

М. Н. Альбов

ОПРОБОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

ИЗДАНИЕ ПЯТОЕ,
ПЕРЕРАБОТАННОЕ
И ДОПОЛНЕННОЕ

*Допущено Министерством высшего и среднего
специального образования СССР
в качестве учебного пособия для студентов
геологических специальностей вузов*



МОСКВА, «НЕДРА», 1976

Альбов М. Н. Опробование месторождений полезных ископаемых. Изд. 5, перераб. и доп. М., «Недра», 1975. 232 с.

В книге изложены современные теоретические основы опробования, методика и техника отбора и обработки проб рудных и россыпных месторождений ценных, редких, цветных и черных металлов, а также главнейших нерудных и горючих полезных ископаемых при поисках, разведке и эксплуатации; приведены сведения о новых прогрессивных способах опробования.

Книга рекомендуется в качестве учебного пособия для студентов геологических специальностей высших учебных заведений. Она может также служить практическим руководством для геологов-разведчиков, рудничных геологов, горных инженеров и техников.

Таблиц 51, иллюстраций 74, список литературы — 111 названий.

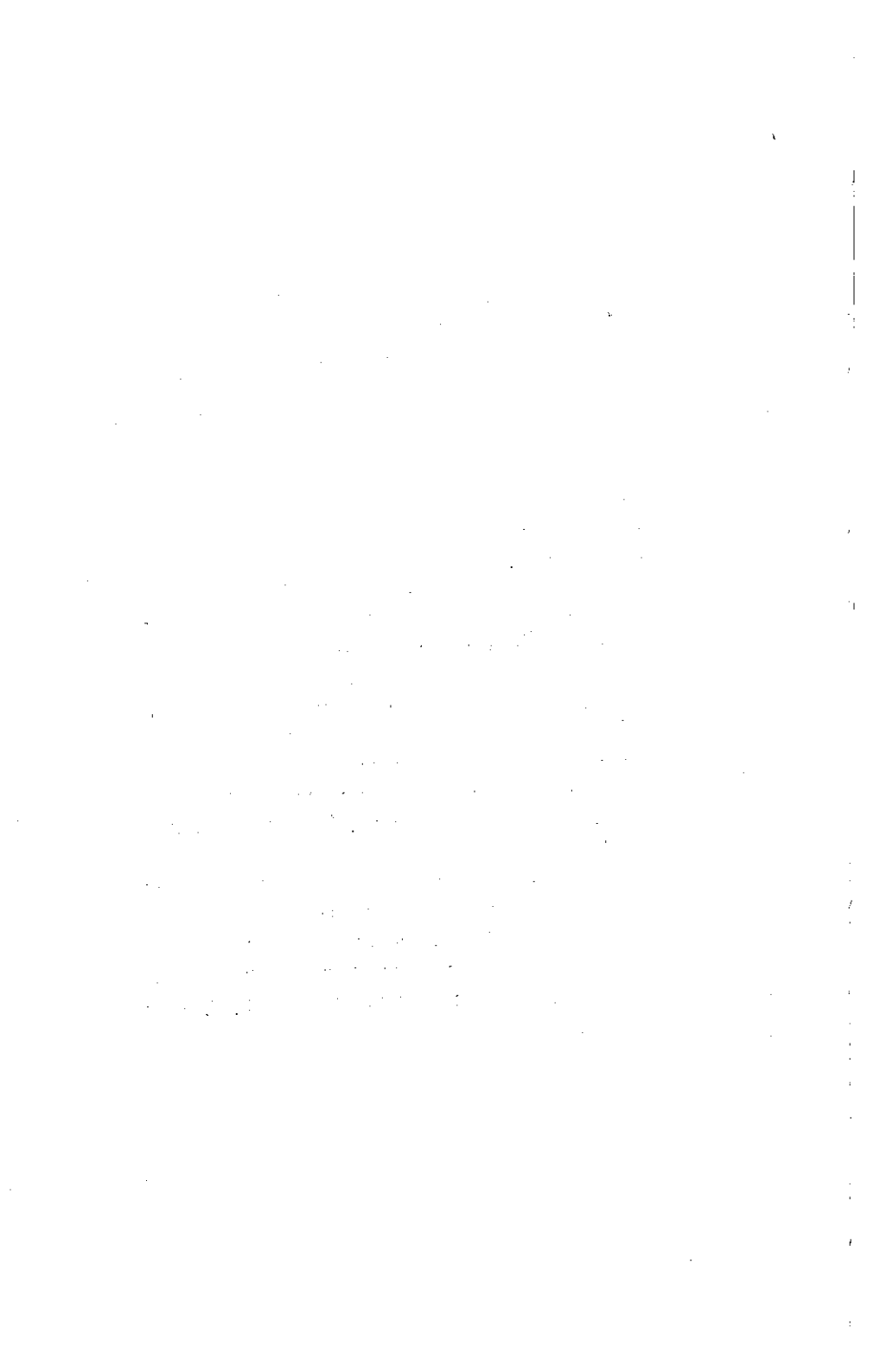
ПРЕДИСЛОВИЕ

Опыт подготовки четырех изданий книги «Опробование месторождений полезных ископаемых» (1943, 1952, 1961, 1965 гг.) показал, что систематическое изложение вопросов опробования в виде практического руководства для геологов-разведчиков и учебного пособия для студентов высших учебных заведений пользуется широким вниманием специалистов.

Настоящая книга включает вопросы опробования почти всех полезных ископаемых при их поисках, разведке и эксплуатации. По содержанию она отвечает учебной программе по разделу «Опробование» для геологоразведочной специальности высших учебных заведений. Особое внимание в ней уделено изложению прогрессивных методов отбора проб, а также опыту критического пересмотра теоретических основ опробования.

При подготовке нового издания книги учтены пожелания, высказанные многими геологами. Наиболее ценные советы получены автором от кандидатов геолого-минералогических наук А. С. Власова, А. С. Вершинина, Ю. К. Панова, В. Л. Челышева.

Автор будет благодарен всем читателям, которые пришлют свои отзывы и замечания по содержанию книги по адресу: 620001, г. Свердловск, ул. Куйбышева, 30, Свердловский горный институт, кафедра поисков и разведки месторождений полезных ископаемых, профессору М. Н. Альбову.



*Обыск камней без пробы
скуден и сомнителен.*

М. В. Ломоносов
(О слоях земных, 1763 г.)

ВВЕДЕНИЕ

1. Задачи, виды и способы опробования

Опробование представляет собой процесс определения содержания полезных и вредных компонентов руд или боковых пород во многих точках месторождений полезных ископаемых при их поисках, разведке и эксплуатации. При этом отбираются типичные порции, пробы, по которым и устанавливается качественный и количественный состав руд и пород в разведываемых и эксплуатируемых месторождениях.

Опробование является весьма важной и ответственной операцией разведочной и эксплуатационной геологической службы. Оно проводится для решения следующих вопросов:

1. Определение средних содержаний и средних мощностей рудных тел в целях подсчета запасов полезных ископаемых.

2. Контроль точности анализов химической лаборатории при определении содержания компонентов в рудах.

3. Установление контуров рудных тел, не имеющих видимых геологических границ.

4. Выявление закономерностей пространственного размещения естественных типов руд, требующих различных технологических схем обработки, установление первичной и вторичной зональности месторождений, условий локализации рудных столбов в рудных телах с их качественной и количественной характеристикой.

5. Определение корреляционных зависимостей между содержаниями металлов в руде, между полезными и вредными компонентами, определение содержания и запасов рассеянных элементов в полиметаллических рудах по их корреляционной связи с главными компонентами.

6. Составление планов и программ добычи руды и ее полезных компонентов.

7. Оперативное руководство очистными горными работами при эксплуатации рудных тел без четко выраженных геологических границ, а также при раздельной выемке разных типов руд.

8. Определение потерь и разубоживания руд при эксплуатации.

9. Определение взаимных расчетов между горным предприятием и потребителем добытой руды по данным товарного опробования.

Таким образом, опробование всесторонне контролирует всю производственную деятельность горного предприятия, а при геологоразведочных работах оно выявляет потенциальные возможности комплексного использования минерального сырья в народном хозяйстве. В СССР опробование служит одной из форм социалистического учета и контроля горной промышленности.

В настоящее время существует несколько видов опробования: минералогическое, геофизическое, химическое, технологическое и др.

Минералогическое опробование основано на использовании различий в физических свойствах рудных и нерудных минералов. При поисках минералогические пробы могут быть взяты штучным или шлиховым способами. Предварительное изучение обогатимости руд при разведочных работах также может быть выполнено на штучных пробах.

Определенная зависимость содержания рудного минерала от плотности руды лежит в основе гравитационного способа опробования. Шлиховым способом определяется содержание золота и других ценных тяжелых минералов в буровых скважинах при разведке россыпей. Количественная характеристика вкрапленности рудных минералов может быть определена оптико-минералогическим способом (в шлифах) или порошковым способом (в измельченных пробах).

При эксплуатации месторождений широкие перспективы применения имеют способы опробования без отбора проб (по естественным типам руд и по типам разрезов). Для некоторых руд применяется люминесцентный способ опробования.

Способы минералогического опробования применяются на геологоразведочных работах в целях разделения балансовых и забалансовых руд, а при эксплуатации — для быстрой оперативной оценки качества добываемых руд. Минералогическое опробование является также основой для определения технологических свойств руд при их обогащении.

Геофизическое опробование основано на использовании специальных физических свойств рудных минералов (магнитная проницаемость, электропроводность) или отдельных элементов (естественная или искусственная радиоактивность). При бурении скважин в целях поисков или разведки широко применяются магнитный, электрический и радиоактивный способы каротажа. Это позволяет без отбора проб устанавливать не только рудный интервал или пласт, но в некоторых случаях также и содержание полезного компонента. Особенно широко применяются рентгено-радиометрические методы опробования при эксплуатации месторождений урана, свинца, висмута, сурьмы, железа, хрома, олова и

других элементов. Способы геофизического опробования быстро совершенствуются и имеют большие перспективы.

Химическое опробование является основным видом опробования при поисках, разведке и эксплуатации многих полезных ископаемых. При производстве поисков геохимическими методами по первичным и вторичным ореолам рассеяния производится массовый отбор проб с последующими анализами их в спектральной или химической лаборатории на содержание ряда элементов.

В забоях горных выработок широкое применение имеют борзодовый, точечный, шпуровой и горстовой способы отбора проб. Последним способом отбирают пробы также с вагонов при сбыте руды потребителю (товарные пробы). Опробование при разведочном бурении производится керновым и шламовым способами. В карьерах для опробования бортов используют экскаваторы. Наконец, при эксплуатации руд сложного состава содержание некоторых компонентов определяют корреляционным способом.

Технологическое опробование руд основано на использовании процессов, применяемых при обогащении. Для некоторых полезных ископаемых (асбест, слюда, драгоценные камни, золото и платина в россыпях) этот вид опробования является единственно возможным для количественной характеристики содержания их в рудах и в россыпях. Технологическое опробование применяется также для испытания руд на обогатимость. К технологическому опробованию можно отнести и определение физических свойств руд и горных пород (объемный вес, влажность, пористость и пр.), изложенное в главе III.

Для некоторых месторождений с крайне неравномерным распределением ценных минералов в целях опробования могут использоваться данные эксплуатации, а также выборочная эксплуатация в малом масштабе (пробная эксплуатация).

В табл. 1 приведена классификация видов и способов опробования руд при поисках, разведке и эксплуатации месторождений полезных ископаемых.

2. Исторический обзор развития методики и теории опробования

Опробование возникло из практических потребностей горного дела. Еще в глубокой древности попутно с ведением горных работ накапливались практические сведения по опробованию забоев. Каменные, бронзовые, медные клинья, зубила, молотки, тигли, плавильные горны, найденные в забоях и на местах древних рудников Западной Европы, Урала, Кавказа, Алтая, Средней Азии и Забайкалья, указывают на применение их древними рудокопами и рудознатоками для опробования и испытания руд.

Уже в трудах Агриколы за 1556 г. (Шухардин, 1955) обобщен богатый практический опыт горняков Западной Европы по

Таблица I

Виды и способы опробования при поисках, разведке и эксплуатации месторождений полезных ископаемых

Виды опробования	Способы опробования		
	при поисках	при разведке	при эксплуатации
Минералогическое	Штуфовый	Штуфовый (для предварительного изучения обогатимости руд)	Шлиховой (для россыпей) Гравитационный
	Шлиховой	Шлиховой (для россыпей) Порошковый (для вкрапленных руд) Оптико-минералогический (для вкрапленных руд)	<i>По естественным типам руд</i> <i>По типам разрезов</i>
		<i>Люминесцентный (для вольфрамовых руд)</i>	
Геофизическое	<i>Каротаж буровых скважин</i> (магнитный, электрический, радиоактивный)		<i>Шпуровой</i> (радиометрический)
		Порошковый, шламовый (магнитный, радиометрический, рентгено-радиометрический, рентгено-флуоресцентный)	
Химическое	Спектральный (геохимический) Бороздовый (в забоях) Точечный (в забоях) Горстевой (в забоях, с отвалов, с вагонов) Шламовый (при ударе и колонковом бурении)		
	Керновый (при колонковом бурении)		<i>Шпуровой</i> <i>Экскаваторный</i> <i>Корреляционный</i> (статистический)
Технологическое	Технологический (определение физико-технических свойств руд и горных пород, стройматериалов, отбор проб для испытания обогатимости руд)		Учет эксплуатации отдельных блоков, этажей, отдельных рудных тел
	Валовой (валунчатые руды, россыпи, асбест, слюда, драгоценные камни, руды золота и редких металлов)		Пробная эксплуатация

Примечание. Способы без отбора проб выделены курсивом.

пробирному делу, а также по определению содержания золота и серебра в пробах.

При изучении архивных материалов Урала и Алтая (проф. В. В. Данилевский и др.) установлено много имен замечательных русских рудознатцев и плавильщиков руд.

Еще в XV—XVI вв. в письменных наказах Московского государства посыльным «по рудосыскному делу» содержались распоряжения «копать руду, где найдут, и те руды на испыт делати». Так, Василию Пояркову, отправившемуся в 1643 г. из Якутска на Зею и Шилку, было наказано: «...серебряные руды велеть при себе весом плавить и сколько руды весом будет и то записать». В 1696 г. указ обязывал рудознатцев, направленных в Нерчинский край, «...тех руд образцы фунта на два или по три и что из них выйдет, из скольких фунтов сколько серебра или что иное,— и то все, с подписями, в мешочке послать в Томской и отдать воеводе Василию Ржевскому и ему те опыты, серебро и руду добрые, с нарочными посыльщиками прислать к Москве в Сибирский приказ наскоро».

Созданный Петром Первым в 1700 г. «Приказ рудокопных дел» рассылал на места подробные инструкции по разведке и опробованию руд. В личных записных книжках Петра Первого содержится много заметок по пробирному делу и по «познанию всяких руд». Так, например, им записаны правила промывки проб в лотке: «...всякую руду перво истолочь и потом положи на лоток и налити воды и толкать в один конец, чтобы руда села на дно, а потом воду слить с землею, а матерю высушить».

В 1731 г. выдающийся деятель петровской эпохи В. Н. Татищев основал на Урале горные школы, в которых одним из предметов преподавания было «практическое распознавание руд».

В состав первой Камчатской экспедиции, возглавляемой Берингом и Чириковым в 1725 г., с уральских горных заводов решено было послать двух или трех «... в сыскании и в пробах рудных наученых людей с надлежащими инструментами и припасы, чтобы оные, где найдены будут богатые металлы или минералы, могли на больших пробах действительно плод показать, не пропуская времени».

В 1738—1739 гг. при разведке горы Благодать на Урале проводилось настоящее техническое опробование. Из шурфов, пройденных по правильной сетке, добывались пробы железной руды объемом по одной кубической сажени, взвешивались и поступали в пробные плавки в доменных печах с определением выхода чугуна и железа.

Выдающийся труд М. В. Ломоносова «Первые основания металлургии или рудных дел», опубликованный в 1763 г., явился первым учебником по опробованию и испытанию руд, в котором подробно описывается опробование песков на россыпное золото. Через руки М. В. Ломоносова за 1750—1763 гг. прошло много

образцов минералов и руд, которые он сам испытывал на содержание в них меди, серебра и золота.

В 1814 г. уральский штейгер Лев Брусницын, изучая пробы речных песков, открыл промышленное содержание золота в уральских россыпях на десятки лет раньше открытия золотых россыпей Калифорнии и Австралии.

В начале XX в. горные инженеры В. А. Реутовский и И. А. Корзухин издали труды по разведке и опробованию месторождений полезных ископаемых, в которых обстоятельно излагали вопросы практики опробования забоев.

Развитие горного дела в XIX—XX вв. в капиталистических странах также повлекло за собой научное обобщение практики опробования. Существенный вклад в науку в области опробования внесен исследованиями Брунтон (1898 г.), Риккарда (1907 г.), Ричардса (1909 г.), Демонда и Хальфердаля (1923 г.) и других специалистов.

После Великой Октябрьской социалистической революции в нашей стране в небывалых масштабах начала развиваться горная промышленность, что в свою очередь вызвало расцвет геологических наук.

В 1920 г. профессор Петроградского горного института Г. О. Чечотт, читая курс опробования и испытания руд, впервые предложил выражать зависимость между массой пробы и крупностью кусков, составляющих пробу, удобной для практики эмпирической формулой, известной у нас под именем формулы Чечотта и широко применяемой при обработке проб (Чечотт, 1932).

Большая заслуга в развитии опробования как научной дисциплины принадлежит профессору Ленинградского горного института Н. И. Грушкову, опубликовавшему в 1934 г. ценное руководство по опробованию и оценке рудных месторождений. Вопросы технологического опробования впервые были разработаны профессором В. А. Глазковским (1932, 1954).

За последние десятилетия советскими учеными уделялось большое внимание основным вопросам опробования. Широкие экспериментальные исследования Н. В. Барышева и К. Л. Пожарицкого на рудниках и в лабораториях привели к весьма ценным практическим и теоретическим обобщениям по упрощению схем обработки проб. Этими исследователями, а также профессором А. П. Прокофьевым были разработаны научные основы контроля опробования. По проблеме учета высоких проб ценные рекомендации предложены П. Л. Каллистовым. Новое направление в опробовании по использованию естественных типов руд и минерального их состава развито профессором Н. В. Ивановым. Научное обобщение и систематизация огромного практического опыта советских геологов в области опробования отражены в книгах академика В. И. Смирнова, профессоров В. М. Крейтера, А. А. Якжина, Д. А. Зенкова, М. Н. Альбова.

Большой вклад в развитие основ опробования внесен Государ-

ственной комиссией по запасам (ГКЗ) и научными институтами Министерства геологии СССР. Неоднократно переиздавались методические указания Всесоюзного института минерального сырья (ВИМС) и ГКЗ по опробованию важнейших полезных ископаемых, составленные коллективами квалифицированных геологов. Институтами ВИТР и ЦНИГРИ предложены новые устройства по механизации процессов отбора и обработки проб.

Специальными кафедрами высших учебных заведений Ленинграда, Москвы, Свердловска, Томска, Иркутска разработаны новые прогрессивные методы опробования, опубликованы ценные исследования. Свердловским горным институтом организованы и проведены два Всесоюзных научных совещания по опробованию (1960 и 1966 гг.).

В настоящее время многих советских геологов глубоко интересуют вопросы опробования. В обзоре литературы по опробованию, составленном В. И. Бирюковым на 1969 г., учтено более 300 работ советских геологов. В их исследованиях отчетливо определилась тенденция к снижению начальной массы проб, к упрощению схемы их обработки, к механизации процессов опробования, к повышению производительности труда и снижению стоимости, к внедрению в практику прогрессивных минералогических и геофизических методов опробования.

Большое внимание вопросам опробования в настоящее время уделяется в Польше, ГДР, ЧССР, во Франции.

Основные пути дальнейшего развития опробования месторождений полезных ископаемых в СССР при их разведке и эксплуатации сводятся к следующим направлениям:

1. Научное теоретическое обоснование успешно развивающихся прогрессивных методов отбора проб.

2. Дальнейшая разработка и усовершенствование оперативных методов минералогического и геофизического опробования.

3. Механизация процессов отбора проб в забоях горных выработок и от керна и шлама, получаемых при бурении скважин.

4. Широкое применение математических методов обработки данных опробования.

5. Широкое применение геометризации металлоносности месторождений, обеспечивающей детальное изучение рудных столбов, первичной и вторичной зональности и других важнейших вопросов геологии месторождений полезных ископаемых.

Часть первая

ОСНОВЫ ОПРОБОВАНИЯ

Глава I

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ОПРОБОВАНИЯ

1. Требования к процессу опробования

Опробование является одной из важных операций при изучении, разведке и эксплуатации месторождений полезных ископаемых. Многократно повторяемые приемы по отбору и обработке проб требуют строгого выполнения их методики и техники. Эта методика и техника устанавливаются с учетом геологических особенностей строения рудной залежи и горнотехнических условий ее эксплуатации. Методика и техника опробования должны удовлетворять следующим условиям:

1. Гарантировать наиболее полную представительность, наибольшую точность отражения в пробах минерального и химического состава руд в опробуемых забоях, блоках.

2. Отвечать требованиям техники безопасности. Нельзя, например, проектировать отбойку проб с бортов уступов в карьерах с помощью приставных лестниц или с кровли очистных магазинов в шахтах.

3. Обеспечивать наибольшую производительность, что может быть достигнуто только в результате механизации и автоматизации процессов отбора и обработки проб.

4. Обеспечивать экономичность, для чего дорогостоящие методы опробования необходимо заменять более дешевыми при обязательном сохранении представительности проб; не допускать отбора и обработки заведомо излишнего количества проб, не используемых при подсчете запасов и оценке месторождения.

2. Представительность индивидуальных и групповых проб

Обязательным условием правильного опробования руд при поисках, разведке и разработке месторождений полезных ископаемых является обеспечение надежной представительности отбираемых проб.

Представительностью пробы принято называть степень соответствия содержания компонентов в пробе α_1 содержанию их в забое α_0 , от которого отобрана данная проба.

С одной стороны, проба является материальной массой, выборкой от: 1) большого массива руды в естественном ее залегании в забое; 2) керна из скважин колонкового бурения, в колонке которого сохраняются естественные условия залегания руд в природе; 3) отбитой горными работами массы руды или от шлама из скважин ударного бурения, в которых условия естественного залегания руд уже в существенной мере нарушены.

С другой стороны, эта материальная масса (проба) должна обладать обязательным условием практической сходимости с большим массивом руды, от которого она взята, по минеральному и по химическому составу. При этом содержание полезного компонента в пробе α_1 должно быть равно среднему содержанию того же компонента α_0 в опробованном массиве с точностью в пределах допустимой ошибки. В этом диалектическом единстве массы и качества и состоит понятие о представительности пробы.

Индивидуальные забойные химические пробы можно считать вполне представительными только для некоторых весьма равномерных месторождений первой группы по классификации ГКЗ; в месторождениях второй и третьей групп они не являются представительными. Однако всякие практические выводы рудничных геологов основаны на закономерностях изменения в рудном теле среднего содержания металла, определяемого по ряду отдельных проб.

Среднее содержание металла по штреку, полученное на основании n проб, можно рассматривать как одну групповую линейную пробу, составленную из n индивидуальных проб. Вероятная погрешность среднего содержания металла из n анализов равна:

$$P = \pm \frac{p}{\sqrt{n}},$$

где p — вероятная погрешность индивидуальной пробы.

Если, например, $p = \pm 100\%$, то при количестве проб в группе $n = 25$ вероятная погрешность среднего содержания снизится до

$$P = \pm \frac{p}{\sqrt{n}} = \pm \frac{100}{\sqrt{25}} = \pm 20\%,$$

при $n = 100$

$$P = \pm \frac{100}{\sqrt{100}} = \pm 10\%.$$

Таким образом, групповые забойные пробы обладают высокой представительностью для очень многих месторождений самых различных полезных ископаемых.

Способ объединения отдельных проб в групповые может быть линейным, площадным или объемным. Отбор линейных групповых проб следует применять в разведочно-подготовительных выработках по линии мощности, вдоль бортов или квершлагов по рабочим

горизонтам. Отбор площадных групповых проб может производиться только в очистных горных работах путем объединения нескольких смежных проб в двух направлениях (по мощности и простиранию или по простиранию и падению). При объединении смежных проб в трех направлениях (в опытных забоях по мощным рудным телам) может быть получена объемная групповая проба.

3. Анизотропия формы рудных тел и содержания в них полезных компонентов

Для теоретических основ опробования чрезвычайно плодотворно применение понятия об анизотропии формы рудных тел и содержания в них полезных компонентов (Четвериков, 1968, 1972).

В природе почти не встречаются рудные тела, имеющие изотропную или приблизительно шарообразную форму. Подавляющее большинство разнообразных форм рудных залежей имеет своей геометрической моделью трехосный эллипсоид. Меняя соотношения размеров по трем полуосям эллипсоида, можно вывести с некоторым приближением почти любую форму рудной залежи, пласта, жилы, россыпи.

Анизотропия формы залежи, как правило, сопровождается соответствующей анизотропией содержания полезного компонента в рудном теле. Внешним признаком такой анизотропии является текстура руд. Изотропное распределение содержания полезного компонента наблюдается редко; например, в массивных или вкрапленных рудах магматического происхождения. Да и в этом случае более углубленные исследования могут вскрыть наличие слабо выраженной анизотропии содержания металла.

В основу классификации важнейших текстур руд, разработанной академиком А. Г. Бетехтиным (1957 г.) и профессором С. А. Вахромеевым (1961), положены два признака: морфологический и генетический. При этом текстуры разных генетических типов могут принадлежать к одной и той же морфологической группе. Например, к удлиненной (плосковытянутой) морфологической группе принадлежат полосчатая или флюктуационная текстура магматических рудных тел, слоистая или реликтовая текстура скарновых залежей, крустификационная текстура рудных жил, слоистая текстура осадочных месторождений и сланцеватая текстура метаморфогенных месторождений. Очевидно, что для целей опробования решающим признаком является морфологический, тогда как генетические группы в этом вопросе имеют подчиненное значение.

В классификации С. А. Вахромеева (1961) установлены следующие четыре морфологические группы текстур рудных тел: 1) однородные (равномерные); 2) удлиненные (плосковытянутые); 3) округлые (нодулярные); 4) неправильные (брекчиевидные, кокардовые и пр.).

Наибольшим распространением в природе пользуются текстуры однородные и плоскопараллельные; они типичны для всех важнейших и очень многих месторождений разнообразных полезных ископаемых. Текстуры округлые и неправильные встречаются в природе значительно реже. При этом в оолитовых текстурах нередко также наблюдается грубая слоистость.

Для однородных или равномерных текстур бороздовая проба обычно ориентируется в пространстве по линии мощности рудного тела. В плоскопараллельных текстурах для бороздовых проб допустимо только одно направление по линии наибольшей изменчивости, вкрест плоскопараллельных текстур. Плоскопараллельные текстуры широко распространены среди месторождений полезных ископаемых осадочного, метаморфического и гидротермально-метасоматического генезиса. Направление этих текстур, как правило, совпадает с простиранием, падением и склонением рудных залежей. Разведочные буровые скважины всегда задаются вкрест простирания таких залежей и поэтому извлеченный из скважины керн в целом можно рассматривать как вполне представительную бороздовую пробу, вырезанную из рудной залежи с помощью бурового станка.

4. Главные факторы, определяющие минимальную надежную массу пробы

По мере увеличения начальной массы пробы ее приготовление или обработка до конечной массы, поступающей на химический анализ, становится сложнее, медленнее и дороже. Поэтому для обоснования минимальной надежной массы пробы рекомендуется руководствоваться приведенными ниже факторами.

Сложение, или текстура руды. Сложение, или текстура руды в забое оказывает решающее влияние на величину начальной массы пробы. При опробовании анизотропных руд с полосчатой, ленточной или слоистой текстурой способом борозды, направленной вкрест полосчатости, начальная масса пробы может быть резко уменьшена без нарушения ее представительности. При опробовании руд с пятнистой, брекчиевидной или конгломератовидной текстурой, а также вкрапленных руд с крупными выделениями рудных зерен начальную массу проб приходится значительно увеличивать.

Крупность зерен рудного минерала. Чем крупнее зерна рудного минерала, тем больше должна быть начальная масса пробы. Так, например, для начальной массы пробы некоторых полиметаллических уральских или алтайских руд, диаметр зерен сульфидов которых не превышает 1 мм, более чем достаточно 1 кг. При опробовании кварцевых жил с крупными зернами вольфрамита, достигающими 100 мм, начальную массу пробы следует увеличивать до 10—20 кг.

Количество зерен рудного минерала в пробе. Чем больше количество зерен рудного минерала в пробе, тем менее вероятна ошибка

в определении содержания полезного компонента при каждом приеме сокращения пробы. Если количество зерен рудного минерала составляет преобладающую массу пробы, то после каждого сокращения они делятся почти поровну, особенно при тщательном смешении пробы перед ее сокращением. При малом количестве рудных зерен в пробе ошибка от сокращения быстро возрастает. Для снижения ошибки в этом случае начальную массу пробы приходится значительно увеличивать.

Различие в плотности рудных и нерудных минералов. Чем больше различие в плотности рудных и нерудных минералов, тем больше должна быть начальная масса пробы. Например, в кварц-галенитовой руде каждое зерно галенита в три раза тяжелее зерна кварца того же диаметра. Влияние избыточного или недостающего зерна галенита на содержание свинца в сокращенной пробе втрое больше влияния зерна кварца.

Порядок среднего содержания металла в руде. Чем выше среднее содержание металла в руде и равномернее его распределение, тем меньше может быть начальная масса пробы. Содержание железа в железных рудах определяется десятками процентов, в то время как содержание меди в медных рудах не превышает единиц процентов, а содержание золота в золотых рудах составляет тысячные доли процента. При прочих равных условиях начальная масса проб железных руд может быть значительно меньше массы проб медных руд, а тем более золотых руд.

Отношение содержания металла в рудном минерале β к среднему содержанию металла в руде α . Прежде всего определим, что влияет на отношение $\beta : \alpha$. Массу пробы q можно рассматривать как сумму масс рудных и нерудных зерен:

$$q = n_0 d_0^3 \bar{\delta}_b + (N_0 - n_0) d_0^3 \bar{\delta}_a,$$

где N_0 — общее количество минеральных зерен в пробе;

n_0 — количество рудных зерен в пробе (при этом $n_0 < N_0$);

d_0 — средний диаметр минеральных зерен в пробе в мм;

$\bar{\delta}_b$ и $\bar{\delta}_a$ — плотности рудного и нерудного минерала в составе пробы.

Среднее содержание металла в пробе можно определить как отношение массы металла в пробе к массе всей пробы:

$$\alpha = \frac{n_0 d_0^3 \bar{\delta}_b \beta}{n_0 d_0^3 \bar{\delta}_b + (N_0 - n_0) d_0^3 \bar{\delta}_a}$$

или

$$\alpha = \frac{n_0 \bar{\delta}_b \beta}{n_0 (\bar{\delta}_b - \bar{\delta}_a) + N_0 \bar{\delta}_a}.$$

Отсюда следует, что отношение $\frac{\beta}{\alpha}$ может быть представлено в следующем виде:

$$\frac{\beta}{\alpha} = \frac{n_0 (\bar{\delta}_b - \bar{\delta}_a) + N_0 \bar{\delta}_a}{n_0 \bar{\delta}_b} = 1 - \frac{\bar{\delta}_a}{\bar{\delta}_b} \cdot \frac{(N_0 - n_0)}{n_0}.$$

Эта формула показывает, что величина $\frac{\beta}{\alpha}$ зависит прежде всего от отношения рудных n_0 и нерудных ($N_0 - n_0$) минеральных зерен в составе пробы как в их естественных размерах, так и при любой стадии измельчения.

Таблица 2

Влияние минерального состава пробы и текстуры руды на отношение $\frac{\beta}{\alpha}$

Естественные типы руд, их текстура	$\frac{n_0}{N_0}$	$\frac{\beta}{\alpha}$	Минеральный состав кусков рудной массы и примерная величина надежной массы пробы, кг
Массивная (сплошная) руда			
Сплошные выделения. Весьма густая вкрапленность. Магнетитовая руда. $\beta = 70\% \text{ Fe}$; $\alpha = 50\% \text{ Fe}$	1,0—0,5	1,5	В каждом куске преобладают агрегаты рудных зерен; 1,0—2,0
Вкрапленная руда			
Густая вкрапленность. Частая вкрапленность. Халькопирит-пиритовая руда. $\beta = 34\% \text{ Cu}$; $\alpha = 2\% \text{ Cu}$	0,2—0,05	15	Почти в каждом куске встречаются рудные зерна. Иногда встречаются куски, сложенные агрегатами только нерудных зерен; 2,0—5,0
Вкрапленная руда			
Редкая вкрапленность. Весьма редкая вкрапленность. Единичные включения рудных зерен. Шеллитовая руда. $\beta = 80\% \text{ WO}_3$; $\alpha = 0,5\% \text{ WO}_3$	0,05—0,01	150	Преобладают куски, сложенные агрегатом нерудных зерен. Рудные зерна встречаются в редких кусках; 5,0—10,0

Из табл. 2 следует, что чем относительно меньше в массе минеральных зерен рудных частиц, тем выше значение $\frac{\beta}{\alpha}$. Приведенные в таблице примеры руд отчетливо делятся на три группы: руды черных металлов со значением $\frac{\beta}{\alpha}$ около 1,5, руды цветных металлов, для которых $\frac{\beta}{\alpha}$ около 15, и руды редких и ценных металлов, где этот показатель составляет 150 и даже более. С целью сравнения в таблице приведены обычные, принятые на производстве массы пробы для указанных трех групп.

Для полностью окисленных кварц-сульфидных руд с видимым самородным золотом, а также для россыпных месторождений золота и платины отношение $\frac{\beta}{\alpha}$ достигает нескольких тысяч. Этим и объясняются значительные колебания содержания ценного металла при опробовании таких руд и россыпей. Для кварц-сульфидных золотоносных руд в первичной зоне величину $\frac{\beta}{\alpha}$ можно

брать по главному золотосодержащему сульфиду. При этом следует заметить, что содержание золота в сульфидах может изменяться весьма значительно, от нескольких граммов до килограмма на тонну.

Требуемая точность химического анализа

Чем большая точность требуется от анализа, тем значительно должна быть начальная масса пробы. Величина допустимой ошибки анализа устанавливается в процентах к содержанию определяемого компонента в руде. С увеличением содержания компонента в абсолютных процентах допустимая погрешность, как правило, уменьшается.

При полном количественном анализе на все компоненты величина допустимой ошибки принимается меньше, чем при массовых анализах. В табл. 3 приведены величины допустимой ошибки химического анализа для некоторых элементов, принятые ГКЗ.

Таблица 3

Допустимые ошибки при химических анализах

Элементы	Содержание элемента в руде, %	Предельно допустимая ошибка, абс. %	
		при массовых анализах	при полном анализе
Медь	Единицы	0,25	0,10
	Десятые доли	0,10	0,05
Цинк	Десятки	0,50	0,25
	Единицы	0,30	0,20
	Десятые доли	0,20	0,15
Сера в пирите и пирротине	Десятки	0,25	0,20
Сера в рудах с сульфидами	Единицы и десятые доли	0,10	0,05
Сера в окисленных рудах	Сотые доли	0,02	0,02

5. Исследования по определению минимальной массы пробы

Все излагаемые ниже исследования по определению минимальной массы пробы относятся к рудным массам, уже отбитым в горных работах и выданным на дневную поверхность.

Исследованием вопроса о необходимой и достаточной массе проб занимались Везен, Ричардс, Демонд и Хальфердаль, Г. О. Чечотт, К. Л. Пожарицкий, Д. А. Краснов, Пьер Жи.

Первое исследование связи начальной массы проб и крупности минеральных зерен опробуемого материала принадлежит французскому ученому Везену (1865 г.). Он считал, что минимальное

число зерен в начальной пробе должно быть равно числу частиц в навеске для химического анализа:

$$\frac{q}{Q} = \frac{d^3 \delta n}{D^3 \delta n} = \frac{d^3}{D^3},$$

где q — навеска для химического анализа;

Q — начальная масса пробы;

d — конечная крупность минеральных зерен в навеске для химического анализа;

D — крупность минеральных зерен в начальной пробе;

δ — плотность руды;

n — число минеральных зерен.

Эту зависимость можно выразить формулой

$$q = Kd^3,$$

где q — масса пробы;

K — коэффициент, определяемый заданным числом зерен или частиц в пробе;

d — размер зерен или частиц.

Опыты показали, что масса проб, определяемая формулой Везена, является завышенной.

Более обоснованной является формула американского ученого Брунтон (1898 г.):

$$q = \frac{f d^3 n}{10^4 P} \left(\frac{\beta}{\alpha} - 1 \right),$$

где q — масса пробы, в кг;

f — отношение действительной массы наибольшего зерна в пробе к массе кубического зерна с ребром, равным линейному размеру ячеек сита, через которое это зерно может пройти;

δ — плотность минерала;

d — диаметр наибольшего зерна в пробе, в мм;

n — допустимое число зерен или частиц, входящих в пробу в избытке или недостатке, равное по Брунтону трем ($n = 3$);

P — допустимая ошибка опробования, равная ошибке химического анализа, в отн. %;

β — содержание металла в наиболее богатом минерале пробы, в %;

α — среднее содержание металла в опробуемом материале, в %.

Хотя формула Брунтон и не получила применения в практике опробования для расчета массы проб, она вскрывает некоторые факторы, влияющие на величину пробы.

Обобщение практических данных по опробованию привело английского ученого Ричардса (1909 г.) к убеждению, что массы проб изменяются приблизительно пропорционально квадратам диаметров максимальных кусков в пробе. Эту зависимость в виде формулы выразил профессор Ленинградского горного института Г. О. Чечотт (1932 г.):

$$q = Kd^2,$$

где q — масса пробы, в кг;

K — коэффициент, определяющийся характером руды, степенью равномерности распределения рудных минералов, их крупностью и содержанием металла в руде;

d — наибольший диаметр частиц пробы в мм.

Коэффициент K отражает влияние изменчивости содержания металла в руде на массу пробы: чем больше эта изменчивость, тем больше коэффициент. Г. О. Чечотт значения K принимал в пределах 0,16—24,0. Исследования многих советских геологов показали, что коэффициент K может быть значительно уменьшен. В настоящее время в большинстве случаев значение K принимается от 0,02 для руд с весьма равномерным содержанием металла до 0,5 с крайне неравномерным его содержанием и как исключение — до 1.

Американские ученые Демонд и Хальфердаль (1923 г.) предложили определять массу проб при их обработке по более общей формуле:

$$q = Kd^a,$$

где показатель степени a представляет величину переменную в пределах 1,5—2,7.

Некоторую сложность практического применения этой формулы легко устранить. После логарифмирования она принимает вид уравнения прямой линии: $\lg q = \lg K + a \lg d$. Эту линию можно строить на логарифмической диаграмме (рис. 1) и по ней находить минимальные надежные массы проб для любого диаметра кусков руды.

Формула Г. О. Чечотта является частным случаем более общей формулы Демонда и Хальфердаля, когда показатель степени $a = 2$. Обе формулы находят широкое применение в практике обработки проб. При обработке химических проб можно пользоваться формулой Г. О. Чечотта $q = Kd^2$ с соответствующим выбором значения K для указанных ниже в табл. 4 четырех групп различных руд.

Таблица 4

Определение надежной массы проб

Группа руд	Характеристика руд	K	Надежные массы проб в кг при диаметре наибольших зерен пробы в мм				
			20	10	5	2,5	1,0
а	Равномерные	0,02	8	2	0,5	0,12	0,02
б	Неравномерные	0,1	40	10	2,5	0,6	0,1
в	Весьма неравномерные	0,2—0,5	80—200	20—50	5—12	1,2—3,0	0,2—0,5
г	Крайне неравномерные	0,5—1,0	200—400	50—100	12—25	3—6	0,5—1,0

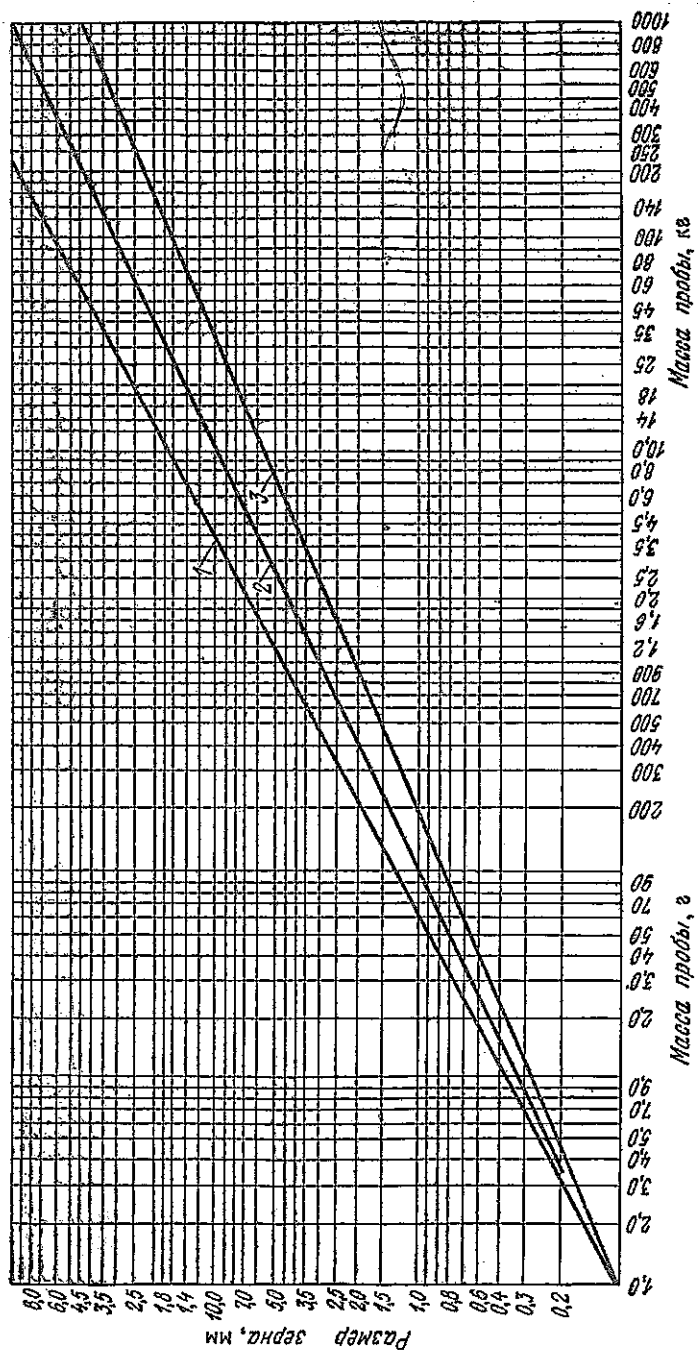


Рис. 1. Логарифмическая диаграмма для определения надежных масс химических проб. По К. Л. Пожарицкому

Советскими учеными проведено большое количество экспериментальных работ по определению коэффициента K и показателя степени a для различных месторождений. Методика этих экспериментов, разработанная К. Л. Пожарицким, заключается в следующем.

