР
I	3	99	146
	5	101	148
	10	112	168
	15	122	176
II	3	117	170
	5	120	174
	10	127	186
	15	141	203
III	3	146	215
	5	149	218
	10	160	233
	15	174	252
IV	3	187	276
	5	190	280
	10	205	300
	15	218	318

ТАБЛИЦА 49

Нормативы удельных капитальных вложений на строительство автомобильных дорог общего пользования [72]

Категория дорог	Ширина, м		Удельные капиталовложения, тыс. руб./км		
	Земляное полотно	Дорожная одежда	Равнинный рельеф	Пересеченный рельеф	Горный рельеф
1	27,5	15	650	750	—
2	15	7,5	300	360	560
3	12	7	170	210	370
4	12	7	95	115	220
5	8	4,5	50	65	130

висимости от их значения (при усредненном районном коэффициенте 1,06).

Тип дороги	Тыс. руб./км
Общегосударственные	546
Республиканские	258
Областные	191
Местные	73

Удельные капитальные затраты на строительство линий электропередач составляют 5—10 тыс. руб./км (табл. 50), но в условиях горной или заболоченной местности могут возрасти в 1,5—2 раза.

Стоимость строительства линий электропередач
напряжением 110 кв, тыс. руб./км [85]

Типы опор	Сухие грунты	Мокрые грунты	Скальные грунты
Деревянные	4,41—5,30	5,78—7,2	4,78—5,84
Металлические	8,7—12,0	9,5—14,0	9,2—12,9
Железобетонные	5,85—7,4	7,1—9,1	6,4—8,2

Капитальные затраты на объекты водоснабжения невелики и, например, по Соколовско-Сарбайскому и Качарскому ГОК составляют около 3% от промышленных капитальных затрат [75].

Нужно учитывать, что горнорудное предприятие может участвовать иногда в некоторой доле внешних капитальных затрат, так как путями сообщения и линиями передачи могут пользоваться и другие предприятия. Долевое участие обычно пропорционально объему ожидаемых перевозок или потребления энергии предприятиями.

§ 6

СЕБЕСТОИМОСТЬ ПРОДУКЦИИ

Себестоимость продукции складывается из затрат на добычу и обогащение руды, разделенных на выход продукции (концентрата):

$$W_k = \frac{W_{\text{доб}} + W_{\text{об}}}{\gamma_k} = (W_{\text{доб}} + W_{\text{об}}) \rho_k,$$

где $W_{\text{доб}}$ и $W_{\text{об}}$ — себестоимость добычи и обогащения руды соответственно. Эта формула применима только в том случае, когда из руды получают один концентрат. В комплексных магнетитовых рудах получают несколько концентратов, и возникает проблема распределения затрат $W_{\text{доб}} + W_{\text{об}}$ между ними, которая подробно рассмотрена В. Н. Лексиним, А. Г. Токаревой [57] и В. Н. Виноградовым [18].

Себестоимость добычи руды открытым способом зависит от среднего коэффициента вскрыши:

$$W_{\text{доб}} = W_{\text{гм}} (1 + k_{\text{вскр. ср}}),$$

где $W_{\text{гм}}$ — себестоимость добычи горной массы, которая довольно устойчива и уменьшается при увеличении производительности карьера. На практике приходится учитывать различие в себестоимости

мости добычи собственно руды W_p , рыхлой вскрыши $W_{рыхл}$ и скальной вскрыши $W_{ск}$, тогда формула видоизменяется:

$$W_{доб} = W_p + k_{рыхл}W_{рыхл} + k_{ск}W_{ск},$$

где $k_{рыхл}$ и $k_{ск}$ — средние коэффициенты вскрыши по рыхлым и скальным породам. Себестоимость добычи рыхлой вскрыши в условиях Тургайского прогиба 0,20—0,22, скальной вскрыши 0,34—0,40, руды без вскрыши 0,4—0,9 руб./т.

Себестоимость добычи руды подземным способом составляет 3—4 руб./т и зависит от производительности рудника [75] и от глубины добычи. По железорудным месторождениям отсутствуют систематизированные материалы изменения себестоимости с глубиной. Интересные данные получены на полиметаллических месторождениях Алтая [90], по существу, показывающие экспоненциальную зависимость себестоимости добычи от глубины, причем на каждые 100 м углубки себестоимость добычи возрастает на 8—10%.

Себестоимость сухой магнитной сепарации составляет 0,2—0,3 руб. на 1 т руды, а мокрой магнитной сепарации — 2,5—3 руб. на 1 т промежуточного продукта (или руды при отсутствии сухой сепарации). На себестоимость магнитного обогащения влияет производительность фабрики — с увеличением производительности себестоимость снижается. В работе ВИМС [75] приведены графики зависимости себестоимости добычи и магнитного обогащения железной руды от производительности рудников и фабрик, но в условиях Тургайского прогиба значения себестоимости в 1,5—2 раза выше, чем следует из этих графиков. Вероятно, сказывается значительная глубина залегания магнетитовых руд в Тургае, более глубокое обогащение магнетитовых руд, а также изменение с течением времени стоимостей различных эксплуатационных затрат.

Себестоимость флотации сульфидных концентратов из хвостов магнитной сепарации можно оценивать по аналогии с предприятиями цветной металлургии. Себестоимость флотации зависит от масштабов обогатительной фабрики (см. табл. 46). Экстраполируя данные таблицы, можно ожидать, что при производительности фабрики 5—10 млн. т руды в год себестоимость флотации будет 2,0—2,5 руб./т. Кроме того, надо учесть, что хвосты магнитной сепарации уже раздроблены до флотационной крупности, а затраты на дробление и измельчение составляют около 30% себестоимости флотационного обогащения [56], т. е. себестоимость обогащения уменьшится до 1,5—2,0 руб./т.

Наиболее трудным вопросом является распределение себестоимости добычи и обогащения комплексной магнетитовой руды по продуктам обогащения (из-за неоднозначности решения). В сложной многостадийной схеме переработки комплексных руд некоторые эксплуатационные затраты необходимы для получения только одного из продуктов; на этот продукт их и следует отно-

силь [18]. Но многие эксплуатационные затраты (например, на добычу и магнитную сепарацию руды) являются общими для двух или более сопряженных продуктов, и здесь могут быть применены различные принципы распределения эксплуатационных затрат. Возможны два крайних и множество промежуточных вариантов распределения общих эксплуатационных затрат между сопряженными продуктами. Первый крайний вариант — когда эксплуатационные затраты относят полностью на основной продукт, принимая тем самым нулевую себестоимость попутного продукта (например, хвостов магнитной сепарации). Второй крайний вариант — когда на попутный продукт относят долю эксплуатационных затрат, равную его ценности (по оптовым или расчетным ценам); это называется списание попутной продукции (себестоимость равна цене). Из промежуточных вариантов следует отметить наиболее разумный способ распределения общих эксплуатационных затрат между сопряженными продуктами пропорционально их ценности (по оптовым или расчетным ценам), описанный В. Н. Виноградовым [18].

По поводу распределения эксплуатационных затрат между продуктами переработки комплексных руд ведется дискуссия, освещенная в работах В. Н. Лексина, А. Г. Токаревой [57] и В. Н. Виноградова [18]. В этой дискуссии не затронут существенный вопрос: с какой целью нужно распределять эксплуатационные затраты? Именно от цели чаще всего зависит вариант распределения.