Все руды делятся на три категории по степени равномерности распределения металлов и по размеру вкраплений полезных минералов. Каждой категории присваивается показатель степени в формуле $q = Kd^a$. Величины этих показателей принимаются равными 1,8; 2,0 и 2,5. За исходную величину принимается навеска для химического анализа, равная 1 г при крупности 0,1 мм (минус 150 меш). При условии $q_1 = 0,001 \text{ кг} = \text{const}$ и $d_1 = 0,1 \text{ мм}$ имеем:

$$\lg K = \lg q - a \lg d = \lg 0,001 - a \lg 0,1 = \bar{3} - a\bar{1} = a - 3;$$

$$\lg K = a - 3.$$

Подставляя в это выражение ранее намеченные значения, находим соответствующие им величины K , равные 0,06; 0,1 и 0,18. Отсюда получаем соответствующие три формулы для определения надежной массы проб:

$$q = 0,06d^{1,8}; \quad q = 0,1d^{2,0}; \quad q = 0,18d^{2,5}.$$

В исследованиях П. Л. Каллистова составляются два уравнения. Одно из них представляет конечную навеску анализа, одинаковую для всех руд, 1 г при крупности 0,1 мм: $0,001 = K \cdot 0,1^a$. Второе уравнение подбирают экспериментальным путем с таким расчетом, чтобы после деления пробы на несколько частей и их раздельной обработки химический анализ этих проб показал колебания в содержании металла в пределах допустимой ошибки. Так, например, $q = 80 \text{ кг}$ и $d = 20 \text{ мм}$. Отсюда получаем два уравнения:

$$0,001 = K \cdot 0,1^a \quad \text{и} \quad 80 = K \cdot 20^a,$$

решая которые, определяем значения коэффициента K и показателя степени a . В табл. 5 приведены надежные массы проб в зависимости от диаметра наибольших частиц опробуемых руд по К. Л. Пожарицкому (графы 2,4 и 6) и П. Л. Каллистову (графы 3 и 5). Результаты расчета начальной массы проб практически одинаковы.

Д. А. Краснов (1969), изучая закономерности распределения минеральных зерен при сокращении на искусственных смесях (магнетит и пегматит), пришел к следующему выводу. При увеличении числа зерен в средней пробе (в результате ее последовательного измельчения и сокращения) относительные отклонения сначала уменьшаются и достигают минимума при количестве их около 7500. Дальнейшее увеличение числа зерен уже не влияет на величину относительных отклонений, они остаются постоянными.

Предложенная Д. А. Красновым формула для определения массы достоверной химической пробы, выделяемой сокращением, имеет вид:

$$q = \frac{d^3 \sqrt{K} t^2}{\rho^2 a} \left[\frac{r^k \cdot \beta}{r^k - (1 - \beta)} - a \right],$$

где d — максимальный размер минеральных зерен, в мм;
 K — показатель степени уравнивания кумулятивной характеристики гранулометрического анализа (в пределах 0,5—3,0);
 α — примерное содержание полезного (определяемого) минерала в сокращенном материале, доли единицы;
 β — максимальное содержание минерала в наиболее крупных сростках, доли единицы;
 r — отношение d к принятому размеру преобладающей по своей значимости или максимальной вкрапленности минерала d_0 ;
 p — заданная точность сокращения, в %;
 t — параметр вероятности, определяющий степень достоверности получения пробы с заданной точностью.

Таблица 5

Определение надежной массы проб (по К. Л. Пожарицкому и П. Л. Каллистову)

Диаметр наиболь- ших час- тиц, мм	Масса проб, в кг				
	Весьма равномерные руды		Неравномер- ные руды	Весьма неравномерные руды	
	$q = 0.06d^{1,8}$	$q = 0.05d^2$	$q = 0.1d^2$	$q = 0.2d^2$	$q = 0.18d^{2,25}$
1	2	3	4	5	6
20	15	20	40	80	160
10	4	5	10	20	35
8	2,5	3,2	6,4	12,8	20
5	1,2	1,25	2,5	5,0	7
3	0,45	0,45	0,9	1,8	2,5
2	0,20	0,20	0,4	0,8	0,9
1	0,06	0,05	0,1	0,2	0,18
0,5	0,018	0,0125	0,025	0,05	0,04
0,1	0,001	0,0005	0,001	0,002	0,001

В формуле дана математическая зависимость массы пробы, выделяемой сокращением, от размера вкрапленности, степени ее неравномерности, гранулометрического состава сокращаемого материала и параметров вероятности. Для практических целей формулу Д. А. Краснова можно упростить.

Определение параметров производится приближенно. Например, K принимают за единицу, хотя для руд, склонных к перемелению, он меньше, а для трудно измельчаемых — несколько больше единицы. Значения параметров r и β могут изменяться в широких пределах; первого — в сторону, большую единицы, второго — в сторону, меньшую единицы. Чем больше r и меньше β , тем меньше масса пробы. При $r=1$ значение β также должно быть равно единице, так как при этом размер вкрапленности равен максимальному зерну, а содержание в нем равно 100%. Масса пробы при этом окажется наибольшей.

Множитель $\frac{\sqrt{Kt^3}}{p^3 t}$ при $K = 1$ имеет вид $\frac{t}{p^3 \alpha}$, и его можно принять за коэффициент K . Тогда формулу Д. А. Краснова можно представить в следующем виде:

$$q = K d^3 (\beta - \alpha).$$

Значения t отражают вероятность получения заданной точности. Например, при точности сокращения $p = 2 + 0,1\%$ с вероятностью ее получения, равной 99%, $t = 2,5$.

Массы проб различных типов руд по формуле Демонда и Хальфердаля (в трактовке К. Л. Пожарицкого) и по формуле Д. А. Краснова почти совпадают друг с другом.

Французский ученый Пьер Жи для определения надежной массы пробы партии отбитой руды предложил следующую формулу:

$$Q = \frac{C d^3}{S^2},$$

где Q — надежная масса пробы, в г, кг, т;

C — постоянная опробования для конкретного материала;

d — наибольший диаметр обломков в опробуемой массе в см (или размер ячейки сита в см, которое задерживает 5—10% материала);

S^2 — дисперсия.

Постоянная опробования C представляет собой произведение четырех параметров: f, g, l, m . При этом первые три параметра безразмерные, а m определяются в г/см³. Значения этих параметров следующие:

f — параметр формы частиц. Для всех обычных руд $f = 0,5$;

g — параметр распределения материала пробы по классам крупности. Для руд, не ограниченных классами, $g = 0,25$, для руд узкого класса $g = 0,5$;

l — параметр свободы (раскрытия рудных минералов). Это отношение диаметра наиболее крупного обломка руды d к диаметру рудных зерен d_0 . Для быстрого определения l может служить табл. 6.

Таблица 6

Визуальное определение параметра свободы l

d/d_0	1	1—4	4—10	10—40	40—100	100—400	>400
l	1,0	0,8	0,4	0,2	0,1	0,05	0,02

m — параметр минерального состава вычисляется из равенства:

$$m = \frac{l-a}{a} [(l-a)r + at],$$

где a — среднее содержание рудного минерала, выраженное в десятых долях единицы;

r и t — плотности рудного и нерудного минерала (их можно принять постоянными: $r = 5$, $t = 2,6$).

Значение a устанавливается по данным анализов большого количества проб. При изменении d (наибольшего размера куска), C изменяется пропорционально l .

Величины S (мера статистической ошибки опробования) и S^2 (дисперсия) являются главными характеристиками нормальной кривой распределения для случайных значений анализов. При нормальном распределении 68 из 100 анализов находятся в пределах $\pm S$ относительно истинного содержания: 95 из 100 в пределах $\pm 2S$ и 99 из 100 — в пределах $\pm 3S$.



Рис. 2. Счетная линейка Пьера Жи для определения массы пробы

Формула Пьера Жи применяется для следующих трех основных типов расчетов:

1. Для вычисления минимальной надежной массы пробы, когда известны среднее содержание полезного компонента, наибольшая крупность обломков, допустимая точность опробования, объемный вес рудных и нерудных минералов и средний размер выделений рудного минерала:

$$Q = \frac{Cd^3}{S^2}.$$

2. Для установления ошибки опробования при данной массе пробы, когда известны наибольший размер частиц, размер выделений рудного минерала, среднее содержание полезного компонента и объемные веса минералов:

$$S^2 = \frac{Cd^3}{Q}.$$

3. При определении размера, для которого должен быть измельчен материал для взятия пробы нужной массы, когда известны допустимые ошибки анализа и важнейшие характеристики материала для нахождения значения C :

$$d^3 = \frac{QS^2}{C}.$$

При опробовании руд с видимым золотом следует брать значения $f = 0,2$ и $g = 0,2$. Размер d относится только к крупным выделениям золота, $l = 1$, а $m = \frac{r}{a}$, где r — плотность золота, a — содержание его в пробе, %.

Для удобства расчетов пользуются счетной линейкой типа обычной логарифмической (рис. 2). На ней нанесены: шкала содержания

минералов; шкала постоянной C от 10^{-4} до 10^{-7} г/см³ и нижняя шкала Q от 10 кг до 1000 т. Имеется нижняя шкала от 0,1 до 10000 г/т, по которой можно определить содержание самородного золота в россыпях или рудах. В верхней части линейки имеется шкала сантиметров. Все эти шкалы являются неподвижными. На подвижной части линейки нанесена шкала S со значениями от 10^{-1} до 10^{-4} . Значения d показаны на нижнем крае движка от 250 до 1 мм, а затем до 40 мк (1000 мк = 1 мм). На движок нанесены значения l , равные 0,02; 0,05; 0,1; 0,2; 0,4 и 0,8, и сплошная красная линия для $l = 1$.

Для всех положений подвижной шкалы значения C и S на одной стороне и Q и d на другой стороне отвечают отношению:

$$QS^2 = Cd^3.$$

На обратной стороне счетной линейки даны краткие объяснения и таблица значений l для руд, концентратов, промпродуктов и хвостов (Орлов, 1968; Р. Gy, 1972).

6. Новые представления по теоретическим основам отбора химических проб

Теоретические основы отбора химических проб от минеральных масс существенно различны в зависимости от наличия или отсутствия природных текстур в опробуемом материале.

а. Отбор проб от забоев горных выработок и от кернов из скважин колонкового бурения с ненарушенной текстурой руд

Пробу можно рассматривать как модель опробуемого материала по двум важнейшим параметрам — по минеральному и по химическому составу. При этом диаметр рудных зерен имеет второстепенное значение.

Важнейшим показателем становится отношение зерен рудного минерала к общему количеству минеральных зерен независимо от степени их измельчения. Это отношение должно сохраняться постоянным в пределах допустимой ошибки.

На естественный диаметр рудных зерен в забое или в керне нельзя смотреть как на нечто неприкосновенное и определять минимальную массу пробы исходя только из этого диаметра. Современные технические методы отбора химических проб от забоя или керна с одновременным их измельчением позволяют отобрать вполне представительную пробу в виде тонкоизмельченного материала (шпуровая проба, линейная точечная проба, проба от распила керна). Это положение подтверждено экспериментально многими химическими пробами железных и медных руд Урала, взятыми механическими устройствами, предложенными Свердловским горным институтом. Масса проб, взятых указанными механическими устройствами в забоях горных работ и от рудного керна,

в 5—10 раз меньше массы таких же проб, отбитых общеизвестными способами. Сравнение анализов таких проб с пробами, отбитыми обычными способами, установило высокую их представительность ($r > 0,9$). По показателям производительности и стоимости механизированное опробование забоев горных работ и рудных кернов имеет существенный экономический эффект.

б. Отбор проб от рудных масс с нарушенной текстурой руд на дневной поверхности

В основу определения минимальной массы химических проб от рудных масс, выданных на дневную поверхность, обычно принимается формула Г. О. Чечотта $Q = Kd^2$. При этом начальная масса пробы Q состоит из n частных проб (порций) величиной q , т. е. $Q = n \cdot q$.

Под параметром d нельзя понимать диаметр максимальных кусков руды. Это приводит к необоснованно большим и практически неприемлемым массам проб при крупнокусковой руде, где $d = 300—500$ мм.

Максимальный диаметр рудных зерен можно определить в штучках с редкой вкрапленностью рудного минерала. В рудах с густой вкрапленностью под параметром d приходится понимать агрегаты рудных зерен. В массивных рудах определение диаметра рудных зерен вообще теряет смысл. И от крупных кусков массивных руд в пробу отбивают молотком небольшие кусочки (порции).

В основу расчета надежной массы товарных проб может быть принята биномиальная модель распределения рудного и нерудного минерала (минералов) в элементарном объеме руды, теоретически обоснованная Л. И. Четвериковым (1968). Состав руды можно представить формулой

$$p + q = 1,$$

где p и q — доли рудного и нерудного минералов в составе руды.

Если в пробе доля рудного минерала равна p_1 , то условие представительности пробы может быть написано в виде разности:

$$p_1 - p = \Delta_{\text{доп}},$$

где $\Delta_{\text{доп}}$ — допустимая точность химического анализа.

Эта разность может быть выражена через стандартное отклонение:

$$\sigma_p = \pm \sqrt{\frac{p(1-p)}{n}},$$

где n — количество минеральных зерен в пробе.

Условие представительности пробы может быть также отражено следующим выражением:

$$\Delta_{\text{доп}} = \beta \sigma,$$

где β — содержание определяемого компонента в рудном минерале.

Отсюда необходимое количество минеральных зерен в пробе

$$n = \frac{p(1-p)}{\Delta_{\text{доп}}^2} p^2.$$

Зная конкретный объем минерального зерна (агрегата зерен) и его массу, можно определить необходимую величину представительной пробы (Альбов, Панов, 1974).

Глава II

ПРИМЕНЕНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МЕТОДОВ ИССЛЕДОВАНИЯ К ВОПРОСАМ ОПРОБОВАНИЯ

1. Условия применения математических методов к данным рудничной геологии

Математическая обработка геологоразведочных данных находит широкое применение в практической деятельности рудничного геолога. Многочисленные анализы проб или замеры мощностей рудных тел рассматриваются как эмпирический ряд, к которому можно применить методы вариационной статистики и корреляционного анализа.

Необходимо напомнить одно очень важное и принципиальное условие применения математических методов к данным рудничной геологии.

Каждая проба, взятая в природных условиях (от забоя, керна), имеет свои координаты, точное положение в пространстве, и поэтому содержание металла в каждой отдельно взятой пробе не является случайным. Оно находится в определенной зависимости от содержания металла в смежных пробах. Эта пространственная зависимость, обусловленная процессами рудообразования, может быть названа локальной. Она отражает существующие в природе геологические закономерности изменения мощности рудного тела или содержания в руде компонента при движении забоя в пространстве.

На эту локальную изменчивость накладывается независимая, или случайная, изменчивость. Под случайной изменчивостью понимают такие колебания изучаемого свойства, которые не находятся в определенной зависимости друг от друга и не зависят от положения точек наблюдения в пространстве. И наблюдаемый нами фактический материал по ряду проб вдоль горной выработки (буровой скважины) представляет собой суммарный эффект локальной и случайной изменчивости. В задачу геолога входит исключение из эмпирического ряда наблюдений (проб) случайной изменчивости для выявления локальной изменчивости в чистом виде.

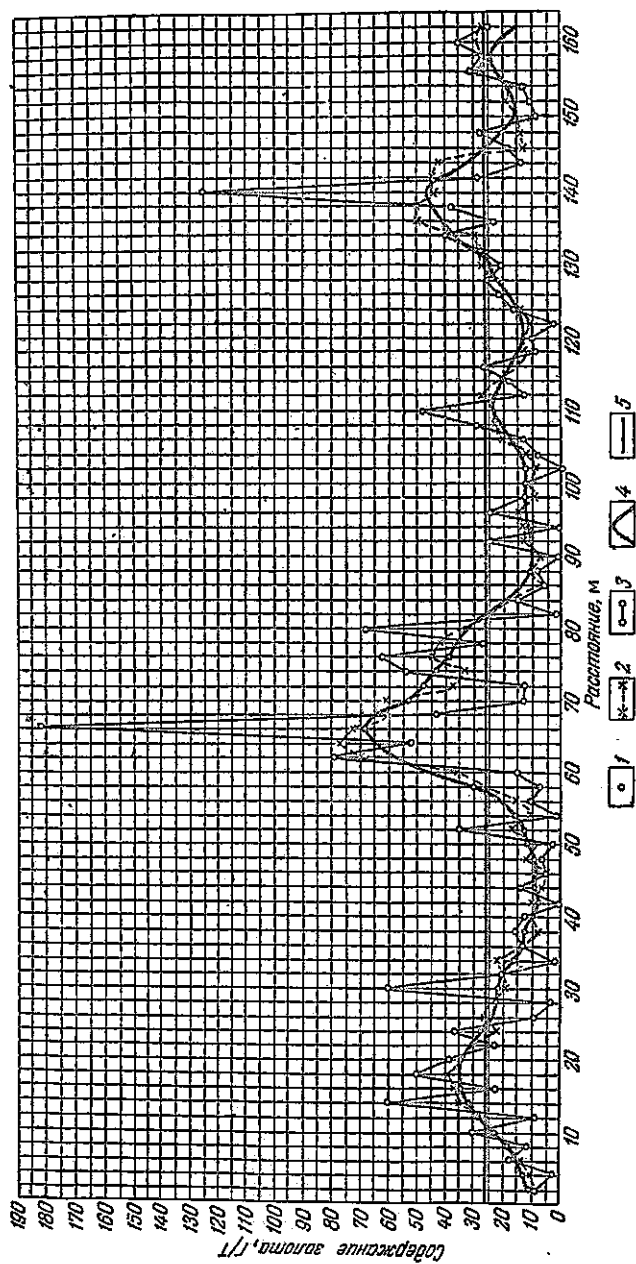


Рис. 3. Построение кривой регрессии для содержания золота по штреку путем двукратного сглаживания. По П. Л. Кал-
листоу, 1956 г.

1 — показания проб по результатам анализов; 2 — содержание металла в пробах после первого приема сглаживания; 3 — содержание
металла в пробах после второго приема сглаживания; 4 — кривая регрессии; 5 — уровень среднего содержания

Методика исключения из эмпирического ряда наблюдений (проб) случайной изменчивости разработана П. Л. Каллистовым (1956). Кривая локальной изменчивости (кривая регрессии) по данным опробования может быть определена приемами математической статистики, требующими сложных вычислений. В приближенном виде форма кривой регрессии может быть установлена сглаживанием данных ряда методом скользящего окна.

В результате графического сглаживания переменных значений на кривой регрессии ясно определяются участки рудного тела, обогащенные и обедненные содержанием полезного компонента. Наиболее полное выявление кривой регрессии наступает после второго приема сглаживания при включении в скользящее окно одновременно трех смежных проб (рис. 3). Кривую регрессии эмпирического ряда проб, полученную после двух приемов сглаживания по трем ординатам, можно рассматривать в качестве кривой локальной зависимости, освобожденной от случайной зависимости.

Математическая статистика рассматривает совокупность проб как эмпирический ряд независимо от их расположения в пространстве. Поэтому выводы математической статистики в полной мере справедливы для опробования отбитых рудных масс, выданных из разных забоев на дневную поверхность, в которых в процессе отбойки руд локальная зависимость уничтожена.

Формальное применение приемов математической статистики к совокупности проб в природных условиях (в недрах) дискредитирует возможности использования математических методов в рудничной геологии.

2. Применение вариационного анализа

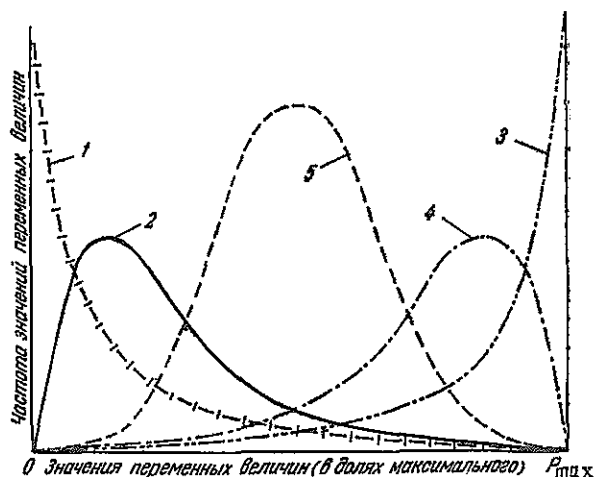
Вариационные кривые выполняются для совокупности проб в пределах каждого естественного типа руд в отдельности. Составление единой вариационной кривой по группе проб, взятых из разных естественных типов руд одного и того же месторождения, может привести к неправильным выводам.

На рис. 4 изображены пять основных видов вариационных кривых (Богацкий, 1962). Правоасимметричные кривые характерны для компонентов, составляющих главную массу руды и обладающих наименьшей изменчивостью (содержание железа в массивных магнетитовых рудах). Разные компоненты одной и той же руды могут давать различные виды вариационных кривых. Компоненты, составляющие малую часть в составе руды и обладающие резкой изменчивостью, обычно дают левоасимметричную вариационную кривую (содержание золота в рудах). Построение такой вариационной диаграммы на логарифмической бумаге дает симметричную кривую (нормально-логарифмическое распределение).

На рис. 5 показана полулогарифмическая диаграмма распределения относительных количеств руды и металла в кварцевой золо-

тоносной жиле М по данным 827 проб. Утолщенными линиями показаны прямоугольники распределения руды. Заштрихованы

Рис. 4. Пять основных видов распределения компонентов в рудах. По В. В. Богацкому, 1962 г.
1 — гиперболоподобное, левовасимметричное; 2 — нормально логарифмическое левовасимметричное; 3 — гиперболоподобное правовасимметричное; 4 — нормально логарифмическое правовасимметричное; 5 — симметричное (кривая Гаусса)



площади прямоугольников распределения золота. Кривой показано нормально-логарифмическое распределение. При рассмотрении этого примера можно сделать следующие выводы.

1. Основная часть руд (72,8%) имеет содержание металла более низкое, чем среднее по месторождению. Количество металла

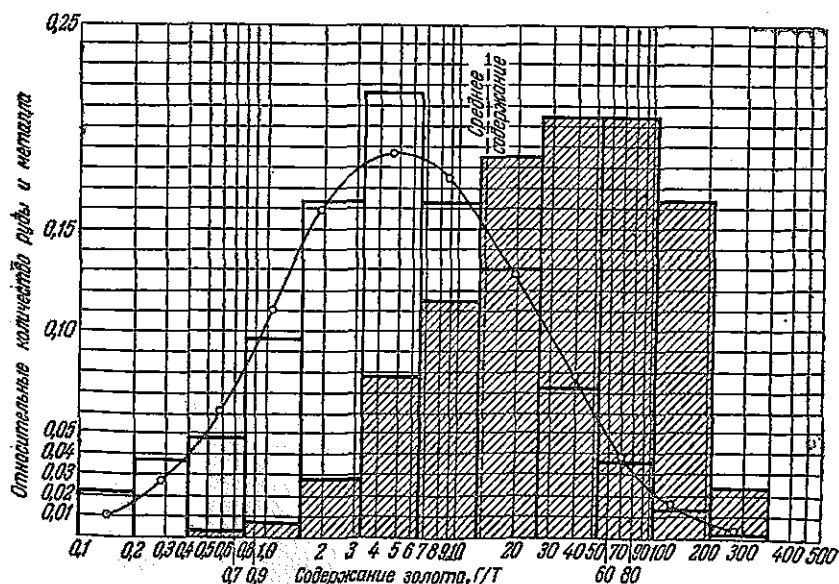


Рис. 5. Полулогарифмическая диаграмма распределения относительных количеств руды и запаса металла в кварцевой золотосодержащей жиле. По Каллисову, 1952

в этих рудах составляет относительно небольшую долю общего запаса его в жиле.

2. Содержанием золота близким к среднему и более высоким обладают руды, составляющие небольшую часть (25—30%) от общего количества руды. Однако эти руды содержат основную долю (70—80%) запаса золота.

3. Значительная часть запаса золота (15—30%) заключена в рудах с весьма высоким содержанием металла, количество которых составляет очень малую долю (1—3%) от запаса руды в жиле (Каллистов, 1952).

В целом можно отметить, что кривая распределения запаса золота как бы сдвинута в сторону богатых проб относительно кривой распределения количества руды. Это характерно не только для рудных, но и для россыпных месторождений золота и платины.

Вариационная кривая может дать некоторые пояснения генетической связи данного компонента с разными минералами. Вариационные кривые по содержанию железа, титана и ванадия в одном железорудном месторождении показали наличие двух вершин. Первый максимум, отвечающий по содержанию железа 4—5%, отражает содержание всех трех компонентов в силикатных нерудных минералах. Второй максимум, главный, отвечает рудным минералам — магнетиту и титаномагнетиту, с которыми и связано промышленное содержание всех трех компонентов (Альбов, Павлов, 1963).

Коэффициент вариации не следует рассматривать как величину скалярную, независимую от пространственного положения вариационного ряда в пределах рудной залежи. Совершенно ясно, что коэффициент вариации может быть определен в отдельности по простиранию, падению и мощности рудной залежи и что его значения в указанных направлениях могут быть различными.

Это различие векториальных значений коэффициентов вариации вскрывает анизотропию распределения металла в рудной залежи. Определение коэффициентов вариации как величин векториальных, ориентированных в пространстве, может дать новые дополнительные указания об условиях образования месторождений, об их генезисе.

3. Применение корреляционного анализа

Для обработки материалов опробования комплексных руд, анализируемых на два компонента и более, широко применяется корреляционный анализ. Определение корреляционной связи следует вести по совокупности проб, взятых по одному и тому же естественному типу руд. Смешение проб из разных естественных типов может дать неясные результаты.

В целях приближенной оценки корреляционной связи можно воспользоваться графическим методом. На миллиметровой бумаге

строят квадрат (корреляционную решетку). По оси абсцисс наносят содержание одного компонента, а по оси ординат содержание другого. При очень большом диапазоне в значениях компонентов решетку строят на логарифмической бумаге.

Допустим, что у нас имеется 100 проб из медноколчеданного месторождения, каждая из которых проанализирована на содержание меди и цинка. Эти содержания наносят на корреляционную решетку в виде точек (рис. 6). При совпадении содержаний рядом ставятся две точки. В пределах каждой клетки подсчитывают число попавших в нее точек и обозначают его численным индексом, условно привязанным к центру клетки (к пересечению ее диагоналей). По этим индексам проводят изолинии частоты. В случае достаточно ясной зависимости между компонентами по изолиниям частоты проводят инвариантную линию, соединяющую точки максимальной кривизны изолиний.

Любая точка инвариантной линии представляет собой два частных значения обоих компонентов в их наиболее вероятном соотношении. Середина отрезка инвариантной линии, находящегося в пределах изолинии с наиболее высоким индексом частоты, представляет собой два так называемых модальных значения обоих компонентов в их наиболее часто встречающемся соотношении. На рис. 6 показана отрицательная корреляционная зависимость между медью и цинком: с увеличением содержания меди падает содержание цинка, и наоборот. Модальными значениями являются 3,25% меди и 10,3% цинка.

Здесь нет необходимости останавливаться на способах вычисления коэффициента корреляции, они описаны во многих руководствах. Для практической оценки корреляционной связи между двумя компонентами можно пользоваться табл. 7.

При достаточно тесной корреляционной связи между изучаемыми компонентами можно ограничиться химическим анализом только на один (основной) компонент. Содержание другого (попутного) компонента определяется по найденной линии регрессии аналитически или графически. Это сокращает расходы на химико-аналитические определения другого компонента в рудах. Такие графики (расчетные уравнения регрессии) можно построить для Cu и Zn, Pb и Ag, Ni и Co, Fe и V_2O_5 , Fe и суммы шлакообразующих, Cr_2O_3 и SiO_2 и многих других пар компонентов.

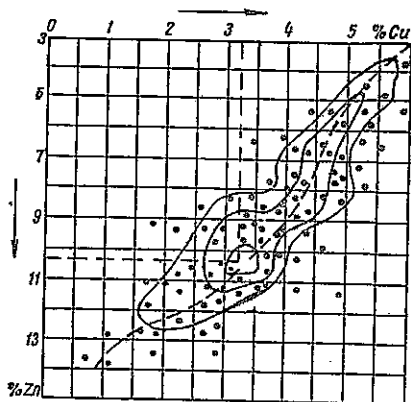


Рис. 6. Графическое определение корреляционной зависимости между содержаниями меди и цинка в рудном месторождении

Таблица 7

Категории оценки корреляционной связи

r	Категории	
0,95 0,90—0,95	Практически функциональная Очень тесная	Сильная
0,80—0,90 0,70—0,80	Тесная Устойчивая	Средняя
0,60—0,70 0,45—0,60	Слабая Очень слабая	Слабая
0,45—0,30 Менее 0,30	Не имеет практического значения Практически отсутствует	Нет

При сравнении двух способов отбора проб высокий положительный коэффициент корреляции указывает на их сопоставимость (Альбов, Чельшев, 1963). Необходимо заметить, что подобный вывод будет справедлив лишь в том случае, если наряду с высоким положительным значением r наблюдается близость средних содержаний для сравниваемых методов. В противном случае могут наблюдаться систематические ошибки в одном из методов, а коэффициент корреляции будет только маскировать их (Панов, 1973).

Корреляционный анализ находит широкое применение при подсчете запасов рассеянных элементов в рудах. На основании достаточного количества проб (не менее 20—30 по каждому естественному типу руд), проанализированных на основной и рассеянный компоненты, вычисляются уравнения регрессии. Запас рассеянного компонента определяется как произведение его среднего содержания (определяемого по уравнению регрессии с основным компонентом) на запас руды в блоке. Таким способом определяют запасы кадмия, циркония, гафния, селена, теллура, германия, рения и других рассеянных элементов в полиметаллических, медно-колчеданных и магнетитовых месторождениях.

4. Определение необходимого и достаточного количества наблюдений (проб)

Среднее содержание ряда проб, так же как и коэффициент вариации v , выведенный по n пробам, является величиной приближенной. Оно отличается от истинного среднего содержания на ту или иную величину, именуемую ошибкой или погрешностью. Чем больше количество наблюдений n , тем ближе к истинному значению определение среднего содержания металла в руде C .

Эти зависимости можно выразить следующей формулой:

$$m = \frac{\sigma}{\sqrt{n}},$$

где m — средняя ошибка.

По мере увеличения количества проб средняя ошибка уменьшается и стремится к нулю.

Теорией вариационной статистики доказывается, что в отдельных случаях максимальные отклонения могут достигать утроенного значения средней ошибки, т. е. равняться $3m$. Относительная ошибка определяется в процентах от среднего содержания C по формуле:

$$m, \% = \frac{m}{C} \cdot 100.$$

Для получения среднего содержания с любой заданной средней ошибкой можно пользоваться формулой по определению необходимого и достаточного количества проб N . Практикой установлены величины допускаемых ошибок в выводах средних содержаний полезных компонентов. Зная величину среднего квадратического отклонения σ и обозначая допустимую ошибку вывода среднего содержания через $m_{\text{доп}}$, из указанных выше формул определяем необходимое и достаточное количество проб:

$$N = \left(\frac{\sigma}{m_{\text{доп}}} \right)^2 \text{ или } N = n \left(\frac{m}{m_{\text{доп}}} \right)^2.$$

При помощи этих формул можно установить количество необходимых анализов для определения средних содержаний различных компонентов с заданной допустимой погрешностью. Если один компонент требует значительно больше анализов, чем другой, то для определения последнего можно анализировать не все пробы, а только часть, отбирая их из горных выработок и от керна из буровых скважин по возможности равномерно.

Изложенный метод определения количества проб не учитывает пространственной закономерности изменения значений компонентов в рудных телах. С учетом локальной зависимости рациональное количество проб может быть меньше вычисленных по этим формулам.

5. Определение показателя интенсивности

Форма обогащенных металлом участков в жильных месторождениях (рудных столбов) хорошо выявляется методами геометризации с помощью изолиний содержания. В одном и том же месторождении отдельные рудные столбы могут заметно отличаться друг от друга по степени концентрации металла. Для сравнения этой концентрации по отдельным участкам, блокам, этажам, горизонтам введено понятие о показателе интенсивности обогащения.

Среднее содержание металла в пределах рудного столба (блока) можно принять по групповой (линейной или площадной) пробе, полученной из ряда индивидуальных проб. Для определения степени концентрации металла найденное для рудного столба (блока) среднее содержание необходимо отнести к какой-то постоянной величине, характерной для данного рудного тела в целом. Такой постоянной величиной может быть среднее валовое содержание металла. Оно равно среднему арифметическому содержанию из суммы анализов всех забойных проб рудного тела, вскрытого разведочными и подготовительными горными выработками.

В колчеданных месторождениях с резко выраженной гипергенной зональностью содержание металла определяют только по сульфидным рудам без учета проб из железных шляп. В жильных месторождениях нет резкой границы между окисленными и первичными рудами; среднее валовое содержание здесь определяют по сумме всех проб.

Общее количество забойных проб N за несколько лет разведки и эксплуатации составляет тысячи. Эти пробы можно рассматривать как ряд наблюдений, из которого среднее содержание металла может быть определено с высокой степенью точности.

Пусть, например, среднее валовое содержание металла по рудному телу равно:

$$C_1 = \frac{\sum_{i=1}^n C}{N} = \frac{15\,000}{3000} = 5\%.$$

При большом количестве членов этого ряда пополнение его несколькими десятками новых наблюдений, полученных от опробования новых забоев, существенно не изменит среднего содержания металла по рудному телу в целом.

Пусть, например, получено дополнительно 50 новых забойных проб со средним содержанием металла 4%. В этом случае новое среднее валовое содержание составит

$$C_2 = \frac{\sum_{i=1}^N C + \sum_{i=N+1}^{N+n} C}{N+n} = \frac{15\,000 + 200}{3050} = 4,98\%,$$

т. е. только на 0,02% меньше ранее установленного.

При значительном количестве первоначально имевшихся проб значение C_2 не будет существенно отличаться от C_1 даже в том случае, если дополнительные n проб по своему значению окажутся в два раза больше или меньше C_1 , что редко бывает на практике. Таким образом, среднее валовое содержание металла по данному детально разведанному рудному телу является величиной устойчивой и практически постоянной.

Показатель интенсивности оруденения есть отношение среднего содержания металла по любому участку рудного тела, рудному столбу, блоку, рабочему горизонту к среднему валовому его содержанию по рудному телу в целом.

Для промышленных блоков показатель интенсивности, как правило, больше единицы, а для блоков бедных и некондиционных руд — меньше единицы. Рудные столбы первичного и вторичного происхождения имеют повышенную концентрацию металла — от 1,5 до 3,0, реже до 5,0.

В полиметаллических месторождениях показатель интенсивности определяют по каждому компоненту в отдельности. В железных шляхах колчеданных месторождений показатель интенсивности по меди составляет 0,01—0,1, в то время как по благородным металлам он повышается до 10—20 и даже более. Для небольших участков месторождений благородных и редких металлов с кустовым оруденением показатель интенсивности может составлять многие десятки единиц.

В практике рудничной геологии показатель интенсивности может быть использован прежде всего для сравнительной оценки рудных столбов, блоков, этажей, рабочих горизонтов, отдельных жил.

Глава III

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИЧЕСКИХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ РУД И ПОРОД

В практике разведочных работ и рудничной геологической службы часто приходится определять физические и горнотехнические свойства руд и пород: объемный вес, влажность, пористость, зольность и калорийность минерального топлива, гранулометрический состав добытых руд, песков, горных пород и пр. Ниже приведено краткое описание определений этих показателей.

1. Определение объемного веса

Из всех физических свойств руд плотность или средний объемный вес в геологической практике имеет наиболее важное значение. Общеизвестно, что запас руды в тоннах равен произведению среднего объемного веса (в т/м^3) на объем (в м^3), занимаемый рудным телом в недрах. Ошибки в определении объемного веса руд влекут за собой значительные погрешности в подсчете запасов.

Необходимо различать объемный вес и плотность руд. Объемным называется вес одного кубического метра руды в тоннах в естественном залегании, без нарушения свойственных руде пустот и пор. Устанавливается он взвешиванием определенного объема руды и делением полученной массы на тщательно замеренный объем этого же количества руды в целике.

Плотностью (минералогическим удельным весом) называют вес единицы объема руды в плотном ее состоянии, без пор и пустот. Для этого руду тонко измельчают и взвешивают в воздухе и в воде, определяя объем и плотность. При подсчете запасов следует пользоваться объемным весом, который в пористых рудах заметно меньше их плотности.

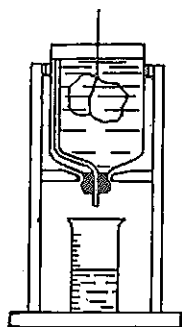


Рис. 7. Приборы для определения объемного веса руд и пород

Объемный вес существенно меняется при изменении минерального состава руд, поэтому его следует периодически проверять отдельно для каждого естественного типа руд. Даже в пределах одного и того же месторождения объемный вес может значительно изменяться в зависимости от минерального состава, трещиноватости и пористости руд.

Объемный вес можно определить либо выемкой монолита из целлика, либо лабораторными методами. В вязких глинистых рудах, добываемых без применения буровзрывных работ, объемный вес можно определить методом выемки монолита правильной формы из забоя. Для этого высекают монолит в форме прямоугольной призмы объемом от 0,01 до 0,05 м³. Длинное ребро призмы следует располагать вкрест видимой полосчатости руды. Стенки монолита подравнивают ножом и размеры его тщательно измеряют рулеткой. Затем взвешивают на торговых весах с точностью до 0,1 кг. Делением массы монолита в килограммах на точно замеренный его объем в кубических дециметрах получают значение объемного веса. Параллельно производят определение влажности, а иногда и пористости руд.

В крепких рудах, добываемых с применением взрывных работ, необходимая точность замера объема может быть достигнута только при увеличении его до нескольких кубометров, а иногда и десятков кубометров.

Все лабораторные методы определения объемного веса основаны на известном законе Архимеда: всякое тело, погруженное в воду, теряет в своем весе столько, сколько весит вытесненная им вода. В лабораторных условиях объемный вес руды можно определять прибором, показанным на рис. 7. В банку с отрезанным дном наливают воду, избыток которой сливается через трубку. При этом уровень воды в банке принимает постоянную высоту. Взвешенный в воздухе образец массой 100—200 г на тонкой проволоке погружают в банку с водой. Вытесненная вода, равная объему штуфа, сливается через трубку в подставленный под банку градуированный стеклянный цилиндр (или мензурку), по шкале которого и определяют объем образца.

Определение объемного веса пористых и трещиноватых руд требует предварительного покрытия их поверхности парафином. Образец породы после взвешивания в воздухе погружают на одну

секунду в сосуд с расплавленным парафином. Повторное взвешивание в воздухе определит массу парафинового слоя. Разделив последнюю на плотность парафина, можно определить объем парафинового слоя, который надо вычестить из объема образца при погружении в воду.

Среднее значение объемного веса определяют как среднее арифметическое из 15—20 частных определений этой величины.

В настоящее время для определения плотности горных пород и руд широко применяются геофизические методы (гамма-метод). Разработаны приборы (приставные гамма-гамма-плотномеры, ПГГП), позволяющие в забое без отбора образцов определять плотность руд и пород. На поверхности забоя устанавливается источник направленного в породу гамма-излучения (цезий-137 или кобальт-60) и приемник, защищенный от прямого излучения источника свинцовым экраном. Гамма-лучи рассеиваются в породе и достигают приемника. Интенсивность излучения зависит от плотности породы. Один оператор в течение смены может опробовать до 20 м горной выработки. Масса прибора и пульта с питанием 5 кг. Точность измерений $\pm (1-2)\%$ определяемой плотности.

Применение прибора при выпуске рудной массы из магазинов позволяет контролировать ее качество и снижать разубоживание за счет отделения пустой породы. Контроль рудной массы в вагонетках дает возможность своевременно отцепить вагонетки с пустой породой (Варварин и др., 1969).

2. Определение влажности

Руды, взятые из забоя, всегда содержат некоторое количество влаги. Содержание полезных компонентов определяют на абсолютно сухую руду. Поэтому при подсчете запасов объемный вес необходимо учитывать с поправкой на влажность. Определение влажности следует производить одновременно с определением объемного веса.

Величина влажности для различных руд меняется в широких пределах. Для плотных кварц-сульфидных золотоносных руд, массивных магнетитов, массивных сульфидных руд она колеблется от 2 до 5%. В бурых железняках, в марганцевых и силикатных никелевых рудах влажность может достигать 25—35%.

Влага (W) является вредным компонентом ископаемых углей. Общая или рабочая влага (W^p) в угле подразделяется на внешнюю, или горную (W^g), и внутреннюю, или лабораторную ($W^л$). Внешняя влага представляет собой тонкую пленку, облегающую отдельные частицы угля. Внутренняя влага состоит из гигроскопической и конституционной (химически связанной).

При отборе проб необходимо учитывать, что влажность в руде отдельных забоев весьма различна, особенно в рудной массе, выданной на дневную поверхность. Поэтому определение влажности следует производить немедленно после отбора проб и вычислять ее как среднее из ряда частных значений.

Влажность руды определяют следующим образом. Взятую пробу около 500 г разбивают на куски диаметром не более 1—2 см и взвешивают (p_1). Затем ее высушивают до постоянной массы при температуре, не превышающей $+110^\circ\text{C}$. Допустим, что масса сухой пробы (p_2) равна 480 г. Тогда масса влаги в пробе составит $p_1 - p_2 = 20$ г.

Формула для определения влажности в процентах имеет следующий вид:

$$W = \frac{p_1 - p_2}{p_1} \cdot 100,$$

где W — влажность в %;

p_1 — масса пробы с естественной влажностью в г;

p_2 — масса абсолютно сухой пробы в г.

В нашем примере влажность составляет:

$$W = \frac{500 - 480}{500} \cdot 100 = 4,0\%.$$

Наиболее удобным прибором для определения влажности является сушильный шкаф с электрическим обогреванием. За один прием в таком шкафу можно одновременно определить влажность 10 и даже более проб. Вместо сушильного шкафа иногда применяют эксикатор с крепкой серной кислотой. Навеску руды помещают на тарелочке в эксикатор и закрывают последний притертой крышкой. Серная кислота поглощает влагу из навески.

3. Определение пористости

Определение пористости является обязательным при геолого-разведочных работах на нефть и газ. При изучении рудных месторождений определение пористости необходимо для окисленных руд и для боковых горных пород, подвергавшихся рудному метасоматозу.

Пористостью называют отношение объема всех пор, имеющих-ся в рудном образце, к его общему объему. Следует различать открытую и закрытую пористости, которые в сумме дают общую пористость. В рыхлых рудах закрытой пористости практически нет. В плотных рудах могут быть закрытые поры, объем которых снижается при дроблении образца. При определении обычно пользуются термином «коэффициент пористости», k_n . Зная объемный вес и плотность сухой руды можно определить коэффициент общей пористости:

$$k_n = \left(1 - \frac{D_0}{D_m}\right) \cdot 100,$$

где D_0 — объемный вес руды, определенный парафинированием;

D_m — плотность (минеральная масса) руды.

Опытным путем пористость определяют с помощью воздушного насоса. Образец руды взвешивают в воздухе (допустим, что эта

масса $p_1 = 287$ г), а затем на проволочке погружают в чашку с керосином, помещенную под колпак воздушного насоса. При работе насоса воздух выходит из пор образца и замещается керосином. После окончания выделения пузырьков воздуха образец извлекают из под колпака насоса и снова взвешивают, предварительно убрав пропускной бумагой избыток керосина с поверхности образца.

Допустим, что $p_2 = 307$ г. Разность $p_2 - p_1 = 20$ г составляет массу керосина в порах образца. Объем пор V определяется делением массы керосина в порах на его плотность $d = 0,85$:

$$V = \frac{p_2 - p_1}{d} = \frac{20}{0,85} = 23,5 \text{ см}^3.$$

Для определения объема образцов их погружают на проволочке в измерительный цилиндр, наполненный керосином. Предположим, что отсчеты по цилиндру равны: $v_1 = 270 \text{ см}^3$ и $v_2 = 400,5 \text{ см}^3$. Тогда объем образца $v_2 - v_1 = 130,5 \text{ см}^3$.

Коэффициент пористости определяют по формуле:

$$k_n = \frac{p_2 - p_1}{d(v_2 - v_1)} \cdot 100,$$

$$k_n = \frac{307 - 287}{0,85(400,5 - 270,0)} \cdot 100 = 18\%.$$

Воду для этих операций применять нельзя, так как в ней содержится растворенный воздух. Для определения пористости имеются специальные установки (Стрелянов, 1962).

4. Определение зольности и calorийности ископаемого топлива

Ископаемые угли, горючие сланцы, торф и нефть состоят в основном из двух частей: горючей и негорючей. Техническим анализом определяются как компоненты горючей части (выход летучих веществ и выход кокса), так и негорючей (влага и зола). При этом определяется также содержание общей серы (сульфатной, сульфидной и органической). Техническим анализом определяется теплопроизводительная способность (калорийность) ископаемого топлива.

Зола (А) представляет собой остаток от сгорания органической части угля и разложения минерального вещества. В угле она является еще более вредным компонентом, чем влага. Содержание минеральных примесей в угле неэквивалентно содержанию золы. При сжигании углей карбонаты разлагаются, образуя углекислоту и окись кальция, магния или железа, пирит дает сернистый газ и окись железа. Окиси металлов могут поглощать сернистый газ и переходить в сульфаты и пр.

Зола (A^a) определяется в аналитической пробе на абсолютно сухое топливо (A^c) и на рабочее топливо (A^p). Содержание золы в аналитической пробе определяется в процентах:

$$A^a = \frac{\text{масса зольного остатка}}{\text{навеска угля}} \cdot 100.$$

Пересчет содержания золы на абсолютно сухой уголь (A^c) и на рабочее топливо (A^p) производится по формулам:

$$A^c = A^a \frac{100}{100 - W^a} \text{ и } A^p = A^a \frac{100 - W^p}{100 - W^a}.$$

Полученная зола исследуется спектральным и химическим анализами. В золе углей могут содержаться некоторые рассеянные элементы, а химический анализ может дать материалы для выяснения возможности их промышленного извлечения. В золе торфа, добытого в рудоносных районах, могут оказаться значительные концентрации меди и никеля (Альбов, Костырев, 1968).

В результате термического разложения углей из них выделяются летучие вещества (V). В первый период нагревания из углей выделяются только пары воды, содержание которых учитывается при подсчете выхода летучих. Затем выделяется конституционная вода, угольный ангидрид (CO_2) и метан (CH_4). При температуре более $500^\circ C$ выделяются сложные углеводороды и кислородные соединения. Сера частично выделяется в виде сероводорода.

Выход летучих веществ определяется в аналитической пробе (V^a) на рабочее топливо (V^p), на абсолютно сухое топливо (V^c) и на горючую массу (V^r). Вычисление ведут по следующим формулам:

$$V^a = \frac{\text{масса навески угля после удаления летучих}}{\text{первоначальная масса навески угля}} \cdot 100.$$

Общая сера $S_{об}$ включает серу органического (S_o) и неорганического происхождения. Неорганическая сера подразделяется на колчеданную (S_k) и сульфатную (S_c).

Теплопроизводительная способность является важнейшим показателем при оценке углей как минерального топлива. Теплотой сгорания называется количество тепла, выделяемого при полном сгорании 1 кг (большие калории) или 1 г (малые калории) угля.

Теплота сгорания определяется на рабочее (Q^p), на абсолютно сухое топливо (Q^c), на аналитическую пробу (Q^a) и на горючую массу (Q^r). Для определения этого параметра пользуются калориметрической бомбой. Низшая теплота сгорания рабочего топлива углей ($Q_{н}^p$) является основным расчетным показателем при пересчетах углей на основное топливо (7000 ккал).

Главными компонентами золы ископаемых углей являются SiO_2 и Al_2O_3 . Сумма окислов кремния и алюминия составляет основную и устойчивую часть золы. Это обстоятельство дает основание определять зольность ископаемых углей в их естественном залегании (в скважинах, в забоях горных работ) нейтронно-активационным методом. Исследованиями Свердловского горного института установлено, что между зольностью углей в широком интервале изме-

нения (от 10 до 50%) и активационным эффектом существует устойчивая линейная зависимость. На основании опытных работ, выполненных в Челябинском бурогольном бассейне, получена высокая точность определения зольности углей активационным методом (Возженников и др., 1968).

5. Определение коэффициента разрыхления

Добытые на дневную поверхность руды или металлоносные пески занимают больший объем, нежели то же их количество в забое. Отношение объема отбитой в забое руды или горной породы (V_2) к объему того же количества руды или породы в целике (V_1) называют коэффициентом разрыхления

$$k_p = \frac{V_2}{V_1}.$$

Определение k_p имеет большое значение при опробовании россыпей, а также для технических расчетов при эксплуатации месторождений полезных ископаемых (установление емкости вагонетки, скипа, бункера и т. п.).

Для проведения такого определения готовят несколько мерных ящиков с точно определенным объемом. Можно, например, приготовить мерные ящики емкостью 0,05 м³ (1/20 часть кубометра) с внутренними размерами 0,5 × 0,5 × 0,2 м. Породу или руду бросают лопатами в такой ящик, а затем после встряхивания уравнивают ее доской под плоскость верхнего основания ящика. Емкость неполного ящика определяют в процентах его заполнения.

Пусть точно определенный объем руды в целике V_1 равен 0,535 м³, а объем того же количества отбитой руды V_2 , замеренной ящиками, равен 0,725 м³. Тогда коэффициент разрыхления:

$$k_p = \frac{V_2}{V_1} = \frac{0,725}{0,535} = 1,35.$$

Коэффициент разрыхления всегда больше единицы и колеблется в пределах 1,2—1,8. На Высокогорском железном руднике (Урал) коэффициент разрыхления магнетитовых руд составляет 1,65—1,75, полумартитовых 1,55—1,65, глинистых и порошковатых магнетитовых 1,40—1,50. Для мерзлых пород коэффициент разрыхления значительно выше, чем для талых. Это важно при разведке в условиях многолетней мерзлоты.

Коэффициент разрыхления удобно определять одновременно с производством гранулометрического анализа добытых руд или песков.

При взрывных горных работах в стесненном забое коэффициент разрыхления несколько уменьшается по сравнению с той же величиной в свободном пространстве. Например, при многорядном короткозамедленном взрывании уступов на карьерах коэффициент разрыхления составляет 1,15—1,18, тогда как в удаленных от массива заходах по той же руде он достигает величины 1,30—1,50 (Глейзер, 1969).

6. Определение гранулометрического состава руд и пород

Добытая на дневную поверхность руда представляет собой механическую смесь обломков разной крупности — от больших глыб до мельчайших частиц. Соотношение разных классов по крупности добытой руды в весовых процентах устанавливают гранулометрическим или механическим анализом. Такой анализ имеет важное значение при проектировании горных работ и обогатительных фабрик, а также при эксплуатации месторождений.

Для производства гранулометрического анализа отбирают пробу типичной руды достаточного объема (2—3 м³) и на отдельной площадке подвергают ее грохочению с взвешиванием каждого класса и всей пробы в целом. Для анализа используют от 3 до 6 грохотов с ручным или механическим приводом, с отверстиями примерно 100, 75, 50, 20, 10, 5 мм.

В качестве примера можно привести результаты анализа медноколчеданной руды из двух шахт с определением содержания меди в каждом классе (табл. 8).

Таблица 8

Результаты механического анализа руды

Шахта А			Шахта Б		
Классы, мм	Весовой состав, %	Си, %	Классы, мм	Весовой состав, %	Си, %
+60	36,0	2,73	+75	39,3	1,40
—60+20	29,7	2,35	—75+50	16,1	1,68
—20+6	14,0	1,75	—50+25	5,7	1,96
—6+3	8,7	1,49	—25+5	8,8	3,61
—3	11,6	1,25	—5	12,1	3,79
—	100,0	2,19	—	100,0	2,24

Несмотря на близкие по значению данные гранулометрического анализа, опробование руд по классам дает показатели, существенно отличающиеся друг от друга. Руда шахты А содержит медь преимущественно в крупных классах; в руде шахты Б более богата медью рудная мелочь. Это обстоятельство имеет важное значение не только для опробования, но и для эксплуатации. В шахте Б необходимо принимать особые меры для тщательного сбора рудной мелочи в забое: настилать на почву забоя перед взрыванием шпуров стальные листы и т. п.

7. Определение крепости, буримости и взрываемости руд и горных пород

По предложению профессора М. М. Протодяконова единица коэффициента крепости соответствует раздробляющему усилию 100 кгс/см². Буримость пород по предложению профессора А. Ф. Суханова определяется скоростью чистого бурения шпуров

(мм в мин.) бурами, армированными твердыми сплавами. Взрываемость пород определяется объемом горной массы в кубических метрах, оторванной с 1 м шпура.

Широко известна классификация горных пород по буримости, принятая в настоящее время для разведочного колонкового бурения (С. А. Волков, А. С. Волков, 1963).

Глава IV

МИНЕРАЛОГИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ РУД

1. Гравитационные методы минералогического опробования

Качество руды, а в ряде случаев и количественное содержание полезного минерала в ней можно определить по ее минеральному составу и физическим свойствам рудных и нерудных минералов. Способы опробования, основанные на использовании данных минерального состава руды и физических свойств рудных минералов, называются минералогическими.

Различие некоторых минералов по плотности давно используется для их разделения и извлечения, а следовательно, и для определения содержания их в рудах. На использовании этого свойства основаны так называемые гравитационные методы минералогического опробования. В первую очередь эти методы применимы к самородным элементам (золото, платина, осмистый иридий), плотность которых во много раз превышает плотность сопутствующих минералов и горных пород. Эти методы используются также для определения содержания в рудах и концентратах таких минералов, как магнетит, хромит, киноварь, галенит, вольфрамит, шеелит, касситерит, монацит, циркон, ильменит и др.

Простейшим методом гравитационного опробования являются ковшевая или лотковая проба на россыпное золото или на россыпную платину. По такой пробе можно установить наличие или отсутствие знаков золота (платины) в пробе, а по количеству золотинок, находящихся в одном и том же объеме пробы (ковша), дать приближенную количественную оценку.

Ковшевые или лотковые пробы совершенно неприменимы при поисках золотоносных железных шляп колчеданных месторождений, а также золотоносных метасоматитов. Эти руды отличаются крайне дисперсным распределением самородного золота. Даже при содержании золота 100 г/т и более в ковше не обнаруживается ни одной мельчайшей золотинок. Опробование таких руд на золото может производиться только пробирным методом.

При наличии в руде только двух минералов, резко различных по плотности, содержание металла можно определить по формулам:

$$A = \frac{D_a (D_b - D_0)}{D_0 (D_b - D_a)} \cdot 100;$$

$$B = \frac{D_b (D_0 - D_a)}{D_0 (D_b - D_a)} \cdot 100,$$

где A — содержание в руде более легкого (нерудного) минерала с плотностью D_a , в %;

B — содержание в руде более тяжелого (рудного) минерала с плотностью D_b , в % (при этом $A + B$ всегда равно 100 %);

D_0 — плотность рудного сростка (или средняя плотность ряда рудных образцов), определяемая экспериментальным путем.

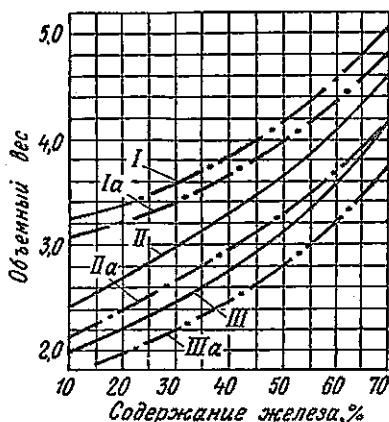


Рис. 8. Кривые зависимости объемного веса железных руд Высокогорского месторождения от содержания в них железа

I, II, III — средние кривые зависимости, установленные по кускам керна для магнетитовых, полумартитовых руд; $Ia, IIa, IIIa$ — средние кривые для крупных масс с учетом их трещиноватости (5 % — для магнетитовых и 10 % — для полумартитовых и мартитовых руд)

Зная содержание металла в рудном минерале, можно вычислить содержание металла в руде. Например, даны образцы кварца с вкрапленностью галенита. Средняя плотность рудных образцов D_0 по данным опыта оказалась равной 3,0. Плотности чистых минералов приняты по справочнику: для кварца $D_a = 2,65$; для галенита $D_b = 7,50$. Тогда содержание галенита в руде:

$$B = \frac{7,50 (3,00 - 2,65)}{3,00 (7,50 - 2,65)} \cdot 100 = 17,97 \%$$

Содержание свинца в галените 86,6 %. Отсюда содержание свинца в руде составляет:

$$17,97 \cdot 0,866 = 15,58 \%$$

Четкая корреляция между минеральным составом руд или концентратов и их объемным весом широко используется для быстрой оценки содержания металла в рудах и их концентратах. На рис. 8 приведены графики зависимости объемного веса железных руд Высокогорского месторождения от содержания в них железа. Зная объемный вес, можно с достаточной степенью точности определить содержание железа в руде. И наоборот, по содержанию железа можно найти объемный вес руды.

Зависимость между объемным весом руды и содержанием в ней металла выражается гиперболической функцией. Для руд, состоящих из двух минералов, эта зависимость выражается простой формулой. Для руд более сложного состава в ряде случаев может быть применена та же формула для расчета всей или предельных частей кривой (Бондаренко, 1962).

2. Минералогическое опробование по естественным типам руд и по типам разрезов

Методы минералогического опробования по естественным типам руд разработаны профессором Ленинградского горного института Н. В. Ивановым и предложены к внедрению на ряде рудников.

На каждом месторождении, на любом руднике можно выделить 2—3, а иногда 5—6 естественных типов руд (массивные, вкрапленные, сульфидные, окисленные и пр.). Эти типы руд легко определяются визуально в забое, в рудном отвале. Любой из естественных типов руд отличается более или менее определенным минеральным и химическим составом и определенными физическими свойствами. Каждому естественному типу свойственно более или менее устойчивое содержание полезного компонента, колеблющееся в относительно узких пределах.

Минералогическое опробование по естественным типам руд основано на использовании геологической документации забоев по этим типам руд и устойчивого среднего содержания полезного компонента по каждому типу руды.

Применению этого прогрессивного метода опробования должна предшествовать предварительная подготовка. По внешним признакам на месторождении выделяют естественные типы руд и по этим типам подбирают эталонные коллекции. Вспомогательное значение при выделении естественных типов руд могут иметь их окраска, плотность, характерная ассоциация рудных минералов и пр. Не следует увлекаться выделением большого количества типов. На типичных штучах устанавливают процентное содержание главных рудных и нерудных минералов. Затем для каждого естественного типа руд подбирают 30—50 зарисовок забоев с результатами химического опробования. Определяют среднее арифметическое содержание полезных компонентов и вредных примесей в отдельности для каждого типа руд. Параллельно определяют средний объемный вес руд для каждого типа руд, если он существенно различен. После этого составляется табличка, в которой для каждого естественного типа руд (их можно нумеровать римскими цифрами) записывают средние содержания полезных компонентов и вредных примесей, а также объемные веса.

Процесс опробования сводится к детальной геологической документации забоев рудных тел с выделением на зарисовки типов руд и границ между ними. Среднее содержание полезного компо-

нента вычисляется по зарисовке забоя как средневзвешенное по мощности или по площади участков забоя.

Метод опробования по типам руд отличается простотой, оперативностью и высокой производительностью. При этом методе нет необходимости отбивать в забое материал для пробы и подвергать ее анализу. В условиях действующего рудника метод опробования по типам руд позволяет сократить количество химических анализов (особенно в очистных работах), непосредственно в забое выделить промышленную руду и соответственно уточнить направление подготовительных и очистных горных работ.

На одном из редкометальных месторождений профессором Н. В. Ивановым был применен метод минералогического опробования по типам разрезов. Рудные залежи пластовой формы образовались в результате резкой стратификации магматического расплава. Слои всех пород и рудные пласты имеют пологое падение к центру плутона. Для рудных пластов характерны плавные изменения содержания полезных компонентов по простиранию и падению. По мощности пластов наблюдается хорошо выдержанное переслаивание богатых и бедных руд с рудами средними по качеству (переходные руды). Это позволило установить на месторождении типы разрезов и разновидности этих типов. В каждом из них химическим или минералогическим анализом устанавливается содержание ценных компонентов.

Опробование сводится к детальной геологической документации отдельных пересечений рудных пластов и установлению типов разрезов или их разновидностей с характерным для них содержанием ценных компонентов. С целью контроля с каждого пятого или десятого пересечения рудного пласта берутся пробы для химического и минералогического их анализа (Иванов, 1963).

Метод опробования по типам разрезов можно применить к пластовым месторождениям осадочного и гидротермального метасоматического генезиса с плавным изменением содержания полезного компонента по простиранию и падению рудных пластов. При небольшом числе сечений метод позволяет произвести перспективную съемку рудного пласта.

3. Оптико-минералогические методы

Оптико-минералогические методы опробования представляют одно из практических направлений количественного минералогического анализа горных пород. А. А. Глаголевым в 1941 г. был разработан точечный метод анализа руд под микроскопом. В полированном шлифе равномерно распределяют по квадратной сети большое количество точек наблюдений под микроскопом и подсчитывают количество их, попавшее на каждый минерал. Эти количества пропорциональны объемам, занимаемым соответствующими минералами в шлифе.

При малом содержании рудного минерала рекомендуется применять метод полей. Для этой цели обычный окуляр микроскопа заменяют сетчатым, в котором общее число пересечений нитей (узлов) обычно равно 400. В каждом поле подсчитывают количество точек (узлов), приходящихся на определяемый минерал. Поле за полем просматривают весь шлиф и окончательный результат вычисляют по формуле

$$C = \frac{\Sigma m \cdot 100}{k \cdot S},$$

где C — содержание определяемого минерала, в объем. %;

Σm — сумма точек, попавших на определяемый минерал во всех рассмотренных полях шлифа;

k — число полей;

S — число точек (узлов) в сетке окуляра.

В рудах равномернозернистой текстуры содержание полезного компонента можно установить путем подсчета зерен рудного минерала на полированных штуфах. Для определения содержания Al_2O_3 в нефелиновых сиенитах и других нефелинсодержащих породах полированную плоскость штуфа травят в течение 2 ч 5%-ным раствором HNO_3 и обрабатывают раствором алюмината, окрашивающим зерна нефелина в красный цвет. Подсчет окрашенных зерен производится точечным методом под бинокулярной лупой по миллиметровой сетке, а при малом содержании нефелина — методом полей (Дорфман, 1940).

Руды редких элементов отличаются сложным минеральным и химическим составом. При этом полезный элемент иногда встречается в нескольких минералах. И поэтому химический анализ проб не всегда дает удовлетворительные результаты.

На редкометальном пластовом магматическом месторождении профессором Н. В. Ивановым предложен метод штуфного оптико-минералогического опробования. Он заключается в выполнении трех последовательных операций: 1) отбора штуфов в виде сплошной колонки по линии мощности рудного пласта; на штуфе условным знаком отмечается его ориентировка в пространстве; 2) полировка штуфа по плоскости, ориентированной по линии мощности пласта; 3) анализа.

Этот метод опробования обеспечивает высокую достоверность определения содержания всех полезных компонентов и оптимальных границ выемочной мощности рудного пласта и избавляет от работы в химической лаборатории. Для применения штуфного оптико-минералогического метода опробования необходимо иметь шлифовальную мастерскую, пробника для отбора штуфов в забоях и лаборантов для производства анализов (Иванов, 1963).

В Свердловском горном институте разработана методика порошкового минералогического опробования рутилоносных амфиболитов. Химические анализы не удовлетворяют этим требованиям. Кроме рутила в амфиболитах обычно присутствуют другие

титансодержащие минералы (сфен, ильменит). Сущность метода заключается в следующем.

Пробу исследуемой породы измельчают до крупности — 0,5 мм. После сокращения до 15—20 г пробу рассеивают на ситах на три фракции: от —0,10 до +0,075 мм; от —0,075 до +0,053 мм и —0,053 мм, каждую фракцию взвешивают. На предметное стекло резцом наносят квадрат 5×5 мм. Покрыв квадрат глицерином, прикладывают стекло к порошковой пробе. Затем переворачивают предметное стекло и закрывают квадрат с приставшим к нему слоем зерен покровным стеклом. Под покровное стекло в качестве иммерсионной жидкости помещают каплю керосина. Изготовленный препарат кладут на столик микроскопа.

Среднее количество минеральных зерен в контуре квадрата устанавливается для каждой фракции экспериментальным путем. Поэтому подсчитывают только зерна рутила. Предварительное прокаливание пробы придает зернам рутила красно-бурый цвет, легко отличимый от прочих минералов. Средняя сменная производительность техника-геолога 12 проб.

Порошковый метод минералогического опробования может применяться при определении содержания любых отчетливо окрашенных минералов в рудах. Область его применения расширится, если вместо керосина использовать жидкость с известным показателем преломления. Например, при исследовании шлиха одной россыпи, в состав которого входили кварц, рутил, циркон, ильменит и другие минералы, было применено анисовое масло с показателем преломления 1,556. Зерна циркона и рутила в таком препарате под микроскопом резко выделяются на фоне зерен кварца с расплывчатыми очертаниями. Это позволяет точно определить содержание циркона в пробе, не прибегая к сложному и дорогостоящему химическому анализу на ZrO_2 (Якшин, 1962).

4. Прочие методы минералогического опробования

При крупных выделениях рудного минерала, хорошо видных в забое, применяется линейный метод опробования. Этот метод можно использовать для приближенной оценки содержания асбеста в асбестоносных серпентинитах.

Пусть, например, длина забоя 4 м. На нем намечают пять горизонтальных параллельных линий и прикладывают к ним рулетку. Определяют число сантиметров, приходящееся на жилки асбеста по каждой линии. Общая длина пяти линий составляет 20 м, а суммарная длина асбестовых жилок по всем пяти линиям равна, например, 0,5 м. Отсюда примерное содержание асбеста в данном забое составляет 2,5% ($50 : 2000$).

При разведке бериллоносных пегматитовых жил в одном из районов СССР был применен графический (площадный) метод опробования забоев горных выработок на берилл. На зарисовках забоев определяли площади, занятые кристаллами берилла и опро-

буемую площадь пегматита. Плотности берилла и пегматита примерно одинаковы, поэтому графическим методом определяли весовое процентное содержание берилла в породе. Сравнение данных рудоразработки с графическим методом показало, что для большинства проб с бериллиевым оруденением графический метод дает отклонения в пределах $\pm 20\%$ (Кадыров, 1962).

На вольфрамовых рудниках с шеелитовым оруденением широко применяется минералогическое опробование забоев, рудных штуфов и кернов рудоносных пород, основанное на способности шеелита проявлять люминесценцию (свечение в темноте) при его освещении ультрафиолетовыми, катодными или рентгеновскими лучами.

Применение люминесцентного минералоскопа ЛЮМ-2 для просмотра бурового керна позволило выделить: редкую вкрапленность шеелита (до 10 мелких зерен на 1 м керна), среднюю вкрапленность (20—50 зерен) и богатую вкрапленность (десятки и сотни зерен на 1 м керна). Сравнение с химическими анализами дало возможность установить, что редкая вкрапленность отвечает содержанию $0,04\% \text{WO}_3$, средняя $0,10\% \text{WO}_3$, богатая — более $0,10\% \text{WO}_3$. Отсюда следует, что керн с редкой вкрапленностью шеелита можно не подвергать химическому анализу. Это мероприятие позволило значительно сократить расходы на опробование (Никольская, 1958).

Глава V

ГЕОФИЗИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ РУД

1. Определение содержания железа в рудах магнитным методом

Содержание железа в магнетитовых рудах в основном определяется содержанием магнетита. Часть железа в составе руд может быть связана с сульфидами (пирит, халькопирит) и с силикатами (пироксен, гранат, эпидот). В табл. 9 приведен пример распределения железа в рудах между главнейшими минералами (Авдонин и др., 1969).

Наиболее представительным материалом для определения содержания железа в рудах магнитным методом является измельченная проба руды или шлам из буровзрывных скважин. Для измерения применяют специальные приборы, так называемые капнометры, или феррометры. Прибор представляет собой Н-образный сердечник, на который намотаны четыре индукционные и измерительные катушки. Сигнал с генератора частотой 200 Гц подается на индукционные катушки. Магнитное поле, возникающее в датчике без пробы руды, сбалансировано второй парой катушек, расположенных в нижней части Н-образного сердечника. Без образца

магнитной руды сигнал с усилителя и генератора, поступая на фазовращательный детектор, складывается и дает нуль на миллиамперметре.

Таблица 9

Распределение железа в рудах Северо-Песчанского месторождения на Урале

Железо, связанное	Проба 1*		Проба 2*	
	%	%	%	%
С магнетитом	59,70	94,7	37,03	84,5
С сульфидами	2,67	4,2	2,67	6,0
С силикатами	0,67	1,1	4,18	9,5
Итого	63,04	100,0	43,88	100,0

* Проба 1 — массивная магнетитовая руда; проба 2 — скариновая магнетитовая руда.

Измерительный стаканчик с измельченной рудой устанавливается на датчике прибора. При внесении в поле датчика пробы магнитной руды баланс поля нарушается. С датчика на усилитель поступает сигнал, пропорциональный количеству внесенного магнитного материала, и фиксируется отклонение от нуля. Индикатор прибора градуируется по эталонным порошковым пробам, содержание железа в которых определяется химическим анализом с большой точностью. После установки пробы руды на датчике производится отсчет по индикатору. По специальному графику определяется содержание железа в пробе. Для получения истинных содержаний необходимо учитывать поправки на влажность и плотность, которые обычно уже внесены в расчетный график.

Опытные работы, проведенные кафедрой рудной геофизики Свердловского горного института (Микшевич, Трубов, 1963), показали хорошую сходимость результатов описанных измерений с химическими анализами тех же проб. Абсолютная ошибка для руд с содержанием магнитного железа от 5 до 30% не превышает 1%.

На железорудных карьерах Урала и Казахстана в настоящее время успешно применяются компактные феррометры для магнитного каротажа буровзрывных скважин. После проходки скважины в нее спускается подвесной феррометр с автоматической фиксацией содержания железа по глубине скважины. Эти приборы позволяют существенно сократить химические анализы бурового шлама, заменив его магнитным количественным каротажем.

2. Определение содержания урана и тория методом естественной радиоактивности

На урановых месторождениях широкое применение получили радиометрические методы определения содержания урана в руде или в отбитой рудной массе, основанные на использовании есте-

ственной радиоактивности руд. Применение радиометрических методов значительно упростило технологию опробования, исключив трудоемкие операции отбора, обработки и анализа проб. Однако радиометрические методы не являются универсальными; они имеют свои недостатки. Поэтому на урановых рудниках применяются как радиометрические, так и химические методы опробования.

При выборе методики опробования большое значение имеет вещественный состав руд и степень их контрастности. Для однокомпонентных (урановых и ториевых) руд радиометрическое опробование является основным. Для комплексных руд, содержащих кроме урана золото, серебро, никель, кобальт, молибден и другие не радиоактивные металлы, ведущее значение имеет химическое опробование.

Радиометрическая контрастность урановых руд определяется диапазоном отношения радиоактивности наиболее богатых рудных штуфов к среднему содержанию урана в рудах:

$$K_{рк} = \frac{p_{ш}}{p_m} \cdot 100\%;$$

где $K_{рк}$ — коэффициент радиометрической контрастности

$p_{ш}$ — средняя радиоактивность наиболее богатых рудных штуфов, в мкр/ч;

p_m — средняя радиоактивность в массиве или в рудной массе, в мкр/ч.

В табл. 10 приведены категории руд по степени их радиометрической контрастности (Петров и др., 1960).

Т а б л и ц а 10

Категории и типы урановых руд по степени их радиометрической контрастности

Категории и генетические типы урановых месторождений	$K_{рк}$
Высококонтрастные (гидротермальные жилы)	Более 1000
Средней контрастности (гидротермально-метасоматические залежи)	300—1000
Слабоконтрастные (осадочные и инфильтрационные залежи)	200—300
Неконтрастные (осадочные и инфильтрационные залежи)	Менее 200

Для поисково-разведочных работ широко применяют разнообразную радиометрическую аппаратуру.

За единицу измерения радиометрами принята единица интенсивности гамма-излучения, равная мощности дозы гамма-лучей в одну миллионную долю рентгена в час (мкр/ч). Один рентген отвечает гамма-излучению, обеспечивающему образование в 1 см³ воздуха количество ионов каждого знака общим зарядом в одну электростатическую единицу.

Содержание урана в породе или в руде C при измерении пробуренного шпура с помощью описанного выше радиометра определяется по формуле:

$$C = \frac{\gamma}{k \cdot 100},$$

где C — содержание урана, в %;

γ — величина гамма-радиации, в мкр/ч;

k — коэффициент, равный 140 мкр/ч на 0,01% урана в равновесии (Мелков, Пухальский, 1957).

Аппаратура гамма-каротажных станций состоит из глубинного прибора (радиометра), лебедки с кабелем и пульта управления с регистрирующим устройством. В результате гамма-каротажа по оси скважины автоматически вычерчивается график-диаграмма. При интерпретации диаграмм гамма-каротажа содержание урана на мощность h ураноносного интервала по оси скважины вычисляется по формуле

$$C = \frac{S}{hk} \cdot 100\%,$$

где S — площадь контура, ограниченная аномальным участком каротажной диаграммы;

h — мощность ураноносного интервала по оси скважины, в см;

k — коэффициент перевода гамма-радиации с содержанием урана, равный 100—120 мкр/ч на 0,01% содержания урана.

Установленное содержание урана в ряде случаев контролируется химическим анализом.

3. Гамма-гамма метод

Определение содержания металла в рудах при опробовании гамма-гамма методом основано на эффекте фотопоглощения гамма-квантов низких энергий («мягких» гамма-лучей) атомами элементов с высокими атомными номерами (сурьма, свинец, барий и пр.). Используются следующие источники гамма-излучений: для опробования горных выработок и керна — селен-75, для каротажа скважин и опробования отбитых руд — барий-133 и цезий-137.

На рис. 9 показаны приборы радиометрического опробования, применяемые на рудниках Зырянского свинцового комбината (Зарубин, Косяков, 1969). Прибор для опробования стенок горных выработок носит название «пистолет». Он состоит из гильзы, соединенной гибким кабелем с пультом радиометра СРП-2, и радиоактивного зонда.

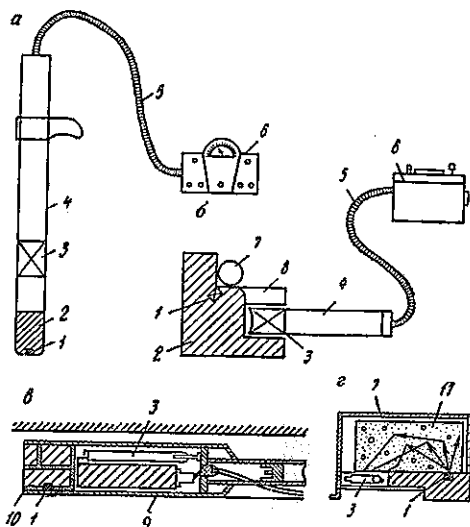
В процессе работы на каждом опробуемом интервале выработок на высоте 1,2—1,5 м от почвы через интервалы 10 см берутся точечные замеры. При двухметровой длине делается 20 замеров.

Глубина проникновения гамма-лучей составляет примерно 10—15 см, поэтому опробованию подвергается непрерывная объемная полоса руды, обеспечивающая высокую представительность опробования.

Керн буровых скважин опробуется с помощью керноскопа. Он состоит из свинцового корпуса и радиометра СРП-2. Керн любого диаметра помещается на площадку между источником и индикатором. Время замера 8—15 с.

Рис. 9. Приборы радиометрического опробования:

a — радиометрический индикатор «пистолет»; *б* — керноскоп; *в* — асимметричный зонд для каротажа скважин; *г* — свинцовый домик для опробования навесок руды и шлама. *1* — источник радиоактивного излучения; *2* — свинцовая защита; *3* — счетчик; *4* — гильза; *5* — кабель; *6* — пульт радиометра; *7* — керн; *8* — окно; *9* — стальной корпус; *10* — поворотный контейнер; *11* — кассета с пробой



Каротаж скважин диаметром более 59 мм производится асимметричным зондом на базе радиометра, собранного на транзисторах. Этот зонд позволяет уменьшить влияние неровностей стенок скважин на измерения.

Опробование отбитых руд и шлама производится радиометром ДП-100 с применением свинцового домика, в который помещается кассета с пробой. Крупность материала в кассете не должна быть более 5 мм.

На базе многодатчикового зонда изготовлены устройства для опробования руды в вагонетках, в кузове автосамосвала и в ковше экскаватора. Пульт управления зондом помещен в кабине экскаватора. Опробование гамма-гамма методом осуществляется автоматически в момент зачерпывания рудной массы ковшом. Это дает возможность отделять рудную массу с содержанием более 0,4% свинца от пустой породы.

Радиометрическое опробование гамма-гамма методом успешно применяется также на сурьмяных рудниках (Поляков, Балашов, 1962).

4. Определение содержания меди и других элементов методом искусственной радиоактивности

Вопросом применения метода искусственной радиоактивности (МИР) для опробования руд занимается Свердловский горный институт. Этот метод позволяет определять содержание меди с относительной погрешностью в 10%.

Для определения содержания меди в руде, вскрытой буровой скважиной, используется долгоживущий изотоп Cu_{64} . Количественное распределение Na , Al , Fe и связанной с последним S устанавливается с помощью искусственных радиоактивных продуктов Na_{24} , Al_{28} , Mn_{56} . Измерения проводятся каротажной станцией, приспособленной для регистрации электрических и радиоактивных полей.

Расположение рудного тела по оси скважины определяется по кривой естественного электрического поля (ПС) с помощью свободной жилы кабеля, несущего глубинный снаряд. В каждой из точек, подлежащих активации, определяется натуральный фон при двух положениях снаряда. С точкой активации совмещается центр счетчика с экраном и затем центр счетчика без экрана. Расстояние между счетчиками 0,4 м. Затем глубинный снаряд поднимается на поверхность и к нему крепится приставка с источником нейтронов активностью около 6 кюри на расстоянии 2,6 м от центра ближайшего счетчика. Снаряд с приставкой снова опускается в скважину на ту же глубину для активации продолжительностью 1,5—2,0 ч. Далее источник нейтронов вместе со снарядом опускается для активизации следующей точки на 3 м глубже. Тем самым центр неэкранированного счетчика совмещается с центром облученного интервала (снятие с облучения).

Через 40—50 мин после снятия с облучения все короткоживущие изотопы распадаются. После их распада в массиве руды остается наведенный эффект, связанный с изотопами Mn_{56} и Cu_{64} , а во вкрапленных рудах также и Na_{24} . Суммарные эффекты этих продуктов измерялись через 1—1,5 ч после снятия с облучения. Графики содержания меди по данным химических анализов керновых проб и по описываемому методу отчетливо совпадают. Относительная погрешность в определении содержания меди этим методом составляет 13,6%. Характер распределения Na , Al , Fe и связанной с последним S указывает на сульфидное массивное или вкрапленное оруденение (Возжеников, 1962).

5. Фотонейтронные методы опробования бериллиевых и борных руд

Фотонейтронный метод опробования основан на реакции отщепления нейтронов от ядер атомов гамма-квантами, фотонейтронном эффекте. Эта реакция у ядер бериллия протекает при значительно меньших энергиях гамма-квантов, чем у ядер других эле-

ментов. Поэтому гамма-лучи радиоактивных изотопов могут вызывать фотонейтронный эффект только у бериллия.

Фотонейтронное опробование бериллиевых руд заключается в облучении их в горных выработках или в буровых скважинах гамма-лучами радиоактивной сурьмы и в регистрации генерируемых в них нейтронов, количество которых зависит от содержания бериллия.

Для фотонейтронного каротажа буровых скважин, пройденных на месторождениях бериллиевых руд, может быть использована каротажная станция со специальными фотонейтронными буровыми снарядами. Первичный каротаж скважин с целью выделения интервалов с бериллиевым оруденением ведется со скоростью 100—120 м/ч. Аномальные интервалы подвергаются повторному количественному каротажу со скоростью 20 м/ч.

Сравнение результатов каротажа, геологической документации кернов и анализов керновых проб на бериллий показывает достаточную чувствительность и эффективность этого метода для поисков и разведки месторождений бериллия.

Применение специального фотонейтронного зонда вместе с поисковым радиометром для опробования горных выработок позволяет выделять участки с бериллиевым оруденением и определять в них содержание бериллия с удовлетворительной для практических целей точностью (Кошелев и др., 1962 г.).

На действующих рудниках опробование добытых руд в вагонетках (в железнодорожных вагонах) может быть выполнено путем прохождения транспортных емкостей через специальную фотонейтронную лабораторию для экспресс-анализа на содержание бериллия (Шестаков, 1969).

Для опробования руд на содержание бора применяется нейтрон-нейтронный метод. На базе радиометра СРП-2 разработан переносный борметр, позволяющий вести опробование борных руд как в коренном залегании, так и в порошковых пробах в диапазоне 0,5—18,0%, B_2O_3 (Вахтин, Филиппов, 1969).

Указанными примерами далеко не исчерпывается применение быстро развивающихся методов геофизического опробования в практике разведки и эксплуатации месторождений полезных ископаемых. На хромитовых рудниках нашел применение рентгенофлуоресцентный анализ (РФА) проб на содержание окиси хрома, который по точности приближается к количественному химическому анализу. При разведке и эксплуатации сурьмяных месторождений хорошие результаты дало гамма-электронное определение сурьмы (ГЭМ).

Глава VI

СПОСОБЫ ВЗЯТИЯ ХИМИЧЕСКИХ ПРОБ В ЗАБОЯХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

1. Штуфовой способ

Штуфовая проба представляет собой кусок или штуф руды обычно от 0,5 до 2,0 кг, отбитый от забоя, от естественного выхода руды, взятый с вагона или штабеля, с отвала. Иногда в одну пробу берут 2—3 обломка, по возможности типичных для опробуемых руд. После измельчения и сокращения проба поступает на химический анализ.

Этот способ отбора проб применяется при исследовании физических свойств горных пород и руд — объемного веса, влажности, пористости, магнитной проницаемости, электропроводности, радиоактивности, при определении качественных показателей стройматериалов. Значительная часть исследований по обогатимости руд может быть также решена на типичных штуфовых пробах.

В отечественной практике такой способ опробования горных выработок применяется редко. К нему прибегают во всех случаях, когда без специальных работ по опробованию желают получить приблизительную характеристику качества руды.

2. Горстевой способ

Отбитая руда в забое нередко опробуется горстевым способом. После взрывания и проветривания забоя отбитую руду покрывают

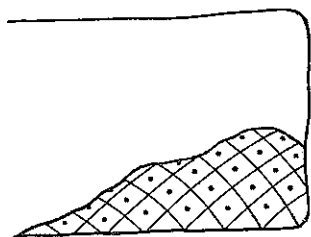


Рис. 10. Горстевая проба из навала отбитой в забое руды

связанной из шпагата сеткой размером $1,5 \times 2,0$ м с ячейками $0,2 \times 0,2$ м. Из каждой клетки берут небольшую порцию (один или несколько мелких обломков) отбитой руды (рис. 10). При встрече крупной глыбы, занимающей 2—3 клетки, от нее молотком отбивают соответственно 2—3 обломка по мощности вкрест видимой в глыбе полосчатости.

При некотором навыке пробщика применение сетки из шпагата не обязательно. Порции можно брать с поверхности отбитой руды по квадратам воображаемой сетки, намечаемой пробщиком путем откладывания постоянной длины (0,2 м), нанесенной на рукоятке молотка, от точки взятия первой порции в двух взаимно перпендикулярных направлениях.

Количество порций, составляющих одну горстевую пробу, обычно от 10 до 20, а масса одной порции от 50 до 100 г. Отсюда следует, что масса одной горстевой пробы может варьировать в широких пределах — от 0,5 до 2,0 кг. При этом для руд равномерных

в одну горстевую пробу можно брать 6—10 порций, а для руд неравномерных — от 15 до 25 порций. Масса одной порции имеет второстепенное значение. Решающим фактором является количество порций, составляющих одну пробу. Можно считать установленным, что горстевую пробу лучше составлять из большего числа порций малой массы, чем из малого числа порций с большой массой каждой порции (Класен, 1937а, 1937б).

Отбор проб горстевым способом целесообразно применять в забоях, пройденных по сплошной руде с хорошо развитой трещиноватостью, обеспечивающей при отбойке однородную кусковатость средней и мелкой крупности. Горстевые пробы широко применяются на металлических рудниках СССР и на многих медных и золотых рудниках Америки.

3. Точечный способ и его механизация

Точечная проба представляет собой сумму небольших кусков (порций) руды, отбитых со стенки забоя в строго определенном взаимном расположении, например по узлам квадратной, прямоугольной или ромбической сетки (рис. 11). Куски (порции) отбиваются кайлом или геологическим молотком. При крепких рудах применяют зубило с молотком. Сумма отбитых кусков в забое общей массой от 1 до 5 кг и является точечной пробой. После измельчения и сокращения она поступает на химический анализ.

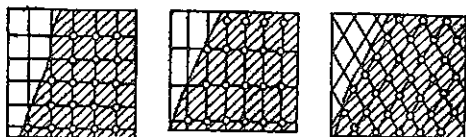


Рис. 11. Точечная проба по стенке забоя от одного естественного типа руды

По количеству порций точечной пробы и по их массе можно повторить те же рекомендации, какие были изложены для горстевых проб.

Е. П. Зайцев (1958) провел ряд экспериментальных работ по опробованию некоторых рудных месторождений малыми пробами (от 10 до 50 г). Общая масса пробы составляла от 0,3 до 1,5 кг. Производительность опробования в этом случае по сравнению с обычными бороздовыми пробами резко повышается, а представительность опробования не снижается.

Если забой сложен двумя или тремя естественными типами руд, отбиваемыми в общую рудную массу, то количество порций рекомендуется распределить пропорционально площадям участков, занятых разными типами руд.

По технико-экономическим показателям точечные пробы дешевле и производительнее широко распространенного бороздового опробования. По представительности точечные пробы вполне удовлетворяют требованиям практики даже для золотых руд с заведомо неравномерным содержанием металла.

При ручной отбойке проб нередко наблюдается избирательное обогащение пробы хрупкими рудными минералами, которое служит причиной систематических ошибок при оценке качества руд в забое. Проблема механизации отбора точечных проб является весьма актуальной.