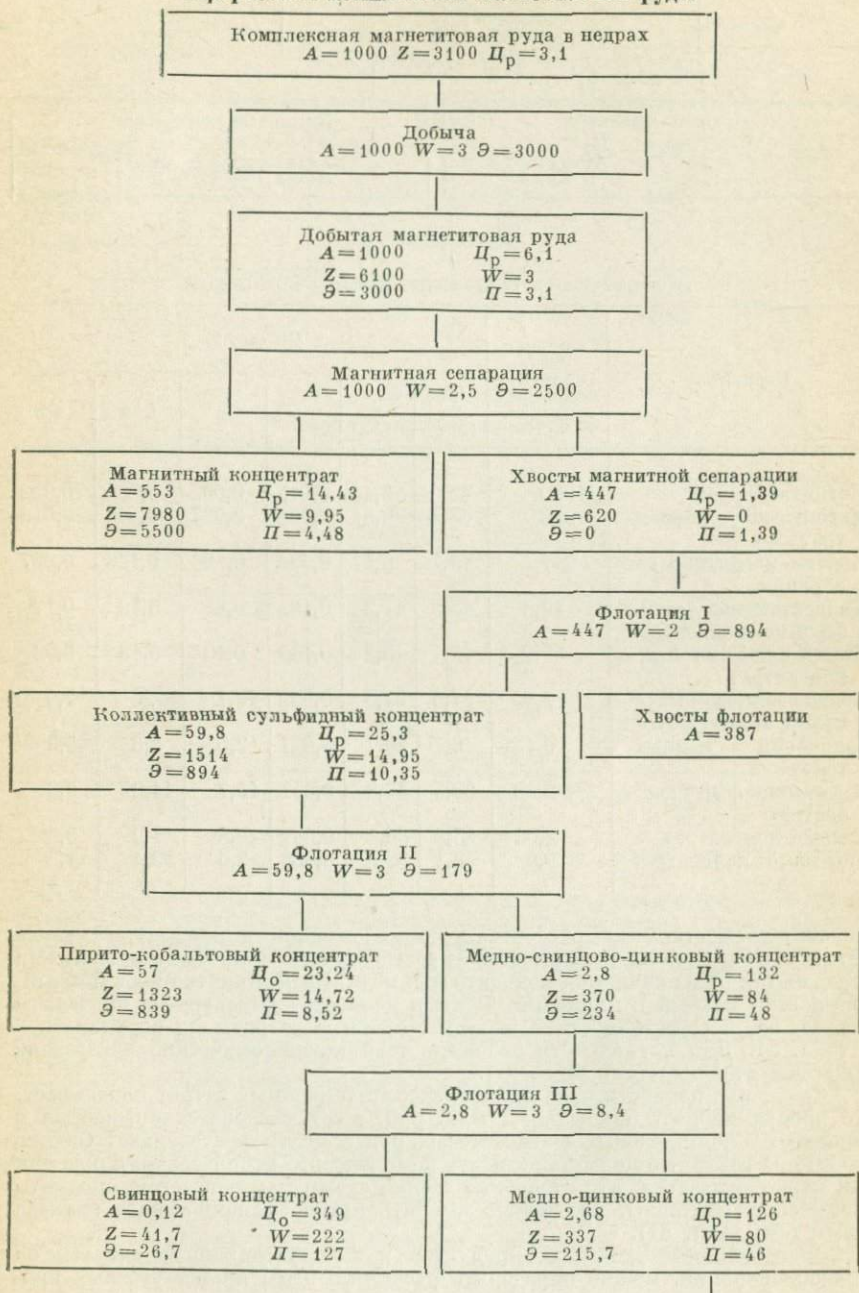
Если решается вопрос, выбрасывать ли хвосты магнитной сепарации в отвал или получать из них сульфидные концентраты, то критерием служит сравнение дополнительных затрат на обогащение хвостов и ценности сульфидных концентратов. Если ценность будет больше затрат, то, вероятно, хвосты надо перерабатывать. К решению вопроса предыдущие затраты на добычу и магнитную сепарацию руд не имеют никакого отношения, т. е. себестоимость хвостов магнитной сепарации в данном случае нужно принимать нулевой. Это один из рассмотренных выше крайних вариантов распределения затрат.

Если сопряженные продукты имеют ценность, то предыдущие эксплуатационные затраты целесообразно распределять между ними пропорционально их ценности. Иногда на действующем предприятии может появиться необходимость распределения затрат для выполнения межцеховых расчетов, для оценки эффективности работы различных цехов путем сравнения цены и себестоимости продукции; здесь пригоден промежуточный вариант.

Пример. Производительность предприятия по комплексной магнетитовой руде 1 млн. т в год. Руда перерабатывается по схеме, показанной в табл. 51, где A — производительность, тыс. т; Z — ценность, тыс. руб.; Ξ — эксплуатационные затраты, тыс. руб.; C_0 — оптовая цена, руб./т; C_p — расчетная цена, руб./т; W — себестоимость, руб./т; Π — прибыль, руб./т. Состав руды и продуктов обогащения, а также их количество приведены в табл. 52.

ТАБЛИЦА 51

Схема распределения затрат по продукции
переработки комплексной магнетитовой руды



Флотация IV A=2,68 W=3 Θ =8,04			
Медный концентрат A=2,08 Π_0 =104 Z=216 W=67 Θ =140 Π =37		Цинковый концентрат A=0,6 Π_0 =215 Z=129 W=140 Θ =83,7 Π =75	

ТАБЛИЦА 52

Количество и состав продуктов обогащения

Продукты	Количество продуктов в год, тыс. т	Состав, %					
		Fe	S	Co	Cu	Zn	Pb
Магнитная руда	1000	42,0	3,15	0,015	0,062	0,081	0,022
Магнитный концентрат	553	63,3	0,31	0,006	0,007	0,044	0,018
Хвосты магнитной сепарации	447	15,7	6,67	0,026	0,130	0,128	0,027
Коллективный сульфидный концентрат	59,8	45,5	47,3	0,182	0,85	0,79	0,17
Пиритно-кобальтовый концентрат	57,0	46,1	48,2	0,189	0,10	0,13	0,02
Медно-свинцово-цинковый концентрат	2,8	27,6	37,5	0,052	16,1	14,3	2,9
Свинцовый концентрат	0,12	8,7	20,7	0,027	2,5	3,3	63,3
Медно-цинковый концентрат	2,68	28,5	37,8	0,057	16,7	14,8	0,6
Медный концентрат	2,08	35,8	39,8	0,067	20,8	1,9	0,3
Цинковый концентрат	0,6	3,1	32,6	0,004	2,5	59,4	1,6

Показатели обогащения рассчитаны по изложенной в предыдущей главе методике на основе их зависимостей от состава руды. Конечными продуктами переработки руды являются концентраты: магнитный, пиритно-кобальтовый, свинцовый, медный и цинковый. Цены и ценность концентратов приведены в табл. 53, а себестоимость и эксплуатационные затраты по операциям — в табл. 54. Для наглядности основные технико-экономические показатели вынесены отдельно (см. табл. 51).

Сравнение ценности продукции и эксплуатационных затрат показывает, что продукция даст прибыль 3,1 млн. руб. в год, следовательно, добыча и переработка комплексных магнетитовых руд в целом рентабельна. Однако это еще не говорит о целесообразности комплексного использования руд, так как может оказаться, что отдельные звенья схемы или некоторые продукты обогащения убыточны, что можно выявить путем экономического анализа схемы (см. табл. 51).

Зная ценность конечных продуктов и эксплуатационные затраты на каждой операции, можно определить расчетные цены промежуточных про-

ТАБЛИЦА 53
Годовая ценность продукции

Концентраты	Количество продукции, тыс. т	Оптовая цена, руб./т	Ценность	
			млн. руб.	%
Магнитный	553	14,43	7,98	82,4
Пиритно-кобальтовый	57	23,24	1,325	13,7
Свинцовый	0,12	349	0,042	0,4
Медный	2,08	104	0,216	2,2
Цинковый	0,6	215	0,129	1,3
Итого . . .	—	—	9,692	100

ТАБЛИЦА 54
Эксплуатационные затраты

Операции	Количество поступающей продукции, тыс. т	Себестоимость операции, руб./т	Эксплуатационные затраты	
			млн. руб.	%
Добыча	1000	3	3,000	45,6
Магнитная сепарация	1000	2,5	2,500	37,9
Флотация I	447	2	0,894	13,6
Флотация II	59,8	3	0,179	2,7
Флотация III	2,8	3	0,008	0,1
Флотация IV	2,68	3	0,008	0,1
Итого . . .	—	—	6,589	100

дуктов (начиная с конца технологической схемы, как рекомендует В. Н. Виноградов). Так, ценность медно-цинкового концентрата равна сумме ценностей медного и цинкового концентратов минус затраты на их разделение, т. е. на флотацию IV: $Z = 216 + 129 - 8,04 = 337$ тыс. руб. Разделив ценность медно-цинкового концентрата на его количество (2680 т), получим расчетную цену концентрата (126 руб./т). Двигаясь вверх по схеме, последовательно найдем таким же способом ценность и расчетные цены медно-свинцово-цинкового концентрата, коллективного сульфидного концентрата, хвостов магнитной сепарации, добытой магнетитовой руды и, наконец, магнетитовой руды в недрах. Расчетную цену не следует отождествлять с ценой руды в недрах, хотя между ними и должно быть соответствие. Вопрос о цене руды в недрах более сложный, зависящий от многих факторов, и здесь не рассматривается.

Когда определены оптовые и расчетные цены всех продуктов переработки руды, можно попытаться оценить их себестоимость. Очевидно, что себестоимость добытой магнетитовой руды равна себестоимости добычи. Эксплуатационные затраты на добычу и магнитную сепарацию руды составляют $3 + 2,5 = 5,5$ млн. руб.; их нужно распределить между двумя продуктами: магнитным концентратом и хвостами магнитной сепарации. Если затраты

отности на основной продукт, т. е. на магнитный концентрат, тогда его себестоимость составит $5,5 : 0,553 = 9,95$ руб./т, а себестоимость хвостов магнитной сепарации будет нулевой. Если принять вариант списания попутной продукции по расчетным (для конечных продуктов по оптовым) ценам, то будем иметь себестоимость хвостов магнитной сепарации, равную их цене (1,39 руб./т), а магнитного концентрата — $(5,5 - 0,62) : 0,553 = 8,82$ руб./т. В промежуточном варианте при распределении эксплуатационных затрат пропорционально ценности продуктов из 5,5 млн. руб. на долю магнитного концентрата придется 5,1 млн. руб., а на долю хвостов магнитной сепарации 0,4 млн. руб.; тогда себестоимость их будет 9,22 и 0,89 руб./т соответственно.

В табл. 51 себестоимость хвостов магнитной сепарации принята нулевой, а дальнейшие затраты на флотацию распределены пропорционально ценности продуктов по методу В. Н. Виноградова. Разность между ценой и себестоимостью дает прибыль. Поскольку во всех случаях цена больше себестоимости, комплексное использование магнетитовой руды экономически выгодно.

§ 7

ЦЕНА И ЦЕННОСТЬ ПРОДУКЦИИ

Оптовые цены имеются на большинство продуктов горнорудной промышленности. Применительно к комплексным магнетитовым рудам имеются оптовые цены на магнитные, пиритно-кобальтовые, свинцовые, медные и цинковые концентраты.

Оптовая цена магнитных (железородных) концентратов дифференцирована по качеству и по горнорудным предприятиям (табл. 55). Оптовая цена свинцовых, медных и цинковых концентратов дифференцирована только по качеству и дана в расчете

ТАБЛИЦА 55
Оптовая цена железородных концентратов [86]

Предприятия	Расчетная норма, %		Оптовая цена, руб./т	Скидка и доплата, руб./т на 1% железа
	Железо	Влага		
Соколовско-Сарбайский ГОК	66,0	9,0	15,40	0,50
Азербайджанский ГОК	60,0	9,0	10,30	0,39
Пышминское рудоуправление	55,0	10,0	9,60	0,31
Турбинское рудоуправление	60,0	11,0	12,70	0,38
Таштагольское рудоуправление	52,0	1,0	16,40	0,56

на металл в концентрате (табл. 56). Чтобы определить оптовую цену концентрата, надо умножить цену металла на его количество в концентрате. Если свинцовый концентрат содержит висмут (0,05—0,4%), то он учитывается по цене 4 руб./кг, а при содержании более 0,4% — по цене 7 руб./кг. В цинковом концентрате учитывается наличие кадмия по цене 4,45 и индия по цене 30 руб./кг (при содержании не менее 0,04%). Цена пиритно-кобальтового концентрата зависит от содержания в нем серы и кобальта. Цену серы в концентрате можно принять 9 руб./т, а кобальта 10 руб./кг.

Цены на продукцию горнорудной промышленности постоянно совершенствуются. В проектных организациях для оценки месторождений нередко пользуются перспективными ценами, разрабатываемыми на 5—10 лет вперед.

Оптовые цены позволяют рассчитать извлекаемую ценность 1 т руды по формуле

ТАБЛИЦА 56
Оптовая цена цветных металлов в концентратах [87]

Медный концентрат		Цинковый концентрат		Свинцовый концентрат	
Минимальное содержание меди, %	Цена меди в концентрате, руб./т	Минимальное содержание цинка, %	Цена цинка в концентрате, руб./т	Минимальное содержание свинца, %	Цена свинца в концентрате, руб./т
40	610	56	365	73	556
35	590	53	360	70	554
30	560	50	355	65	552
25	530	45	345	60	550
23	500	40	330	55	535
20	490			50	520
18	480			45	493
15	470			40	480
12	460			30	400

Примечание. Цена металлов в концентратах находится путем линейной интерполяции табличных цен с предварительным округлением содержаний до целых процентов.

$$Z_{\text{извл}} = \sum \gamma_k C_o,$$

где γ_k — выходы концентратов; C_o — их цены. Годовую ценность продукции можно определить прямым способом (см. табл. 53) или умножением $Z_{\text{извл}}$ на производительность по руде $Z_{\text{г}} = Z_{\text{извл}} A_{\text{р}}$.

ТАБЛИЦА 57
Пример валовой и извлекаемой ценности 1 т комплексной магнетитовой руды

Компоненты	Содержание, т	Оптовая цена, руб./т	Валовая ценность, руб./т	Извлекаемая ценность, руб./т
Fe	0,42	22,8	9,57	7,98
S	0,0315	9	0,28	0,248
Co	0,00015	10 000	1,50	1,077
Cu	0,00062	493	0,31	0,216
Zn	0,00081	365	0,30	0,129
Pb	0,00022	551	0,12	0,042
Итого . . .	—	—	12,08	9,692

Представляет также интерес валовая ценность 1 т руды, которую можно определить по формуле

$$Z_{\text{вал}} = \sum C\Pi_0,$$

где C — содержания компонентов в 1 т руды; Π_0 — их оптовые цены в концентратах. Для определения цены железа в магнитном концентрате необходимо разделить цену концентрата на содержание в нем железа.

Соотношение извлекаемой и валовой ценностей дает коэффициент использования комплексной магнетитовой руды. В примере (табл. 57) он равен 0,8, но если не учитывать комплексное использование руды, он снизится до 0,66. При расчете коэффициента использования минерального сырья рекомендуется дополнительно учесть потери руды при добыче [77].

§ 8

ЭФФЕКТИВНОСТЬ КОМПЛЕКСНОГО ИСПОЛЬЗОВАНИЯ РУД

Одним из важных показателей целесообразности комплексного использования руд является прибыль на 1 т руды (конечного продукта или годовая). Общую прибыль от добычи и переработки комплексных руд можно разделить на часть, связанную с реализацией главного компонента руд, и на дополнительную прибыль, получаемую от комплексного использования руд.

Общая годовая прибыль равна разности между ценностью всей продукции и эксплуатационными затратами, т. е. $\Pi_{\Gamma} = Z_{\Gamma} - \mathcal{E}$. Прибыль от главного компонента руд определяется аналогичным способом: от ценности магнитного концентрата нужно вычесть эксплуатационные затраты на его получение. В случае комплексного использования руд появляются дополнительные затраты на флотацию, но зато получается и дополнительная ценность за счет сульфидных концентратов. Разность отмеченных ценностей и эксплуатационных затрат характеризует прибыль от комплексного использования руд.

В примере, рассмотренном в предыдущем параграфе, имеем годовую прибыль:

1) в целом по схеме $9,692 - 6,589 = 3,103$ млн. руб. (см. табл. 53 и 54);

2) при условии получения только магнитного концентрата $7,98 - 5,5 = 2,48$ млн. руб.;

3) дополнительно за счет комплексного использования руд $3,103 - 2,48 = 0,623$ млн. руб.

В свою очередь, последнюю прибыль можно аналогичным приемом разделить на прибыль только от пиритно-кобальтового концентрата и на дополнительную прибыль от использования медно-свинцово-цинкового концентрата. Такими приемами можно оценить все последовательные звенья технологической схемы и огра-

ничиться лишь той ее частью, которая дает прибыль, а не убыток. Здесь видно значение экономических расчетов в выборе рациональной схемы переработки комплексных руд.

Величина прибыли не является полным критерием целесообразности использования руд. Очень важно, какой ценой достигается прибыль, т. е. за счет каких капиталовложений. Поэтому большее значение имеет коэффициент эффективности капиталовложений — отношение прибыли к величине капитальных затрат ($E = \Pi_r/K$).