В Свердловском горном институте разработан пробоотборник СГИ-3 для механизированного отбора химических проб руд и по-

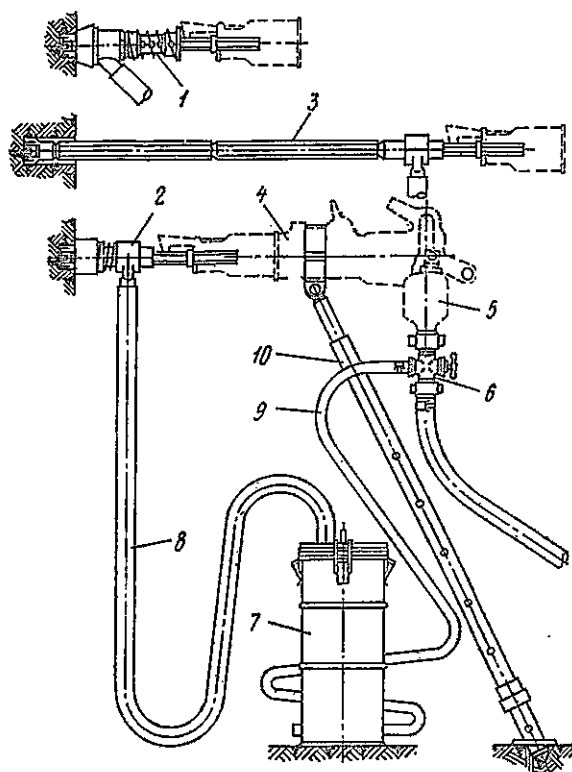


Рис. 12. Пробоотборник СГИ-3

1 — пробоотборник с прямой продувкой; 2 — то же, с обратной продувкой; 3 — удлинительные штанги; 4 — перфоратор; 5 — автомасленка; 6 — вентиль-тройник; 7 — пробоотборник; 8 — отсасывающий шланг; 9 — магнетический шланг; 10 — телескопическая поддержка

род в забоях горных выработок. Отбор проб с помощью пробоотборника СГИ-3 имеет следующие преимущества перед ручной их отбойкой:

1) порции точечной пробы отбираются механическим устройством и имеют строго одинаковый объем; места взятия порций отчетливо видимы, легко контролируются, что исключает влияние субъективного фактора на отбор проб;

2) материал пробы получается в виде буровой муки (выход класса — 0,2 мм до 85%), что позволяет исключить применение дробилок и валков при измельчении проб; при отборе не происходит избирательного выкрашивания хрупких рудных минералов;

3) по сравнению с ручной отбойкой повышается производительность труда пробщика;

4) при помощи пробоотборника СГИ-3 возможен отбор шпуровых и линейных точечных проб;

5) рациональное количество порций точечной пробы для каждого естественного типа руды может быть определено математическими расчетами.

Общий вид пробоотборника СГИ-3 показан на рис. 12. Пробоотборник может быть применен в комплекте с перфоратором любой марки.

В комплект пробоотборника входят два типа пробоприемников. Пробоприемник с прямой продувкой 1 предназначен для отбора проб в породах и рудах, имеющих резкие различия в твердости минералов или сильную трещиноватость. Пробоприемник с обратной продувкой 2 предназначен для монолитных пород и руд высокой крепости, а также при взятии шпуровых проб в комплекте с удлинительными штангами 3.

Пробоотборник вставляется в поворотную буксу перфоратора 4, установленного на телескопической поддержке 10. Материал пробы через отсасывающий шланг 8 поступает в пробный мешок, помещенный в пробоотборник 7. Пробоотборник соединен нагнетательным шлангом 9 с вентилем-тройником 6, позволяющим производить быстрое присоединение пробоотборника к автомасленке перфоратора (5) и шлангу, соединяющему пробоотборник с пневматической магистралью.

Пробоотборник переносится к месту работы в ранце (масса 10—12 кг). В действующем забое пробоприемник должен иметь хвостовик-переходник, отвечающий по размеру перфоратору, находящемуся в забое. При отборе проб в горных выработках, удаленных от действующих забоев, к месту работы вместе с пробоотборником переносится легкий ручной перфоратор ПР-10, масса 11 кг, или ПР-13Л, масса 13,7 кг (Альбов, Челышев, Панов, 1969).

4. Бороздовый способ и его механизация

Опробование руд бороздой является весьма распространенным способом. На поверхности забоя высекают борозду постоянного поперечного сечения, направленную по линии наибольшей изменчивости содержания материала, обычно вкрест простирания рудной залежи. Весь материал из этой борозды поступает в пробу. Этот способ опробования несомненно имеет большие достоинства, особенно для пластовых и жильных месторождений. Материал пробы из борозды, проведенной по пласту или по жиле от лежачего до висячего бока, обладает высокой представительностью.

Размеры борозд и масса пробы с 1 м зависят от механических свойств руды, от изменчивости содержания металла в руде, от ценности полезного ископаемого. В табл. 11 приведены наиболее

типичные размеры борозд и массы проб для руд разного качества.

Таблица II

Типичные размеры борозд и массы проб

Типы руды	Сечение борозды, см		Масса пробы (кг) с 1 м при плотности руды 1,6—3,5
	ширина	глубина	
Крепкая и равномерная по содержанию (железистый кварцит)	5—2	1—3	0,5—3,5
Крепкая и неравномерная по содержанию (золотоносный кварц)	5—10	2—5	2,5—12,5
Мягкая и равномерная по содержанию (марганцевая руда)	5—10	2—5	2,5—12,5
Мягкая и неравномерная по содержанию (никеленосная глина)	10—20	5—10	12,5—50,0

Перед взятием пробы поверхность забоя подравнивают кайлом или геологическим молотком. Слой пыли или грязи, покрывающий обычно старые забои, смывают водой с помощью ручного насоса. Отбойка бороздовых проб производится по возможности на уровне груди пробошника. Инструментами для ручной отбойки проб в рудах высокой и средней крепости служат кирки и зубила из буровой стали и молотки массой 1,5—2,5 кг.

В мягких рудах отбойку можно производить кайлом или геологическим молотком с оттянутым в виде кайла концом. При отбойке проб киркой или зубилом на поверхности забоя высекают две параллельные канавки (вруб), расстояние между которыми и составляет ширину борозды. Затем косыми ударами зубила и молотка сбивают выступ, образовавшийся между канавками (рис. 13).

Отбитые ручным способом бороздовые пробы не являются совершенными. Объем реальной борозды можно рассматривать как сумму объема прямоугольной призмы (полезный объем) и дополнительного объема за пределами призмы (вредный объем), ограниченного неровными стенками реальной борозды. Крупные и непрочные минералы выкрашиваются в большем количестве, искажая количественные соотношения минералов в пробе. Происходит избирательное обогащение пробы этими минералами. Если выкрашиваются рудные минералы (сульфиды и пр.), то содержание металла в пробе увеличивается. Непрочные жильные минералы (серпичит, хлорит и пр.) понижают содержание металла в пробе. В обоих случаях возникает систематическая погрешность опробования (Зенков, 1962).

Отбиваемый из борозды материал падает в желоб из листового железа размером 0,5 × 1,0 м, подставляемый под борозду вплотную к стенке забоя. К переднему краю желоба с помощью деревянной планки прикрепляют холст, свернутый в виде широкой трубки или рукава. Он предназначен для закрытия отверстий между краем желоба и неровной стенкой забоя.

Отбитая проба с желоба ссыпается в мешок. Размеры мешков для проб различны (10×15 , 15×20 , 15×30 , 20×40 см), они зависят от начальной массы проб. Изготавливают мешки из плотной и прочной материи (бязи, полотна и т. п.). Внутри мешка вкладывают контрольную бирку из фанеры размером 3×4 см с заранее написанным на ней номером пробы. Не рекомендуется применять бумажные этикетки: они впитывают влагу и быстро изнашиваются. Мешок с пробой плотно завязывают шпагатом и к нему прикрепляют еще одну фанерную бирку (с отверстием) с тем же номером пробы. Мешки можно использовать повторно с обязательной предварительной их стиркой.

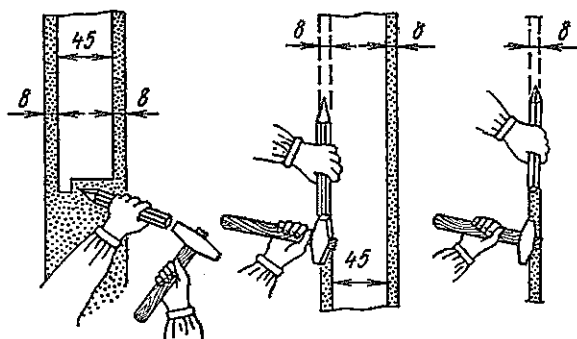


Рис. 13. Стадии ручной отбойки бороздовой пробы

Уменьшение массы бороздовых проб не снижает их представительности. Е. П. Зайцевым (1958) было проведено опробование ряда месторождений пробами малой массы (в среднем около 0,3 кг с 1 пог. м) при сечении борозды 1×1 , 2×2 и 2×3 см. Коэффициенты корреляции между анализами больших и малых проб в опытах Е. П. Зайцева составили: для силикатных никелевых руд +0,96, для свинцовых +0,92. Высокая представительность шпуровых проб, которые можно рассматривать как борозды малого сечения, указывает на возможность более смелого внедрения в производство бороздовых проб малой массы.

Борозды в забоях всегда ориентируют по направлению наибольшей изменчивости содержания полезного компонента в рудном теле.

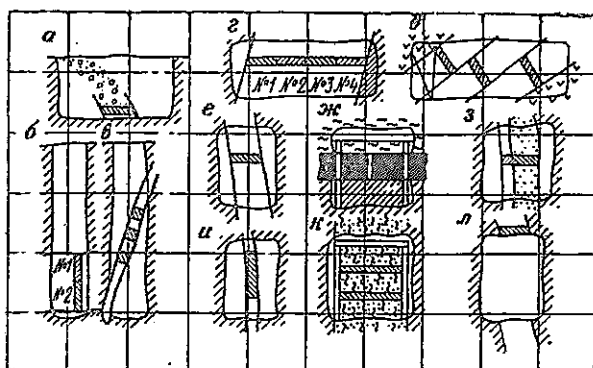
На рис. 14 показаны примеры расположения бороздовых проб в забоях.

Опробование забоев производят одновременно с их проведением. Поэтому отбор проб необходимо включить в циклограмму проходки данного забоя в качестве отдельной операции. Опробование пласта или рудной жилы на участке пройденного штрека проводят по кровле (при крутом падении) или по боковой стенке штрека (при пологом падении). В штреках с установленным

неполным креплением борозды отбивают с кровли или со стенок в промежутках между креплением.

При полукруглом сечении штрека (арка) и резко полосчатом строении рудной жилы возникает опасность появления систематической ошибки при отбойке бороздовой пробы под углом к линии истинной мощности. В этом случае следует предварительно подработать кровлю по жиле и затем отбить бороздовые пробы по линии истинной мощности жилы. При отбойке борозд с кровли штрека без тщательного сбора выкрашивающихся хрупких рудных минералов анализы проб могут дать пониженное содержание металла.

Рис. 14. Примеры расположения пробных борозд в забоях



а — взятие пробы в канаве;
б — взятие пробы в дудке (шурфе) при пологом падении рудного тела; в — то же, при крутом падении; г и д — расположение борозд в кварцитах и ортах; е — горизонтальная борозда при крутом падении рудного тела; ж — расположение борозды при пологом падении рудного тела; з — секционные пробы по двум типам руд в забое; и — взятие пробы бороздой по жиле малой мощности (по прожилку); к — пробные борозды в минерализованной зоне смятия; л — борозда по кровле штрека

При восстановлении старых шахт над откаточными штреками часто расположены очистные выработки. Опробование рудной залежи в почве штрека является самым неблагоприятным случаем отбора проб. Затраты на подготовку и отбор проб здесь значительны, а результаты опробования могут оказаться ненадежными.

На медных и некоторых других рудниках Урала опробование забоев производится способом линейной точечной пробы (рис. 15). По линии вкрест видимой в забое полосчатой текстуры руды пробщик отбивает молотком обломки диаметром 3—5 см через каждые 5 см. Сумма обломков и является пробой, на отбойку которой расходуется не более 5 мин. Практика эксплуатации медных рудников Урала показала хорошую представительность линейных точечных проб.

Ручная отбойка бороздовых проб, особенно в крепких рудах, крайне трудоемка. Поэтому проблема механизации бороздового опробования является весьма актуальной.

В СССР и за рубежом проводилось немало экспериментов по механизации отбойки бороздовых проб пневматическими молотками. Однако многие устройства еще находятся в стадии экспериментальных работ.

ЦНИГРИ разработан и испытан в производственных условиях щелевой механизированный способ отбора проб. Глубина борозды

превышает ее ширину в 1,5—2 раза, составляя 5×3 см. Пневматический пробоотборник ППР-2 имеет два вращающихся алмазных отрезных круга типа АОК-200 $\times$ 1,2 с природными алмазами А25—А32 насыщенностью 25% (четыре карата в одном круге), которые производят параллельные врезы глубиной 60 мм. Расстояние между кругами (ширина борозды) может меняться от 10 до 50 мм (рис. 16). Двигателем служит пневматическая шлифовальная машина НП-2203, которая при давлении воздуха 5 кгс/см² обеспечивает скорость вращения шпинделя с режущими кругами 3400—4600 об/мин. Скорость резания щелевой бороздовой пробы в крепких рудах от 4 до 8 м в час. Материал пробы выбирают из щелевой борозды зубилами и молотком (Леля, Панкратов, 1972).

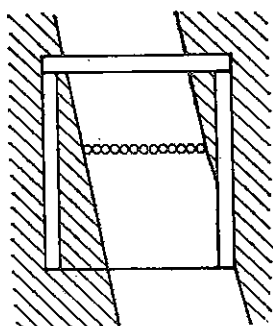


Рис. 15. Линейная точечная проба в забое штрека

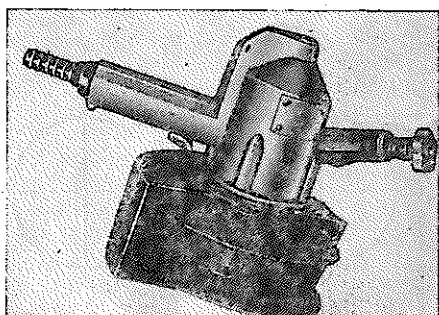


Рис. 16. Общий вид пневматического пробоотборника ППР-2

Свердловским горным институтом для механизации отбойки линейных точечных проб предложен и испытан в производственных условиях описанный ранее пробоотборник СГИ-3 (см. рис. 12). Точечная линейная проба при определенных условиях может быть непрерывной бороздовой пробой. Расстояния между точками (рис. 17) на поверхности забоя должны быть выбраны так, чтобы площадь целика S_1 между порциями равнялась площади порции S_2 . При этом условии верхний и нижний ряды порций дополняют друг друга; такая проба по существу эквивалентна бороздовой пробе.

Определим необходимое количество порций точечной линейной пробы, эквивалентной бороздовой пробе постоянного поперечного сечения. При этом:

- L — длина точечной линейной пробы, в см;
- l — расстояние между центрами порций в одном ряду, в см;
- b — расстояние между порциями в одном ряду, в см;
- R — радиус точечной порции, в см;
- S_1 — площадь целика между порциями, в см²;
- S_2 — площадь порции, в см²;
- m — количество порций в пробе.

Площади порции и целика между порциями равны соответственно:

$$S_2 = \pi R^2; \quad S_1 = 4R^2 - \pi R^2 + 2Rb.$$

При обязательном условии $S_1 = S_2$ получим:

$$\pi R^2 = 4R^2 - \pi R^2 + 2Rb,$$

откуда $b = \pi R - 2R$, а расстояние между центрами порций $l = 2R + \pi R - 2R$ или $l = \pi R$.

Обозначив расстояние между центрами порций верхнего и нижнего рядов по горизонтали $\frac{l}{2}$, можно написать равенство:

$$m - 1 = \frac{L}{\frac{l}{2}} = \frac{2L}{\pi R}.$$

Отсюда

$$m = \frac{2L}{\pi R} + 1.$$

Например, при $R = 2,2$ см и $L = 100$ см число порций $m = 30$, а расстояние между ними в одном ряду равно 7 см.

Разметку пробы в забое удобно делать при помощи трафарета из жести. В правой части рис. 17, в пунктиром показаны внешние контуры трафарета и его размеры.

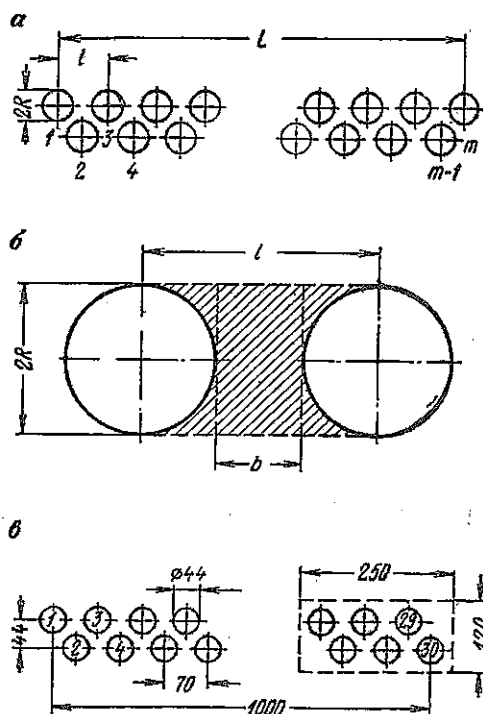


Рис. 17. Линейные точечные пробы

L — длина пробы; l — расстояние между центрами точечных порций в одном ряду; R — радиус точечной порции; m — количество порций в пробе

5. Шпуровой способ

Шпуровой способ опробования основан на улавливании буровой муки из шпуров, специально заданных или пройденных для буровзрывных работ. Эта мука (при мокром бурении шпуров — шлам) и составляет материал пробы для химического анализа.

К достоинствам шпуровых проб следует отнести:

1) высокую представительность проб из шпуров, заданных вкрест простирания или полосчатости рудной залежи (в забоях ортов);

- 2) полную механизацию процесса отбора проб;
- 3) постоянное поперечное сечение пробы по длине шпура;
- 4) тонкое измельчение материала пробы при ее взятии;
- 5) попутное обеспыливание воздуха в забое;
- 6) возможность опробования руды в целике впереди забоя.

Недостатками шпуровых проб являются:

1) неудовлетворительная представительность проб, заданных в забоях под острым углом к простиранию или к полосчатости рудной залежи (в забоях штреков);

2) невозможность зарисовки забоя по длине шпура и отбора секционных проб;

3) потери буровой муки (шлама) при бурении трещиноватых и пористых пород.

Сбор буровой муки из шпуров может быть ручным или пневматическим. Из восстающих шпуров мука легко выдувается сжатым воздухом и может быть собрана непосредственно в пробный мешок, подставленный к устью шпура. Полное извлечение буровой муки получается только при пневматическом ее отсасывании из шпура в пробосборник. Для шпурового опробования может быть применен пробосборник СГИ-3 (см. рис. 12). В комплекте с удлинительными штангами он позволяет вести опробование шпуров глубиной до 4 м.

При мокром бурении из шпура с промывными водами по стенке забоя стекает буровой шлам. Здесь можно применить патрубко-тройник, состоящий из отрезка трубы с приваренным к ней под углом 45° отрезком более тонкой газовой трубки. Тройник в плоскости симметрии распилен на две одинаковые половинки. После забурки шпура на 5—10 см обе половинки тройника вставляют в шпур, а на газовую трубку надевают короткий резиновый шланг, по которому буровой шлам из шпура стекает в ведро для приема пробы. После высушивания и сокращения буровую муку отправляют на химический анализ.

Длина шпуров, пройденных обычными перфораторами, от 1,5 до 3 м. В рудных жилах, линзах и пластах шпуры в забоях штреков мало пригодны для опробования. Здесь они направлены под острым углом к полосчатому строению рудного тела. В забоях ортов на жильных и колчеданных месторождениях шпуры всей длиной пересекают рудное тело по его мощности и поэтому с успехом могут быть использованы для опробования.

Шпуровой способ опробования заслуживает дальнейшего усовершенствования и широкого внедрения на металлических рудниках. Для оперативного контроля за полнотой отбойки руд в очистных забоях при разработке массивных залежей шпуровой способ опробования очень удобен.

6. Задиrkовый способ

При задиrkовом способе опробования в пробу поступает весь материал, отбиваемый со всей площади рудного тела в забое. Глубина задирки составляет 5—10 см. Перед отбойкой пробы почву забоя застилают листами железа, на которые падает отбиваемая в пробу руда.

Начальная масса задиrkовых проб зависит от размера опробуемой площади, глубины задирки и объемного веса руды; с 2 м² масса пробы может составлять от 100 до 500 кг. Из-за значительной стоимости отбойки и особенно обработки материала задиrkовое опробование применяется редко. Обычно оно заменяется бороздовыми пробами, объединяемыми для анализа в группы из 3—5 смежных борозд.

Задиrkовый способ можно применять при разведках продольными канавами жильных месторождений малой мощности с исключительно неравномерным содержанием редких металлов. В пробу берут слой руды протяжением 1 или 2 м со всей мощности вскрытой жилы. Смежная проба или примыкает к предыдущей по длине жилы или же задается через 1—2 м от нее.

7. Экспериментальные работы по обоснованию выбора метода опробования

На действующих рудниках, где количество забойных проб достигает нескольких тысяч в год, вопрос о выборе наиболее рационального метода их отбора имеет существенное технико-экономическое значение. Обоснованием для выбора в этих случаях могут служить только специально поставленные экспериментальные работы. Для их проведения следует наметить два-три действующих забоя подготовительных горных работ по каждому естественному типу руд. В процессе продвижения забоев производится тщательное их опробование двумя или тремя сравниваемыми методами. Моменты отбора проб должны быть увязаны с циклограммой проходки и крепления выработок.

При взятии проб и их обработке на каждом опытном участке ведут хронометраж, определяют начальную и конечную массы проб и прямые расходы по зарплате, материалам и энергии. При равномерном оруденении каждым методом следует отбирать 20—40 проб. Для руд с неравномерным оруденением более надежные результаты можно получить при 40—50 пробах по каждому методу.

После получения результатов анализов из химической лаборатории все материалы по экспериментам тщательно обрабатываются методами математической статистики. Определяются коэффициенты вариации и коэффициенты корреляции с целью выявления метода с наибольшей представительностью. Данные хронометража служат для определения производительности труда и стоимости отбора проб по каждому сравниваемому методу.

В табл. 12 приведены результаты проведения таких экспериментальных работ. Из данных таблицы следует, что на золотом руднике метод горстевых проб с навала руды в забое по золотоносным сиенит-аплитам в пять раз дешевле и производительнее бороздовых проб. Кроме того, горстевая проба с навала руды в забое обладает хорошей представительностью, на что указывает минимальное значение коэффициента вариации (Альбов, 1938).

Таблица 12
Результаты различных методов отбора проб

Методы отбора проб	Количество проб	Среднее содержание	Коэффициент вариации	Время отбора одной пробы, мин	Стоимость отбора пробы в % к зарплате пробщика и коллектора
Борозда большого сечения .	23	7,38	103	70	20,0
Борозда малого сечения . .	23	5,63	90	43	12,5
Горстевая проба с навала руды в забое	24	6,46	77	16	4,5

Экспериментальные работы Е. П. Зайцева (1958) и других геологов по исследованию проб малой массы дают обширный материал по методике выбора наиболее целесообразного способа отбора забойных проб.

8. Расстояние между забойными пробами

Расстояния между смежными забойными пробами по простиранию рудных тел (по штреку) определяются изменчивостью содержания полезных компонентов в рудном теле. С увеличением степени изменчивости расстояния между пробами уменьшаются, и наоборот.

Расстояния между смежными пробами определяются также величиной среднего продвижения забоя за один производственный цикл. В циклограмме движения забоя моменты отбора проб занимают вполне определенное время и место. В соответствии с этим расстояния между пробами равны среднему продвижению забоя за один цикл или кратной величине этого продвижения.

Практика опробования позволяет рекомендовать следующие интервалы между забойными пробами по простиранию в штреках разведочных и подготовительных горных работ (табл. 13).

Указанные в таблице расстояния между пробами относятся только к штрекам. В ортах пробы берут по их стенкам обычно без всякого разрыва.

Для выбора оптимальных расстояний между пробами рекомендуется сопоставлять средние содержания по блоку, подсчитанные по фактической, а затем по разреженной сети опробования (через одну — две пробы). Если результаты такого сравнения не превы-

шают допустимой ошибки, опробование можно производить по разреженной сети.

Таблица 13

Группировка месторождений по степени изменчивости распределения металлов

Группа месторождений	Степень изменчивости распределения металлов	Коэффициент вариации	Расстояние между пробами по штреку, м	Примеры месторождений
I	Весьма равномерная	До 20	50—15	Осадочные: углей, горючих сланцев, стройматериалов, флюсов, цементного сырья, фосфоритов; некоторые месторождения железных и марганцевых руд
II	Равномерная	20—40	15—4	Осадочные и метаморфические: глины, каолинов, железных руд липецких и тульских месторождений, марганцевых руд типа чиатурских, железных руд Кривого Рога и КМА
III	Неравномерная	40—100	4,0—2,5	Главным образом магматогенные, в частности гидротермальные, скарновые, метасоматические. Преобладающее количество медных и полиметаллических месторождений, некоторые месторождения никеля, вольфрама, молибдена и золота
IV	Весьма неравномерная	Более 100	2,5—1,0	По генезису аналогичны предыдущей группе; некоторые полиметаллические, большинство месторождений олова, вольфрама, молибдена, золота

При разведке и эксплуатации рудных месторождений золота, олова и вольфрама Северо-Востока СССР в течение ряда лет была принята сеть опробования по штрекам через 2 м и в очистных забоях по площади от 2×2 м до 4×4 м. Проведенное П. П. Утиным (1962) исследование методом разрежения показало, что расстояние между пробами в штреках можно увеличить с 2 до 4 м, а в очистных забоях разредить сеть опробования с 4×4 до 8×8 м на одну пробу. Такое разрежение сети проб не отражается на итогах подсчета запасов и дает вполне допустимые отклонения в определении средних параметров рудных жил и запасов металлов как по отдельным блокам, так и в целом по месторождениям. Это мероприятие дает также значительную экономию средств при отборе и обработке проб, при производстве анализов и позволяет более оперативно направлять разведочные работы.

Различная степень изменчивости отдельных компонентов в полиметаллических рудах влияет на возможность разрежения сети опробования. Опыт пересчета, сделанный автором для одного из медных рудников Урала, показал, что количество проб в очистных забоях по медному и серному колчедану на медь может быть уменьшено в 5 раз, а на серу — в 15 раз.

9. Объединение и отбор проб для анализа

Значительный объем горных работ, выполняемый на многих рудниках механизированными скоростными методами, резко увеличивает количество забойных проб за сутки. Химическая лаборатория перегружается, данные опробования получаются с опозданием; они в значительной мере обесцениваются и не всегда могут быть использованы для оперативного руководства разведкой и эксплуатацией.

Важным мероприятием в таких условиях является объединение проб для анализа. Объединение проб, подлежащих анализу на основной компонент, допустимо только на действующих рудниках. При разведке месторождений объединение проб (группировка) допускается только для анализов на попутные компоненты.

Объединение проб имеет следующие преимущества:

1. Сокращается количество химических анализов, что приводит к некоторой экономии средств.

2. Снижается изменчивость содержания полезных компонентов в руде; она сглаживается при одновременном повышении надежности определения средних содержаний.

3. Упрощается вычисление средних содержаний при подсчете запасов, повышается оперативность опробования, необходимая для направления действующих забоев.

На Всесоюзном совещании по методике и технике геологоразведочных работ было рекомендовано для жильных месторождений ценных и редких металлов объединение двух-трех смежных проб с увеличением интервала между объединенными пробами до 4—6 м. Для некоторых месторождений с равномерным распределением металла можно объединять даже три-пять смежных проб и увеличивать расстояния по штреку между объединенными пробами до 10 м. Это удовлетворяет требованиям современных скоростных проходок горных выработок.

Смешение смежных проб в одну лучше производить сразу же после их отбойки, а затем подвергать обработке и анализу уже объединенную пробу.

При сложном составе полиметаллических руд необходимо определять содержание и запасы не только ведущего компонента, но и всех элементов-спутников. По экономическим соображениям невозможно каждую рядовую пробу анализировать на все компоненты. На медных рудниках Урала все рядовые пробы анализируются на содержание меди, цинка и серы. Для анализа на прочие компоненты (золото, серебро, мышьяк, свинец, кадмий, селен, теллур, галлий, германий, индий и пр.) составляются групповые пробы по блокам в пределах одного и того же естественного типа руд. Это мероприятие выполняет обычно химическая лаборатория по указанию геолога.

10. Упаковка и пересылка проб

Взятые пробы иногда приходится отправлять в химическую лабораторию, расположенную за несколько километров и даже за десятки километров, на любых видах транспорта. Небрежная укладка проб в ящики, приводящая к потере адресов и смещению проб, недопустима.

Пробы отправляются в лабораторию партиями от 10—20 до 50 шт. Более крупные партии (до 100 проб) посылать не следует. Это влечет за собой задержку в получении результатов анализов и лишает возможности своевременно и оперативно решать вопросы о направлении забоев.

На каждую отправляемую партию проб составляется список или наряд-заказ с указанием номеров проб и перечня компонентов, на которые следует выполнить анализ. Копия этих документов должна храниться у геолога.

Пробы обычно укладываются в небольшой крепкий деревянный ящик с крышкой. Масса ящика с пробами не должна превышать 20—30 кг, с коротких боков ящика следует прибить ручки. Мешки или пакеты с пробами укладывают в ящик плотно, заполняя промежутки сухими древесными опилками или бумагой. Верхний слой закрывают несколькими слоями плотной бумаги и затем забивают крышку.

Упаковку производит рабочий или коллектор в присутствии техника по опробованию, который отмечает в списке номера уложенных проб. Применение проб малой массы существенно упрощает упаковку и пересылку.

Глава VII

ОБРАБОТКА ХИМИЧЕСКИХ ПРОБ

1. Операции обработки проб

Начальная масса химических проб изменяется в широких пределах — от 0,5 до 50 кг и более. Масса конечной пробы, направляемой на химический анализ, 20—30 г; от 30 до 100 г оставляется в качестве дубликата пробы. Для анализа на благородные металлы в пробирную лабораторию требуется конечная масса в зависимости от содержания до 200 г и такой же величины должен храниться дубликат. Для рационального анализа минимальная масса конечной пробы составляет 250—300 г (Доливо-Добровольский, Клименко, 1947).

Отношение начальной массы Q к конечной массе q той же пробы называется степенью сокращения пробы (N). Наибольший диаметр кусков в пробе начальной массы может достигать 50 и даже 100 мм. Диаметр частиц в конечной пробе, сдаваемой в химичес-

кую лабораторию, не должен превышать 0,2 мм и обычно равен 0,1 мм. Отношение наибольшего диаметра кусков в пробе начальной массы D к диаметру частиц в конечной пробе d может быть названо степенью измельчения пробы (S).

Техника обработки химических проб состоит из четырех операций: 1) дробления или измельчения; 2) грохочения или просеивания; 3) перемешивания или смешения и 4) сокращения проб. Последняя операция является главной, первые три — подготовительными. Чем больше показатели N и S , тем дороже и медленнее обработка проб. Отсюда следует, что внедрение в практику проб малой начальной массы с высокой их представительностью, требующих минимум обработки, является весьма прогрессивным направлением.

Пробы, доставленные с разведочных или горных работ, имеют естественную влажность. При обработке влажные пробы забивают дробилки, истиратели, сита, поэтому перед обработкой необходима сушка проб.

Пробы большой массы при наличии времени рекомендуется сушить на открытых площадках или под навесами. Сушка проб небольшой массы (от нескольких килограммов и менее) производится на железных листах, на электрических, угольных или дровяных печах. Сушку с подогревом следует вести при температуре не более 100°C , иначе может происходить потеря серы в сульфидных рудах и кристаллизационной воды. Для избежания этого листы с пробами устанавливаются на подставках, не допускающих их соприкосновения с раскаленной плитой. Сушка лабораторных проб ископаемых углей массой 0,5 кг при крупности менее 3 мм производится в сушильных шкафах при температуре $50 \pm 5^{\circ}\text{C}$ в течение 3 ч (бурых углей — 5 ч) при перемешивании четыре раза (ГОСТ 6379—59).

2. Дробление и измельчение проб

В зависимости от крупности материала проб различают процессы дробления (до 10 мм) и измельчения (от 10 до 0,1 мм) проб.

Дробление и измельчение может быть ручным и механическим. Ручное дробление и измельчение проб применяется в условиях геолого-поисковых партий при относительно небольшом объеме опробовательских работ и при отсутствии в полевых условиях установок для механического измельчения. В геологоразведочных партиях и на действующих рудниках с большим объемом работ по опробованию процессы дробления и измельчения проб должны быть механизированы.

Для ручного истирания проб небольшой массы применяются стальные, фарфоровые и яшмовые ступки различных размеров.

Механическое дробление проб производят с помощью лабораторных щековых дробилок (рис. 18). Рабочими частями таких дробилок являются две плиты (щеки) из марганцовистой стали.

Щековые дробилки очень просты по конструкции. Уход за ними и ремонт не вызывает особых трудностей. К недостаткам дробилок относится быстрая изнашиваемость щек (при твердых рудах) и

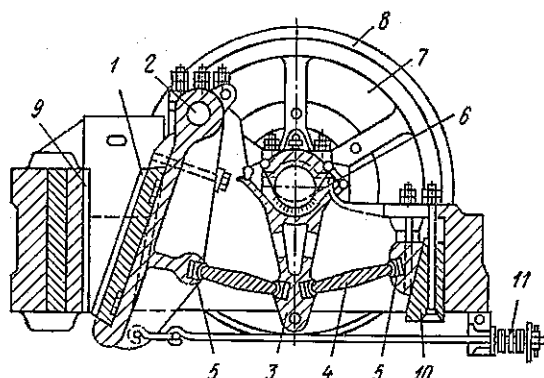


Рис. 18. Лабораторная щековая дробилка

1 — подвижная щека; 2 — горизонтальная ось; 3 — шатун; 4 — распорные рычаги; 5 — вкладыши; 6 — эксцентрик рабочего вала; 7 — шкив; 8 — маховик; 9 — неподвижная щека; 10 — клин; 11 — болт с контргайкой

вибрация при работе. В табл. 14 дана техническая характеристика щековых дробилок.

Таблица 14
Техническая характеристика щековых дробилок

Показатели	Типы дробилок	
	58-ДР	40-ДР
Размеры загрузочного отверстия, мм		
длина	60	74
ширина	100	58
Наибольшее число об/мин	500—650	450
Диаметр шкива, мм	225	230
Установочная мощность, кВт	1,4	0,75
Габариты, мм:		
длина	355	490
ширина	333	442
высота	372	375
Общая масса (без электромотора), кг	72	95
Производительность (кг/ч) по кварцу при наибольшей крупности кусков 60 мм и ширине разгрузочной щели, мм:		
6	260	200
3	190	40

Измельчение дробленых проб производят в лабораторных валках, дисковых и вибрационных истирателях, стержневых и шаровых мельницах. Лабораторные дробильные валки (рис. 19) состоят из двух горизонтальных цилиндрических валков с насаженными на них бандажами из марганцовистой стали. Из щековой дробилки пробы с крупностью частиц не более 10 мм поступают в загрузочную воронку 6 дробильных валков. Куски руды захватываются

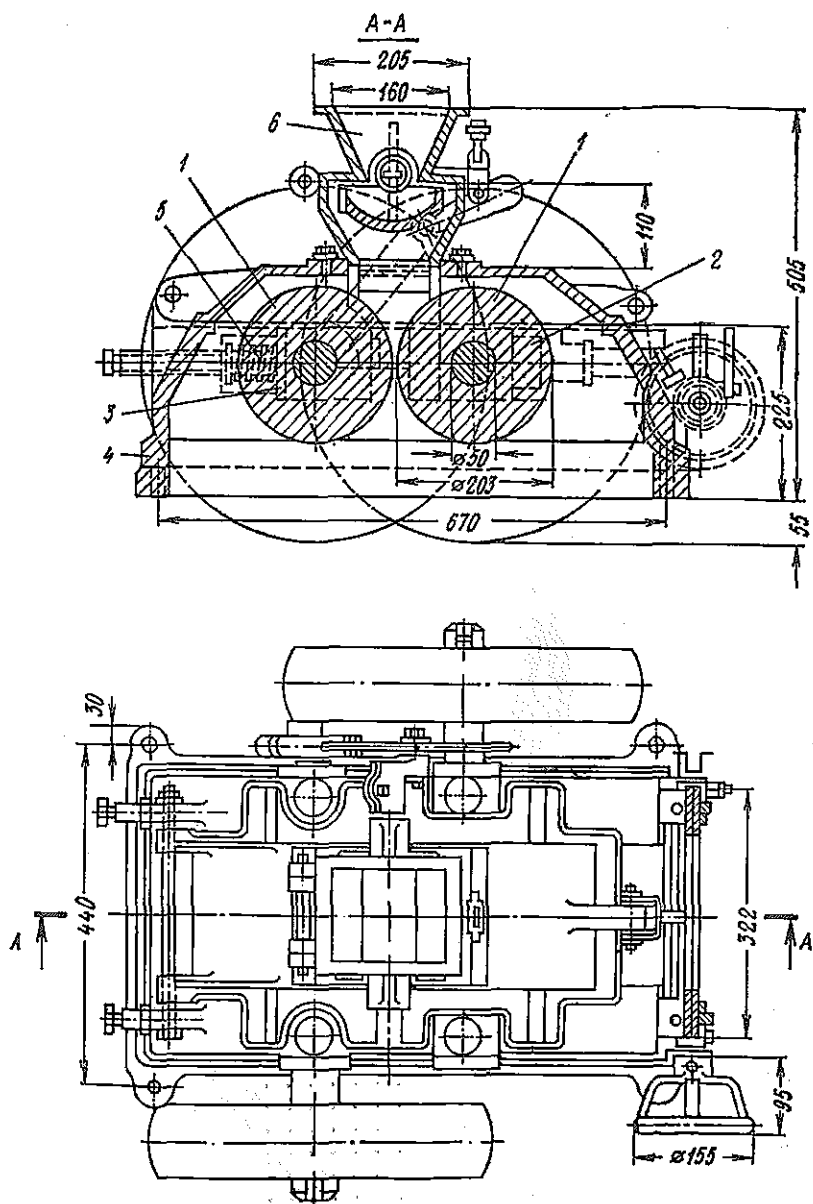


Рис. 19. Лабораторные дробильные валки

1 — валки; 2 — неподвижные подшипники; 3 — подвижные подшипники на салазках; 4 — рама; 5 — буферные пружины; 6 — разгрузочная воронка

вращающимися навстречу друг другу валками и раздавливаются. Проходя между валками, наиболее твердые куски несколько отодвигают подвижный валок, сжимающий буферные пружины. Ширина щели между валками регулируется металлическими клиньями, расположенными между подшипниками и затяжкой буферных пружин. Степень измельчения материала высокая. Устройство валков простое и уход за ними несложен. Наиболее изнашивающиеся части — валки, подшипники, пружины. Лабораторные дробильные валки института Механобр типа 59-ДР имеют следующую техническую характеристику:

размер валков, мм	200×75
скорость вращения валков, об/мин	400
максимальная крупность загружаемых частиц, мм	10
крупность измельченного материала, мм	4—1
производительность, кг/ч	до 90
основные размеры, мм	535×390×330
масса, кг	101

В дисковом истирателе (рис. 20) руда после дробильных валков поступает через воронку 4 в пространство между неподвижным 1 и

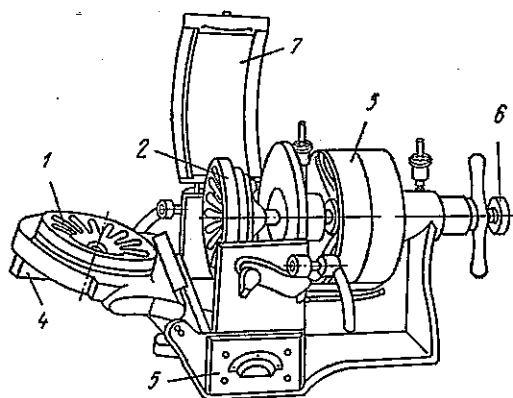


Рис. 20. Дисковый истиратель

вращающимся 2 вертикальными дисками, насаженными на горизонтальный вал со шкивами 3. Измельченный материал проваливается в приемную коробку 5. Степень измельчения можно регулировать установочным винтом 6. Крышка кожуха 7 и неподвижный диск 1 могут откидываться на шарнирах, что открывает доступ ко всем частям истирателя для чистки и ремонта.

Дисковый истиратель Механобра типа 60-ДР имеет следующую техническую характеристику:

диаметр дисков, мм	175
скорость вращения вала, об/мин	450—550
установочная мощность, кВт	0,5
производительность, кг/ч	до 20
конечный диаметр материала, мм	0,1—0,05
основные размеры, мм	500×300×410
масса, кг	30

Вибрационный истиратель Механобра (рис. 21) предназначен для одновременного измельчения четырех химических проб массой

до 50 г каждая. Он представляет собой раму 1, подвешенную на тросиках с пружинами или на резиновых растяжках. В центре рамы проходит эксцентриковый вал 3, на концах которого жестко посажены неуравновешенные шкивы. По обе стороны от вала в раме имеются четыре гнезда 2, в которых помещаются четыре стальных стакана с внутренними размерами 68×99 мм. Стаканы

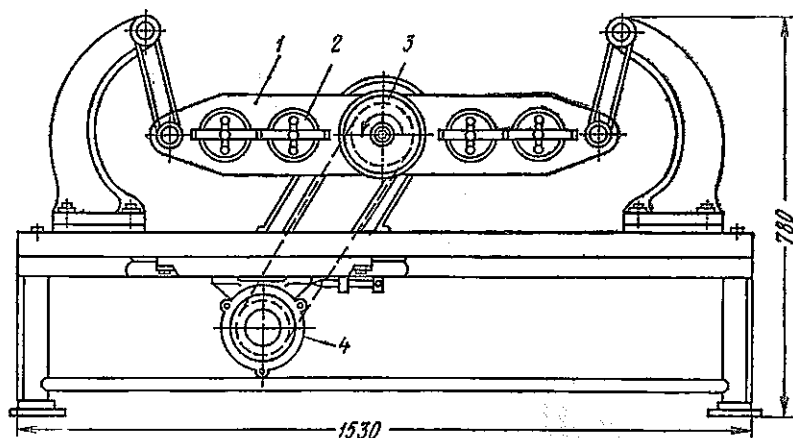


Рис. 21. Вибрационный истритель 75 БДР-4

1 — рама; 2 — гнезда для установки стаканов с пробой; 3 — вибратор; 4 — электромотор

закрываются крышками и зажимаются в гнездах с помощью хомутов и затяжных винтов. Внутри каждого стакана находится стальной ролик диаметром 45 мм и массой 1,22 кг. Истритель приводится в движение электродвигателем через клиновидный ремень. При вращении вала все точки рамы совершают круговые колебания, в результате чего ролики в стаканах катаются по их стенкам, раздавливая и истирая находящиеся в стаканах пробы. Грузы на неуравновешенных шкивах установлены относительно эксцентрика так, что колебательных движений оси вала не происходит.

Вибрационный истритель имеет следующую техническую характеристику:

амплитуда колебаний (половина радиуса), мм . . .	5
частота колебаний в мин	1400
максимальная масса пробы на 1 стакан, г . . .	50
максимальная крупность загружаемого материала, мм	2
крупность материала после измельчения, мм . .	0,075—0,1
время истирания, мин	1—8
установочная мощность, кВт	0,6
масса с электромотором	197
размеры, мм	1330×380×260

Для наиболее тонкого измельчения проб часто применяют стержневые мельницы на фрикционных столах (рис. 22). На стальных осях общей рамы параллельно друг к другу расположены три горизонтальных деревянных вала. Для увеличения трения на них надеты резиновые кольца. Средний вал имеет приводной шкив для вращения. Между валами свободно укладываются цилиндрические барабаны со стальными стержнями и с материалом проб. При

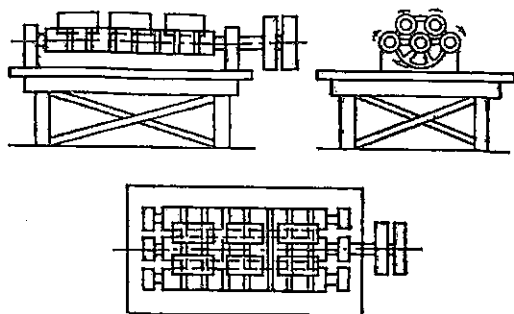


Рис. 22. Лабораторная стержневая мельница

вращении среднего (ведущего) вала вращаются также барабаны и два других вала. На один стол можно одновременно помещать

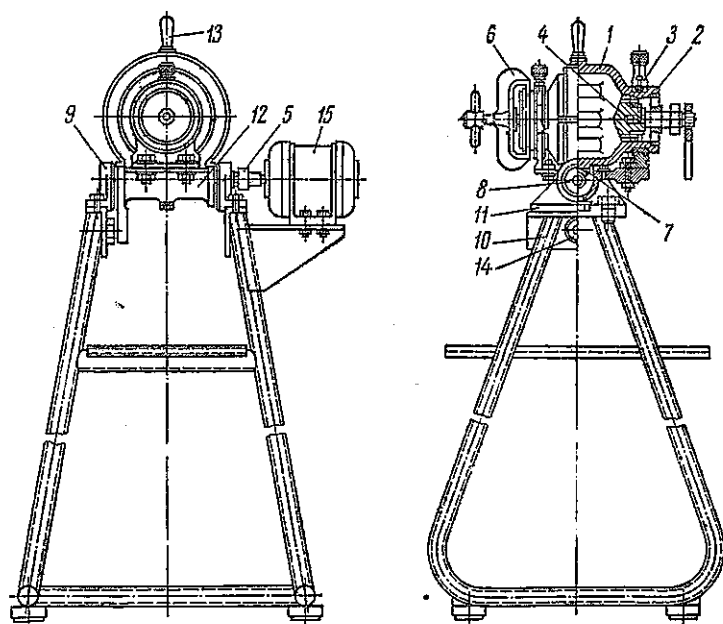


Рис. 23. Лабораторная шаровая мельница с поворотной осью.
По М. Ф. Локонову, 1961

1 — чугунный корпус; 2 — пустотелые цапфы; 3 — главные подшипники; 4 — гуммированные пробки; 5 — муфты; 6 — съемная упорная скоба; 7 — зубчатый венец; 8 — ось червяка; 9 — цапфы; 10 — рама; 11 — площадка; 12 — корпус червяка; 13 — рукоятка; 14 — фиксатор; 15 — электродвигатель

до шести барабанов с пробами. Измельчение пробы массой 2 кг от 2 мм до 0,1 мм продолжается от 30 до 60 мин.

Для тонкого измельчения проб весьма удобна шаровая лабораторная мельница института Механобр (рис. 23). Она имеет следующие показатели:

диаметр, мм	150
длина, мм	100
максимальная масса пробы, кг	0,2
установочная мощность, кВт	0,25
масса шаров диаметром 25 мм, кг	1,5
скорость вращения, об/мин	
электродвигателя	1400
мельницы	112
масса, кг	66
габариты, мм	463×640×1050

Механический истиратель СМБ (ступка механическая большая) предназначен для истирания лабораторных проб горных пород, руд и минералов при проведении различных анализов. Производительность труда с применением этой ступки в 3—4 раза больше, чем при ручном истирании. Этот прибор исключает потери истираемого материала, полностью заменяет ручной труд, улучшает санитарно-гигиенические условия труда обслуживающего персонала. Основные размеры ступки 425 × 270 × 485 мм, масса 35 кг.

3. Грохочение и просеивание

Грохочение или просеивание представляет собой процесс разделения измельченной пробы на классы по крупности частиц. Размер частиц руды в процессе ее дробления и измельчения меняется в широких пределах — от 50—100 мм до сотых долей миллиметра. Перед дроблением при помощи грохотов или сит необходимо отделить более мелкие классы. Такое грохочение или просеивание называется вспомогательным. После дробления снова применяют грохочение в целях отбора более крупных частиц, случайно прошедших через дробильные машины; эти крупные частицы снова направляют на измельчение. Грохочение или просеивание, применяющееся после измельчения, называется контрольным.

Разделение проб по крупности производят на ручных или механических грохотах. Ручной грохот представляет собой деревянную прямоугольную раму с невысокими бортами размером, например, 0,7 × 0,3 м. Дно рамы затянато сеткой из толстой проволоки или листом железа с круглыми отверстиями. Грохот устанавливается при помощи стоек в наклонном положении или на четырех тросах подвешивается горизонтально к козлам. Набрасываемая на грохот лопатами руда делится по крупности на два класса. Например, при грохоте с отверстиями 10 мм проба делится на класс +10 мм (на грохоте) и класс —10 мм (под грохотом).

При большом объеме работ применяют лабораторный механический грохот (рис. 24). Лабораторный грохот института Механобр 138-Гр имеет размер сита 180 × 550 мм, амплитуду вибраций 4 мм,

установочную мощность 0,25 кВт, производительность до 75 кг в час и массу 16 кг. Для небольших по массе измельченных проб применяют комплекты круглых сит, вставляемых одно в другое в виде колонки. В ситах американского стандарта размер отверстий указан в мешах. Меш (mesh) — это число отверстий проволочной

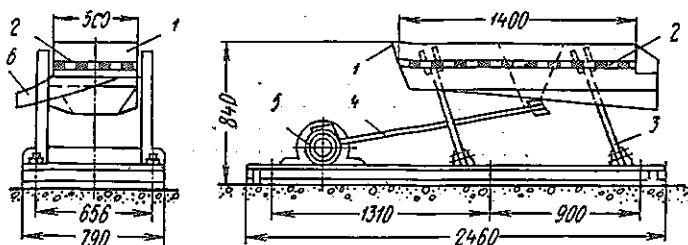


Рис. 24. Лабораторный механический грохот

1 — горизонтальная качающаяся рама; 2 — грохот; 3 — гибкие рейки; 4 — шатун; 5 — рабочий вал с мотором эксцентриком; 6 — выпускной желоб

сетки, приходящееся на один линейный дюйм (25,4 мм) при толщине проволоки, равной диаметру отверстий (табл. 15).

Таблица 15
Перевод размеров отверстий в ситах

№ сит (меш.)	Размер квадратного отверстия		№ сит (меш.)	Размер квадратного отверстия	
	мм	мкм		мм	мкм
6	3,3	330	70	0,21	210
12	1,7	170	100	0,15	150
20	0,85	850	140	0,105	105
30	0,60	600	200	0,074	74
40	0,42	420	270	0,053	53
50	0,30	300	—	—	—

В СССР принято размер отверстий сит указывать в микрометрах (мкм). Выход каждого класса при ситовом анализе дается в единицах массы (кг, г) и в процентах. Частицы, застрявшие в ячейках сита, извлекают иглой и присоединяют к классу, находящемуся на данном сите.

На рис. 25 показан ситовой лабораторный анализатор 716-Гр. Набор из 6 сит, вставленных одно в другое, помещается на столике анализатора. От приводного механизма столику сообщается движение по овальной траектории. Тот же механизм приводит в движение ударник, встряхивающий сита. Анализатор устанавливается на массивной опоре высотой около 0,75 м и крепится к ней фундаментальными болтами.

4. Смешение и сокращение проб

Перед сокращением пробу необходимо хорошо перемешивать с тем, чтобы она стала равномерной по содержанию полезного минерала. Эта операция особенно необходима для руд, состоящих из минералов с резким различием в плотностях и с неодинаковым отношением к измельчению. Таковы, например, кварц-сульфидные руды.

По плотности сульфиды примерно в два раза тяжелее кварца. При измельчении они из-за хрупкости и способности к переизмельчению проникают в мелкие классы, в то время как кварц остается

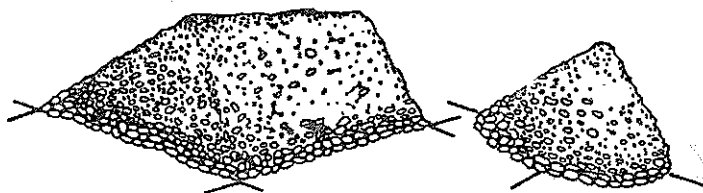


Рис. 26. Сегрегация в штабелях и кучах. По М. Ф. Локонову, 1961

в крупных и средних классах. В результате проба измельченной кварц-сульфидной руды, высыпанная на стол в виде конуса, сразу же становится неравномерной по распределению минералов. Материал у вершины конуса оказывается беднее сульфидами и металлом, чем у основания. Такое явление называется сегрегацией (рис. 26). Наиболее резко проявляется сегрегация при наличии в измельченной руде свободных частиц самородного золота. Задачей смешения является уничтожение сегрегации перед сокращением пробы. Ниже приведено краткое описание способов смешения проб перед сокращением.

Технические показатели анализатора:

число оборотов вала эксцентрика, об/мин	280
число ударов молотка в мин.	140
число оборотов двигателя, об/мин	1400
мощность двигателя, кВт	0,25
диаметр сит, мм	200
величина навески, г	100
масса, кг	127
габариты, мм	953×420×775

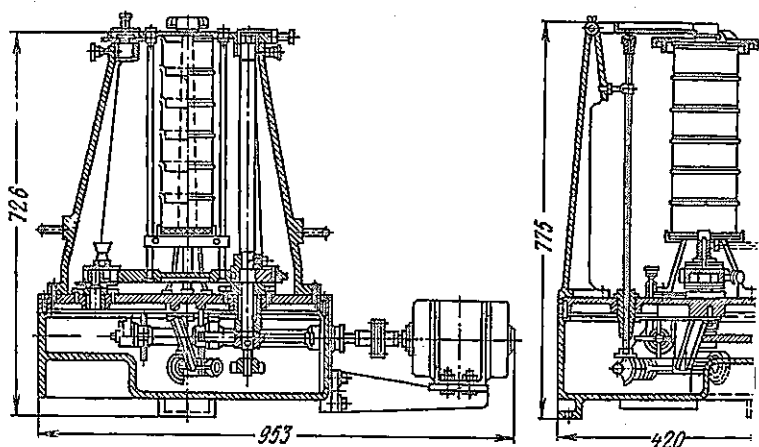


Рис. 25. Лабораторный ситовой анализатор

Частицы измельченной руды обычно имеют неправильную форму. Для характеристики их размеров пользуются термином — средним диаметром зерна d , который определяется статистическим замерам длины l , ширины b и толщины h рудных ков. Для определения среднего диаметра пользуются од следующих формул:

$$d = b; \quad d = \frac{l+b}{2}; \quad d = \frac{l+b+h}{3}; \quad d = \sqrt{lb}.$$

Для хорошего перемешивания эту операцию повторяют два-три раза.

Перемешивание на клеенке. Материал пробы высыпают на клеенку (брезент, листовую резину) и перемешивают путем многократного встряхивания клеенки за углы так, чтобы проба перекачивалась на ней от одного угла к другому. При этом может появиться неустраняемая сегрегация, влекущая за собой систематические погрешности.

Для перемешивания и сокращения химических проб пользуются специальным столом, плоскость которого покрыта листом железа, приподнятого с трех сторон на прибитые по кромке стола треугольные деревянные бруски. Кроме стола, необходимо иметь желобковые делители, набор металлических коробок, совки, щетки, тряпки и пр.

Наиболее ответственной операцией при обработке проб является сокращение. Геолог и пробщик должны быть уверены, что разделяемый пополам материал пробы действительно однороден по содержанию полезного компонента. Из способов сокращения проб отметим следующие.

Кратное сокращение. Такое сокращение применяется только для валовых и технологических проб. Каждая вторая, пятая или десятая вагонетка, бадья, выдаваемая из забоя, поступает на специально подготовленную площадку для пробы. Остальные вагонетки с рудой следуют в общий отвал. Проба при этом сокращается соответственно в два, пять или десять раз. Для задириковых проб такую кратную отборку можно производить ручным способом, при этом каждая вторая, пятая или десятая лопата с рудой поступает в пробу.

Сокращение квартованием. Этот простой способ широко распространен на практике. Материал пробы разравнивают на столе в виде диска. Затем при помощи линейки или крестовины этот диск делится на четыре сектора. Короткими поперечными движениями крестовины раздвигают материал пробы на четыре равные по объему части (рис. 28). Материал двух секторов, расположенных друг

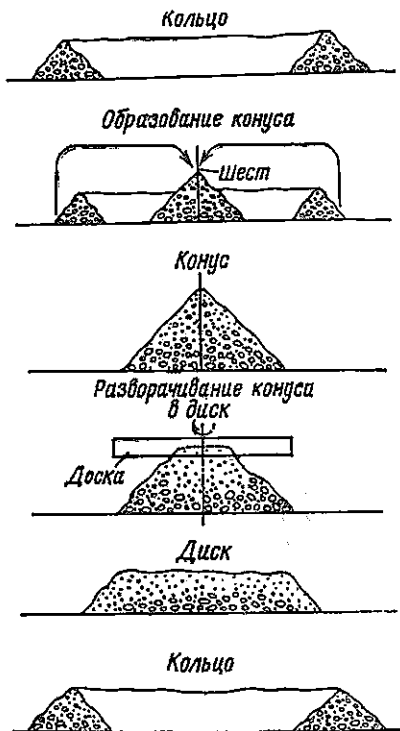


Рис. 27. Перемешивание пробы по способу кольца и конуса. По М. Ф. Локонову, 1961

против друга, выбрасывают совками, сметая мелочь щетками. Оставшиеся два сектора смешивают; при этом проба сокращается в два раза. При повторении этой операции два или три раза начальная масса пробы сокращается соответственно в четыре или восемь раз.

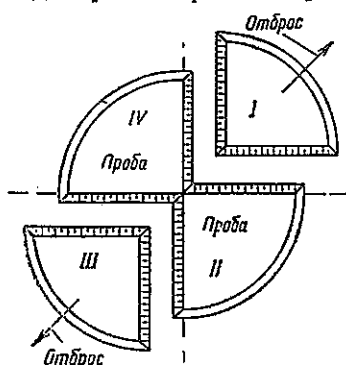


Рис. 28. Квартование пробы. По М. Ф. Локонову, 1961

Точность сокращения способом квартования меньше, чем сокращения с помощью желобковых делителей, описанных ниже. Погрешность сокращения способом квартования составляет 8—10% (Пожарицкий, 1947).

Сокращение желобковым делителем. Это наиболее распространенный и точный способ сокращения химических проб. Желобковый делитель (рис. 29) состоит из металлической прямоугольной коробки с раструбом в верхнем основании. Коробка разделена на четное количество (от 10 до 20) поперечных вертикальных желобков с на-

клонным дном, направленным поочередно в разные стороны. С обеих сторон делителя под выпускные отверстия подставляют коробки для приема материала пробы. Ширина желобка должна не менее чем в три раза превышать наибольший диаметр зерен сокращаемого материала.

Материал пробы, подлежащий сокращению, равномерно насыпают в делитель при помощи специального плоского совка, ширина которого в точности равна длине делителя. При аккуратной работе материал делится точно пополам. С увеличением числа приемов сокращения вес пробы, соответственно, уменьшается в 2^n раз, где n — число приемов сокращения.

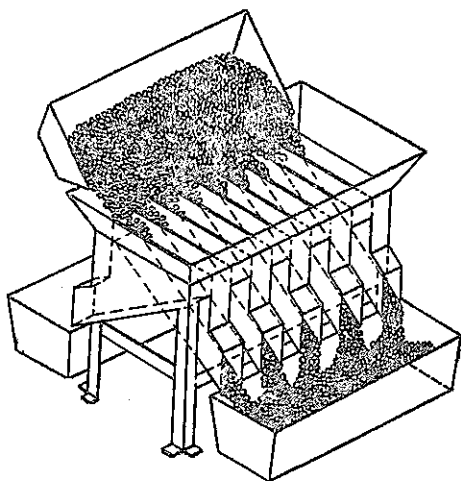


Рис. 29. Желобковый делитель. По М. Ф. Локонову, 1961

Сокращение вычерпыванием. Этот способ применяется химиками для отбора навесок из тонко измельченного материала сокращенной пробы. Материал пробы разравнивают тонким слоем в виде прямоугольника или квадрата на гладком стеклянном листе размером около 20×30 см. Затем на этот слой накладывают проволочную сетку с отверстиями 2×2 см, ко-

торая оставляет отпечатки сторон квадрата. Из центра каждого квадрата (или в шахматном порядке) совком или ложечкой отбирают маленькие порции материала, сумма которых и составляет навеску для химического анализа.

5. Составление схем обработки проб

Обработка проб производится по заранее составленной схеме. Перед составлением схемы необходимо выбрать формулу сокращения пробы, значение коэффициента K и показателя степени a .

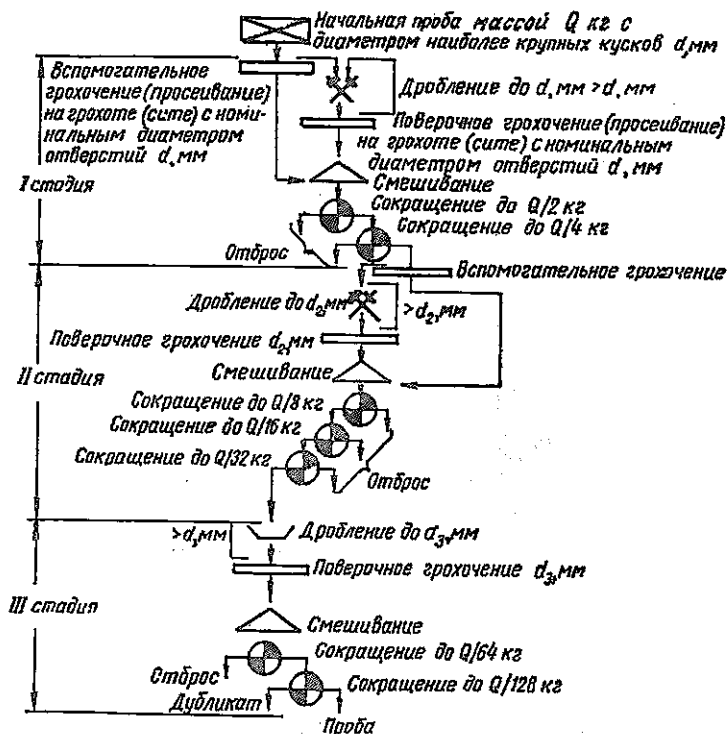


Рис. 30. Схема обработки химических проб

В большинстве случаев применяют формулу Г. О. Чечотта, где показатель степени $a = 2$. По таблицам и диаграммам, приведенным в первой части, определяют коэффициент k для проб любой массы, любой крупности и любого минерального состава.

При графическом оформлении схемы (рис. 30) пользуются общепринятыми условными обозначениями для основных операций. На схеме также указываются массы проб после каждого сокращения в килограммах, диаметры отверстий сит и размер

частиц после каждого измельчения в миллиметрах. При составлении схемы руководствуются следующими правилами.

В формулу $Q = kD^3$ подставляют числовые значения всех трех величин: Q — начальной массы пробы в кг; D — диаметр наиболее крупных обломков в начальной массе пробы в мм; значение k . При этом может иметь место один из двух вариантов.

1. Q более чем в два раза конечной массы пробы q , определяемой по этой же формуле при требуемом конечном диаметре частиц d (обычно $d = 0,1$ мм). Этот вариант дает право на сокращение пробы с предварительным ее перемешиванием.

2. Q равен или менее удвоенной конечной массы пробы q . Этот вариант не дает права на сокращение. В этом случае нужно произвести дробление с предварительным отсевом более мелкого материала пробы.

Зная конечную массу пробы q и конечный диаметр зерен d (требования химической лаборатории), можно определить степень измельчения S и степень сокращения N :

$$S = \frac{D}{d}; \quad N = \frac{Q}{q}.$$

В единичной операции сокращения проба делится на две равные части. Общее число приемов сокращения m можно определить из уравнения:

$$N = 2^m \quad \text{или} \quad \lg N = m \lg 2.$$

Отсюда число приемов сокращения равно

$$m = \frac{\lg N}{\lg 2} \quad \text{или} \quad m = 3,32 \lg N.$$

Степень измельчения S можно представить в следующем виде

$$S = \frac{D}{d} = \sqrt[m]{\frac{Q}{q}} = \sqrt[m]{N} = \sqrt[m]{q^m} = 2^{\frac{m}{2}}.$$

Отсюда

$$\lg S = \frac{m}{2} \lg 2 \quad \text{и} \quad m = \frac{2 \lg S}{\lg 2} = 6,64 \lg S.$$

Перед измельчением проводится предварительное грохочение на сите с диаметром отверстий, равным диаметру выпускного отверстия дробильной машины. В результате в дробильную машину направляется только часть пробы, оставшаяся на сите и представленная наиболее крупным классом.

Материал пробы, прошедший через дробильную машину, подвергается поверочному просеиванию на сите с таким же диаметром отверстий, как и в сите предварительного грохочения. Поверочное грохочение задерживает обломки, случайно проскочившие

через дробильные машины, эти обломки снова направляются в дробление.

Материал, прошедший через сита предварительного и поверочного грохочения, объединяется и после смешения подвергается сокращению в один или несколько приемов. Этим заканчивается первая стадия обработки пробы. В результате получается сокращенная масса пробы Q_1 , и промежуточный диаметр d_1 , по которым составляется новое уравнение $Q_1 = kd_1^2$. Далее проводится вторая стадия обработки, выполняемая по тем же правилам.

Обрабатывая пробу по установленной схеме, доводят ее до величины, необходимой для передачи в химическую лабораторию. Дубликат пробы от последнего сокращения необходимо сохранить для возможного контроля.

При составлении схемы обработки пробы следует учитывать: наличие определенной измельчительной аппаратуры, диаметры отверстий имеющихся сит, примерную стоимость и производительность обработки проб. Эту схему следует вывесить на видном месте в помещении обработки проб для руководства, исполнения и контроля правильности сокращения проб.

6. Обработка проб в едином механическом процессе

Обработка геологических проб по изложенной выше схеме имеет недостатки технические, методические и организационные. Применение разнообразных измельчительных механизмов требует значительной доли ручного труда. Измельчение сопровождается выделением пыли. Тонкое измельчение на дисковом истирателе ведет к засорению пробы металлическим тонкодисперсным железом. При обработке проб теряется около 10% начальной массы пробы.

Всесоюзным институтом техники разведки (ВИТР) предложен новый метод обработки геологических проб и разработана конструкция установки для обработки геологических проб (УОГП). Сущность нового метода заключается в измельчении всей исходной пробы массой 15—20 кг до крупности, обеспечивающей полное раскрытие полезных минералов (но не крупнее 0,1 мм) с последующим механическим отбором лабораторной навески от потока измельченной массы методом отсеков. Среднее количество частичных проб (отсеков) достигает 300, что обеспечивает достаточную представительность конечной пробы.

Установка состоит из электромагнитного питателя, центробежной роликовой мельницы, пробоотборника, вакуум-фильтра для обезвоживания пробы и печи для сушки проб. Перед подачей в установку начальная проба проходит через щековую дробилку до класса —10 мм (Кузнецов и др., 1969).

Установка УОГП может найти применение при обработке товарных проб от рудных масс, выданных на дневную поверхность.

7. Оборудование помещения для обработки проб

Машины для обработки проб устанавливаются в специальном помещении. Машины приводятся в движение от индивидуальных электродвигателей. Здесь же имеется стальная плита для тонкого истирания проб или механический истиратель проб, стол для их сокращения, печь для сушки и шкафы для хранения дубликатов приготовленных конечных проб.

Все приборы и рабочие части машины до и после измельчения каждой пробы следует протереть сухой тряпкой или щеткой для удаления остатков предыдущей пробы. Если вблизи имеется сжатый воздух, его используют для очистки машин от остатков проб. Печь применяют для сушки проб; здесь же может находиться сушильный шкаф с электрическим питанием.

В операцию по механической обработке проб входят: очистка дробильных машин и принадлежностей, разделка и взвешивание проб, грохочение и просеивание, загрузка в измельчительные машины, сокращение проб, уборка отбросов после сокращения, наблюдение за правильной и безопасной работой всех механизмов, уборка помещения.

Помещение для обработки проб необходимо обеспечить искусственной вентиляцией. В связи с тем что измельчение проб сопровождается выделением минеральной пыли, над дробильными машинами должны быть подвешены металлические колпаки, соединенные с трубой, выводящей пыль при помощи вытяжного вентилятора.

Техническое руководство лабораторией по обработке проб осуществляется главным геологом партии, экспедиции или рудоуправления. Заведующим лабораторией обычно назначается техник-геолог.

Штат лаборатории в зависимости от объема работ состоит из одного-трех старших рабочих по обработке проб и одного-двух рабочих. Пробы в лабораторию следует сдавать хорошо упакованными, с этикетками и препроводительными письмами (если лаборатория обслуживает несколько партий). Техник-геолог следит за точным выполнением принятой схемы обработки проб и ведет журнал, в котором отмечается дата обработки, номера проб, начальная и конечная массы проб.

Ниже приведен примерный список оборудования и принадлежностей для работы лаборатории по механической обработке проб.

Щековая дробилка	1
Дробильные валки	1
Дисковый истиратель	1
Стержневая мельница	1
Виброистиратель	1
Механический истиратель проб (СМБ)	1
Камнерезный станок для опробования кернов	1
Механический грохот с набором сит	1
Электромоторы	8
Вентиляционная установка с электровентилятором	1

Наборы стандартных сит, комплектов	2
Желобковые делители	4
Коробки для приема проб	16
Весы с разновесом от 0,1 до 10 кг	1
Аналитические весы	1
Столы для разделки проб	3
Шкафы или полки для хранения дубликатов проб	3
Печь для сушки проб	1
Набор щеток для чистки дробилок и столов	1
Совки разного размера	6

Кроме того, в лаборатории должны быть респираторы, необходимые при обработке кварцсодержащих проб, мешочки и оберточная бумага для упаковки проб и их дубликатов, резиновые перчатки и коврики перед электромоторами, шпагат, карандаши, журналы, фанера для бирок, умывальник, аптечка и пр.

Глава VIII

АНАЛИЗ ПРОБ И КОНТРОЛЬ РАБОТЫ ХИМИЧЕСКОЙ ЛАБОРАТОРИИ

1. Выбор метода анализа проб

Современная химическая лаборатория располагает разнообразными методами качественного и количественного анализа минерального вещества. Выбор наиболее оптимального для данной серии проб метода анализа зависит от порядка содержания определяемого компонента (доли процента, единицы или десятки процентов) и от прочности его химической связи с отдельными элементами в составе руды. В этом выборе метода анализа лаборатория может получить полезные рекомендации от геолога.

В современной практике аналитических лабораторий кроме общеизвестных химических методов анализа (весового, объемного, газового) широко применяются физические и физико-химические методы.

К ним принадлежат:

1. Электрохимические (электровесовой анализ, полярография, потенциометрия, амперометрия, кулонометрия, кондуктометрия).

2. Спектральные (эмиссионный анализ, пламенная фотометрия, атомно-адсорбционная спектрофотометрия, молекулярно-абсорбционная спектрофотометрия, люминесцентный анализ).

3. Радиометрические (радиометрический, активационный, фото-нейтронный анализы, рентгенорадиометрический анализ).

4. Масс-спектрометрический анализ.

5. Термографический анализ.

6. Хроматографический анализ.

Изучение химического состава руд следует начинать с полного их химического или количественного спектрального анализа по естественным типам руд. Хорошая изученность состава руд

позволяет выбрать наиболее рациональные способы химического анализа, установить элементы главные, определяемые в каждой пробе, и побочные, анализируемые только в групповых пробах.

При большом масштабе работы, когда общее количество проб определяется тысячами, нецелесообразно давать их полностью на дорогостоящий химический анализ. Количественным спектральным анализом можно отобрать из всей совокупности проб только те из них, которые представляют практический интерес. Этот браковочный процент обычно значительно ниже бортового содержания. Экономическая эффективность такой отбраковки может быть существенной. На двух месторождениях из 40 000 проб только третья часть была использована в подсчете запасов (Коган, 1971).

2. Внутренний и внешний контроль работы химической лаборатории

Сдачей пробы в лабораторию для анализа заканчивается наблюдение геолога за процессом опробования. Результаты анализа, выполненные любой лабораторией, всегда содержат ту или

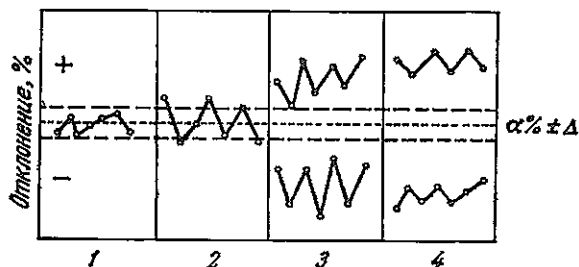


Рис. 31. Характеристика анализов по их точности.
По Н. В. Барышеву

1 — точно; 2 — с большой случайной погрешностью; 3 — с большой случайной и систематической погрешностью; 4 — с систематической погрешностью; α — истинное содержание компонента; $\pm \Delta \alpha$ — допустимые отклонения от истинного содержания

иную погрешность, которая может быть допустимой или же неприемлемой. Графическая характеристика точности химических анализов может быть представлена схемой (рис. 31). Для критической оценки результатов геолог должен знать методику отбора навески и анализа пробы. Это позволит избежать грубых ошибок.

В табл. 16 приведены допустимые погрешности химических анализов для руд черных и цветных металлов по материалам ГКЗ.

Качество работы химической лаборатории следует систематически проверять путем внутреннего и внешнего контроля. Внутренний контроль производится в той же лаборатории, в которой выполняются основные анализы рядовых проб. Этот контроль состоит в том, что лаборатория выполняет анализы некоторого количества дубликатов проб. Цель внутреннего контроля заключается в своевременном выявлении и устранении недопустимых случайных погрешностей рядовых анализов, вызванных неудовлетворительной работой лаборатории.

Таблица 16

Допустимые средние случайные погрешности химических анализов для руд черных и цветных металлов (по материалам ГКЗ)

Компоненты	Классы содержания компонента в руде (породе), %	Предельно допустимая случайная погрешность к содержанию в пробе определяемого компонента, %	Компоненты	Классы содержания компонента в руде (породе), %	Предельно допустимая случайная погрешность к содержанию в пробе определяемого компонента, %
Железо	Выше 30 10—30 5—10	1—2 2—4 4—8	Глинозем	Выше 20 5—20 1—5	2—4 4—8 8—20
Закись железа	Выше 5 1—5	2—4 4—7	Окись магния	Выше 5 1—5	3—10 10—20
Трехокись хрома	Выше 10 1—10 До 1	1—3 3—7 7	Никель	1,5 0,2—1 До 0,2	3—7 7—15 15
Марганец	Выше 5 1—5 0,05—1	2—4 4—7 7—20	Олово	Выше 1 0,25—1 0,05—0,25	3—5 7—15 15—30
Кремнезем	30—50 10—30 3—10	2—3 3—8 8—15	Трехокись вольфрама	Выше 1 0,25—1 0,05—0,25	3—5 3—15 15—25
Молибден	Выше 1 0,25—1 0,05—0,25	2—5 5—10 10—20	Медь	Выше 3 0,5—3 0,05—0,5	3—7 7—10 10—15
Ртуть	Выше 2 0,25—2 0,06—0,25	4—7 7—15 15—30	Мышьяк	Выше 2 0,5—2 До 0,5	1—5 5—7 10
Сурьма	Выше 2 0,5—2	3—12 12—20	Фосфор	Выше 0,3 0,03—0,3 2—15	3—7 7—15 2—5
Окись кальция	Выше 25 5—25 1—5	3—5 5—10 10—25	Титановый ангидрид	0,1—2	5—20
Сера	Выше 20 1—2 0,05—1	1—2 2—5 5—10	Кобальт	Выше 0,5 До 0,5 Выше 0,6	2—6 6 5—15
Сульфат бария	Выше 5 1—5	1—7 7—15	Висмут	0,2—0,6 Выше 0,5	15—20 9—10
Свинец	Выше 15 6—15 0,5—6	2—4 3—6 6—12	Ванадий	0,06—0,5	10—30
Цинк	До 0,5 Выше 25 10—25 0,5—10 До 0,5	12 2—3 3—6 6—15 15	Серебро	Выше 100 г/т 30—100 10—30	1—3 3—5 5—12
			Золото	Выше 50 г/т 20—50 5—20	1—3 3—5 5—10

Величина средней случайной погрешности определяется как среднее арифметическое из отклонений индивидуальных проб без учета знака отклонения. Например, сумма всех отклонений в табл. 17 без учета их знака составляет 10,75, средняя абсолютная погрешность в определении содержания металла равна 0,31%, а относительная погрешность 10,7%. Таким образом, средняя абсолютная

случайная погрешность составляет $10,75 : 35 = 0,31\%$; среднее содержание по основным пробам $100,78 : 35 = 2,88\%$; среднее содержание по контрольным пробам $100,41 : 35 = 2,87\%$ и средняя относительная случайная погрешность $0,31 : 2,88 = 10,7\%$. Сравнение средних содержаний по основным и контрольным пробам (в нашем примере $2,88 - 2,87 = 0,01\%$) скрывает фактическую величину погрешности и не может быть признано правильным (Прокофьев, 1955).

Таблица 17

Определение величины случайной погрешности химических анализов
(по А. П. Прокофьеву, 1955)

Содержание металла, %		Величина отклонения, ±	Содержание металла, %		Величина отклонения, ±
по основным анализам	по контрольным анализам		по основным анализам	по контрольным анализам	
2,15	2,51	+0,36	2,86	3,15	+0,29
2,48	1,98	-0,50	2,42	2,64	+0,22
1,95	2,15	+0,20	4,01	3,95	-0,06
3,41	2,41	-1,00	2,09	2,22	+0,13
2,01	2,06	+0,05	2,47	2,23	-0,24
3,14	2,98	-0,16	3,81	3,56	-0,25
3,85	3,99	+0,14	4,12	4,01	-0,11
2,12	1,90	-0,22	3,56	3,21	-0,35
1,98	2,16	+0,18	2,87	3,12	+0,25
2,16	1,89	-0,27	2,35	2,96	+0,61
2,55	2,75	+0,20	2,71	2,98	+0,27
2,69	3,96	+1,27	3,83	3,41	-0,42
1,99	2,18	+0,19	4,31	4,18	-0,13
2,49	2,21	-0,28	2,75	3,28	+0,53
3,51	2,98	-0,53	1,98	2,08	+0,10
3,72	3,51	-0,21	1,89	2,09	+0,20
3,90	3,71	-0,19	3,21	3,02	-0,19
3,44	2,99	-0,45	—	—	—
Итого	—	—	100,78	100,41	10,75

Погрешность в анализах следует определять для каждого полезного компонента руды по классам содержания последнего. Например, для глинозема необходимо определить погрешности для классов выше 20%, от 5 до 20% и от 1 до 5% для сопоставления с допустимыми погрешностями химических анализов по инструкциям ГКЗ (см. табл. 16).

Конечные результаты обработки контрольных анализов приведены в табл. 18, составленной по данным обработки контрольных анализов по одному из полиметаллических месторождений.

Из таблицы видно, что относительные величины средних случайных погрешностей анализов на медь превышают допустимые по нормам. Погрешности анализов на свинец и цинк для содержания выше 0,5% полностью укладываются в установленные нормы, а при содержании свинца до 0,5% несколько завышены. Отсюда

следует, что данная лаборатория неточно производит анализы на медь при любых ее содержаниях в руде, а на свинец и цинк и при низких содержаниях — менее 0,5% (Прокофьев, 1955, 1962).

Таблица 18

Сводные результаты химических анализов внутреннего контроля
работы лаборатории
(по А. П. Прокофьеву, 1955)

Компонент	Содержание компонента в классе, %	Количество анализов	Среднее содержание по пробам, %		Арифметическая сумма отклонений	Случайная погрешность		Допустимые отклонения по нормам ГКЗ
			контрольным	основным		абсолютная	относительная в % к среднему по основным анализам	
Медь	0,05—0,5	40	0,14	0,14	0,94	0,023	16	15
	0,5—3,0	33	0,83	0,82	2,45	0,105	13	7—10
Свинец	до 0,5	31	0,29	0,34	1,59	0,051	15	12
	0,5—6	39	1,71	1,82	5,29	0,135	7	6—12
Цинк	6—15	23	9,27	9,51	11,84	0,513	5	3—6
	до 0,5	36	0,49	0,55	3,63	0,101	18	15
	0,5—10	46	2,22	2,38	10,15	0,221	9	6—15
	10—25	22	17,09	17,66	13,75	0,625	4	3—6

Целью внешнего контроля является вскрытие и устранение возможных систематических погрешностей в работе основной лаборатории. Отобранные для внешнего контроля пробы передаются в квалифицированную химическую лабораторию. Отбор материала для внешних контрольных анализов следует производить из остатков проб, хранящихся в основной лаборатории. Набирать материал из дубликатов проб не рекомендуется, так как в этом случае на погрешности анализа накладываются погрешности обработки проб.

После получения анализов внешнего контроля составляется сравнительная ведомость по форме, приведенной в табл. 17. Явное преобладание одного знака отклонений указывает на наличие систематической ошибки в работе основной лаборатории. Если количество контрольных анализов по каждому классу составляет не менее 30, то можно установить поправочный коэффициент внешнего контроля K_a . Он определяется из отношения среднего содержания данного компонента по контрольным анализам C_k к среднему содержанию по основным анализам C_o :

$$K_a = \frac{C_k}{C_o}, \text{ например, } K_a = \frac{7,00}{5,80} = 1,2.$$

Применение поправочного коэффициента может быть допущено только в том случае, если эти же контрольные анализы подтверждены в третьей, наиболее квалифицированной арбитражной лаборатории (Прокофьев, 1955).

Из опубликованных способов обработки контрольных анализов наиболее известен способ Н. В. Барышева (1948). Внешний контроль по предложению В. Л. Шашкина (1955) можно также

производить по групповым пробам. Последние подбирают из 10—30 индивидуальных проб по естественным типам руд и установленным классам содержания полезного компонента в руде.

Контроль работы химической лаборатории можно осуществлять с помощью эталонных проб. Такие эталоны заранее изготавливаются и анализируются в квалифицированной лаборатории и содержание в них того или иного компонента считается истинным.

Глава IX

ВЗЯТИЕ И ОБРАБОТКА ВАЛОВЫХ ПРОБ НА ПРИМЕРАХ ОТДЕЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. Валовой способ. Пробная эксплуатация

Бывают случаи, когда ценный минерал распределен в месторождениях чрезвычайно неравномерно, дискретно. К таким месторождениям относятся некоторые рудные и россыпные месторождения золота, платины, редких металлов, драгоценных камней, валунчатых железных руд, металлоносные конгломераты, месторождения слюды и асбеста.

Рассмотренные в главе VI способы отбора проб нередко дают неудовлетворительные результаты, а иногда и вообще неприменимы. Для подобных руд наиболее приемлемым оказывается валовой способ, отличающийся следующими особенностями:

1. В пробу поступает вся рудная масса, добываемая при движении забоя. Масса проб определяется несколькими тоннами, иногда десятками тонн. При выдаче из забоя иногда производится сокращение пробы в определенное число раз (кратная выдача вагонетками).

2. Обработка пробы производится теми же технологическими процессами, какие применяются при обогащении руд.

3. Результат обработки валовой пробы показывает не полное содержание, а извлечение ценного минерала. Полное содержание можно определить при одновременном опробовании хвостов обработки валовых проб.

Валовой способ опробования может переходить в пробную эксплуатацию. В нашей стране известны многочисленные месторождения золота, платины, редких металлов с незначительными запасами, разведанность которых оценивается по категории С₂. Такие запасы нельзя положить в основу общепринятого проектирования горных и обогатительных работ. Это обстоятельство, однако, не должно служить препятствием для их эксплуатации. Успешный опыт разработки подобных месторождений с другими полезными ископаемыми (алмазы, пьезокварц, драгоценные камни) подтверждает возможность и целесообразность их разработки.

Промышленному освоению подобных месторождений должно предшествовать детальное геологическое изучение участка по возможности с геометризацией его металлоносности. На основе заключения геолога составляется план разведки, совмещаемой с пробной эксплуатацией. Профессор Н. И. Трушков (1934) считает пробную эксплуатацию обязательным этапом освоения месторождений с дискретным распределением ценного металла.

Задачи пробной эксплуатации элювиальных россыпей удобно совмещать с траншейным способом разведки. Промывка всей рыхлой массы элювия из траншей дает надежную промышленную оценку россыпи. В почве траншей могут быть вскрыты выходы рудных жил.

Для обработки добываемых из мелких шахт руд необходимо иметь разведочно-обоганительную установку (пробную фабрику) из одной бегунной чаши с внутренней и внешней амальгамацией.

Такая пробная фабрика производительностью 20 т руды в сутки за летний сезон может обработать десятки валовых проб из нескольких разведочных шахт. Опыт разведки мелких месторождений с дискретным оруденением следует учитывать не за месяц, а за более длительный период (Альбов, 1969).

2. Опробование валунчатых железных руд

Валунчатые или обломочные железные руды залегают вблизи многих магнетитовых месторождений Урала. Представлены они слабо окатанными обломками магнетита, рассеянными в делювиальных глинах. Размеры рудных обломков меняются в широких пределах — от 2—3 до 1000 мм. Крупные рудные обломки в стенках выработки сильно затрудняют правильный отбор проб. Такие же обломочные или валунчатые руды известны около некоторых хромитовых месторождений Урала.

При разведке валунчатых руд шурфами применяют валовое опробование. Шурф проходится со сплошным креплением, с пометровой раскладкой выдаваемой глины, содержащей рудные обломки. Из каждой кучи отбирают все наиболее крупные обломки руд (+100 мм или +200 мм) и взвешивают их. Затем при помощи мерного ящика отбирают пробу оставшейся горной массы (с учетом коэффициента разрыхления). Этот материал промывают или просеивают на грохотах с отверстиями 75, 25, 10 и 3 мм. Полученные обломки руд разных классов взвешиваются и с учетом ранее отобранных крупнокусковых руд приводятся к объему 1 м³. Шлих класса — 3 мм улавливается в хвостовом желобе и также опробуется. От каждого класса рудных обломков отбирают химическую пробу горстевым способом для определения в ней железа, серы и фосфора.

Результаты опробования заносят в журнал, форма которого приведена в табл. 19.

Таблица 19

Пример валового опробования валунчатых железных руд

№ шурфа	Интервал по глубине, м	Объем пробы, м³	Показатели	Классы руды, мм					
				+75	75—25	25—10	10—3	—3	Всего
273	2—3	1,50	Выход руды, кг	28,4	18,6	10,2	7,8	12,7	77,7
			Выход руды, кг/м³	18,9	12,4	6,8	5,2	8,5	51,8
			Содержание, %						
			Fe	62,3	59,7	56,5	55,0	49,2	55,9
			S	0,21	0,19	0,12	0,12	0,10	0,15
			P	0,002	0,003	0,003	0,002	0,001	0,00

3. Опробование золотых руд на бегунной фабрике

На золотых рудниках небольшой производительности для извлечения ценного металла из окисленных руд обычно применяется амальгамация с предварительным измельчением руд на бегунной фабрике. Одна из бегунных чаш такой фабрики может быть использована геологом для валового опробования. Это оборудование настолько несложно, что в разведочных целях можно построить разведочно-обоганительную установку в составе одной бегунной чаши. С помощью такой установки можно опробовать многие золоторудные жилы, расположенные на большой территории (рис. 32).