С помощью коэффициента эффективности можно установить, какова эффективность комплексного использования руд по сравнению с некомплексным их использованием. В этом случае нужно приращение прибыли разделить на приращение капиталовложений

$$E = \frac{\Pi'_r - \Pi''_r}{K' - K''},$$

где один штрих относится к варианту комплексного использования руд, а два — к варианту получения только магнитного концентрата. Из-за ограниченности капиталовложений в народном хозяйстве осуществляются лишь те проекты или осваиваются те месторождения, которые дают наибольшую эффективность капиталовложений. Поэтому именно коэффициент эффективности E служит одним из важнейших критериев целесообразности освоения месторождений или комплексного использования руд.

На практике принято сравнивать коэффициент E с нормативным коэффициентом эффективности капиталовложений E_n . Если $E > E_n$, то нужно рекомендовать освоение месторождения или комплексное использование руд. Если $E < E_n$, то эффективность мала, и освоение месторождения имеет смысл только в случае острой потребности народного хозяйства в данном минеральном сырье. Таким образом, второй важный критерий оценки месторождений — это потребность народного хозяйства.

Нормативный коэффициент E_n для разных отраслей промышленности различен. В черной металлургии принимают $E_n = 0,14$ [106], а в цветной промышленности $E_n = 0,20$ [22].

Вместо коэффициента эффективности капиталовложений часто употребляют обратную ей величину, имеющую неточное название: срок окупаемости капиталовложений $T = K/\Pi_r$. Дело в том, что капиталовложения окупаются не за счет прибыли, а за счет амортизационных начислений, включаемых в эксплуатационные затраты, т. е. в себестоимость продукции. Величина T характеризует соотношение прибыли и капиталовложений, т. е. их эффективность.

Одним из существенных недостатков данного метода является то, что в расчетах участвует прибыль, зависящая от цен на продукцию. Недостаточно обоснованная цена может повлечь за собой существенную погрешность в определении коэффициента E . Чтобы

избежать влияния цен, для сравнительной оценки месторождений используются синтетический критерий: приведенные затраты на 1 т концентрата, вычисляемые из себестоимости и капиталовложений, т. е. $W_{\text{пр}} = W_{\text{к}} + E_{\text{н}}K_{\text{уд}}$.

Если месторождения расположить в порядке возрастания приведенных затрат $W_{\text{пр}}$, то месторождения будут расположены приблизительно в порядке уменьшения эффективности капиталовложений. Наиболее эффективно освоение месторождений с минимальными приведенными затратами. Потребности народного хозяйства в конкретном виде минерального сырья позволяют ограничить упорядоченный ряд месторождений на какой-то предельной величине приведенных затрат, названных замыкающими затратами [42]. Освоение месторождения целесообразно, если приведенные затраты будут меньше замыкающих затрат.

Пример. Капитальные затраты на строительство горнорудного предприятия без комплексного использования руд составляют 9,4 млн. руб., а с учетом комплексного использования возрастают до 12,4 млн. руб. Соответственно растет и годовая прибыль с 2,48 до 3,1 млн. руб. Эффективность комплексного использования руд $E = (3,1 - 2,48)/(12,4 - 9,4) = 0,21$. При некомплексном использовании руд эффективность капиталовложений будет несколько выше, т. е. $E = 2,48/9,4 = 0,26$, но в обоих случаях коэффициент $E > E_{\text{н}}$ ($E_{\text{н}} = 0,2$ или $0,14$). Следовательно, целесообразно как освоение месторождения в целом, так и комплексное использование руд.

§ 9

О КОНДИЦИЯХ НА КОМПЛЕКСНЫЕ МАГНЕТИТОВЫЕ РУДЫ

В предыдущей главе отмечалось, что кондиции на комплексные магнетитовые руды нужно устанавливать к подсчетному блоку в целом. Из кондиций надо иметь минимальное промышленное содержание второстепенных компонентов в руде, главным образом кобальта, но иногда и меди. Кроме того, согласно требованиям металлургов, содержание кобальта в пиритном концентрате в среднем по блоку, зависящее от соотношения содержаний серы и кобальта в руде (см. рис. 18), должно быть выше некоторого предела. Новая технология извлечения кобальта из пиритных концентратов, разработанная группой И. Н. Пискунова, позволяет рентабельно перерабатывать концентраты с содержанием кобальта 0,1—0,15%.

В основе определения минимального промышленного содержания лежит равенство цены и себестоимости продукции ($Ц = W$) или ценности продукции и эксплуатационных затрат ($Z = Э$). Иногда требуют, чтобы минимальное промышленное содержание обеспечило прибыль, для чего вводят в формулу коэффициент прибыли [77]. По-видимому, прибыль будет создаваться на месторождении за счет тех блоков, в которых среднее содержание выше минимального промышленного.

Рассмотрим специфику определения минимального промышленного содержания кобальта в руде $C_{\text{мин}}$. Цена сульфидного концентрата складывается из цены кобальта и серы, т. е.

$$C_{\text{к}} = C_{\text{Co}}C_{\text{Co}} + C_{\text{S}}C_{\text{S}},$$

где C_{Co} и C_{S} — содержание кобальта и серы в концентрате; C_{Co} и C_{S} — их цена. Но содержание кобальта в концентрате равно отношению извлекаемого содержания кобальта и выхода концентрата ($C_{\text{Co}} = D_{\text{к}}/\gamma_{\text{к}}$). В свою очередь извлекаемое содержание зависит от содержания кобальта в добытой руде (см. рис. 17), т. е. $D_{\text{к}} = aC_{\text{доб}} + b$. При добыче руда из-за разубоживания меняет свой состав: $C_{\text{доб}} = C_{\text{мин}}(1 - k_{\text{р}})$.

Объединив все формулы и приравняв цену концентрата его себестоимости $W_{\text{к}}$, получим

$$W_{\text{к}} = \frac{aC_{\text{мин}}(1 - k_{\text{р}}) + b}{\gamma_{\text{к}}} C_{\text{Co}} + C_{\text{S}}C_{\text{S}}.$$

Отсюда найдем минимальное промышленное содержание кобальта в руде

$$C_{\text{мин}} = \frac{(W_{\text{к}} - C_{\text{S}}C_{\text{S}}) \frac{\gamma_{\text{к}}}{C_{\text{Co}}} - b}{a(1 - k_{\text{р}})}.$$

На практике часто принимают извлечение ε кобальта постоянным; тогда извлекаемое содержание $D_{\text{к}} = \varepsilon C$, и формулу минимального промышленного содержания можно привести к виду

$$C_{\text{мин}} = \frac{(W_{\text{к}} - C_{\text{S}}C_{\text{S}}) \gamma_{\text{к}}}{C_{\text{Co}}\varepsilon(1 - k_{\text{р}})}.$$

Первая формула более точная, так как учитывает различие в показателях обогащения при разных содержаниях кобальта в руде.

Особенность расчета $C_{\text{мин}}$ состоит в том, что себестоимость концентрата $W_{\text{к}}$ находится при отнесении на него только прямых эксплуатационных затрат на флотацию I и II (см. табл. 51), т. е. при нулевой себестоимости хвостов магнитной сепарации.

Возможен более сложный случай, когда в кондициях на комплексные руды приходится учитывать не только кобальт, но и медь (очень редко цинк и свинец). Так как добыча комплексных руд валовая, то содержания всех ценных компонентов нужно пересчитывать на условное содержание одного компонента в блоке, например кобальта. Переводные коэффициенты можно рассчитать по формуле [49]:

$$k_{\text{пер}} = \frac{\varepsilon_{\text{Co}} C_{\text{Co}}}{\varepsilon_{\text{M}} C_{\text{M}}},$$

где ϵ_{Co} и ϵ_m — извлечение кобальта и другого металла (меди, цинка или свинца) в соответствующие концентраты; $Ц_{Co}$ и $Ц_m$ — цены металлов в концентратах. Извлечение в этой формуле принимается постоянным, но формула достаточно точна и при переменном извлечении каждого компонента.