Практикой установлена обычная масса валовой пробы от 5 до 20 т; на обработку ее затрачивается примерно от 6 до 24 ч работы бегунной чаши. Для богатых руд массу пробы следует брать от 5 до 10 т, для бедных — от 10 до 20 т. Бегуны и чаша перед обработкой пробы должны быть тщательно очищены и обмыты водой. Споласкивание чаши и шлюза после обработки пробы производят принятыми на фабрике приемами в присутствии техника-геолога. Собранную из чаши, с листов шлюза и из ловушек амальгаму отжимают через замшу от избытка ртути, взвешивают с точностью до 1 г и данные заносят в фабричную книгу. Отпарка амальгамы производится в муфельной печи, обычно находящейся в помещении фабрики. Полученное шлиховое золото взвешивают с точностью до 0,1 г и результаты заносят в фабричную книгу.

При помощи амальгамации извлекается только часть содержащегося в руде самородного золота, называемого извлекаемым при амальгамации (в отличие от химически извлекаемого при цианировании). Поэтому для определения полного содержания золота в пробе производится химическое опробование хвостов обработки на бегунах. Полное содержание золота в руде можно определить по формуле

$$C_n = H \cdot a + C_x,$$

где C_p — полное содержание химически чистого золота в руде, в г/м;
 I — извлекаемое амальгамацией шлиховое золото, в г/т;
 a — проба шлихового золота;
 C_x — содержание химически чистого золота в хвостах обработки, в г/т.

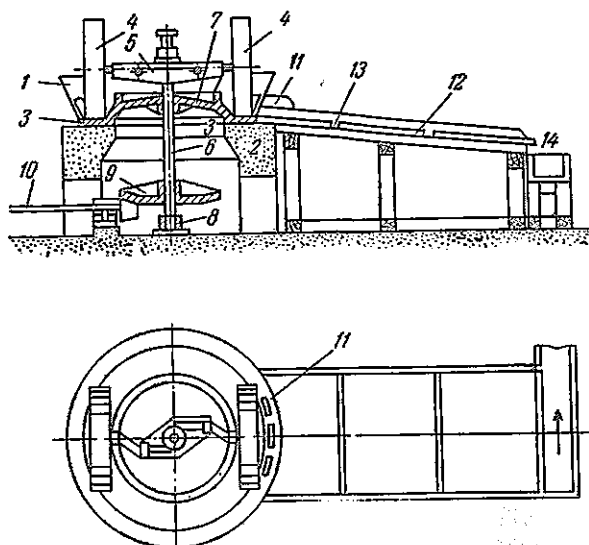


Рис. 32. Продольный разрез и план бегунной чаши для опробования руд золота

1 — корпус чаши; 2 — фундамент чаши; 3 — чугунные вкладыши на дне чаши; 4 — бегуны; 5 — каретка; 6 — ось вращения; 7 — подшипник; 8 — подпятник; 9 — коническая зубчатая шестерня; 10 — вал от двигателя; 11 — окна в бортах чаши для выхода рудной пульпы; 12 — плоскость шлюза; 13 — ловушка для амальгамы; 14 — хвостовой желоб

В процессе обработки руд часть шлихового золота, находящегося в виде амальгамы, проникает под вкладыши на дно чаши. При старой расклинке вкладышей количество золота в амальгаме, поднятое из-под вкладышей за месяц работы чаши, может измеряться килограммами. Поэтому весь извлеченный из-под вкладышей за месяц металл следует распределить между партиями (пробами) руды пропорционально массам металла, полученным при обработке отдельных валовых проб. Только эту исправленную величину и следует учитывать при вычислении полного содержания металла в руде (Альбов, 1932).

4. Опробование руд редких металлов на передвижной обогатительной установке

Разведка и подготовка к эксплуатации оловорудных, вольфрамовых, молибденовых, ртутных и других месторождений обязательно должны сопровождаться работой небольшой обогатитель-

ной установки. Валовое опробование следует применять на наиболее неравномерных по содержанию полезных компонентов месторождениях при детальной разведке или в начале промышленного освоения. Извлекаемые попутно полезные компоненты несколько снижают расходы на разведку.

Валовая проба берется из канав, шурфов, штолен, штреков с 1—2 м выработки или содной-двух уходов забоя. Она может быть более представительной, если ее составить путем отборки из нескольких вагонеток. Необходимо обращать внимание на то, чтобы поступающие в валовую пробу вагонетки с рудной массой не были постоянно первыми или последними при уборке навала рудной массы в забое. В остатке навала содержание более богатой рудной мелочи всегда больше, чем в рядовой кусковой руде.

В основную аппаратуру передвижной обогатительной установки входят: щековая дробилка, дробильные валки, шаровые мельницы, концентрационные столы, отсадочная машина, флотационный аппарат, механические грохоты и насос для подачи воды. Производительность такой установки около 10 т руды в сутки. Энергия для установки может быть получена, например, от передвижной электростанции. Всю установку можно расположить на месте разведки у ближайшего водоема. По окончании разведки месторождения установка может быть перевезена на новый объект. Опробовательная-обогатительная установка конструкции института Механобр состоит из дробильного и обогатительного отделений, размещенных на общей разборной раме из углового железа. Общая масса установки 1200 кг. Установка приводится в движение двигателем внутреннего сгорания.

При детальной разведке ртутных месторождений руду с вкрапленностью киновари из отдельных забоев партиями доставляют на специальную разведочно-обогатительную фабрику. После среднего измельчения руда поступает в небольшую вращающуюся печь, где происходит разложение киновари. Выделяющиеся при этом пары ртути улавливаются в холодильнике и переходят в жидкую ртуть. Зная массу пробы и количество полученной из нее ртути, можно определить содержание ее в процентах и нанести его на планы разведки.

Остатки от сокращения рядовых проб при разведке месторождений редких металлов также целесообразно обработать на опытной фабрике. За год разведки на месторождении накапливается отвал руды в несколько тонн. Его обработка даст надежную величину среднего содержания металла в разведанной за год части месторождения.

Практика показывает, что результаты выполняемых при разведке химических анализов проб некоторых месторождений редких металлов содержат систематическую ошибку, которая может быть надежно вскрыта валовым опробованием. Размер этой ошибки по содержанию полезного компонента на некоторых разрабатываемых месторождениях может достигать 10—25%. С помощью опытной

обогащительной установки эта ошибка может быть выявлена до начала строительства горного предприятия. На этой же установке проводят испытания обогатимости руд, уточняют схему и режим обогащения.

5. Опробование золотоносных конгломератов

Древние россыпи золота, платины и редких металлов в отличие от современных обычно представлены металлоносными конгломератами и песчаниками, опробование которых имеет свои отличительные особенности.

Прежде всего следует определить сравнительную крепость галек и цемента в пластах конгломерата. Древние конгломераты с кремнистым цементом и кварцевыми гальками при дроблении дают трещины в гальках независимо от контура последних. Такие конгломераты следует рассматривать как рудные пласты и вести их опробование бороздовым способом с определением содержания золота обычным пробирным анализом.

В мезо-кайнозойских конгломератах Кавказа или Памира, а также в слабо сцементированных современных россыпях наблюдается относительно слабая прочность цемента и большая крепость галек. При ударе молотком цемент легко крошится, а прочные гальки остаются целыми. Проба берется из забоя в количестве 1—2 м³ обычными приемами проходки горных выработок; объем пробы в целике тщательно определяется. Добытый конгломерат подвергают дроблению или оставляют на дневной поверхности для естественного выветривания.

После длительного пребывания на воздухе обломки конгломерата превращаются в рыхлый слабосцементированный материал, который трудно отличить от современных рыхлых речных песков и галечников. Иногда оказывается необходимым дополнительное измельчение. Гальки и валуны легко отделяются от измельченного цемента на рудном или механическом грохоте с отверстиями 10 мм. Ценные минералы (золото) обычно содержатся в цементе и могут быть извлечены путем промывки измельченного цемента на вашгерде.

Перед промывкой необходимо установить объем измельченного материала. Для этого можно использовать деревянный мерный ящик с точно определенной емкостью (например, 0,12 м³, что при коэффициенте разрыхления 1,2 отвечает 0,1 м³ в целике). Отношение объема цемента к начальному объему пробы, определенное в процентах, является выходом цемента. Дополнительную величину до 100% можно назвать процентом каменности.

Гальки сортируют по их петрографическому составу и особое внимание обращают на признаки оруденения в составе галек. Например, в составе галек преобладает кварцит с тонко рассеянной вкрапленностью пирита. От таких галек следует отобрать несколько горстевых проб и отослать их на пробирный анализ.

Собранный с вашгерда шлих промывают в ковше и после сушки подвергают тщательному минералогическому анализу с выделением и взвешиванием зерен ценного минерала. Содержание золота или другого ценного минерала вычисляется в граммах (килограммах, миллиграммах) на 1 м^3 измельченного цемента; оно может быть пересчитано на 1 м^3 конгломерата в его естественном залегании.

К металлоносным конгломератам близко примыкают кварциты и кварцевые песчаники обычно докембрийского возраста с рассеянными в них мелкими зернами ценных минералов (монацита, циркона и некоторых других). Опробование таких горных пород заключается в отборе валовых проб с точным замером их объема в кубических метрах. Измельчение проб производится до крупности, обеспечивающей освобождение преобладающего количества зерен ценного минерала. Измельченный материал подвергается обработке на концентрационных столах с выделением шлиха, состоящего в основном из ценного минерала. Содержание определяется в граммах (килограммах) на 1 м^3 породы.

6. Опробование слюдяных месторождений

Содержание мусковита и флогопита выражается в килограммах на 1 м^3 слюдоносной породы. Проба должна давать представление не только о выходе сырой слюды, но и об извлечении листовой слюды по размерам (номерам) и сортам. Минимальный объем пробы от 1 до $2,5 \text{ м}^3$.

Валовые пробы такого объема добываются взрывными работами. Для сохранения крупных кристаллов мусковита и флогопита применяются шпуров длиной $0,5\text{--}0,7 \text{ м}$ и средние по силе взрыва вещества — аммонал или аммонит. Объем добытой пробы тщательно замеряется. Добытая руда (слюдоносный пегматит) тут же у забоя разбивается молотками с извлечением вручную крупных кристаллов мусковита. Размеры отбираемых кристаллов слюды-сырца не должны быть менее 2 см^2 . По размеру кристаллов сырую слюду делят на две группы, более 4 см^2 и менее этого размера. Каждая группа взвешивается отдельно. Их суммарная масса, отнесенная к кубометру породы, составляет содержание сырой слюды в забое. В полевых условиях по выходу мусковита-сырца можно предварительно определить качество руд. Содержание мусковита-сырца $5\text{--}10 \text{ кг/м}^3$ характеризует бедные руды; $15\text{--}25 \text{ кг/м}^3$ — руды средние по качеству и $40\text{--}50 \text{ кг/м}^3$ — богатые руды (Марков, Лашев, 1948). Обработка сырой слюды начинается с ее раскалывания на пластины толщиной $0,5 \text{ мм}$ и не менее $0,1 \text{ мм}$. При колке слюды непригодные или поврежденные части удаляются. Колотая слюда в зависимости от величины кристаллов классифицируется на стандартные номера от $4\text{--}6 \text{ см}^2$ (№ 8) до $155\text{--}230 \text{ см}^2$ (№ 1).

Для единой экономической оценки рекомендуется приведение различных номеров слюды к одному номеру, принятому за стандарт, с помощью таблицы переводных коэффициентов.

Для более полной характеристики качества слюды необходимо изучить ее электротехнические свойства (мусковита) и термическую стойкость (флогопита).

Опыт разведки слюдяных месторождений в СССР показал возможность опробования на мусковит и флогопит керна из скважин колонкового бурения. Содержание мусковита в кернах определяется в граммах на кубический дециметр. Сопоставление отдельно взятых проб из скважин с пробами из горных работ нецелесообразно. Скважина может пройти или по кристаллу слюды или рядом с ним. Если же брать для сравнения полные пересечения, в которых сопоставимая мощность составляет 120—170 м, то расхождения относительно невелики, 5—7%. Поправочный коэффициент по содержанию флогопита в скважинах по пяти пересечениям составляет 1,07 (Терновой, 1969).

7. Опробование месторождений асбеста

Перед опробованием хризотил-асбестовых руд ставятся три задачи: 1) определение технологических качеств асбестового волокна; 2) определение общего выхода асбеста из руды в весовых процентах и 3) распределение асбестовых руд по длине волокна на сорта.

Технологическими испытаниями асбестового волокна выявляются следующие физико-химические свойства: прочность, толщина и гибкость волокна, кислото- и щелочеупорность, огнестойкость, теплопроводность и электропроводность. Эти испытания весьма сложны и выполняются в специально оборудованных лабораториях. В полевых условиях можно определять только прочность хризотил-асбеста по следующей шкале, предложенной инженером Н. С. Михеевым:

1) асбест высокой прочности — тонкие волокна, взятые за концы пальцами, не удается разорвать;

2) асбест достаточной прочности — тонкие волокна разрываются пальцами при значительных усилиях;

3) асбест средней прочности — отдельные волокна разрываются легко; для разрыва прядок из этих волокон необходимы некоторые усилия;

4) асбест малой прочности — волокна и прядки разрываются при малых усилиях (Н. Д. Меркурьев, 1931 г.).

Промышленная ценность асбеста в большой степени зависит от длины волокна, от его сортности (табл. 20).

Определение общего содержания асбеста в руде в весовых процентах совершенно недостаточно для промышленной оценки руд. Например, стоимость руды с содержанием асбеста 10%, представленного седьмым сортом, составляет всего 35—55 коп. за 1 т; стоимость же руды с содержанием асбеста 2%, представленного вторым сортом, — уже от 4 р. 30 к. до 10 р. 80 к., т. е. в 10—20 раз дороже. Определение общего содержания асбеста в руде обязательно сопровождается установлением его сортности.

Таблица 20

Сорта хризотил-асбеста, их назначение в промышленности и стоимость

Показатели	Сорта асбестового волокна							
	Текстильный асбест				Шиферно-картонно-бумажный асбест		Цементный асбест	
	Крюд	I	II	III	IV	V	VI	VII
Длина волокна, мм	18	16	12	9	5,5	2,5	1,0	0,7
Цена в рублях за 1 т	1000—1900	800—1150	215—540	96—310	60—92	46—66	8,5—22	3,5—5,5

Для приближенной визуальной оценки асбестоносности забоя или керна скважин колонкового бурения можно применить линейный метод, описанный в главе IV.

Опробование асбестоносных змеевиков в разведочных канавах производится задишкой на протяжении до 5 м и глубиной до 0,5 м. Начальная масса такой задишковой пробы достигает 1 т для мелкопрожилых и сетчатых руд и 2 т для руд с отороченными жилами асбеста. Из шурфа такая задишка берется по всему сечению.

Крупные обломки змеевика дробятся ручным способом на борту канавы (или шурфа) до размера не более 50 мм. При этом производится ручная отборка крупного штуфного асбеста с длиной волокна 18 мм и более. От остального материала приемами квартования отбирается представительная проба массой 15—18 кг для бедных руд и до 30—36 кг для богатых руд. По кернам скважин колонкового бурения одна проба занимает интервал от 5 до 20 м по оси скважины. Такая проба вместе с отобранной вручную штуфным асбестом доставляется в лабораторию по обработке асбестовых проб.

В лаборатории проба подвергается последовательному дроблению на щековых дробилках и шаровых мельницах до крупности 20; 6; 3 и 1,5 мм. После каждого дробления проба проходит через механические многоярусные грохоты с набором сит 12; 8; 6,3; 4,0; 2,8; 1,6; 0,5 и 0,25 мм, молотковые распушители и вибромашины для каждого класса (Золотов и др., 1972). В табл. 21 приведена характеристика сит для обработки проб.

Сортность выделенного из пробы асбестового волокна определяется механически на контрольном аппарате. Этот аппарат представляет собой многоярусный качающийся грохот. На платформе закрепляются четыре ящика. Эксцентриковый механизм через трансмиссию от электромотора приводит платформу в сотрясательное движение.

В табл. 22 приведена характеристика сит контрольного аппарата. Размер ящиков 620 × 375 × 90 мм. Аппарат имеет автоматическое приспособление, прекращающее его работу через 2 и 5 мин.

Таблица 21
Характеристика сит для обработки проб

№ сит	Размер отверстий в свету, мм	Диаметр проволо- ки сита, мм	Получае- мый сорт	Условная длина волок- на сорта, мм
I	8,0	1,2	I	15,0
II	6,3	1,1	II	12,0
III	4,0	1,0	III	8,0
IV	2,8	0,7	IV	5,0
V	1,6	0,7	V	2,5
VI	0,5	0,3	VI	1,5
VII	0,25	0,17	VII	—

Таблица 22
Характеристика сит контрольного аппарата

Первый комплект ящиков			Второй комплект ящиков		
№ ящика	Размер отверстий сита, мм	Толщина проволо- ки сита, мм	№ ящика	Размер отверстий сита, мм	Толщина проволоки сита, мм
1	12,7	2,67	1а	0,7	0,358
2	4,8	1,60	2а	0,4	0,235
3	1,35	1,19	3а	0,25	0,173
4	Сплошное дно		4а	Сплошное дно	

Сортность асбестового волокна определяется следующим путем. На аппарат устанавливается первый комплект ящиков. Навеска асбеста 500 г высыпается в верхний ящик. Крышка плотно закрывается и аппарат пускают в ход на 2 мин. Классы асбестового волокна снимают с сит и взвешивают. Остаток в четвертом ящике первого комплекта высыпают в верхнее сито второго комплекта и приводят аппарат в движение на 5 мин. Остаток в ящике 4а (см. табл. 22) считается пылью, она взвешивается и определяется ее выход в процентах.

Глава X

СПОСОБЫ ВЗЯТИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОБ ДЛЯ ИЗУЧЕНИЯ ОБОГАТИМОСТИ РУД

1. Задачи специального технологического опробования

Обязательным условием отнесения запасов к промышленным категориям является изучение технологических свойств руд и способов их обогащения. В этих целях отбираются специальные

Т а б л и ц а 23
Применяемые процессы обогащения в зависимости от крупности рудных минералов (по В. А. Глазковскому, 1954)

Классы минеральных включений	Граница преобладающих размеров включений	Среднее геометрическое значение величин включений	Среднее арифметическое значение величин включений	Условия наблюдения измерения	Обогащательные процессы, применяемые для извлечения из руд минеральных зерен
Весьма крупные	200—20 мм	63 мм	110 мм	Хорошо наблюдаются невооруженным глазом; размеры определяются непосредственным измерением	Рудоразборка, сухая магнитная сепарация; для глинистых руд промывка
Крупные	20—2 мм	6,3 мм	11 мм	Отчетливо наблюдаются невооруженным глазом; размеры определяются непосредственным измерением	Отсадка, обогащение в тяжелых средах (суспензиях), мокрая магнитная сепарация, иногда гидрометаллургический метод (перколяция)
Мелкие	2—0,2 мм	0,63 мм	1,1 мм	Наблюдаются невооруженным глазом; размеры определяются измерением под лупой	Концентрация на столах, обогащение в тяжелых средах, мокрая магнитная сепарация, электростатическое обогащение, гидрометаллургический метод (агитационное выщелачивание)
Тонкие	0,2 мм — 20 мк	63 мк	110 мк	Различимы под лупой или под микроскопом; размеры определяются измерением под микроскопом	Флотация, гидрометаллургический метод (агитационное выщелачивание)
Весьма тонкие	20—2 мк	6,3 мк	11 мк	Наблюдаются и измеряются только под микроскопом	Статическое отмучивание глинистых руд, реже флотация или гидрометаллургический метод
Субмикроскопические	2—0,2 мк	0,6 мк	1,1 мк	Под обычным микроскопом наблюдаются при самых сильных увеличениях; измеряются специальными методами	Методами механического обогащения не извлекаются
Коллоидно-дисперсные	Менее 0,2 мк	0,06 мк	0,11 мк	Можно наблюдать и измерять только под электронным микроскопом	То же

технологические пробы руд, которые затем подвергаются лабораторным, полупромышленным и промышленным испытаниям. Известны две стадии отбора таких проб: 1) отбор типовых проб для первоначальных испытаний в лаборатории и 2) отбор валовых проб для детальных (укрупненных) испытаний обогатимости (Глазковский, 1954). Масса проб может меняться в широких пределах: от 20 до 100 кг и более при лабораторных исследованиях и до нескольких тонн при промышленных испытаниях. Лабораторные и полупромышленные испытания обычно выполняются специальными институтами или лабораториями на приспособленных для этих целей установках. Промышленные испытания технологических проб массой в десятки и сотни тонн производят на опытных или на действующих обогатительных фабриках.

Конечной задачей технологического исследования руд является установление наиболее целесообразной схемы их обработки, обеспечивающей максимальное и комплексное извлечение полезных ископаемых при положительном экономическом эффекте.

2. Влияние текстур и структур руд на методы их обогащения

Решающее значение в выборе способов обогащения имеют крупность рудных минералов, характер их выделения, а также текстура и структура руд. В табл. 23 показана зависимость процессов обогащения от крупности рудных минералов.

Сплошные руды с массивной текстурой (например, магнетиты) обычно используются без обогащения. Затруднения возникают при необходимости выделения мелких включений нерудных минералов, рассеянных в рудной массе. В рудах с вкрапленной текстурой значительная часть пустой породы освобождается при дроблении до крупности, превышающей размер рудных зерен. По частоте включений рудного минерала вкрапленные и сплошные руды можно разбить на семь групп (табл. 24).

В рудах с пятнистой текстурой могут встретиться следующие четыре случая:

1. Четкое выделение относительно крупных включений рудного материала во вмещающей породе. Этот случай наиболее благоприятен для обогащения. При крупном дроблении в концентрат выходит значительная часть рудного минерала, а большая часть пустой породы поступает в хвосты. Промпродукт подвергается более мелкому измельчению.

2. Рудный минерал среди нерудных представлен крупными и частично мелкими зернами. При крупном дроблении получается часть концентрата, а хвосты требуют тонкого измельчения для выделения мелких рудных включений.

3. Участки пустой породы свободны от рудной вкрапленности. Крупные выделения рудного минерала содержат мелкие нерудные

включения. После крупного дробления получают хвосты. Грубый концентрат требует доизмельчения и переочистки.

4. Крупные выделения рудного минерала содержат мелкие вкрапления пустой породы, а среди нерудных встречаются мелкие включения рудных минералов. Этот случай наименее благоприятен для обогащения. Необходимо тонкое измельчение руд.

Таблица 24

Объемное или площадное содержание включений рудного минерала в зависимости от частоты его включений в рудах

Естественные типы руд	Группы руд по частоте включений рудного минерала	$\frac{l^*}{d}$	Число включений на площади сечения 100 d^2	Объемное или площадное содержание включений рудного минерала
Вкрапленные руды	Единичные включения	30	12	0,1
	Весьма редкие включения	30—10	12—120	0,1—1,0
	Редкие включения	10—4	120—600	1—5
	Частые включения	4—2	600—2500	5—20
	Густые включения	2—1,5	2500—5000	20—40
Сплошные руды	Весьма густые включения	1,5—1	5000—10000	40—80
	Сплошные выделения	1	>10 000	80

* d — средний диаметр вкрапления рудного минерала; l — среднее расстояние между центрами двух соседних вкраплений.

В рудах с полосчатой текстурой, в общем поддающихся обогащению, могут иметь место те же четыре описанных случая.

Руды с брекчиевидной текстурой могут быть представлены или рудными обломками в нерудном цементе, или, наоборот, обломками пустой породы в рудном цементе. В первом случае после крупного дробления получают хвосты и грубый концентрат, требующий доизмельчения и переочистки; во втором случае только часть рудного минерала уходит в концентрат. Для извлечения остальной части требуется доизмельчение и переочистка хвостов.

В рудах оолитовой текстуры (бокситы, осадочные руды железа и марганца) оолиты обычно сложены рудным веществом. Способы обогащения этих руд находятся в большой зависимости от структуры оолитов. Если рудный минерал составляет основную часть оолитовых выделений, руды обогащаются сравнительно легко. В некоторых оолитовых рудах рудное вещество тонко переслаивается с нерудным; качество концентрата в этом случае существенно снижается. Руды с колломорфной текстурой требуют очень тонкого измельчения и специальных методов обогащения.

Некоторые руды черных металлов по своим физическим свойствам относятся к порошковатым, охристым, глинистым, землистым, сажистым. При механической обработке они дают большой выход шламов, из которых трудно извлекать полезные ископаемые. Для подготовки таких руд к плавке требуется окускование их, путем агломерации или брикетирования, а также окомкование (изготовление окатышей).

3. Изучение обогатимости руд на минералогических пробах

В настоящее время значительная часть вопросов обогатимости руд в первом приближении решается на минералогических пробах. Результаты обработки технологической пробы с использованием аппаратуры для обогащения нередко только подтверждают выводы, полученные при лабораторном исследовании минералогических проб.

Для обработки минералогических проб можно рекомендовать использование серийно выпускаемых малогабаритных механизированных обогатительных лабораторий (МОЛМ), конструкция которых разработана Всесоюзным институтом минерального сырья (ВИМС). Эта лаборатория состоит из малогабаритных приборов для измельчения, классификации по крупности, гравитационного, флотационного, магнитного и электрического обогащения проб массой от 100 граммов до 2—3 кг.

В табл. 25 приведены главные технические показатели приборов МОЛМ.

Таблица 25

Характеристика приборов МОЛМ

№ п/п.	Наименование прибора	Масса, кг	Производительность, кг/ч	Габариты, мм
1	Лабораторная мельница	20	0,5	460×375×330
2	Ситовый анализатор	—	0,6	
3	Грохот	17	10	620×240×510
4	Стол-концентратор с флотомашинной	25,5	1	740×355×600
5	Электрический сепаратор ПС-1	30	0,02	520×370×630
6	Универсальный электромагнит УЭМ-1	30	—	550×250×400

4. Правила отбора и документации технологических проб

К моменту взятия технологической пробы месторождение обычно уже вскрыто значительным количеством горных выработок или буровых скважин. Пересечение ими руд различных естественных типов дает первое представление о соотношении их в общих запасах

по месторождению. От отдельных естественных типов руд, существенно отличных по минеральному составу и способу обогащения, следует брать самостоятельные технологические пробы. Правила отбора и документации лабораторных технологических проб ничем не отличаются от обычных при геологическом опробовании. Отбор валовых технологических проб производится по следующим правилам.

По маркишейдерским планам намечаются забои, из которых должна быть отобрана типичная для данного месторождения руда. Выработка, из которой отбирается технологическая проба, должна быть направлена по линии наибольшей изменчивости состава рудного тела. Такими выработками являются орты при крутом и восстающие при пологом падении мощных рудных тел или же штреки по простиранию рудных жил.

Для приема проб вблизи устья опробуемой выработки готовят площадку необходимого размера с плотным настилом из толстых досок и невысокими (0,5 м) бортами. Паза между досками предварительно затирают рудной мелочью. При выдаче руды из забоя можно производить кратное сокращение проб: каждая вторая, пятая или десятая вагонетка идет на приемную площадку, остальные — в общий рудный отвал. Степень сокращения следует определить заранее, в зависимости от массы, необходимой для технологической пробы. На приемной площадке можно производить ручное дробление, перемешивание и сокращение отдельных порций руды, а также их объединение в общую пробу. Отобранную технологическую пробу сыпают в заранее подготовленные ящики, их тщательно забивают и нумеруют. Одновременно заполняют журнал отбора проб, в который вносят точные сведения по каждой пробе.

При разведке мощных рудных тел большим количеством скважин колонкового бурения материалом для технологической пробы может служить рудный керн. После тщательного его осмотра и описания намечают интервалы по ряду скважин, по которым суммарная масса рудного керна отвечает необходимой начальной массе технологической пробы. При использовании керна обычных разведочных скважин пробу составляют из половины или одной четверти распиленного вдоль оси и ранее опробованного керна. Применение для документации отпиленных сегментов керна позволяет использовать большее количество материала рудного керна для составления технологической пробы и отказаться от бурения скважин, задаваемых специально для набора технологических проб.

Отбор технологической пробы сопровождается составлением объяснительной записки, в которой указывается цель отбора и технические условия (начальная масса, крупность и т. д.). Приводится также описание забоев, из которых взята проба. К записке прилагается графический материал (планы, разрезы по горным выработкам, скважинам, зарисовки забоев), на котором выделяют участки и интервалы, включенные в пробу.

Готовую пробу отправляют в адрес рудоиспытательной станции или ближайшего филиала института Механобр. Дубликат пробы хранят на складе рудника.

5. Исследование технологических проб магнетитовых руд

Минеральный состав железных руд контактово-метасоматических (скарновых) месторождений весьма разнообразен. В него входит около 100 минералов, из которых примерно половина приходится на долю рудных. Главный рудный минерал — магнетит, сопровождающийся гематитом, мушкетовитом, гидрогетитом, гидрогематитом. Рудными примесями являются сульфиды меди, кобальта, а также продукты их окисления. К группе нерудных минералов в основном относятся гранаты, пироксен, амфибол, полевые шпаты, эпидот, хлорит, апатит.

Магнетитовую руду можно представить как агрегат из зерен магнетита A и нерудной фазы B . После измельчения руда делится на зерна магнетита (их доля равна n , зерна нерудных минералов t и штики магнетита с нерудными минералами m).

При этом справедливы равенства:

$$A + B = 1; \quad m + n + t = 1; \quad f_A = \frac{n}{A}; \quad f_B = \frac{t}{B},$$

где f_A и f_B соответственно степени раскрытия рудной и нерудной фаз.

Пренебрегая потерями рудной фазы в хвостах (включая пирит), можно предложить следующие выражения для определения содержания железа в концентрате β_K , извлечения ϵ_K и выхода концентрата γ_K :

$$\beta_K = \frac{c_m A + c_n (1 - A) (1 - f_B)}{1 - (1 - A) \cdot f_B};$$

$$\epsilon_K = \frac{c_m A + c_n (1 - A) (1 - f_B)}{c_m A + c_n (1 - A)} \cdot 100;$$

$$\gamma_K = 100 - (1 - A) \cdot f_B \cdot 100,$$

где c_m и c_n — содержание железа соответственно в рудной и нерудной фазах.

Степень раскрытия нерудной фазы f_B зависит от среднего диаметра рудной вкрапленности d и среднего размера частиц в обогащенном продукте D , а также от модуля твердости рудного агрегата T :

$$T = \frac{V_T}{V_M},$$

где V_T и V_M — объемы соответственно твердых (более 5 по Моосу) нерудных минералов в руде и мягких (твердость менее 5 по Моосу).

Параметры A , B , c_m , c_n определяются минеральным составом руды и химическим составом минералов. Для упрощения они объединяются в один параметр — содержание железа в руде

$$\beta_0 = c_m A + c_n (1 - A).$$

Между этими четырьмя параметрами установлены тесные множественные корреляционные связи. Это позволяет для геолого-технологической классификации руд выбрать минеральный состав (Попов, 1973).

Рекомендуется отбирать от 15 до 30 проб массой до 30—100 кг, размещенных по возможности равномерно в пределах каждого естественного типа руд. Каждая проба обрабатывается по оптимальной схеме с получением магнитного и сульфидного концентратов и отвальных хвостов. По результатам анализов продуктов обогащения определяется извлекаемое содержание (произведение содержания компонента в руде на его извлечение). Например, содержание меди в руде 0,25%, извлечение в концентрат 0,8; извлекаемое содержание составит $0,25 \times 0,8 = 0,20$.

Изучение комплексных магнетитовых руд методами технологического опробования дает возможность получения надежных данных о составе руд и запасах попутных полезных компонентов. Это имеет важное значение в период разведки, при оценке месторождения и проектирования горного предприятия, при оперативной оценке и планировании добычи руд в процессе эксплуатации (Н. В. Иванов и др., 1969 г.).

6. Исследование технологических проб сульфидных полиметаллических руд

Полиметаллические руды содержат большое количество рудных и нерудных минералов, среди которых преобладает пирит, а также встречаются сульфиды меди, никеля, цинка, свинца, мышьяка. Нерудные минералы обычно представлены кварцем, баритом, карбонатами, хлоритом, серицитом.

Кроме золота, платины, серебра, меди, цинка, свинца и серы в полиметаллических и в медно-цинковых колчеданных месторождениях могут находиться следующие элементы-спутники: кадмий, ртуть, сурьма, висмут, мышьяк, кобальт, селен, теллур, олово, галлий, индий, таллий, германий, молибден, рений, стронций, барий.

По текстурным признакам преобладают массивные руды, реже встречаются вкрапленные руды с равномерным или полосчатым строением. Для оценки обогатимости массивных сульфидных руд желательно установить формы выделения и содержания каждого из полезных минералов в отдельности.

Технологические пробы отбирают от каждого естественного типа руд, отличающегося одинаковой текстурой и примерно однородным минеральным составом. В каждую пробу массой 30—100 кг входит керновый материал из ряда скважин.

Изучение элементов-спутников в рудах необходимо начинать полукolicественного спектрального анализа штучных минералогических проб по естественным типам руд. Одновременно следует подвергнуть спектральному анализу все главные минералы руд (рудные и нерудные), тщательно отобранные мономинеральные фракции из штучных проб. Содержание одного из элементов-спутников в каком-либо минерале может быть резко повышенным. Например, содержание индия в сфалеритах руды 0,001%. При содержании сфалерита в руде около 5% содержание индия в руде составит сотысячные доли процента. При таком малом содержании спектральный анализ руды в целом может не показать наличие индия. В то же время содержание индия в сфалеритовом concentrate может представить уже промышленный интерес (Литвинович, 1961).

При большом количестве анализов целесообразно установить корреляционную зависимость содержания основных компонентов и элементов-спутников, а также корреляционную связь последних между собой. Такую обработку анализов следует вести по естественным типам руд, а затем по рудным телам и месторождению в целом. Содержание ценных металлов (золото, платина, серебро) лучше устанавливать пробирным анализом.

Обязательному анализу на содержание элементов-спутников подлежат также все продукты обогащения и металлургической переработки исследуемых руд (концентраты, промпродукты, хвосты, штейны, шлаки, пыли и пр.). Анализ этих продуктов покажет поведение каждого элемента-спутника при обогатительных и металлургических процессах и позволит наметить дальнейшие пути промышленного их использования. При исследовании окисленных руд (железной шпалы) одного из медноколчеданных месторождений была установлена концентрация ртути в осадках золотонизвлекательных перколяционных заводов.

Нередко технологические пробы кроме исследований на обогатимость подвергаются и металлургическим испытаниям. Такие испытания крайне необходимы при вовлечении в промышленное производство месторождений новых (ранее не освоенных) геолого-промышленных типов месторождений, при организации комплексного использования руд, а также при совершенствовании или разработке новых схем металлургического передела.

Глава XI

ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ ОПРОБОВАНИЯ

1. Первичная документация при взятии и обработке проб

Взятие каждой пробы должно сопровождаться обязательной геологической и технической документацией. Геологические зарисовки и опробование забоев — неразрывно связанные между собой

процессы. Их следует вести квалифицированному пробщику, к лектору, технику-геологу при систематическом контроле со стороны геолога.

Все детали производства зарисовок и отбора проб руд регламентируются специальной инструкцией по геологической документации и опробованию, составленной главным геологом предприятия в соответствии с условиями данного месторождения. С пробщиками, коллекторами и техниками по опробованию проводятся теоретические и практические занятия. Геологические зарисовки забоев выполняются в стандартном масштабе (обычно 1:50 или 1:100) с применением установленных условных обозначений для разных типов руд и боковых горных пород.

Журнал опробования является основным первичным документом геологической службы предприятия, партии. Методы ведения документации и опробования весьма разнообразны, поэтому нельзя рекомендовать единую форму журнала опробования. Однако в любых условиях журнал опробования должен содержать следующие данные: дату взятия пробы; номера проб (цеховые и лабораторные); точное место взятия пробы; метод взятия пробы (борозды, количество порций); начальную и конечную массы (длина пробы; описание минерального состава пробы (естественные типы пробы; фамилию сотрудника, взявшего пробу; зарисовку забоя с указанием на ней места отбора пробы; результаты анализа (на нескольких ведущих компонентах). Эти же сведения могут быть занесены в стандартную карточку (табл. 26).

Количество цеховых геологических проб по номерам устанавливается по заранее намеченному распределению общего планового количества проб на данный год между объектами опробования. Например, на текущий год в комбинате намечено взять 5000 проб со следующим распределением: с № 1 по 1500 — рудник А; с № 1501 по 2000 — шахта Б; с № 2001 по 2500 — поисковая группа В; с № 2501 по 3000 — геологопоисковая партия Г и т. д. Указанное распределение проб заносится на первую страницу журнала геологического опробования по комбинату. На отдельных рудниках, шахтах, в разведочных партиях имеются свои журналы опробования с номерами проб в пределах указанного им интервала.

На предприятиях иногда применяют единую нумерацию проб с начала работ, продолжающуюся из года в год. Это приводит к появлению номеров проб с пятью знаками и особых преимуществ не представляет. В графу «точное место взятия пробы» следует заносить название рудного тела, горной выработки, номер скважины, горизонт, блок, интервал по оси скважины или расстояние в метрах и направление от ближайшей маркшейдерской точки. Журнал опробования должен быть пронумерован, прошнурован и скреплен печатью предприятия. Техник по обработке проб ведет особый журнал, в котором отмечает номера поступивших в обработку проб, дату их приема, начальную и конечную массы проб в килограммах и дату сдачи в лабораторию.

2. Окончательная документация анализов проб

Результаты анализа проб из журнала опробования переносят на геолого-маркшейдерские планы и разрезы. Масштаб последних определяется размерами рудного тела, сложностью его строения, а также расстояниями между разведочными выработками и точками взятия проб. Обычно выбирают один из стандартных масштабов 1:2000; 1:1000; 1:500, а для малых рудных тел 1:200 и 1:100.

Горизонтальный и вертикальный масштабы на вертикальных разрезах, как правило, одинаковы. Исключение составляют разрезы по россыпям и плоским пологопадающим рудным телам. При горизонтальном масштабе 1:2000—1:1000 вертикальный масштаб здесь может приниматься 1:200 и 1:100.

Размеры отдельных листов плана установлены принятым в маркшейдерском деле стандартом 50 × 50 см. Планы имеют маркшейдерскую сетку координат со стороной квадрата 10 см. На вертикальных разрезах и проекциях, кроме того, должны быть нанесены линии опорных горизонтов в абсолютных отметках через каждые 50, 20 или 10 м.

На планы и разрезы наносят контуры рудных тел и вмещающих пород, горные выработки и буровые скважины (или их проекции) и данные опробования. Контуры рудных тел наносят толстой черной линией — сплошной внутри очертаний горных выработок и пунктирной — за их пределами.

Разделение рудного тела на естественные типы руд показывают тонкой штриховкой, контакты горных пород — точечным пунктиром. Вмещающие горные породы удобнее всего показывать буквенными индексами, например: *gd* — гранодиорит; *sp* — серпентинит, *al* — аллювий; *qss* — кварц-серицитовый сланец и т. д. Для горных пород, находящихся в выветреном состоянии, применяются те же индексы с дополнительным знаком (например, *gd₁* — гранодиорит каолинизированный выветрелый).

На вертикальных разрезах и проекциях следует показывать дневную поверхность, уровень грунтовых вод (с указанием даты наблюдения), нижнюю границу древней коры выветривания и зоны окисления рудных тел. Установленные тектонические нарушения показывают сплошной красной линией, предполагаемые — пунктирной.

Шурфы на планах обозначают квадратом со стороной 2—3 мм, скважины ручного бурения — кружком, скважины механического бурения — двойным кружком. Для обозначения наклонных скважин к знаку кружка наносят дополнительный штрих по азимуту направления наклонной скважины.

Над знаками шурфа или скважины ставят их номера, под ними глубину до лежащего бока в метрах (иногда общую глубину выработки, скважины), слева от них вертикальную мощность рудного тела в метрах, справа содержание главного полезного ком-

понента в процентах. Содержание полезного ископаемого для большей ясности на планах и разрезах наносят цветной тушью (красной, синей, зеленой).

На планах россыпных месторождений номера разведочных линий принято обозначать расстоянием линии от устья данной россыпи в сотнях метров. Например, линия 42 отстоит от устья данной россыпи (принимаемого за нуль) в 4,2 км вверх по россыпи. Содержание шлихового металла в россыпи указывают в граммах или миллиграммах на 1 м³. При разработке глубоких россыпей подземным способом содержание относится только к указанной слева мощности песков в метрах. При разработке россыпи дражным или гидравлическим способом содержание шлихового металла относится ко всей мощности россыпи (включая задируку плотика на 0,2 м). Если после промывки проб металла не оказывается, то на плане ставится «зн» (знаки) или «п» (пусто).

На планах штреков, пройденных по жилам средней и малой мощности, пробы (обычно бороздовые) изображают тонкими и короткими линиями вкрест рудной жилы. На одной стороне штрека против этой линии ставят номер пробы, а на другой — в виде дроби мощность жилы или длину борозды в метрах (числитель) и содержание металла в граммах на тонну или в процентах (знаменатель).

При большом количестве проб, как и при анализе каждой пробы на два-три компонента, против линии пробы на плане следует поставить только ее номер. Мощность жилы и все данные анализа сводят в особую табличку, расположенную на свободном поле плана. В табличке приводят данные только по тем пробам, которые нанесены на данный план.

На вертикальных разрезах по буровым скважинам в интервалах взятия проб по оси скважины ставят номер пробы. В отдельной табличке на свободном поле разреза помещают все остальные сведения: номера проб, опробованные интервалы в метрах (от — до), выход керна в процентах, содержание металла (металлов) в отдельности по керну и шламу. В особой табличке приводятся данные о замере искривления скважин.

Данные опробования очистных горных работ заносят в карточки (паспорта блоков). В них указывают среднюю мощность и среднее содержание металла по данному блоку. На эти же паспорта ежемесячно наносят оперативные данные по эксплуатации (контур забоя по маркшейдерскому замеру, добычу руды в тоннах и оставшийся в блоке запас руды в тоннах с соответствующими содержаниями металла и его количеством).

Для некоторых полезных ископаемых с резко различной ценностью отдельных сортов полезного минерала (асбест, слюда) содержание последнего может быть определено в рублях за тонну руды. В таких показателях определяется содержание асбеста на асбестовых рудниках Урала.

Кроме цифрового выражения анализов проб на планах и разрезах вдоль горной выработки или буровой скважины иногда строят график содержания металла. При неравномерном содержании такой график дает сильно варьирующие ломаные линии, иногда с наличием резких пиков. Сглаживание такого графика методом скользящего окна по трем ординатам приводит к более удобной форме наглядного изображения изменчивости содержания металла вдоль скважины или вдоль штрека.

3. Проектирование работ по опробованию месторождений

В объяснительной записке к проекту геологоразведочных работ и в графических к нему приложениях следует установить количество, расположение и метраж проектируемых буровых и горных работ. Изучение этих материалов позволяет определить по каждой скважине или горной выработке метраж по руде или по оруденелым породам, подлежащий опробованию.

Количество рядовых проб определяют делением метража, предназначенного к опробованию, на принятый интервал между пробами. Необходимо предусмотреть широкое применение таких прогрессивных и производительных методов предварительного опробования, как минералогические и геофизические, выполняемые непосредственно на месте разведки. Эти методы позволяют отделить большое количество проб с заведомо некондиционным содержанием главного полезного компонента и отправить в лабораторию на химический анализ только те пробы, в которых можно ожидать промышленное содержание главного компонента.