Зависимости показателей обогащения от состава руды позволяют ставить вопрос о замене кондиций на попутные компоненты в комплексных рудах прямым расчетом технико-экономических показателей в каждом подсчетном блоке. Это логическое продолжение технологического картирования месторождения, но в области экономики, своего рода технико-экономическое картирование месторождения. Действительно, состав руды в каждом подсчетном блоке известен, зависимости показателей обогащения от состава руды могут быть установлены и позволяют рассчитать количество и состав всех промежуточных и конечных продуктов обогащения. Зная укрупненные (можно и более точные пооперационные) затраты на добычу и переработку руды и оптовую цену всех конечных продуктов, можно рассчитать себестоимость любого из них и сравнить с ценой. Если себестоимость концентрата окажется меньше цены, то кондиционные условия для него выполнены, запасы концентрата и компонентов в нем нужно считать промышленными (балансовыми). Если себестоимость концентрата будет больше цены, кондиционные условия не выполнены, и запасы следует отнести к забалансовым. Учет забалансовых запасов в блоках обязателен, так как они при валовой добыче могут быть объединены с кондиционными блоками, и надо уметь рассчитывать последствия такого смешивания руд. В итоге по каждому подсчетному блоку можно составить паспорт, в котором будут указаны основные технико-экономические показатели, например:

а) запасы руды, соотношение природных типов и сортов руд, их химический состав;

б) выход, запасы и состав всех промежуточных (по укрупненным стадиям добычи и переработки руд) и конечных продуктов обогащения;

в) валовые и извлекаемые, балансовые (кондиционные) и забалансовые (некондиционные) запасы попутных компонентов с указанием категории запасов;

г) цена и ценность конечных продуктов обогащения; пользуясь расчетными ценами по методу В. Н. Виноградова, можно найти отнесенные показатели и для промежуточных продуктов;

д) себестоимость конечных (и промежуточных) продуктов обогащения и величина отнесенных на них эксплуатационных затрат;

е) прибыль на единицу каждого вида продукции и на 1 т руды;

ж) если известны удельные капитальные затраты по отдельным стадиям добычи и переработки комплексных руд, то можно по каждому блоку рассчитать коэффициент эффективности капиталозатрат.

вложений и приведенные затраты по каждому виду продукции.

Систематизированные в виде таблиц технико-экономические показатели по подсчетным блокам месторождения будут представлять собой удобный материал для геолого-экономической оценки месторождения и проектирования горнорудного предприятия.

Изложенная схема пока не реализована на практике, но не видно препятствий к ее осуществлению. Известны примеры, когда при подсчете запасов комплексных магнетитовых руд были выполнены первые три пункта схемы. Так, на Сарбайском и Соколовском месторождениях в подсчетных блоках кроме запасов руды определялись запасы и состав конечных продуктов обогащения, валовые и извлекаемые запасы попутных компонентов.

Пример. Используя данные табл. 51 и 52 и зависимость извлекаемого содержания кобальта от его содержания в руде $D_k = 0,795 C - 0,001$, найдем минимальное промышленное содержание кобальта в руде, не принимая во внимание ценность медно-свинцово-цинкового концентрата, при коэффициенте разубоживания 0,05. Имеем: $W_k = (0,894 + 0,179)$ млн. руб.: 57 тыс. т = 18,8 руб./т; $C_s = 48,2\% = 0,482$; $Ц_s = 9$ руб./т; $\gamma_k = 5,7\%$; $Ц_{Co} = 10\ 000$ руб./т; $a = 0,795$; $b = -0,001$. Следовательно,

$$C_{\min} = \frac{(18,8 - 0,482 \cdot 9) (5,70 : 10\ 000) + 0,001}{0,795 (1 - 0,05)} = 0,0122\%$$

Найдем переводной коэффициент кобальта и меди при $\varepsilon_{Co} = 0,73$; $\varepsilon_{Cu} = 0,7$; $Ц_{Co} = 10\ 000$ руб./т; $Ц_{Cu} = 492$ руб./т

$$k_{\text{пер}} = \frac{0,73 \cdot 10\ 000}{0,7 \cdot 492} = 21.$$

Следовательно, содержание кобальта 0,01% равноценно содержанию; меди 0,21%.

В ряде работ отмечается, что в комплексных рудах кондиции на главный компонент надо рассчитывать с учетом извлечения попутных компонентов [13]. В магнетитовых рудах на минимальное промышленное содержание железа наиболее существенно может повлиять получение пиритно-кобальтового концентрата.

В некомплексных магнетитовых рудах в основе определения кондиций на железо лежит соотношение

$$W_{\text{доб}} + W_{\text{об}} = \gamma_{\text{МК}} Ц_{\text{МК}},$$

т. е. себестоимость добычи и обогащения (магнитной сепарации) руды равна произведению цены магнитного концентрата на его выход. В комплексных магнетитовых рудах, если пренебречь медно-свинцово-цинковым концентратом, который составляет не-

большую относительную ценность (см. табл. 53), соотношение усложняется:

$$W_{\text{доб}} + W_{\text{об}} + W_1(1 - \gamma_{\text{МК}}) + W_2\gamma_{\text{КСК}} = C_{\text{МК}}\gamma_{\text{МК}} + C_{\text{К}}\gamma_{\text{К}},$$

где $W_1(1 - \gamma_{\text{МК}})$ — затраты на коллективную флотацию сульфидов; $W_2\gamma_{\text{КСК}}$ — затраты на селекцию пиритно-кобальтового концентрата; $C_{\text{МК}}\gamma_{\text{МК}}$ — его ценность.

При снижении содержания железа в руде заметно возрастает количество хвостов магнитной сепарации, что ведет к возрастанию затрат на флотацию $W_1(1 - \gamma_{\text{МК}})$. Это обстоятельство значительно уменьшает влияние пиритно-кобальтового концентрата на минимальное промышленное содержание железа. Расчеты показывают, что за счет комплексного использования магнетитовых руд минимальное промышленное содержание железа можно снизить на 0,5—2%, т. е. на сравнительно небольшую величину.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Методика изучения комплексных магнетитовых руд включает в себя их опробование, подсчет запасов и геолого-экономическую оценку. Рациональное опробование комплексных руд начинается с выделения природных типов как основы всего последующего исследования. С учетом типов руд изучается их минеральный и химический состав, химический состав главных минералов и технологические свойства руд.

Большое значение в комплексных рудах имеет исследование зависимостей показателей обогащения от химического состава руды. В работе показаны приемы выявления зависимостей и многочисленные их приложения к подсчету запасов и геолого-экономической оценке комплексных руд. Рассмотренные зависимости, основанные на минералого-технологическом опробовании, позволяют решать задачу технологического картирования месторождений при разведке, оценивать запасы любых продуктов переработки руд и запасы заключенных в них попутных компонентов в пределах отдельных подсчетных блоков.

Представляет интерес выявление различных закономерностей распределения компонентов в рудах, из которых наибольшее значение имеют зависимости между содержаниями главных и попутных компонентов. Они позволяют прогнозировать состав руд и концентратов, иногда заменяя химическое опробование, но чаще служат для контроля опробования и подсчета запасов.

Контролю опробования в комплексных рудах нужно уделять большое внимание, причем полезны не только традиционные приемы внутреннего и внешнего контроля анализов, но и контроль опробования в целом, а также косвенные методы контроля качества руд.

Специфика подсчета запасов попутных компонентов заключается в учете как валовых, так и извлекаемых запасов, потому что экономическая целесообразность комплексного использования руд определяется последними. Предложено несколько способов подсчета извлекаемых запасов компонентов; из них главным является подсчет на основе зависимостей показателей обогащения от состава руды. С помощью зависимостей можно считать извлекаемые запасы на различных стадиях переработки комплексных руд и полу-

чать баланс запасов между продуктами обогащения. Кроме того, можно определять запасы и продуктов обогащения.

Зависимости показателей обогащения от состава руды позволяют рассчитать количество и состав продукции горнорудного предприятия, что необходимо для геолого-экономической оценки комплексных руд. Более того, с помощью зависимостей можно определять технико-экономические показатели: количество и состав продукции, ее цену, ценность и себестоимость в каждом подсчетном блоке, т. е. осуществлять технико-экономическое картирование месторождения.

Одним из важнейших критериев целесообразности комплексного использования руд служит коэффициент эффективности капиталовложений, который определяется как отношение приращения прибыли за счет комплексного использования руд к приращению необходимых для этой цели капиталовложений.

Заключительным моментом геолого-экономической оценки является обоснование кондиций на комплексные руды. В качестве кондиционных показателей следует брать минимальное содержание кобальта в пиритном концентрате в соответствии с требованиями промышленности и минимальное содержание кобальта в руде, определяемое экономическим расчетом. Если из руды будут извлекаться и другие попутные компоненты (медь, цинк, свинец и др.), то их нужно пересчитать на условный кобальт.

Комплексное использование магнетитовых руд слабо влияет на минимальное промышленное содержание главного компонента — железа, так как при снижении его содержания возрастают количество хвостов магнитной сепарации и затраты на флотацию сульфидов.

Рассмотренные вопросы опробования, подсчета запасов и геолого-экономической оценки комплексных магнетитовых руд имеют более широкое методическое значение для комплексных руд других типов рудных месторождений и могут представлять интерес для широкого круга геологов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М. И. Определение производительности рудника. М., Металлургиздат, 1948, 371 с.
2. Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. М., «Недра», 1966, 663 с.
3. Альбов М. Н. Опробование месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1965. 239 с.
4. Атлас текстур и структур сульфидных медно-никелевых руд Кольского полуострова. Л., «Наука», 1973. 178 с.
5. Барков Н. Н., Вольфсон А. Л., Яндроловский Н. А. Эффективность капитальных вложений в развитие железнодорожного транспорта. М., «Транспорт», 1972. 145 с.
6. Барышев Н. В. Контроль опробования. М.—Л., Гостеолтехиздат, 1948. 87 с.
7. Бельфор В. М., Юфа Б. Я. Оценка качества результатов геохимических анализов. Программа «Анализ». Л., Изд. Всесоюз. науч.-исслед. ин-та развед. геофиз., 1968. 88 с.
8. Бекмухаметов А. Е. Комагматические ассоциации Тургайского прогиба и их связь с метасоматизмом и магнетитовым оруденением. — В кн.: Вулкано-плутон. формации и их рудоносность. Алма-Ата, «Наука», 1969, с. 40—45.
9. Беляшов Н. М. Основные закономерности распределения элементов-примесей в магнетитах из руд Качарского месторождения. — «Изв. АН КазССР. Сер. геол.», 1963, вып. 6, с. 43—56.
10. Болдырев Г. П., Бранд В. Ю., Шапиро Р. Б. О необходимости новой методики оценки железорудных месторождений при разведке. — «Обогащение руд», 1963, № 1, с. 3—7.
11. Булнаев И. Б. Техника и технология отбора проб при разведочном бурении. М., «Недра», 1974. 183 с.
12. Быбочкин А. М. Рассеянные элементы в рудах цветных металлов и методика оценки их запасов. — «Разведка и охрана недр», 1960, № 9, с. 1—6.
13. Быбочкин А. М. Основные требования к комплексному изучению и учету полезных ископаемых. — «Разведка и охрана недр», 1973, № 10, с. 18—24.
14. Вадерьяновская андезито-диоритовая везе-намюрская вулкано-плутоническая формация Тургайского прогиба. — В кн.: Вулкано-

плутон. формации и их рудоносность. Алма-Ата, «Наука», 1966, с. 28—39. Авт.: А. И. Ивлев, О. К. Ксенофонов, Ю. Г. Фальков и др.

15. Васильева А. И. Морфогенетические особенности ритмических текстур и их роль в выяснении условий рудообразования. М., «Наука», 1970. 126 с.

16. Вахрушев В. А. Минералогия, геохимия и генетические группы контактово-метасоматических железорудных месторождений Алтае-Саянской области. М., «Наука», 1965. 291 с.

17. Великоборец Т. А., Лукьянченко Е. М. О формах нахождения кобальта в пирите. — «Геохимия», 1970, № 7, с. 859—863.

18. Виноградов В. Н. Промышленная оценка рассеянных элементов в комплексных рудах. М., «Недра», 1972. 151 с.

19. Временные требования к подсчету запасов попутных полезных ископаемых и компонентов в рудах и других видах минерального сырья. М., Изд. Мин-ва геологии СССР, 1973, 19 с.

20. Галкин Б. И. О методике выявления количественных взаимосвязей между компонентами полезных ископаемых. — «Труды ВИМС», 1949, вып. 1, с. 22—31.

21. Глазковский В. А. Геолого-минералогические основы технологической оценки руд месторождений железа. М., Госгеолтехиздат, 1954. 182 с.

22. Грацерштейн И. М., Кульницкий Л. С. Технико-экономическое проектирование предприятий цветной металлургии. Изд. 2, перераб. и доп. М., «Металлургия», 1972. 400 с.

23. Григорьев В. М. Элементы-примеси в железных рудах и их генетическое значение. — «Минер. сырье», 1968, вып. 15, с. 3—12.

24. Григорьев В. М. Современные требования к изучению вещественного состава и обогатимости железных руд. — «Разведка и охрана недр», 1972, № 2, с. 22—25.

25. Грудев А. П. Корреляционная связь кобальта и серы в метасоматических месторождениях магнетита. — «Вест. Моск. ун-та», 1960, № 3, с. 53—57.

26. Дербиков И. В. Элементы зональности скарново-рудных месторождений Западной Сибири. — В кн.: Железорудн. месторождения Алтае-Саянской горн. области. М., Изд-во АН СССР, 1958, с. 189—194.

27. Дербиков И. В. О природе так называемого «гидросиликатного» типа контактово-метасоматических месторождений. — «Геология и геофизика», 1967, № 12, с. 113—125.

28. Дралюк Л. Б. Минимально допустимые диаметры керн скважин алмазного бурения для опробования рудных месторождений. — «Разведка и охрана недр», 1968, № 7, с. 27—31.

29. Дралюк Л. Б. Зарубежный опыт опробования рудных месторождений по керну при алмазном бурении. Л., Изд. Всесоюз. науч.-исслед. ин-та методики и техники разведки, 1969. 24 с.

30. Дунаев В. А. Теченское железорудное месторождение на Среднем Урале. — «Труды Горно геол. ин-та», 1959, вып. 32. 158 с.

31. Дымкин А. М. Контактново-метасоматические месторождения

железа Южной части Главной рудной полосы Тургая. Новосибирск. Изд-во Сиб. отд. АН СССР, 1962, 237 с.

32. Дымкин А. М. Вулкано-плутонический магматизм и эндогенное оруденение. — В кн.: Вулкано-плутон. магматизм и железоруденение. Новосибирск, «Наука», 1970, с. 5—30.

33. Дымкин А. М., Щербак В. М. Особенности формирования метасоматических и вулканогенно-осадочных руд Тургая. Новосибирск, «Наука», 1973. 187 с.

34. Иванов Н. В. Методика опробования Карабашских колчеданных месторождений по типам руд. — «Сов. геология», 1941, № 4, с. 59—69.

35. Иванов Н. В. Опробование по типам руд. — «Зап. Ленингр. горн. ин-та», 1959, т. 36, вып. 2, с. 48—70.

36. Иванов Н. В. Отбор проб в зависимости от их назначения и природных условий. — «Зап. Ленингр. горн. ин-та», 1962, т. 43, вып. 2, с. 58—77.

37. Иванов Н. В. Новое направление в опробовании рудных месторождений. М., Госгеолтехиздат, 1963, 179 с.

38. Иванов Н. В., Поротов Г. С., Ларионов А. Г. Применение геохимических методов опробования на магнетитовых месторождениях скарного типа. — В кн.: Вопр. методики опробования месторождений полезн. ископаемых при разведке и эксплуатации. Свердловск, Изд-во Свердловского горн. ин-та, 1969, с. 119—125.

39. Иванов О. В. Об опробовании и подсчете запасов элементов-примесей на месторождениях цветных и редких металлов. — «Разведка и охрана недр», 1960, № 4, с. 16—21.

40. Изюмко В. М. Исследование кобальтоносности шрифта методом отпечатков. — «Зап. Ленингр. горн. ин-та», 1965, т. 49, вып. 2, с. 205—207.

41. Инструкция по применению классификации запасов к месторождениям железных руд. М., Госгеолтехиздат, 1961. 56 с.

42. Каганович С. Я. Принципы экономической оценки месторождений твердых полезных ископаемых на основе приведенных замыкающих затрат. — В кн.: Социально-эконом. проблемы рационального использования недр. Ч. 1. Л., Изд. Ленингр. горн. ин-та, 1973, с. 67—72.

43. Каждан А. Б. Методологические основы разведки полезных ископаемых. М., «Недра», 1974. 272 с.