Проведение этого мероприятия даст возможность избежать значительных расходов на анализы проб с заведомо непромышленным содержанием.

Взятие проб неразрывно связано с ведением геологической документации забоев и описанием керна буровых скважин. Поэтому в штатах геологоразведочной партии или геологического отдела рудника необходимо предусмотреть от одного до трех техников-геологов и от двух до шести пробщиков. Общее количество смен пробщиков определяют делением полного количества забойных проб на сменную норму пробщика. Нормы по взятию проб в смену изменяются в весьма широких пределах и зависят от способа их отбора, крепости руд, расстояния между пробами и других факторов. Для средних условий на пробщика приходится около 10 проб в смену. Перевод пробщиков на сдельную оплату нецелесообразен. Это может привести к снижению качества геологической документации и отбора проб.

В сметы необходимо тоже ввести оплату бурильщиков для шпурового и механизированного точечного опробования, оплату рабочих ремонтных мастерских по восстановлению инструментов для отбойки проб, оплату энергии (сжатый воздух или электроэнергия), расходы на материалы (пробные мешки и пр.). При

проектировании валовых или технологических проб надо предусмотреть расходы на их перевозку и обработку.

Для определения количества смен рабочих по обработке проб общее количество проб следует умножить на среднюю начальную массу одной пробы и полученную величину разделить на производительность установки механического измельчения проб. При этом следует принимать во внимание схему обработки проб и учитывать продолжительность обработки в отдельности для дробления и для тонкого измельчения. В проекте принимают наибольшую продолжительность обработки проб. Если количество смен на их обработку окажется меньше общей продолжительности разведочных работ, то рабочих следует использовать на вспомогательных работах (упаковка проб и пр.). В смету по обработке проб надо включить расходы по оплате электроэнергии для приведения в действие машин по измельчению проб. К проекту следует приложить схему обработки проб и дать обоснование выбранному значению коэффициента k .

Производство химических анализов предусматривается отдельной сметой. В основу принимается определение общего количества индексов. При этом все пробы, направляемые в химическую лабораторию, анализируют на главные компоненты. Расчет на дополнительные компоненты следует вести только по групповым пробам. Стоимость одного индекса умножают на их количество и таким образом определяют общие затраты.

При большом объеме работ в смету вводят оплату контрольных анализов (на внутренний и внешний контроль), количество которых можно принять равным 3—5% общего количества взятых проб. Оценка в индексах одного и того же элемента находится в большой зависимости от метода анализа. Например, для меди известно девять методов анализа, оценка которых в индексах колеблется от 0,75 до 2,5.

В договорах и сметах на производство анализов обычно устанавливают стоимость одного индекса в рублях. Затраты на выполненную работу определяют умножением этой стоимости на общую сумму выполненных индексов.

При высокой и устойчивой корреляционной связи основных компонентов с побочными (при $r \geq \pm 0,9$ и более) содержание последних можно определять по соответствующим уравнениям регрессии.

Глава XII

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СРЕДНИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ПРИ ОПРОБОВАНИИ

1. Определение среднего содержания по забоям

Среднее содержание полезного компонента по забоям определяют на основании частных содержаний по отдельным пробам. Например, в забое с двумя типами руд и данными анализа двух

частных бороздовых проб среднее содержание полезного компонента может быть определено как среднеарифметическим, так и средневзвешенным (по длинам борозд или по произведению длин борозд на объемные веса типов руд) способами.

При подсчете среднеарифметическим способом среднее содержание определяют по формуле:

$$C = \frac{\sum c}{n},$$

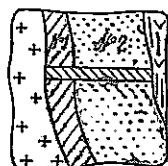
где $\sum c$ — сумма частных содержаний;

n — число учтенных частных проб.

В данном примере (рис. 33)

$$C = \frac{8,53 + 1,57}{2} = 5,05\% \text{ Cu.}$$

а



б

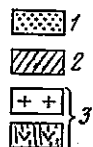
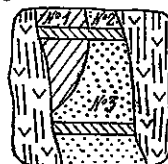


Рис. 33. Определение среднего содержания металла по забою штрека

1 — вкрапленник; 2 — массивный колчедан; 3 — боковая порода

N	m	d	$c, \%$	md	mdc
1	0,2	5,0	8,53	1,00	8,53
2	1,2	3,0	1,57	3,60	5,65
				4,60	14,18

$$C = \frac{\sum mdc}{\sum md} = \frac{14,18}{4,60} = 3,06\%$$

N	m	d	$c, \%$	md	mdc
1	0,75	5,0	4,42	3,75	16,57
2	0,50	3,0	1,23	1,50	1,84
3	1,45	3,0	1,17	5,25	18,41
—	—	—	—	4,35	5,09
				9,60	23,50

$$C = \frac{\sum mdc}{\sum md} = \frac{23,50}{9,60} = 2,45\%$$

Однако содержание в данном случае определено неточно. С каждого метра горной выработки по объему добывается значительно больше вкрапленной руды, чем массивного колчедана. В то же время каждый кубический метр массивного колчедана более чем в полтора раза тяжелее равного объема вкрапленной руды. Поэтому среднее содержание по забою следует определять взвешенным способом пропорционально произведению длин борозд на объемные веса руд, т. е. по формуле

$$C = \frac{\sum cmd}{\sum md},$$

где m — частные значения длин борозд (мощностей);

d — то же, объемных весов руды.

В нашем примере

$$C = \frac{(8,53 \times 0,2 \times 5) + (1,57 \times 1,2 \times 3)}{(0,2 \times 5) + (1,2 \times 3)} = 3,06\% \text{ Cu.}$$

2. Определение средней мощности и среднего содержания по штреку и горизонту

Эта задача постоянно встречается в практике разведки и эксплуатации месторождений полезных ископаемых. Здесь могут иметь место следующие случаи:

1. Расстояния между пробами равны между собой, длины борозд (мощности жилы) и содержание полезного компонента переменные. Среднюю мощность вычисляют по формуле среднего арифметического:

$$M = \frac{\sum m}{n}.$$

<i>N пробы</i>	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28
<i>Мощность жилы, м</i>	0,52	0,62	0,70	1,10	0,78	0,54	0,70	0,65	0,60	0,57	0,60	0,88
<i>Содержание металла, %</i>	0,43	0,69	1,12	0,52	0,37	0,74	1,92	2,17	1,23	0,89	0,63	0,52
<i>Длина влияния пробы, м</i>	2,3	2,3	2,3	2,7	2,9	2,3	2,6	2,7	2,5	2,8	2,8	3,9

Рис. 34. Определение среднего содержания металла по штреку

Среднее содержание полезного компонента определяют по формуле среднего взвешенного пропорционально длинам борозд (мощностям жилы):

$$C = \frac{\sum cm}{\sum m}.$$

2. Расстояния между пробами, длины борозд (мощности жилы) и содержания полезного компонента переменные. Это наиболее частый случай в практике (рис. 34). Здесь необходимо ввести дополнительное понятие — длину влияния пробы. Для штрека на плане эту длину определяют графически. Расстояния между пробами делят пополам на участки влияния, прилегающие к отдельным пробам. Затем определяют масштабной линейкой общую длину двух смежных участков, прилегающих к данной пробе.

Среднюю мощность жилы рассчитывают по формуле среднего взвешенного пропорционально длинам влияния отдельных проб по оси штрека

$$M = \frac{\sum ml}{\sum l},$$

где l — длина влияния частной пробы по оси штрека.

Среднее содержание полезного компонента также определяют по формуле среднего взвешенного пропорционально длинам борозд (мощности жилы) и длинам влияния проб по оси штрека:

$$C = \frac{\sum cml}{\sum ml}.$$

Все вычисления заносят в журнал, форма которого приведена в табл. 27.

Таблица 27
Форма журнала вычислений средних показателей
жилы по штреку

№ пробы	c, %	m	l	ml	cml
17	0,43	0,52	2,3	1,20	0,51
18	0,69	0,62	2,3	1,43	0,98
19	1,12	0,70	2,3	1,61	1,80
20	0,52	1,10	2,7	2,97	1,54
21	0,37	0,78	2,9	2,26	0,84
22	0,74	0,54	2,3	1,24	0,92
23	1,92	0,70	2,6	1,82	2,49
24	2,17	0,65	2,7	1,78	3,86
25	1,23	0,60	2,5	1,56	1,84
26	0,89	0,57	2,8	1,60	1,42
27	0,63	0,60	2,8	1,68	1,06
28	0,52	0,88	3,9	3,43	1,78
Итого	—	—	32,1	22,52	20,04

Исходя из данных табл. 27, $M = \frac{22,52}{32,1} = 0,70$ м, $C = \frac{20,04}{22,52} = 0,88\%$.

В рудной жиле большой мощности, вскрытой несколькими ортами из одного штрека, среднюю мощность определяют как средневзвешенное из частных значений мощности по отдельным ортам пропорционально площадям влияния этих ортов на плане. Для вычисления среднего содержания металла здесь нельзя принимать все пробы по штреку и по всем ортам. Штрек может быть пройден по богатой или бедной металлом пачке жилы. Поэтому среднее содержание металла только по штреку может существенно отличаться от истинного. Для решения поставленной задачи надо определить содержание полезного компонента по каждому орту в отдельности, включая и пробы по штреку в сечении данного орта. А затем вычислить среднее содержание по горизонту как средневзвешенное из содержаний по ортам пропорционально мощности жилы и длинам их влияния.

Условия применения средневзвешенного и среднеарифметического способов определения средних содержаний отдельных компонентов в руде были изучены В. И. Кузьминым (1966) и рассмотрены в ГКЗ СССР. Было установлено, что средневзвешенные оценки средней мощности, среднего содержания, объемного веса

являются состоятельными и асимптотически несмещенными. По мере роста объема разведочной выборки эти оценки стремятся к истинным значениям параметров.

Средние арифметические оценки являются смещенными и содержат систематическую положительную или отрицательную ошибку, в зависимости от знака коэффициента корреляции между показателями месторождения и геометрическими параметрами разведочной сети.

ПКЗ рекомендует для определения средних содержаний пользоваться методом взвешивания на мощности и объемные веса (при резкой изменчивости этих весов), (Коган, 1971).

В рудных и россыпных месторождениях ценных и редких металлов, обладающих резко выраженной левоасимметричной вариационной кривой распределения, среднее содержание металла по данным эксплуатации обычно выше моды M_0 и среднего содержания, вычисленного по разведочным данным. Такова природа так называемых поправочных коэффициентов от разведки к эксплуатации по содержанию металла и по его запасам в разведочных блоках. Как правило, величина этих поправочных коэффициентов более единицы.

3. Определение среднего содержания металла по анализам керна и буровой мути при колонковом бурении

При разведке колонковым бурением нередко случается, когда с одного и того же интервала получены анализы проб керна и буровой мути. Среднее содержание металла при этом определяют из анализов керна и буровой мути в отдельности для каждого интервала, а затем вычисляют среднее по скважине.

Выход керна в процентах может быть весьма различным. Поэтому массы керна и буровой мути могут оказаться крайне неодинаковыми. Учитывая это, среднее содержание металла следует вычислять по анализам керна и буровой мути пропорционально их теоретическим объемам.

При интервале опробования H и длине керна h выход последнего в процентах составляет $\frac{h}{H} \cdot 100$. Весь извлеченный с данного интервала объем керна и буровой мути (рис. 35) равен:

$$V_0 = \frac{\pi D^2}{4} \cdot H,$$

где D — диаметр скважины, а объем керна составит

$$V_n = \frac{\pi d^2}{4} \cdot h,$$

где d — диаметр керна.

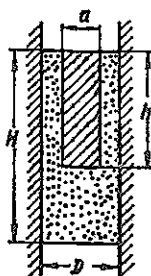


Рис. 35. Схема соотношения объемов керна и буровой мути (шлама)

D и d — диаметры скважины и керна; H и h — длины пройденного интервала в керна

Объем буровой мути $V_m = V_0 - V_k$. Значения объемов можно выразить объемными процентами, приняв V_0 за 100. При $V_k = a$ и $V_m = b$ сумма $a + b$ всегда равна 100. Формула для вычисления среднего содержания металла по анализам керна и буровой мути имеет вид:

$$C_0 = \frac{c_k \cdot a + c_m \cdot b}{a + b} = \frac{c_k \cdot a + c_m \cdot b}{100},$$

где c_k и c_m — содержания по керну и по мути:

a и b — объемные коэффициенты по керну и мути.

Для быстрого нахождения коэффициентов a и b и практи-

ческого применения этой формулы следует воспользоваться специальными расчетными таблицами или диаграммой, предложенной профессором К. Л. Пожарицким (рис. 36). На диаграмме нанесены восемь лучей, отвечающих диаметрам алмазно-суррогатного и дробового бурения. Для определения коэффициентов a и b на вертикальной оси диаграммы находим точку с линейным выходом керна. От этой точки следуем вправо до пересечения с наклонным лучом, отвечающим диаметрам скважины и керна. Затем от точки пересечения следуем по вертикали вниз и находим значения a и b .

Пример. В скв. 47 (диаметр скважины 66 мм, диаметр керна 50 мм, выход керна 43%), пройденной победитовой ко-

ронкой, опробован интервал от 138 до 139 м. Анализ керна показал содержание меди 1,38%, анализ буровой мути 0,97%. После графического определения a и b вычисляем среднее содержание меди по приведенной выше формуле:

$$C_0 = \frac{(1,38 \cdot 25) + (0,97 \cdot 75)}{100} = 1,07\% \text{ Cu.}$$

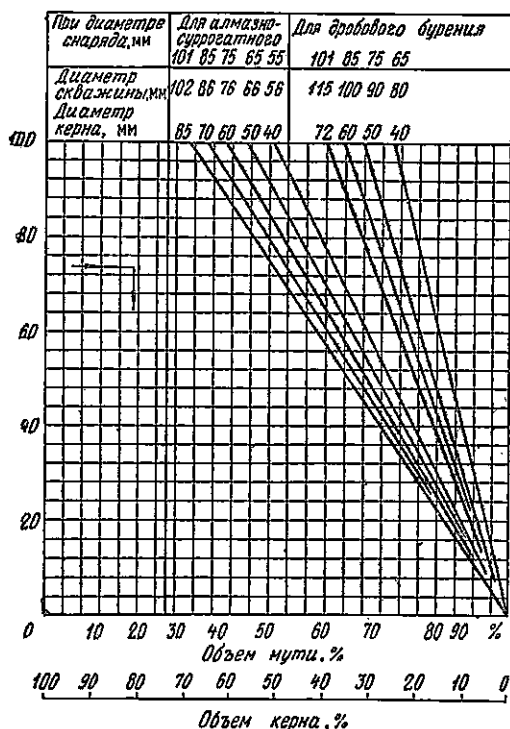


Рис. 36. Диаграмма для определения объемных коэффициентов керна и плама. По К. Л. Пожарицкому, 1947

4. Учет проб с исключительно высоким содержанием металла

При разведке и эксплуатации рудных и россыпных месторождений золота, платины и редких металлов отдельные пробы могут содержать весьма высокий процент металла, превышающий в несколько раз его среднее содержание в руде или в песках. Такие пробы принято называть высокими. Оставление или исключение высокой пробы при подсчете среднего содержания существенно отражается на последнем. Поэтому высокие пробы требуют особых приемов при вычислении среднего содержания. Установление наличия высоких проб возможно только при значительном количестве проанализированных проб в процессе детальной разведки или эксплуатации.

В специальной литературе по учету высоких проб известно много разных рекомендаций, преимущественно эмпирических. Однако предлагаемые критерии выявления и ограничения высоких проб во многом условны. Ниже изложены три главных метода, используемых в практике ГКЗ.

По предложению П. Л. Каллистова (1952) вся совокупность проб месторождения (участка) разбивается на классы по содержанию металла, увеличивающиеся в геометрической прогрессии со знаменателем прогрессии равным 2 (табл. 28).

Т а б л и ц а 28
Разделение проб на классы по содержанию золота
(по П. Л. Каллистову, 1952)

Границы классов	Среднее содержание в классе, г/т	Границы классов	Среднее содержание в классе, г/т
1—2	1,5	64—128	96
2—4	3	128—256	192
4—8	6	256—512	384
8—16	12	512—1000	756
16—32	24	1000—2000	1500
32—64	48	2000—4000	3000

Основная масса проб располагается в нескольких смежных классах, образуя непрерывный ряд с максимумом в одном из средних классов. Единичные пробы с высоким содержанием металла иногда располагаются в классах, отделенных от основной массы проб пустым классом (пустыми классами). Такие пробы следует относить к высоким и ограничивать их при вычислении среднего содержания.

В. И. Смирнов (1950) предложил определять верхний предел нормальной пробы в зависимости от группы месторождений и характера распределения в них ценных компонентов (табл. 29).

Таблица 29

Предельные величины высоких проб (по В. И. Смирнову, 1950)

Группа месторождений	Характер распределения компонента	Коэффициент вариации компонента	Типичные месторождения	Предельно допустимое содержание в высокой пробе по сравнению со средним
I	Весьма равномерный	20	Большинство осадочных	2—3 раза
II	Равномерный	20—40	Сложные осадочные и метаморфические	4—5 раз
III	Неравномерный	40—100	Преобладающее большинство месторождений цветных металлов	8—10 раз
IV	Весьма и крайне неравномерный	100	Преимущественно редких металлов и золота	>10 раз

По предложению И. Д. Когана (1971) максимально допустимый метропроцент (метрограмм) $MC_{\text{макс}}$ не должен превышать 10% от суммарного по блоку:

$$MC_{\text{макс}} = \frac{\Sigma mc \cdot 10}{100}.$$

При среднеарифметическом подсчете средних содержаний максимально допустимое содержание $C_{\text{макс}}$ не должно быть больше 10% от среднего по блоку:

$$C_{\text{макс}} = \frac{\Sigma c \cdot 10}{n \cdot 100}.$$

Таблица 30

Пример ограничения высокой пробы по рекомендации И. Д. Когана (1971)

№ пробы	Длина пробы т. м	Содержание с, Рб. %	тс	№ пробы	Длина пробы т. м	Содержание с, Рб. %	тс
1	1,7	3,2	5,44	15	1,2	0,2	0,24
2	1,2	32,2	38,64	16	0,6	1,5	0,90
3	1,1	1,9	2,09	17	0,9	0,9	0,81
4	1,0	4,2	4,20	18	1,1	1,5	1,65
5	0,5	3,0	1,50	19	0,8	0,4	0,32
6	0,6	5,0	3,00	20	1,5	0,5	0,75
7	0,7	0,4	0,28	21	1,0	3,5	3,50
8	0,5	0,2	0,10	22	1,0	3,1	3,10
9	0,8	0,6	0,48	23	1,0	0,4	0,40
10	0,5	0,5	0,25	24	1,0	1,1	1,10
11	1,0	4,0	4,00	25	0,8	0,8	0,64
12	1,2	0,2	0,24	26	1,0	0,5	0,50
13	0,8	0,3	0,24	27	1,0	1,4	1,40
14	1,0	2,1	2,10				
				Итого	25,5	3,05	77,87

Итоговый метропроцент по выработке или блоку умножается соответственно на 0,2 или 0,1. Пробы, имеющие более высокий метропроцент, относятся к высоким. Например, в табл. 30 суммарный по выработке метропроцент свинца составил 77,87. Отсюда максимально допустимый для отдельной пробы $77,87 \times 0,2 = 15,57$. Только одна проба № 2 превышает этот предел, ее метропроцент 38,64. Пробу № 2 ограничивают путем замены ее на наиболее высокий метропроцент из числа других проб данной выработки. Заменяя 38,64 на 5,44 (проба № 1), мы уменьшаем суммарный метропроцент на 33,20 и тогда среднее содержание свинца составит: $44,67 : 25,5 = 1,75\%$.

Часть вторая

ОПРОБОВАНИЕ ПРИ ПОИСКОВЫХ И РАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТАХ

Глава XIII

ОПРОБОВАНИЕ ЕСТЕСТВЕННЫХ ВЫХОДОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

1. Оценка рудных выходов и их опробование

При ведении поисково-разведочных работ на рудные месторождения необходимо хорошо знать внешние признаки горных пород, измененных около рудных залежей. К таким поисковым признакам относятся скарны, тальк-карбонатные породы, листвениты, березиты, грейзены, вторичные кварциты, кварц-серицитовые сланцы и пр. Обнаруженные вблизи таких пород хотя бы единичные обломки руд, например магнетита, хромита, бурого железняка, обохренного пористого кварца и пр., должны быть подвергнуты внимательному минералогическому изучению и полемому опробованию.

Большое внимание надо обращать на величину этих обломков и степень их окатанности. Более крупные глыбы и обломки с острыми краями указывают на их непосредственную близость к рудному выходу. На это обстоятельство обращал внимание еще первый русский геолог и академик М. В. Ломоносов: «Надлежит примечать, что ежели рудных камней углы остры и не обились, то жилы неподалеку, а напротив того, буде углы их тупы и обились, то жилы от того места, куда их занесло, отстоят далече».

Огромное значение при поисках и разведках месторождений по рудным обломкам и валунам имеет хорошее знание минералогии зоны окисления, умение определять выщелоченные рудные минералы по форме оставшихся от них пустот, использование полевых химических лабораторий, правильное представление о вторичной зональности рудных месторождений. Основным руководством в этом направлении продолжает оставаться книга академика С. С. Смирнова «Зона окисления сульфидных месторождений» (1936 г.).

При встрече механического ореола рассеяния рудных обломков (рудного развала) следует применить простейшие приемы минералогического опробования для установления наличия в обломках полезных ископаемых и примерной величины их содержа-

ния. Обнаружение золотинок в ковше (лотке) после промывки измельченных обломков пористого обожренного жильного кварца придает геологу уверенность в том, что выходы золотоносных пород находятся неподалеку и вскоре могут быть открыты. При поисках меди рекомендуется широко применять опробование в пламени паяльной трубки. На штупф породы наносят каплю соляной кислоты и на это пятно направляют пламя паяльной трубки. По опыту работы в Алмалыке с паяльной трубкой получена следующая классификация проб по содержанию меди (табл. 31).

От естественного выхода оруденелых пород, представленного щебенкой без определенного простираия, следует отобрать горстевую пробу из 10—15 порций с площади 1—2 м². Выхода рудных жил и пластов опробуются поперечными бороздами с расстоянием между пробами от 10 до 50 м. Если рудный выход имеет ясно выраженное полосчатое строение с резко различной минерализацией, то он должен быть опробован по секциям с точным замером истинной мощности пачек или слоев.

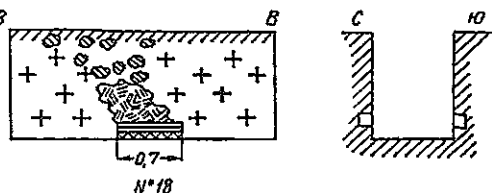


Рис. 37. Расположение пробной борозды в поисковой канаве по нижней части развала рудного выхода

Таблица 31

Полевое опробование породы на медь (по М. Ф. Зенину, 1938)

Интенсивность окрашивания пламени паяльной трубки	Содержание меди, %
Слабозаметный голубой венчик шириной до 2 мм	0,0—0,2
Ясный голубой венчик шириной до 5 мм	0,2—0,5
Голубое окрашивание ореола шириной 10—12 мм, внутренняя часть пламени зеленого цвета . . .	0,5—1,0

При вскрытии рудных выходов канавами опробование следует производить горизонтальной бороздой по одной или по обеим вертикальным стенкам на высоте 0,1—0,2 м от дна канавы. При этом замеряется горизонтальная мощность вскрытой жилы (рис. 37).

К результатам опробования выветрелых и выщелоченных рудных тел следует отнестись очень внимательно. Под действием гипергенных процессов содержание полезных компонентов в пробах с естественных выходов может сильно измениться в сторону понижения, а иногда и в сторону повышения.

2. Оценка выходов железных шляп сульфидных месторождений и их опробование

Естественные выходы, их развалы и отдельные обломки бурых железняков служат важным поисковым признаком разнообразных сульфидных месторождений цветных и ценных металлов. Отличить бурые железняки типа железных шляп сульфидных месторождений от выходов гидроокислов железа других генетических типов довольно трудно. В табл. 32 приведены признаки, которыми можно пользоваться в полевой обстановке.

Таблица 32

Признаки отличия железных шляп сульфидных месторождений от бурых железняков других генетических типов

Показатели	Железные шляпы сульфидных месторождений	Бурые железняки других генетических типов
Форма выхода и его геологическое окружение	Удлиненная форма выхода среди эффузивно-осадочных пород. Наличие белых каолинизированных кварц-серицитовых сланцев. Отсутствие известняков	Неправильная форма выхода среди разнообразных пород. Наличие выходов известняков. Отсутствие белых каолинизированных кварц-серицитовых сланцев
Текстуры руд	Преимущественно остаточные лимониты каркасной, ящичной, губчатой, микропористой текстуры	Преимущественно перенесенные лимониты натечной, коллоидной, сферолитовой, оолитовой, брекчиевидной текстуры
Ассоциация элементов по спектральному анализу руд	Cu, Pb, Ag, Zn, Ba, Se, Te	Mn, Cr, Ti, V, Co, Be

По вещественному составу в железных шляпах колчеданных месторождений Урала отчетливо выделяются три зоны:

1) зона полного окисления, сложенная бурыми железняками (собственно железная шляпа);

2) зона выщелачивания, представленная рыхлыми баритовыми, барит-кварцевыми или ярозитовыми рудами (песками, сыпучками) и реже плотными кремнистыми рудами;

3) зона рыхлых сульфидов, представленная повсюду пиритной сыпучкой, рассыпающимися обломками пирита и глубже переходящая в плотные массивные сульфидные руды.

Бурые железняки занимают до 90% объема железной шляпы, баритовые пески или кремнистые руды — около 7% и пиритная сыпучка — около 3%.

Детальное исследование металлоносности железных шляп позволило установить следующие особенности их состава.

1. Естественные выходы бурых железняков типа железных шляп имеют слабое содержание золота и серебра. Анализы проб, взятых с выходов, показывают «следы» и даже отсутствие благородных металлов. Отсюда следует, что отрицательные результаты анализов на золото и серебро в пробах с естественных выходов

бурых железняков или из пройденных по ним разведочных канав не могут служить основанием для отрицательной оценки золотосодержимости. Разведку с детальным опробованием следует продолжать шурфами или бурением.

2. В пределах толщи бурых железняков наблюдается постепенное увеличение содержания благородных металлов с глубиной и резкое повышение их концентрации в зоне выщелачивания. Особенным богатством ценными металлами отличаются кремнистые руды. В пиритной сыпучке происходит резкое падение содержания золота и серебра, хотя их концентрация остается все же более высокой, чем в массивных сульфидных рудах.

3. В рудах железных шляп некоторых месторождений Южного Урала кроме ценных металлов установлено присутствие ртути с резко выраженной ее концентрацией в кремнистых рудах или в баритовых песках. Представлена она крайне дисперсными и потому редко наблюдаемыми зернами киновари, что еще более подчеркивает полиметаллический характер железных шляп колчеданных месторождений (Альбов, 1973).

На многих месторождениях Урала глубина залегания окисленных руд в 1,5—2 раза превышает глубину уровня грунтовых вод от дневной поверхности. Это обстоятельство ограничивает разведку железных шляп шурфами и заставляет вести разведку бурением. При этом колонковое бурение не может обеспечить надлежащей точности опробования, особенно наиболее ценных сыпучих руд. Поэтому более надежным способом опробования железных шляп является механическое ударно-канатное бурение с проведением скважин до плотного колчедана (Альбов, 1956).

3. Оценка выходов угольных пластов и их опробование

Естественные выходы угольных пластов на дневную поверхность существенно изменены под влиянием выветривания. Процесс выветривания заключается в поглощении углем кислорода. При этом изменяются физические, химические и технологические свойства ископаемых углей. Угольный пласт растрескивается, раскалывается на мелкие кусочки, уголь становится менее плотным. При интенсивном выветривании уголь переходит в сажу. Опробование выходов угольных пластов показывает пониженное содержание в них углерода, водорода и снижение теплотворной способности угля, повышение содержания золы, кислорода и влаги.

Мощность угольных пластов на естественных выходах значительно сокращается за счет раздавливания рыхлого выветрелого угля боковыми более плотными породами, а также за счет выщелачивания части органической массы угля. Глубина зоны выветривания колеблется от 10—15 до 150 м. Изучение зоны выветривания углей является одной из важных задач геолога, занимающегося поисками и разведками ископаемых углей.

При поисково-разведочных работах некоторые скважины могут пересечь угольный пласт, находящийся еще в зоне выветривания.

Для верхних горизонтов месторождения следует предусматривать дополнительное опробование по падению угольных пластов. Определение зоны выветривания производится в одном или двух участках шахтного поля, незатронутых тектоническими нарушениями. Пробы должны отбираться по возможности через 10 м по вертикали.

4. Опробование рыхлых горных пород древней коры выветривания

Во многих районах нашей страны широко развита древняя кора выветривания палеозойских пород, в толще которой встречаются месторождения железа, марганца, никеля, золота и других полезных ископаемых. В коре выветривания карбонатитов встречаются промышленные скопления пирохлора. Такие месторождения, как правило, не имеют естественных выходов на дневную поверхность. Вскрытие этих месторождений производится горными выработками и буровыми скважинами.

Устойчивые выветрелые породы позволяют при поисках широко применять дудки (шурфы круглого сечения без крепления) и буровые скважины без обсадки их трубами. Опробование дудок производится по стенкам вертикальной борозды через равные интервалы. При встрече зерен полезного минерала дудки необходимо проходить с пометровой раскладкой горных пород и подвергать их промывке на промывальных приборах.

Для опробования рыхлых горных пород древней коры выветривания и легко промываемых россыпей с малым содержанием глинистого материала на поисково-разведочных работах следует применять винтовые сепараторы. Разработаны два типа винтовых сепараторов, поисковый (ПВС) и разведочный (РВС), отличающихся размерами и конструктивным исполнением отдельных узлов. Поисковые сепараторы можно применять при шлиховом опробовании. Разведочные сепараторы предназначены для валового опробования.

Поисковый винтовой сепаратор ПВС (рис. 38) состоит из алюминиевого винтового желоба, закрепляемого на алюминиевой трубе, которая одновременно является станиной и пульпопроводом для концентрата. В верхней части трубы желоб прикреплен к скользящей муфте, позволяющей изменять угол наклона желоба в пределах 14—18°. Над желобом находится пульпо-

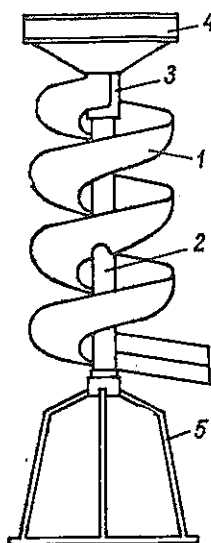


Рис. 38. Поисковый винтовой сепаратор. По М. И. Маланьину, 1959

1 — винтовой желоб;
2 — труба; 3 — скользящая муфта для изменения угла наклона винтового желоба;
4 — приемный бункер; 5 — станина сепаратора

приемник, на который равномерно подается пульпа. К нижней части трубы прикреплена треножная стойка, служащая опорной частью станины. В средней части и в конце желоба установлены отсекатели для отделения концентрата.

Для удобства перевозок сепаратор помещен в цилиндрический кожух. Во время работы кожух служит бачком для воды и приемным бункером для пробы (Маланьин, 1959). Производительность ПВС — от 20 до 100 кг исходного материала в час; расход воды от 0,35 до 0,9 м³/ч, масса 8 кг (Горшков, Светлов, 1962).

5. Организация работ по опробованию в геологопоисковой партии

В составе геологопоисковой партии необходимо предусмотреть отряд по поисковому опробованию под руководством инженера или техника-геолога. В составе отряда надо иметь трех-четыре рабочих для расчистки естественных рудных выходов, для проведения канав, дудок и мелких скважин, для отбора проб и их обработки. При поисках россыпных и коренных месторождений золота, платины (уральского типа), олова, вольфрама в штат опробовательского отряда следует включать опытного пробщика для промывки проб.

В распоряжении отряда по поисковому опробованию должны быть лотки, ковши, комплекты легкого ударно-вращательного бура, ступки для измельчения проб, горные инструменты для проведения мелких горных работ, винтовые сепараторы, вашгерды, полевые химические лаборатории.

Общая рекогносцировка района съемки позволяет установить площади с выходами рудных тел или измененных около месторождений горных пород, на которых и следует проводить поисковое опробование. По коренным горным породам с поисковыми признаками полезных ископаемых задаются линии поискового опробования вкрест простираения. При проведении шлихового опробования места отбора шлиховых проб располагаются по речкам и ложкам, по элювию пологих склонов, где можно ожидать вскрытия рудных месторождений.

По каждой площади с выходами руд или оруженелых горных пород составляется план в масштабе 1 : 10 000 — 1 : 2 000 с номерами взятых проб. При проведении шлиховой съемки отряд по опробованию составляет шлиховую карту района. Все результаты опробования заносятся в особый журнал.

Работа отряда по поисковому опробованию должна быть согласована с геофизическим и геохимическим отрядами поисковой партии или экспедиции.

ОПРОБОВАНИЕ МЕХАНИЧЕСКИХ ОРЕОЛОВ РАССЕЯНИЯ

1. Ореолы рассеяния

Ореолы рассеяния имеют важное значение при проведении поисков месторождений полезных ископаемых. Под этим наименованием имеются в виду площади и зоны с повышенным содержанием полезного ископаемого, постепенно понижающимся с удалением от рудных тел или оруденелых горных пород. Массовое опробование горных пород этой зоны позволяет направить поиски в сторону повышения концентрации полезного ископаемого, что приводит к открытию новых месторождений.

Различают первичные и вторичные ореолы рассеяния. Образование первичных ореолов обусловлено глубинными эндогенными процессами рудоотложения. Они наблюдаются в буровых скважинах, в горных выработках и на естественных выходах горных пород, не затронутых выветриванием. Первичные ореолы рассеяния используются для поисков скрытых месторождений, не имеющих выходов на дневную поверхность.

Вторичные ореолы рассеяния наблюдаются на современной дневной поверхности. Они возникают в результате размыва рудной залежи и гипергенного перераспределения первичных ореолов. Вторичные ореолы могут также находиться в погребенном состоянии под толщей осадочных или эффузивных пород.

Среди вторичных ореолов различают механические и геохимические. Механический, или обломочный ореол представляет собой обломки твердых руд или устойчивых в зоне окисления минералов, рассеянные у выхода рудного месторождения на обширной площади. Механические ореолы рассеяния широко используют при поисках рудных месторождений шлиховым методом.

3. Ковшевая и лотковая пробы

Качественное опробование аллювия, делювия и элювия на содержание рудного минерала является важным методом поисков рудных и россыпных месторождений. Оно позволяет изучить площадь (ореол) рассеяния и вести поиски в направлении наибольшей концентрации, приближаясь к выходу коренного месторождения.

Наличие тяжелых рудных минералов в рыхлых породах легко устанавливается при помощи ковшевых или лотковых проб, промывка которых позволяет получить шлих. Шлихом называется концентрат тяжелых минералов, полученный при промывке рыхлых элювиальных или аллювиальных отложений, или измельченных руд и горных пород. Метод поисков руд и россыпей шлиховым опробованием называется шлиховой съемкой. Шлиховая съемка в нашей стране получила широкое распространение при

поисках рудных месторождений золота и редких металлов, особенно в районах с плохой обнаженностью коренных пород.

Для определения объема шлиховой пробы обычно применяют специальный мерный ящик (ендовку) объемом $0,02 \text{ м}^3$. В начальной стадии поисков объем пробы может быть уменьшен до $0,01$ и даже до $0,005 \text{ м}^3$. По объему пробы устанавливается выход шлиха в граммах на 1 м^3 промытой породы.

Пробы промывают в железном ковше (рис. 39) или в деревянной лотке (рис. 40). Перед промывкой ковш рекомендуется обжечь на костре или в кузнечном горне для удаления следов жира. После обжига на черном дне ковша простым глазом легко можно различить даже мельчайшие золотинки.

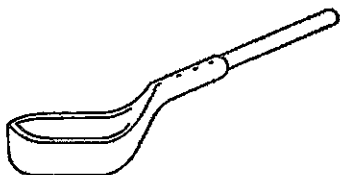


Рис. 39. Пробный ковш

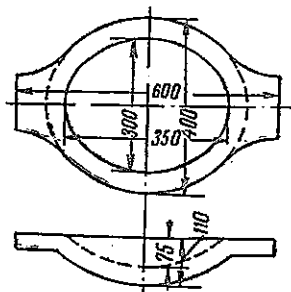


Рис. 40. Сибирский лоток

Обработка пробы в ковше состоит из промывки и доводки. Для промывки ковш с породой погружают в воду. Сокращение количества материала достигается энергичным встряхиванием ковша короткими толчками вдоль его оси при одновременных круговых движениях. Глинистая часть пробы уходит с водой в виде мути, а более крупные обломки и гальку выплескивают через борт ковша. Как только зерна тяжелых минералов станут видимыми на дне ковша, приступают к доводке, осторожно вращая ковш с небольшим количеством чистой воды. При круговом движении в ковше струя воды разделяет минералы по их плотности. Самородное золото, самородная платина, осмистый иридий легко отделяются от всех остальных шлиховых минералов и становятся ясно видимыми блестящими зернами на дне ковша.

Иногда по цвету шлиха в ковше можно определить преобладающий рудный минерал. Шлихи с преобладанием магнетита или хромита имеют черный цвет, баритовые и шеелитовые шлихи желтовато-белый, монацит дает светло-желтый шлих, гранат — темно-красный, киноварь — ярко-красный. Обработка ковшевой пробы у опытного пробщика занимает не более 5 мин.

После доводки шлих высушивают на дне ковша или на специальном железном совочке и сыпают в бумажный пакет (капсоль). При отсутствии ковша или лотка промывку проб можно производить в обычном металлическом тазу с округлыми краями. Для промывки проб в холодное время года можно пользоваться специальными ваннами с теплой водой.

3. Плотность сети опробования при шлиховой съемке

Геологическая съемка должна сопровождаться сбором и обработкой шлихов для установления металлогенности района. Места взятия шлиховых проб из современных и древних аллювиальных отложений распределяют более или менее равномерно по площади съемки. В табл. 33 показана ориентировочная плотность сети шлихового опробования на картах разного масштаба.

Таблица 33

Плотность сети шлихового опробования при геологической съемке
(по И. М. Озерову, 1959)

Характер съемки	Масштаб	Количество шлиховых проб на 1 км маршрута	Примечание
Комплексная шлиховая съемка крупного района	1:500 000	1—2	При обнаружении повышенной концентрации ценных минералов сеть сгущается
	1:200 000	2—3	
	1:100 000	3—5	
Шлиховая съемка перспективного рудного района	1:50 000	6—8	
	1:25 000	8—10	
Детальная шлиховая съемка перспективных участков	1:10 000	До 50 и более	Проводится с целью оконтуривания участков повышенной концентрации ценных минералов
	1:5 000	До 200 и более на 1 км ² исследуемой площади	

Наибольшую ценность представляют шлихи, взятые из шурфов или буровых скважин с самого нижнего слоя аллювиальных отложений. Если в районе геологопоисковых работ расположены действующие драги, гидравлики или промывальные установки для извлечения ценных тяжелых минералов из рыхлых пород древней коры выветривания, то при производстве шлиховой съемки следует обязательно брать шлихи с указанных установок. Шлихи с драг и гидравлик добыты с таких глубин, которые при обычном производстве шлиховой съемки недоступны.

При шлиховом методе поисков рудных месторождений главное внимание геолога должно быть обращено на полезный минерал. Значительная часть шлиховых проб берется из элювия пологих склонов, где предполагается наличие рудных тел. Для этого подходят поисковые линии копушей глубиной до 0,3—0,5 м вкрест вероятного простиранья рудных тел с расстоянием между линиями от 200 до 50 м и между копушами по линии 2—3 м.

Одновременно с отбором шлиховых проб на карте отмечается наличие обломков горных пород, содержащих полезный минерал и контур ореола их рассеяния. При выявлении в шлихах значительного количества ценных минералов необходимо провести предварительную разведку и подсчитать их запасы.

При шлиховой съемке ведется полевой журнал, в котором отмечают номера шлихов, дату и адрес их взятия, фамилию исполнителя, описание материала, глубину отбора пробы и ее объем.

Журнал затем пополняется данными, полученными при обработке шлихов (масса и выход шлиха в граммах на 1 м³). В полевых условиях для хранения капсюлей со шлихами следует иметь опечатанную железную банку. По окончании работ банку и полевой журнал шлихового опробования сдают начальнику поисковой партии.

4. Обработка шлиховых проб и составление шлиховых карт

В обработку шлиховых проб входят следующие операции: 1) взвешивание и определение выхода шлиха в граммах на 1 м³ промытой породы; 2) ситовой анализ; 3) разделение шлиха на фракции под лупой для диагностики минералов. На рис. 41 приведена общая схема шлихового анализа.

Подлежащие обработке шлихи следует разделить на две группы: 1) отмытые в ковше (в лотке) при геологопоисковых работах и 2) полученные с промывочных установок (вашгерда, бутары, драги, гидравлики). В ковшах и на лотках получается небольшое количество шлиха преимущественно мелких классов (0,1—1,0 мм). Массы шлихов с промывальных устройств могут составлять несколько килограммов. В их составе нередко встречаются крупные зерна тяжелых минералов. Обработку таких шлихов начинают с разделения их ситовым анализом по классам крупности.

Шлих и его отдельные классы по крупности взвешивают на весах. При начальной массе шлиха более 100 г от него следует взять среднюю пробу массой 5—10 г. Это делают на листе чистой белой бумаги способом квартования после предварительного тщательного перемешивания. Для разделения шлиха по крупности зерен применяют комплект стандартных сит с отверстиями диаметром от 2,5 до 0,05 мм. Зерна диаметром более 1 мм относят в крупную фракцию и после взвешивания просматривают с разделением на минеральные виды. Мелкие классы взвешивают каждый в отдельности. Отбор средней пробы от однородного по крупности зерен материала производят путем последовательного сокращения способом квартования.

Магнитную фракцию отделяют обыкновенным подковообразным магнитом, который перемещают над тонким слоем шлиха, рассыпанного на листе чистой бумаги. Эту операцию повторяют несколько раз, пока из шлиха не перестанут притягиваться магнитные зерна. Наиболее удобным для такой сепарации является ручной многополюсный магнит системы А. Я. Сочнева (Озеров, 1959).

В состав магнитной фракции входит в основном магнетит. Выделенную фракцию взвешивают и ссыпают в отдельный бумажный капсюль с индексом «МФ» (магнитная фракция). В районах распространения основных и ультраосновных пород магнитная фракция подлежит внимательному просмотру с целью выделения магнитной платины.