44. Калик А. М., Ключанский Г. Г., Смирнов И. А. Методика опробования месторождений цветных металлов на германий, селен, теллур, таллий, кадмий, индий, галлий, рений, скандий и подсчета их запасов. М., «Недра», 1970. 45 с.

45. Карасик М. А. Промышленные типы контактово-метасоматических магнетитовых месторождений в Тагило-Кушвинском районе и особенности распределения элементов-примесей в рудах этих месторождений. — В кн.: Железорудн. база Тагило-Кушвинского промышл. района. Свердловск, Изд-во УФАН СССР, 1957, с. 64—98.

46. Карасик М. А. Особенности распределения элементов-примесей в комплексных магнетитовых рудах некоторых контактово-метасома-

тических месторождений. — «Разведка и охрана недр», 1969, № 9, с. 1—8.

47. Карманов В. П. Вариационные кривые состава железных руд горы Благодати. — В кн.: Мат-лы Уральск. геол. управления, ч. 2, 1939, с. 81—90.

48. Касаткин Н. Ф. К вопросу определения вероятных технологических показателей обогатимости железных руд. — «Горн. журнал», 1946, № 3, с. 36—37.

49. Киселева Е. Ф., Овчинников Н. Л. Методика определения кондиций на попутные компоненты в комплексных рудах. М., Изд. Геол. фонда РСФСР, 1966. 7 с.

50. Кобзарь П. Н., Беляшов Н. М. Некоторые вопросы геохимии месторождений образования магнетитовых руд в контактово-метасоматических месторождениях. — «Труды Казах. ин-та минер. сырья», 1959, вып. 1, с. 5—41.

51. Количественный минералогический анализ горных пород с помощью автоматической установки «Контраст». Методические указания. Л., Изд. Всесоюз. ордена Ленина науч.-исслед. геол. ин-та, 1972. 67 с.

52. Коц Г. А., Григорьев В. М. Технологическое картирование месторождений руд на базе массовой оценки обогатимости групповых проб с помощью малогабаритных обогатительных приборов. — В кн.: Изучение веществ, состава и технолог. свойств железн. руд. М., «Недра», 1969, вып. 10, с. 50—58.

53. Коц Г. А., Разумная Е. Г. Применение микрообогачительных методов и аппаратуры для минералогических исследований, оценки обогатимости и технологического картирования месторождений. М., «Недра», 1970. 128 с.

54. Кочурова Р. Н. Геометрические методы количественно-минералогического анализа горных пород. Л., Изд-во Лен. ун-та, 1957. 67 с.

55. Краткие инструктивные указания по ревизии месторождений полезных ископаемых и коллекций каменных материалов на редкие и рассеянные элементы. М., Госгеолтехиздат, 1956. 55 с.

56. Ларичкин Ф. Д., Иванов В. А. Экономика обогащения полиметаллических руд. — В кн.: Технология обогащения полиметал. руд. М., «Недра», 1972, с. 201—240.

57. Лексин В. Н., Токарева А. Г. Экономика комплексного использования полиметаллического сырья. М., «Металлургия», 1968. 252 с.

58. Литвинович А. Н. Методика изучения редких рассеянных элементов в полиметаллических рудах. Алма-Ата, Изд-во АН КазССР, 1961. 106 с.

59. Мартыненко Р. П. Техника и технология отбора борздовых проб из стенок горизонтальных и наклонных скважин подземного бурения. Автореф. дис. Л., 1971. 23 с.

60. Матвеев П. С., Шевченко Е. Д. О необходимости всестороннего минералого-технологического опробования месторождений цветных металлов. — «Разведка и охрана недр», 1972, № 1, с. 14—16.

61. Мельников Н. В. Научные проблемы рационального использования минеральных ресурсов СССР. — В кн.: Проблемы рационального использования минер. ресурсов СССР. М., Изд. АН СССР, 1969, с. 7—54.
62. Методика опробования железорудных месторождений на германий и другие рассеянные элементы и подсчета их запасов. М., Госгеолтехиздат, 1963. 60 с.
63. Методические рекомендации по изучению вещественного состава и обогатимости железных руд. М., Изд. Всесоюз. науч.-исслед. ин-та минер. сырья, 1971. 204 с.
64. Методическое руководство для разведочной и рудничной геологической службы месторождений криворожского типа. Киев, Изд-во АН УССР, 1963. 396 с.
65. Минералогическое технологическое опробование комплексных магнетитовых руд. — «Разведка и охрана недр», 1969, № 6, с. 17—20. Авт.: Н. В. Иванов, Г. С. Порохов, А. Г. Ларионов и др.
66. Момджи Г. С., Григорьев В. М. Методика минералогических исследований железных руд на редкие и рассеянные элементы. — «Бюл. науч.-техн. информации Мин. геол. СССР», 1960, № 1, с. 66—69.
67. Мудренко В. М., Тихомирова Е. С., Чепижная Э. А. Некоторые задачи элементного анализа при поисках и разведке рудных месторождений и возможные области применения лабораторных ядерно-физических методов. М., Изд. Всесоюз. науч.-исслед. ин-та ядерн. геофиз. и геохим., 1971. 156 с.
68. Мягков В. Ф. О геохимическом принципе исследования минеральных парагенезисов магматогенных месторождений. — «Геохимия», 1963, № 4, с. 410—416.
69. Николаев С. М., Лапин С. С. Недостатки в оценке качества и подсчета запасов магнетитовых руд железорудных месторождений. — «Изв. высш. учеб. заведений. Сер. геол. и разв.», 1970, № 3, с. 88—91.
70. Никольский Н. А., Попов С. В., Панов Ю. К. Исследование корреляционных связей содержаний шлакообразующих окислов и железа в минералогических типах руд скарновых железорудных месторождений Урала. — «Изв. высш. учеб. заведений. Горн. журнал», 1969, № 6, с. 3—8.
71. Никольский Н. А., Попов С. В. Геолого-минералогическая классификация руд как основа планирования их качества. — Сб. науч. трудов Магнитогорск. горно-металлург. ин-та, 1970, вып. 61, с. 12—25.
72. Нормативы удельных капитальных вложений в строительство автомобильных дорог общего пользования на период 1971—1975 гг. М. 1972. 42 с. (ГИПРОДОРНИИ).
73. Нормативы удельных капитальных вложений для предприятий черной металлургии на период 1971—1975 гг. Т. I. Л., Изд. Гос. ин-та, по проектиров. предпр. черн. металлург., 1971. 34 с.
74. Овчинников Л. Н. Контактново-метасоматические месторождения Среднего и Северного Урала. — «Труды горно-геол. ин-та», 1960, вып. 39. 495 с.

75. Оценка железорудных месторождений при поисках и разведке. М., «Недра», 1970. 445 с. Авт.: Г. С. Момджи, И. И. Пастушенко, А. П. Кефала и др.

76. Перспективы развития Кустанайского железорудного бассейна. Алма-Ата, «Наука», 1972. 346 с.: Авт.: Ш. Е. Есенов, А. М. Мустафина, Н. Н. Мельников и др.

77. Погребичкий Е. О., Терновой В. И. Геолого-экономическая оценка месторождений полезных ископаемых. Л., «Недра», 1974. 303 с.

78. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. М., «Недра», 1968. 460 с. Авт.: Е. О. Погребичкий, Н. В. Иванов, А. В. Скропышев и др.

79. Пономарев В. Н., Глухих И. И. К вопросу определения содержания железа в магнетитовых рудах по величине их магнитной восприимчивости. — «Изв. АН СССР. Физика Земли», 1963, № 8, с. 1225—1229.

80. Поротов Г. С. Классификация и основные принципы математической обработки закономерностей распределения элементов. — «Зап. Ленингр. горн. ин-та», 1966, т. 50, вып. 2, с. 95—105.

81. Поротов Г. С., Веселов Е. В. О генезисе кислых пород Качарского магнетитового месторождения. — «Геология и геофизика», 1972, № 3, с. 123—127.

82. Поспелов Г. Л. Минералого-геохимические особенности контакто-метасоматических железорудных месторождений Алтае-Саянской области. — В кн.: Железорудн. месторождения Алтае-Саянской горн. области. М., Изд-во АН СССР, 1958, с. 172—189.

83. Поспелов Г. Л. Парадоксы, геолого-физическая сущность и механизмы метасоматоза. Новосибирск. «Наука», 1973. 355 с.

84. Потемкин К. Н., Кислов С. Г. Магнитный метод контроля процессов обогащения магнетитовых руд и продуктов магнетизирующего обжига. — В кн.: Вопр. технологии и экономики минер. сырья Украины. М., Изд. Ин-та минер. ресурсов, 1974, с. 16—20.

85. Прейскурант на строительство воздушных линий электропередачи напряжением 110, 220, 330 и 550 кв. М., Изд. Всесоюз. Гос. проектно-изыскат. и науч.-исслед. ин-та «Энергосетьпроект», 1969. 92 с.

86. Прейскурант № 01—07. Оптовые цены на руды и флюсы черной металлургии. М., Прейскурантиздат, 1974. 31 с.

87. Прейскурант № 02—02. Оптовые цены на руды, концентраты и полуфабрикаты цветной металлургии. М., Прейскурантиздат, 1974. 18 с.

88. Райский П. И. О некоторых закономерностях распределения компонентов в магнетитовых рудах месторождений Кондомской группы. — «Изв. выпш. учеб. заведений. Горн. журнал», 1964, № 8, с. 6—9.

89. Руденко Н. И., Бузура В. П., Салимбаев А. С. Закономерности распределения кобальта в минералах руд на участке Соколовского карьера. — «Экспресс-информация», 1970, № 4. 11 с.

90. Сергеева Г. В. Особенности оценки глубокозалегающих месторождений. — В кн.: Социально-эконом. проблемы рацион. использования недр. Ч. 1. Л., Изд. Ленингр. горн. ин-та, 1973, с. 160—168.

91. Сидорков Е. А., Тихонов В. Н., Шумилин М. В. О влиянии размера проб при использовании корреляционных методов под-

счета запасов попутных компонентов. — «Изв. высш. учеб. заведений. Сер. геол. и разв.», 1974, № 2, с. 85—88.

92. Соколов Г. А. Геология, закономерности состава и вопросы генезиса магнетитовых месторождений Тургайского прогиба. — В кн.: Труды объединен. кустанайск. науч. сессии. Ч. 2. Алма-Ата, Изд-во АН КазССР, 1958, с. 57—65.

93. Соколов Г. А., Григорьев В. М. Месторождения железа. — В кн.: Руды месторождения СССР. Т. I. М., «Недра», 1974, с. 9—108.

94. Сравнительная оценка железорудных месторождений по результатам предварительной разведки. М., Госгеолтехиздат, 1961. 155 с.

95. Структурно-текстурные особенности эндогенных руд. М., «Недра», 1964. 598 с.

96. Суханова Е. Н. Использование метода корреляции для сокращения химических анализов. — «Разведка и охрана недр», 1965, № 10, с. 8—10.

97. Тетерев Г. М., Чугуевская О. М. Генезис Сарбайского магнетитового месторождения в Тургае. — В кн.: Магматизм и эндогенная металлогения Зауралья. Кустанай, Изд. Уральск. фил. АН СССР, 1970, с. 123—124.

98. Тихонов Б. Н. Определение содержания железа в рудах по данным магнитного каротажа подземных скважин на месторождения Горной Шории. — «Вопр. развед. геофизики», 1968, вып. 7, с. 27—32.

99. Фаддеев Д. К., Фаддеева В. Н. Вычислительные методы линейной алгебры. М. — Л., Физматгиз, 1963. 734 с.

100. Чекавый Ю. И., Кузнецов В. Г., Чикирисов А. А. Оценка представительности геологических проб при их обработке на УОГП. Л., Изд. Всесоюз. науч.-исслед. ин-та методики и техники разв., 1973. 39 с.

101. Четвериков Л. И. Теоретические основы моделирования тел твердых полезных ископаемых. Воронеж, Изд-во Воронежского ун-та, 1968. 152 с.

102. Чинкин Н. Н. Оценка вероятных технологических показателей обогащения железных руд. — «Горн. журнал», 1944, № 3—4, с. 28—34.

103. Чугуевская О. М., Беляшов Н. М., Новохатский И. П. Этапы образования и генетические типы железных руд в Тургайской палеозойской андезит-диоритовой вулканоплутонической формации. — «Вестн. АН КазССР», 1967, № 9, с. 46—51.

104. Шибakov М. А. Об излишних химических анализах при разведке железорудных месторождений. — «Разведка и охрана недр», 1950, № 6, с. 12—17.

105. Шманенков И. В. Унификация методов технологического опробования полезных ископаемых. — «Горн. журнал», 1946, № 2, с. 32—33.

106. Экономика обогащения руд черных металлов. М., «Недра», 1972. 231 с. Авт.: В. В. Осмоловский, В. Г. Мацев, Н. Л. Ковалевич и др.

107. Яковлев Ю. Н. О сферолитоподобных агрегатах магнетита и пластинчатых выделениях пирита в рудах Куржункульского месторождения. — «Зап. Ленингр. горн. ин-та», 1962. Т. 42, вып. 2, с. 65—77.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение		3
Глава I. Краткая геологическая характеристика скарново-магнетитовых месторождений		7
§ 1.	Особенности размещения и формирования месторождений	—
§ 2.	Особенности строения месторождений	14
§ 3.	Природные типы руд	16
§ 4.	Промышленные сорта руд	25
§ 5.	Комплексные магнетитовые руды и технология их переработки	27
§ 6.	Минеральный состав руд	30
§ 7.	Химический состав руд	33
§ 8.	Форма нахождения и баланс распределения компонентов в магнетитовых рудах	34
§ 9.	Некоторые закономерности распределения компонентов в рудах	36
Глава II. Опробование скарново-магнетитовых месторождений		40
§ 1.	Задачи опробования	—
§ 2.	Выделение природных типов руд	41
§ 3.	Изучение минерального состава руд	48
§ 4.	Изучение химического состава минералов	54
§ 5.	Изучение химического состава руд	60
§ 6.	Изучение технологических свойств руд	65
§ 7.	Изучение физических свойств руд	82
§ 8.	Виды проб	84
§ 9.	Геофизические методы при опробовании	86
§ 10.	Использование закономерностей распределения компонентов при опробовании	87
§ 11.	Контроль опробования	95
Глава III. Подсчет запасов комплексных магнетитовых руд		107
§ 1.	Особенности оконтуривания комплексных магнетитовых руд	—
§ 2.	Подсчет запасов магнетитовых руд	110
§ 3.	Подсчет валовых запасов компонентов	114
§ 4.	Подсчет извлекаемых запасов компонентов	116
§ 5.	О категориях запасов попутных компонентов	122
Глава IV. Особенности оценки комплексных магнетитовых руд		125
§ 1.	Факторы оценки комплексных магнетитовых руд	—
§ 2.	О геолого-экономической оценке комплексных магнетитовых руд	—

3.	Способ и система разработки месторождений . . .	134
4.	Производительность горнорудного предприятия . . .	135
5.	Капитальные затраты	137
6.	Себестоимость продукции	142
7.	Цена и ценность продукции	148
8.	Эффективность комплексного использования руд . . .	150
9.	О кондциях на комплексные магнетитовые руды . . .	152

Заключение	157
----------------------	-----

Список литературы	159
-----------------------------	-----

ГЕННАДИЙ СЕРГЕЕВИЧ ПОРОТОВ,
ЕВГЕНИЙ ВАСИЛЬЕВИЧ ВЕСЕЛОВ,
АНАТОЛИЙ ГЕОРГИЕВИЧ ЛАРИОНОВ

**МЕТОДИКА ИЗУЧЕНИЯ КОМПЛЕКСНЫХ
МАГНЕТИТОВЫХ РУД**

Редактор издательства *Б. П. Пустынцев*
Техн. редактор *Н. П. Старостина*
Обложка художника *Б. А. Комарова*
Корректор *Н. Д. Баримова*

Сдано в набор 30/IX 1975 г. Подписано в печать
14/IV 1976 г. М-50165. Формат 60 × 90¹/₁₆.
Бумага тип. № 2. Печ. л. 10¹/₂. Уч.-изд. л. 11,33.
Заказ 542/373. Тираж 1300 экз. Цена 58 коп.

Издательство «Недра». Ленинградское отделение.
193171, Ленинград, С-171, ул. Фарфоровская, 12.

Ленинградская типография № 6
Союзполиграфпрома Государственного комитета
Совета Министров СССР по делам издательств,
полиграфии и книжной торговли.
196006, Ленинград, Московский пр., 91.

58 коп.

1729

НЕДРА