Немагнитный остаток шлиха подвергают электромагнитной сепарации на лабораторном электромагните. В состав электромагнитной фракции входят хромит, ильменит, рутил, лимонит, гра-

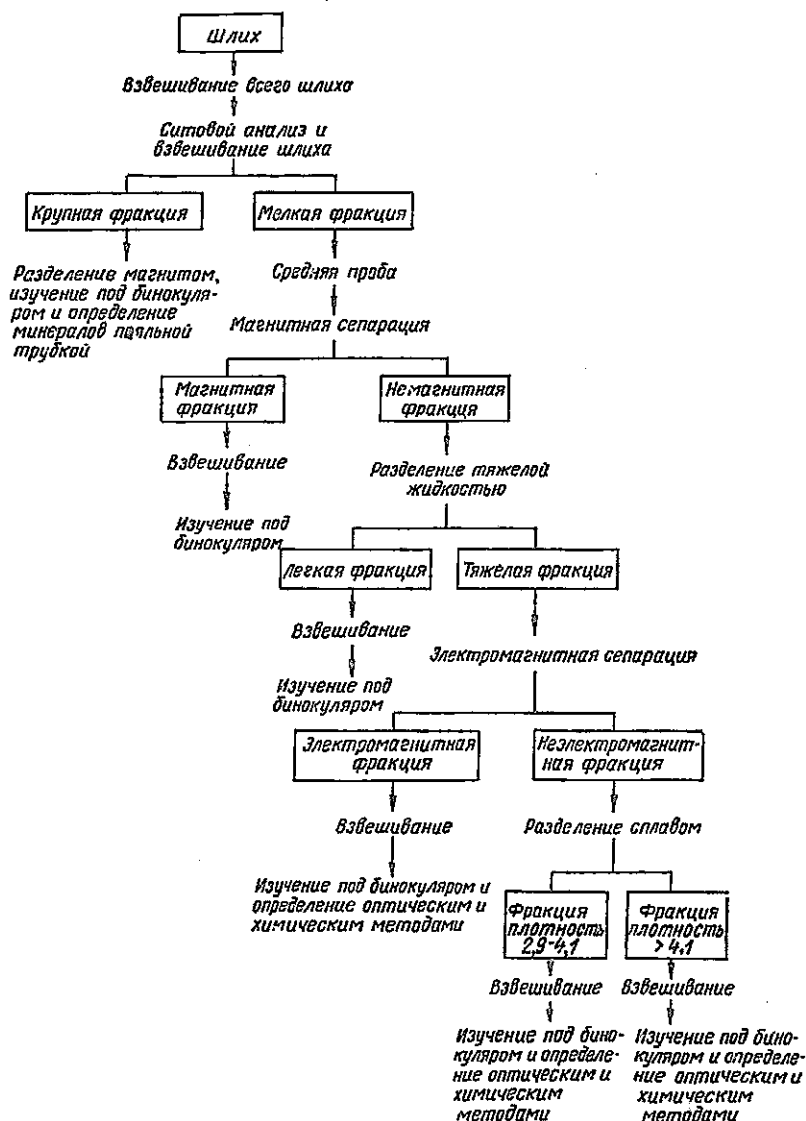


Рис. 41. Общая схема шлихового анализа

нат и др. Выделенную электромагнитную фракцию взвешивают и ссыпают в отдельный бумажный пакет с индексом «ЭМФ».

Неэлектромагнитный остаток шлиха подвергают делению в тяжелых жидкостях по схеме, показанной на рис. 42. Для этой цели обычно применяют бромоформ (CHBr_3) с плотностью 2,8—2,9. В верхнюю воронку 1 наливают бромоформ и на негосыпают шлик, помешивая стеклянной палочкой. Затем открывают зажим 2 и спускают на фильтр 3 тяжелую фракцию шлиха с частью бромоформа. Более легкие минералы шлиха остаются в воронке 1 на поверхности бромоформа. Тяжелую фракцию на фильтре в воронке 3 промывают бензолом или спиртом, сушат и передают для дальнейших исследований.

Бромоформ можно заменить расплавленной азотнокислой закисной солью ртути ($\text{HgNO}_3 \times \times 2\text{H}_2\text{O}$), имеющей плотность 4,3 и температуру плавления от 70 до 90° С.

Бромоформ и азотнокислая закисная соль ртути относятся к ядовитым веществам. Работу с ними можно производить только в вытяжном шкафу при включенной вытяжной вентиляции. При отсутствии тяжелых жидкостей разделение шлиха на легкую и тяжелую фракции может быть достигнуто умелой доводкой шлиха в пробном ковше или гидравлическим способом на специальных установках в шлиховой лаборатории.

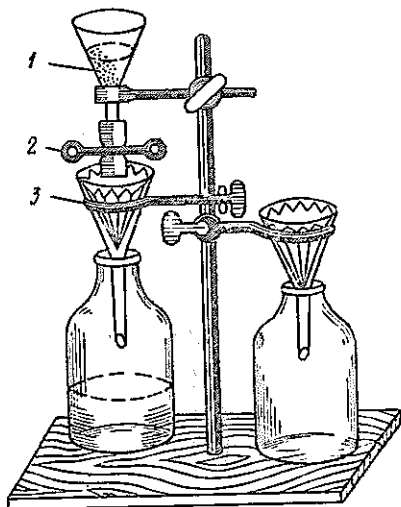


Рис. 42. Разделение шлиха бромоформом

Новым способом разделения шлиха на мономинеральные фракции является применение электрических сепараторов (Маланьин, и др., 1963).

Выделенные фракции просматривают под бинокулярной лупой и делают на минеральные виды для изучения их различными способами. Для приближенной количественной оценки содержания полезного минерала в шлихе можно пользоваться следующей простой группировкой шлиховых проб: 1) пустая проба (нет полезного минерала); 2) единичные знаки (до 10 зерен); 3) много знаков (более 10 зерен); 4) полезный минерал составляет заметную долю в составе шлиха.

В классах крупностью более 1 мм отбор рудных зерен может быть произведен непосредственным подсчетом; в классах крупностью менее 1 мм отбор минеральных зерен ручным способом весьма трудоемок. Для количественной оценки шлихов в мелких классах можно пользоваться способами, описанными в главе «Минералогическое опробование руд». Наряду с минералогическим

изучением шлиха широко применяют химические методы, позволяющие быстро определить наличие или отсутствие полезного минерала или элемента в шлихе (Озеров, 1959).

Кроме геологической карты изучаемого района составляется в том же масштабе шлиховая карта. На нее наносятся все шлиховые пробы двойными кружками. Каждый кружок делится на пять отдельных полей, отвечающих вполне определенным минералам. На рис. 43 в качестве примера приведена шлиховая проба. Во внутреннем кружке обозначено наличие в шлихах зерен самородного золота (Au), в верхнем правом поле — единичные зерна касситерита (Sn); в нижнем правом большом количестве монацита (Ce), в нижнем левом секторе много знаков шеелита (W), наконец, в верхнем левом секторе — единичные зерна висмутита (Bi).

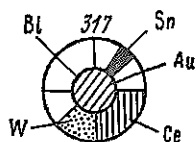


Рис. 43. Условный знак шлиховой пробы на карте

Такая система обозначения позволяет нанести на шлиховую карту не только качественный состав полезных минералов в шлихах, но и отразить их количественную характеристику.

Внимательное изучение шлиховой карты совместно с геологической картой позволяет уверенно вести поиски коренных месторождений даже при плохой обнаженности района (Озеров, 1959).

Глава XV

ОПРОБОВАНИЕ ПРИ ГЕОХИМИЧЕСКИХ ПОИСКАХ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

1. Возможности металлотрической съемки и условия ее применения

«Проблема поисков полезных ископаемых — по существу своему проблема геохимическая», — писал в 1940 г. академик А. Е. Ферсман. Геохимические методы поисков различных металлов по вторичным ореолам рассеяния получили наименование металлотрической съемки. Существенная роль в разработке теории и практики геохимических методов поисков принадлежит И. И. Гинзбургу (1957).

Металлотрическая съемка основана на массовом опробовании элювия или делювия горных пород, содержащих солевые (геохимические) ореолы рассеяния. На выщелоченных ореолах или на вторичных ореолах рассеяния, прикрытых новейшими отложениями, более чувствительным является опробование растительного покрова — метод биогеохимической съемки. Еще более чувствительным является гидрохимический метод поисков. Для геохимических методов поисков скрытых месторождений важное значение приобретает использование первичных ореолов рассеяния в боковых горных породах.

2. Опробование вторичного ореола рассеяния

В рудоносных районах СССР широко применяется детальная металлометрическая съемка в масштабах 1:10 000, 1:5000, 1:2 000. Отбор проб производится по прямоугольной сети, закрепленной на местности пикетами. Расстояние между линиями меняется от 500 до 100 м, между пикетами по линии — от 100 до 20 м. Поисковые линии следует задавать вкрест простирания горных пород, установленного по общей геологической карте.

Отбор проб производится с глубины от 0,2 до 1,0 м из мелких закопшек, вскрывающих подпочвенный слой над элювиально-делювиальными отложениями. Глубина отбора проб из слоя с наибольшей концентрацией металлов устанавливается опытным путем в зависимости от профиля почв и микрорельефа местности. Масса проб колеблется от 10 до 80 г, отбор их лучше производить ложкой со вскрытой боковой поверхности закопшки. На местности, закрытой аллювиальными отложениями, пробы из элювия с глубины 2—3 м можно брать при помощи ручного бура.

Механический пробоотборник ЦКБ-МПИ рекомендуется для бурения мелких скважин вращательным способом в рыхлых породах. Он состоит из следующих основных узлов: двигателя от мотопилы «Дружба-60», бака для горючего, центробежной муфты сцепления, редуктора и ствола, с которым соединяется рабочий буровой инструмент. С помощью этого пробоотборника можно бурить скважины диаметром 92 мм и глубиной до 1,5 м специальным шнеком с отбором образцов породы (керна) диаметром 30 мм и массой 100—200 г, а также диаметром 62 мм, глубиной до 5—7 м сплошным забоем шнеками и с отбором образцов породы диаметром 24 мм ударным пробоотборником.

Обслуживают пробоотборник двое рабочих; переносится он в рюкзаке-подставке одним человеком (Атякин, 1968).

Взятые пробы подвергаются сушке и просеиванию через сито с крупностью отверстий 1,0—0,5 мм. Крупный класс отбрасывается, а класс — 0,5 мм истирается в ступке и от него отбирается в бумажный пакетик проба для полуколичественного спектрального анализа. Полевая спектрографическая лаборатория может производить 50—60 определений за смену. Особенностью спектрального анализа является возможность одновременного получения данных о наличии или отсутствии целого ряда элементов с приближенной количественной оценкой их содержания.

Вместо спектрального анализа проб при металлометрической съемке широко используется определение с дитизоном. Дитизон (точнее дифенилтиокарбазон) представляет собой твердое вещество темнофиолетового цвета. На практике обычно применяют раствор дитизона в четыреххлористом углероде, имеющий нормально-зеленый цвет. С многими металлами дитизон дает комплексные соли (дитизоны), растворимые в органическом растворителе и сообщающие ему фиолетовый, красный, оранжевый или желтый цвета.

Проба горной породы или золы растений растворяется при кипячении в царской водке, а затем к этому раствору добавляется дитизионовый раствор. Металлы переходят в органический растворитель и придают ему определенную окраску. Содержание металлов определяется сравнением полученной окраски с окраской стандартных растворов и пересчитывается на исходную пробу. Реакции с дитизоном обладают высокой чувствительностью; они позволяют определять содержание металлов начиная с десятичных долей процента (Н. И. Сафронов, 1956 г.).

При поисках рудных месторождений широко применяется металлометрическое опробование потоков рассеяния из донных осадков гидрографической сети. Потоки рассеяния возникают в результате сноса в речную сеть продуктов разрушения рудных месторождений в твердых и жидких фазах. Тяжелые шлиховые минералы с крупностью зерен менее 0,1—0,2 мм не улавливаются в ковше или в лотке и могут быть обнаружены только спектральным или микрохимическим методом анализа. В потоках рассеяния встречаются также вторичные минералы меди, молибдена, свинца, сурьмы и других металлов. Отбор проб донных илистых осадков можно производить ручным буром через 50—100 м по руслу рек и логов. Длина потоков рассеяния рудных месторождений колеблется от 0,3 до 6 км. Металлометрическую съемку речной сети целесообразно проводить в комплексе со шливовой съемкой.

Вариантом металлометрической съемки является биогеохимическая съемка. По той же поисковой сети в ее точках отбирают пробы растительного покрова (листья, ветки). Пробы сжигаются непосредственно в поле, в лабораторию поступает зола растений с содержанием металлов. Во всех случаях пробы растительности следует очищать от загрязнения.

Торф является отличным осадителем многих металлов из природных вод. В торфяных отложениях вблизи естественных выходов рудных месторождений наблюдается заметная концентрация металлов. Металлометрическая съемка на площади торфяных отложений называется торфометаллометрия. Содержание меди или никеля в золе торфа вблизи действующих рудников может достигать 5—10%, что представляет уже практический интерес (Альбов, Костарев, 1968).

Нумерацию многочисленных проб, взятых с исследуемой площади по прямоугольной поисковой сети, целесообразно вести по координатной системе. По длинной оси участка съемки разбивают базис, закрепляемый на местности пикетами через 200—150 м. Один из пикетов принимается за нулевой и служит началом условных координат. В обе стороны от него по базису пикеты нумеруются расстоянием в метрах от начала координат со знаком плюс или минус в зависимости от направления (например, плюс в северном, минус в южном). Пикеты поперечные к базису также обозначаются расстоянием в метрах от базиса с присвоением знака плюс — вправо, на восток (или буквой Е) и минус — влево, на

запад (или буквой W) от базиса. Любая проба при такой системе получает шифр, например, +300/—200 (или +300/W 200) и легко может быть найдена на местности и на полевой карте. Рабочий план участка удобнее всего вычертить на миллиметровой бумаге. Это даст возможность путем дополнительных промеров на местности от ближайших пикетов нанести любую пробу вне разбитой сети.

Для производства металлометрической съемки по готовой сети необходимо иметь геолога, двух-трех коллекторов и лаборанта, специалиста спектроскописта или химика. При отсутствии полевой лаборатории металлометрическую съемку производить возможно, если все взятые с точек наблюдения пробы тщательно задокументировать и переслать в стационарную лабораторию.

Для выделения геохимических аномалий необходимо около десятка проб взять из горных пород заведомо нерудоносных в целях определения так называемого геохимического фона. Это позволит выделять пробы только с повышенным содержанием металлов, совокупность которых и образует геохимические аномалии.

3. Опробование первичного ореола рассеяния

Под первичными ореолами рассеяния понимаются зоны рассеяния рудного вещества в горных породах, окаймляющие рудные тела и генетически связанные с процессом рудообразования. Можно различить минералогические и геохимические ореолы. Первые представляют собой видимую вкрапленность рудных и сопутствующих оруденению других минералов в боковых породах. Геохимические ореолы визуально не устанавливаются; они определяются путем опробования и графического изображения полученных анализов.

Содержание металлов в первичном ореоле изменяется от геохимического фона (за пределами и в удалении от ореола) до десятков и сотен геохимических фонов в центральной части ореола. Среди элементов ореола следует различать главные (индикаторы), образующие четко выраженные ореолы, и второстепенные, обладающие менее ясными ореолами.

Размеры первичных геохимических ореолов по ширине во много раз превышают мощности рудных тел. При мощности рудных жил до 1 м ширина ореола достигает 10—12 м, для рудных тел мощностью 10—15 м ширина ореола доходит до сотни метров. По вертикали над скрытой рудной залежью первичные ореолы протягиваются на 50—300 м по направлению к дневной поверхности. Это очень ценно для поисков скрытых рудных тел.

Ширина ореола зависит от нижнего значения концентрации, принимаемой за аномальную. Для свинца, меди, молибдена и других элементов величина минимальной аномальной концентрации определяется значением утроенного геохимического фона.

Наиболее важным показателем следует считать суммарное количество металла в сечении ореола. Оно определяется произведением ширины ореола в метрах на среднее содержание элемента в ореоле за вычетом геохимического фона и имеет размерность метро-процента. Эта величина характеризуется площадью, ограниченной снизу горизонтальной линией геохимического фона, а сверху ломаной линией, проведенной по точкам содержания элемента в отдельных пробах. Этот показатель не зависит от интервала и шага опробования.

Опробование первичного ореола рассеяния можно производить следующим образом:

1. По линиям на дневной поверхности вкрест простираения горных пород, почти не затронутых окислением (с полным отсутствием коры выветривания).

2. По горным выработкам (штольням, квершлагам), пройденным вкрест простираения горных пород.

3. По многочисленным поисковым и разведочным скважинам механического колонкового бурения.

Отбор проб с дневной поверхности и из горных выработок производится из щебенки элювия точечной или кусковой бороздой со стенки выработки по двухметровым интервалам. Пробы от керна буровых скважин отбираются по 2—3-метровым интервалам; они представляют собой сумму кусочков общей массой 0,2—0,3 кг, отбиваемых от керна через 0,3—0,5 м. При плохом выходе керна из зон трещиноватых пород, к которым часто приурочено оруденение, в дополнение к керну следует взять пробы шлама.

Металлометрия по первичным ореолам рассеяния является важным методом поисков скрытых рудных месторождений (Сочеванов, 1962).

Глава XVI

ОПРОБОВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАЗВЕДКЕ РОССЫПЕЙ

1. Особенности опробования россыпных месторождений

Россыпи являются важным генетическим типом рудных тел, выделяемых методами опробования среди рыхлых, преимущественно аллювиальных пород в целях извлечения из них тяжелых зерен ценных минералов. К этим минералам, устойчивым к процессам окисления, принадлежат самородные металлы (золото, платина, осмистый иридий), а также алмаз, танталит, касситерит, циркон, ильменит. Извлечение основано на использовании физических свойств минеральных зерен и их агрегатов (сростков). Ведущее значение среди этих свойств имеет плотность, позволяющая после классификации рыхлых пород по крупности разделять их в водном потоке на концентрат (шлих) тяжелых зерен ценных минералов и на остальную массу зерен легких минералов, поступающую в

отвал (хвосты). При этом 15—20% наиболее мелких зерен ценных минералов уходит в хвосты. Широко применяется повторная эксплуатация уже выработанных россыпей, получивших наименования техногенных.

Содержание ценных минералов в россыпи всегда определяется в весовых единицах (мг, г, кг) на 1 м³ горной массы. Определение содержания в весовых процентах (г/т, %) для россыпей не применяется. Объемный вес рыхлых пород россыпи является крайне неопределенной величиной и его применение в данном случае нецелесообразно.

Нередко в одной и той же россыпи встречаются два-три ценных минерала. На Урале известны золото-платиновые россыпи с разным соотношением в шлиховом металле золота и платины, а также россыпи с содержанием самородных золота и осмистого иридия. Известны россыпи касситерит-вольфрамитовые, титан-циркониевые и т. д. В задачу опробования входит определение содержания в россыпи каждого из ценных минералов в отдельности.

Решающим для опробования россыпей фактором является крупность зерен ценных минералов. При наличии крупных зерен полезных минералов необходимо значительно увеличивать объем пробы. В ряде случаев участки россыпи с крупным золотом не были выявлены из-за недостаточного объема проб.

2. Опробование разведочных шурфов и обработка проб

Шурфы применяются при разведке делювиальных и мелких аллювиальных россыпей. В водоносных отложениях шурфы проходят только при небольшом притоке воды, которая может быть удалена передвижными насосами. Зимой такие шурфы промораживают.

Сечение шурфа при разведке россыпей обычно от 1,26 до 2,0 м². Длинная сторона шурфа располагается поперек россыпи. Шурфы проходят со сплошным креплением. Выдавать породу из шурфа следует отдельно с каждого метра (или полуметра) глубины, располагая выкиды («проходки») отдельными кучами около устья шурфа. На деревянных бирках (кольях) наносят порядковые номера проб с указанием глубины выемки. Заведомо пустые породы при дальнейшей разведке можно выдавать в общий отвал (рис. 44). Металлоносный слой выдают отдельно с каждой проходки по 0,2 м (иногда по 0,5 м).

Наиболее ответственной операцией всей разведки является промывка проб из разведочных шурфов. Промывку проб поручают специальному отряду в составе техника-геолога, опытного промывальщика и двух-трех рабочих. Такой отряд за рабочий день может обработать десятки проб. Содержание ценного минерала определяют по формуле:

$$C = \frac{p}{V}.$$

где C — содержание в г/м³;

p — масса ценного минерала, извлеченного из пробы, в г;

V — объем пробы в м³.

Содержание алмазов в россыпях определяется в каратах на 1 м³ (1 карат равен 0,2 г).

Единицей для замера объема пробы принято считать определенную емкость, ендовку. Ендовка изготавливается из кровельного желе-

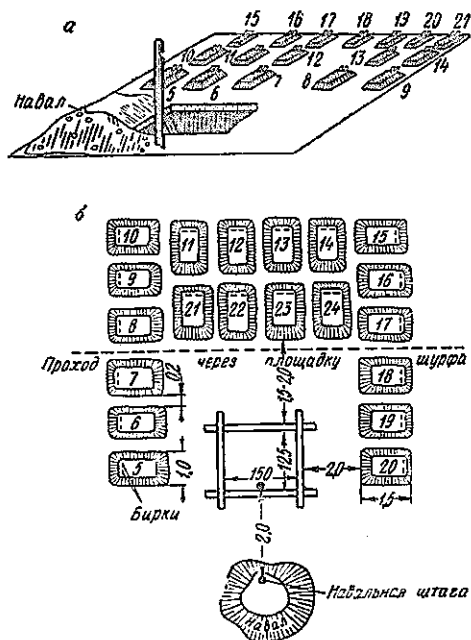


Рис. 44. Схема расположения «проходок» на площадке шурфа. По Ю. Н. Трушкову
а — проходки выложены параллельными рядами;
б — проходки выложены concentрическими рядами

за и имеет следующие внутренние размеры: дно 50×20 см, верх 60×30 см, глубина 20 см. Объем ендовки составляет 0,028 м³, что при коэффициенте разрыхления талых пород 1,4 соответствует 0,02 м³ породы в плотной массе, а при коэффициенте разрыхления мерзлых пород 1,75—0,016 м³ породы в плотной массе.

Породу насыпают с верхом, затем встряхиванием ее уплотняют, а верх выравнивают доской под плоскость верхнего основания ендовки. Пробу из одной-двух ендовок можно промыть в ковше или в лотке. Для промывки таких проб в зимнее время необходимо иметь ванну с теплой водой. Пробы из трех-пяти и более ендовок лучше промывать на специальной обогатительной установке.

Главным критерием для определения объема представительной пробы считается крупность зерен ценного минерала, которая и характеризует его распределение (табл. 34). Мелкий металл распределен в россыпи весьма равномерно, золото средней крупности равномерно и крупный металл — неравномерно (Ю.А. Билибин, 1938 г).

Таблица 34

Группировка россыпей по крупности шлихового золота

Характеристика россыпей	Группа	Выход золота по крупности, вес. %			
		< 2 мм	> 2 мм	> 6 мм	> 15 мм
С мелким золотом . .	I	45	40	В сумме	15
Со средним золотом . .	II	30	40	20	10
С крупным золотом . .	III	15	40	20	20

В табл. 35 приведены объемы представительной пробы в ендовках для продуктивного пласта в зависимости от стадии разведочных работ, крупности золота и его содержания в пласте.

Т а б л и ц а 35

Представительный объем пробы в ендовках

Характеристика золота	Предварительная и детальная разведка при содержании шлихового золота на ендовку			Поисковая разведка
	< 10 мг	10—40 мг	> 40 мг	
С мелким золотом	3	5	5	5
Со средним золотом	3	5	8	8
С крупным золотом	5	8	10	10

Опыт разведки показал, что в ряде случаев участки россыпи с крупным золотом не были выявлены из-за недостаточных объемов опробования. Удовлетворительная представительность опробования при разведке россыпей шурфами достигается 4—5 ендовками с одной проходки при крупности золота до 3,5 мм и 8—10 ендовками при крупности металла от 3,5 до 5 мм (Изет, Утин, 1969).

Для промывки проб из шурфов в золотоносных районах Северо-Востока СССР широко применяется ручной опробовательский прибор РОП-2 (рис. 45). Прибор состоит из зумпфа, сетчатого барабана, загрузочного лотка, ванны, контрольного шлюза, эфелесборника. Работает он на постоянной воде, заливаемой в зумпф в объеме 0,2 м³. При легкопромывистых песках воду меняют 4—6 раз в смену; на промывку 1 м³ породы расходуется от 1 до 1,5 м³ воды.

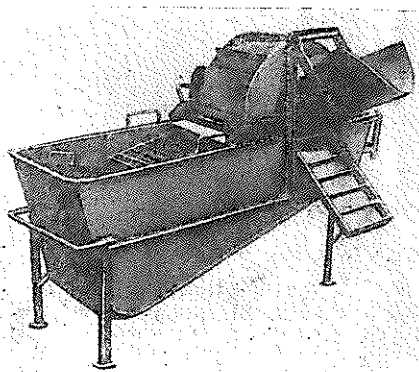


Рис. 45. Ручной опробовательный прибор РОП-2

Основные параметры РОП-2

Производительность, м ³ /смену	1,5—2
Емкость барабана, м ³	0,06
Число оборотов барабана в мин	25—30
Размеры прибора, мм	1250×1120×1600
Масса прибора без воды, кг	78
Число обслуживающих рабочих	2

Время обработки одной пробы объемом 0,02 м³ (ендовки) 3—4 мин. Достоинства прибора — его компактность, транспортабель-

ность, простота в изготовлении и обслуживании. По сравнению с ручной промывкой проб производительность труда с применением РОП-2 возрастает на 20—30%; разработан и внедряется прибор РОП-2 с электроприводом (Житков, Сивков, 1968).

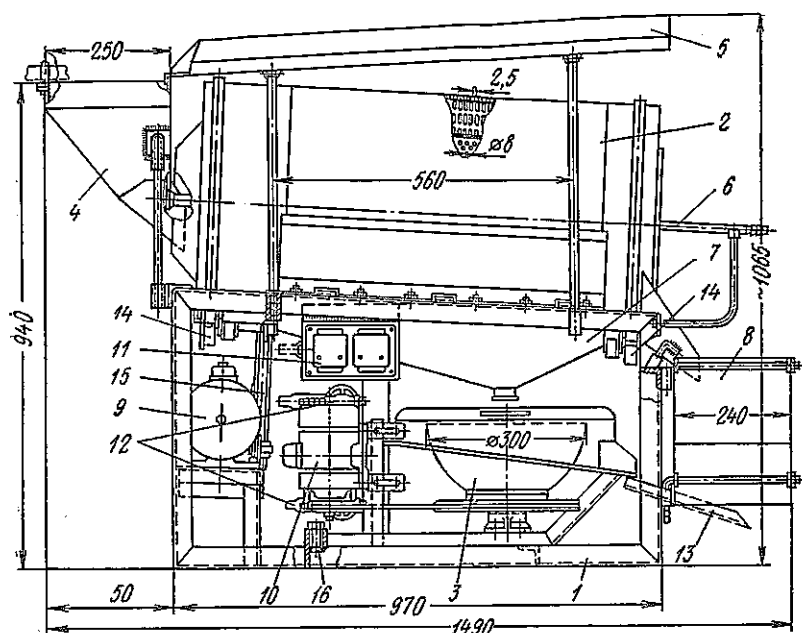


Рис. 46. Передвижная обогатительная установка ПОУ-4

1 — рама; 2 — дезинтегратор; 3 — центробежный сепаратор; 4 — загрузочный бункер; 5 — приемный лоток; 6 — оросительная труба; 7 — приемная воронка; 8 — шлюз; 9 — мотор дезинтегратора; 10 — мотор сепаратора; 11 — пусковое устройство; 12 — вентили для воды; 13 — хвостовой лоток; 14 — опорный ролик; 15 — цепная передача; 16 — соединительный болт

Для промывки проб также применяются передвижные обогатительные механизированные установки. На рис. 46 показана установка ПОУ-4 (передвижная обогатительная установка), на которой можно обрабатывать разведочные пробы объемом 0,2—0,3 м³. На разведках оловоносных россыпей в Янской геологоразведочной экспедиции используется установка РПУ-2М. В основу технологического процесса обработки проб на установке применен гравитационный метод обогащения на отсадочных машинах и концентрационных столах. При высокой степени сокращения материала этот метод позволяет достаточно полно извлекать касситерит (с преобладающей крупностью от — 8,0 до + 0,1 мм) и другие тяжелые минералы из проб и получать достоверные результаты опробования. По сравнению с промывкой проб в лотках производительность увеличилась более чем в три раза (А. И. Родыгин и др., 1972 г.).

Для обработки валовых проб металлоносных песков из шурфов применяются более крупные обогатительные установки.

Полученный от промывки каждой пробы шлих (даже при отсутствии ценного минерала) ссыпают в капсулю, пакет из плотной бумаги. В шлиховой лаборатории капсули со шлихами и журналы по опробованию шурфов и промывке проб проходят специальную регистрацию. Обработка капсулей производится техником-геологом (лаборантом) в особом помещении.

Содержание шлихового золота по данным промывки определяется путем умножения извлеченного из пробы массы золота в миллиграммах на 50 (объем эндовки $\frac{1}{50} \text{ м}^3$). Среднее содержание металла по шурфу определяют как среднее арифметическое из содержаний по отдельным опробованным интервалам.

Содержание других ценных минералов в россыпи устанавливают следующим путем. Шлих после сушки взвешивают и определяют его выход в килограммах (граммах) на 1 м^3 опробованных песков. Из шлиха выделяют магнитную фракцию (магнетит). Материал крупнее 2 мм и даже 1 мм легко разбирается на отдельные минералы. Ценный минерал каждого класса взвешивается отдельно. Шлих мельче 1 мм рассыпают на стекле с подклеенной белой бумагой, разделенной на квадратные сантиметры. От шлиха отделяют полоску длиной 10—12 см и шириной по возможности в одно зерно и под бинокулярной лупой иглой выделяют из полости зерна ценного минерала. Отношение длины параллельной полоски, сложенной только ценным минералом, к общей длине начальной полоски дает примерное содержание ценного минерала в объемных процентах. При существенной разнице в плотностях объемные проценты лучше переводить в весовые проценты. Суммарная масса ценного минерала во всех классах, деленная на объем пробы, дает содержание его в песках.

3. Гранулометрический анализ металлоносных песков и ценного минерала

Детальная разведка россыпи всегда сопровождается гранулометрическими анализами песков и ценного минерала, полученного при промывке разведочных проб или в процессе эксплуатации. Металлоносные пески представляют собой механическую смесь обломков разнообразных горных пород — от больших валунов до мельчайших глинистых частиц. Определение соотношения разных классов по крупности имеет важное значение при проектировании обогатительных установок, при расчетах потребности воды, уклона шлюзов и пр.

Гранулометрический анализ пород производится одновременно из двух или трех шурфов, выбранных в разных участках россыпи. Для анализа берется вся порода из шурфа, но отдельно с каждого слоя (торф, речники, пески, почва). Порода замеряют эндовками и промывают на вашгерде с диаметром отверстий решетки

6 мм. Материал, прошедший через решетку (класс — 6 мм), представляет эфель и ил. Для раздельного замера эфелей и илов в хвосте вашгерда следует поставить ендовки. Уловленный ими материал относится к эфелю, не уловленный — к илу. Материал, оставшийся на решетке вашгерда (класс + 6 мм), сбрасывают лопатами на три наклонных грохота с крупностью отверстий проволочной сетки соответственно 9, 12 и 15 мм. Замер объема материала каждого класса (+6, +9, +12, +15 мм) производится ендовками. В классе +15 мм определяют процентный выход валунов (табл. 36).

Таблица 36

Гранулометрический анализ песков золотоносной россыпи

Класс, мм	Выход, м³	Выход, объем, %
+15	7,44	34,1
+12	0,44	2,0
+9	0,82	3,8
+6	1,17	5,1
—6 (эфель)	6,01	27,5
—6 (ил)	6,00	27,5
—6 (общий)	12,01	55,0
Всего	21,88	100,0

Примечание. Размер наиболее крупных валунов 20×15 см.

Ситовой анализ ценного минерала следует производить раздельно по верхнему, среднему и нижнему участкам россыпи на стандартных ситах с отверстиями в миллиметрах или в мешах. Перед анализом подбирают сита в колонку сверху вниз в порядке уменьшения диаметра отверстий (в порядке увеличения числа меш).

Навеску шлихового металла загружают на верхнее сито сразу или по частям и закрывают крышкой. Затем всю колонку сит подвергают встряхиванию в течение 10 мин, не отрывая ее при этом от рабочего стола. Если в лаборатории имеется механический анализатор, следует им воспользоваться. После встряхивания металл распределяется по ситам на классы разной крупности. Отдельные золотишки, застрявшие в отверстиях сит, извлекают иглой и присоединяют к классу над данным ситом.

Взвешивание каждого класса с определением выхода его в весовых процентах дает характеристику распределения россыпного золота по крупности. В табл. 37 в качестве примера приведены результаты ситового анализа.

Потери от распыливания распределяют между двумя-тремя классами наименьших диаметров. Кроме обычных весовых про-

центов в таблице приведены и аккумулятивные проценты, по которым построены графические характеристики ситовых анализов (рис. 47). На вертикальной оси диаграммы отложены аккумулятивные проценты, на горизонтальной — классы в миллиметрах (или в мешах). Данные ситового анализа весьма важны для решения вопросов обогащения; они же освещают некоторые стороны генезиса россыпи и ее связи с коренным месторождением. После ситового анализа металл следует передать в лабораторию для определения плотности, средней пробы и детальных минералогических и геохимических исследований отдельных золотинок.

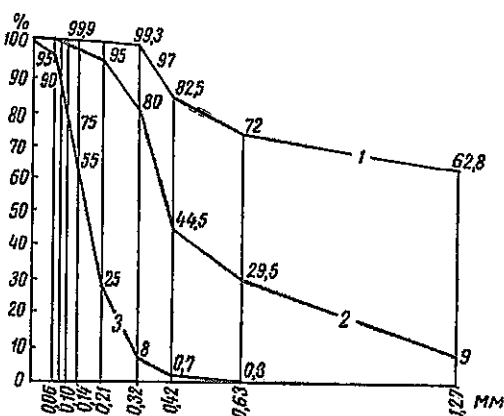


Рис. 47. Графическая характеристика ситовых анализов россыпного золота. По В. П. Трифонову
1 — самородный металл; 2 — золото средней крупности; 3 — мелкий металл

Таблица 37
Результаты ситовых анализов россыпного золота разной крупности в весовых процентах (по В. П. Трифонову)

Класс	Размер отверстий, мм	Самородный металл		Среднезернистый металл		Мелкий металл	
		частные, %	аккумулятивные, %	частные, %	аккумулятивные, %	частные, %	аккумулятивные, %
Самородки более 1,0 кг	—	55,1	55,1	—	—	—	—
1,0—0,1 кг	—	5,0	60,1	—	—	—	—
0,1—0,01 кг	—	0,9	61,0	—	—	—	—
10,0—1,0 г	—	0,2	61,2	0,2	0,2	—	—
1,0—0,1 г	—	0,1	61,3	1,8	2,0	—	—
10 меш	1,27	1,5	62,8	7,0	9,0	—	—
20 »	0,63	9,2	72,0	20,5	29,5	0,3	0,3
30 »	0,42	10,5	82,5	15,0	44,5	0,4	0,7
40 »	0,32	14,5	97,0	35,5	80,0	7,3	8,0
60 »	0,21	2,3	99,3	15,0	95,0	17,0	25,0
90 »	0,14	0,6	99,9	3,6	98,6	30,0	55,0
120 »	0,10	0,1	100,0	1,0	99,6	20,0	75,0
150 »	0,08	—	—	0,3	99,9	15,0	90,0
200 »	0,06	—	—	0,1	100,0	5,0	95,0
—200 »	—0,06	—	—	—	—	5,0	100,0

При ситовом анализе россыпного золота устанавливают предельную массу самородков и поправочный коэффициент, который

может быть учтен при подсчете запасов. В табл. 38 приведен пример распределения россыпного золота по классам крупности. Из таблицы видно, что на первые шесть классов приходится 90% общей массы золота. Зерна 7—12 классов размером более 6 мм являются редкими, поэтому могут быть отнесены к самородкам. Самородками следует считать золотины такой массы, какая редко встречается в данной россыпи. В некоторых золотых россыпях СССР встречаются самородки массой в несколько килограммов.

Таблица 38

Распределение россыпного золота по классам крупности (по Е. П. Прокопьеву, 1931)

Класс			Класс		
№	размер зерен, мм	Масса золота в классе в % к общей массе	№	размер зерен, мм	Масса золота в классе в % к общей массе
1	До 1	40	7	6—7	1,0
2	1—2	29	8	7—8	1,0
3	2—3	10	9	8—9	0,8
4	3—4	7	10	9—10	0,7
5	4—5	2	11	10—15	2,5
6	5—6	2	12	> 15	4,0
					91,0
					92,0
					92,8
					93,5
					96,0
					100,0

При вычислении среднего содержания золота самородки учитываются только в массе, равной принятой предельной массе зерна. Например, при промывке песков из скважины получено 60 мг мелкого золота и две золотины массой 40 и 75 мг. Максимальная масса рядовой золотинки принята равной 30 мг. В этом случае в подсчет по скважине вводится масса мелкого золота и два раза по 30 мг, т. е. $60 + 30 + 30 = 120$ мг. В конечный подсчет запасов металла по россыпи вводится поправка на самородки. Поправочный коэффициент на самородки определяется по формуле:

$$k = \frac{q}{q_1},$$

где q — общая масса металла из разведочных выработок;

q_1 — масса металла, введенная в подсчет запасов (В. И. Смирнов и др., 1960 г.).

Таблица 39

Группировка золотых россыпей по крупности шлихового металла

Группы россыпей	Характеристика шлихового металла по крупности	Средний диаметр зерна в мм
Хорошо выдержанные	Весьма мелкий и мелкий	<2
Выдержанные	Средний	2—4
Невыдержанные	Крупный и весьма крупный	>4

Средняя крупность металла в россыпи по классификации Н. А. Шило вычисляется взвешиванием средних размеров классов в миллиметрах на массы металла в этих классах (табл. 39).

Так, например, средняя крупность металла по табл. 39 составляет 2,5 мм.

4. Опробование шурфов, содержащих валуны

При разведке некоторых делювиальных россыпей иногда встречается значительное количество валунов (более 0,2 м в диаметре). В каждом выкиде из шурфа с метрового (полуметрового) интервала валуны отделяют от песков. Затем определяют объем валунов в процентах к общему объему выкида. Полученный коэффициент валунистости при подсчете запасов вводят на объем россыпи, но не на содержание металла в песках.

5. Особенности опробования алмазоносных россыпей

Алмазоносные россыпи отличаются малым количеством зерен ценного минерала в песках по сравнению с россыпями золота, платины, касситерита и ильменита. Улавливаются обычно зерна алмазов крупнее 0,5 мм. При содержании алмазов 10 мг/м^3 и массы зерен 8—10 мг в 1 м^3 породы в среднем содержится одно зерно алмаза. При содержании 2 мг/м^3 и массе зерна 80—100 мг одно зерно приходится уже на 50 м^3 породы. Объемы проб алмазоносных песков измеряются кубометрами и десятками кубометров, они зависят от крупности алмазов данной россыпи.

В Якутии при разведке аллювиальных россыпей применяют шурфы сечением $1,25 \text{ м}^2$. Объем пробы из такого шурфа составляет от 5 до 10 м^3 (включая задиру плотика на 0,25 м). Вся проба должна быть полностью обработана на обогатительной установке. Небольшая плотность алмаза определяет особые приемы обработки проб. При промывке породы кристаллы алмаза не остаются на шлюзах, а уходят вместе с глиной, песком и гравием. Промывка является подготовительной операцией; она отделяет крупную гальку (на грохоте вашгерда) и глину с мелким песком (уходящих в хвосты). Зернистый материал пробы (крупный песок, гравий и мелкая галька) задерживается в отстойном ящике под сливом со шлюза и периодически из него выгружается.

Классификация зернистого материала по крупности производится на вибрационных грохотах на пять классов: — 16 + 8 мм, — 8 + 4 мм; — 4 + 2 мм; — 2 + 1 мм и — 1 мм. Класс — 1 мм дополнительно поступает на гидроклассификатор для отделения материала — 0,2 мм. Обогащение разделенного на классы зернистого материала производится в двухкамерных поршневых отсадочных машинах. Тяжелые минералы с плотностью более 3,15 составляют концентрат, более легкие уходят в хвосты.

Извлечение алмазов из концентратов производится с помощью рентгено-люминесцентного анализа или на жировых шлюзах. Концентраты после извлечения алмазов поступают на полный минералогический анализ. Особое внимание при этом уделяется выяснению корреляционных связей алмаза с его спутником пиропом. Жировые шлюзы представляют собой бесконечную ленту, покрытую специальным жировым составом, к которому прилипают кристаллы алмазов. При прохождении ленты через съемное устройство слой жира вместе с алмазами счищается и заменяется свежим слоем жира.

6. Опробование разведочных траншей

Траншейный способ разведки золотых россыпей широко применяется на Северо-Востоке нашей страны. Этот способ обеспечивает наиболее правильное определение содержания металла в мелких элювиально-делювиальных россыпях с крупным золотом, нередко с наличием золотых самородков.

Траншеи проводятся по разведочным линиям и им присваивают номера соответствующих разведочных линий. При этом рельеф участка и плотика россыпи должны обеспечивать естественный сток воды. Основным механизмом для проведения траншей является бульдозер. Ширина траншеи зависит от мощности россыпи; по плотику (задирка плотика) эта ширина составляет около 3 м. Средний угол откоса бортов траншеи принимается около 60°.

Первый метр вертикальной мощности россыпи считается пустой породой и поступает в породный отвал. Вскрытая бульдозером поверхность второго метра («полотно траншеи») подвергается оперативному опробованию. По полотну траншеи из лунок по сетке 5 × 5 м в шахматном порядке отбираются пробы в объеме одной-двух ендовок. После установления знаков золота в пробах следующее полотно вскрывается через 0,2 м до задиры плотика окончательно.

Вдоль по траншее проходят дренажную канаву; по нижней стенке канавы через 10 м снизу вверх отбирают бороздовые пробы сечением 1,0 × 0,2 м. Весь золотоносный материал по 20-метровым секциям подается бульдозером на механизированный шлюз для промывки. В табл. 40 показан пример сравнения разведки подобной россыпи шурфами и траншеями.

Таблица 40
Сравнение опробования шурфами и траншеями

Показатели	По шурфам	По траншее
Среднее содержание золота, г/м ³	1,96	2,20
Запас металла, кг	21,60	168,60

ОПРОБОВАНИЕ БУРОВЫХ СКВАЖИН ПРИ РАЗВЕДКЕ РОССЫПЕЙ

1. Особенности опробования
при разведке россыпей бурением

Сущность опробования россыпей при бурении заключается в точном замере пройденного скважиной столбика песков и взвешивании ценного минерала, полученного от их промывки. Содержание ценного минерала определяется в килограммах, граммах или миллиграммах на 1 м³ песков, в зависимости от ценности полезного ископаемого.

Главные затруднения в определении правильного начального объема породы из скважины заключаются в следующем:

1. При беструбном бурении образуются вывалы породы из стенок скважин и их форма не соответствует цилиндру с диаметром, равным диаметру башмака. Наибольшее расширение скважины происходит в нижней части рыхлых отложений над плотиком, с наиболее богатой концентрацией ценного минерала. Экспериментальные исследования по кавернометрии, выполненные А. С. Власовым (1972 г.), показали, что отклонения фактических объемов проб от теоретических изменяются от 16 до +789%, а в среднем составляют +37%.

2. Форма и крупность шлихового золота в процессе бурения резко меняются. Часть золота дробится и из крупных фракций переходит в более мелкие; другая часть расплющивается и из мелких фракций переходит в более крупные.

3. Вследствие неполного извлечения часть металла остается на забое и при дальнейшем бурении проседает на значительную глубину. При бурении рейсами 0,2 м извлечение не превышает 80%, а при бурении рейсами 0,4 м извлечение падает до 70%. Величина проседания соответственно увеличивается с 2 до 5,6 м (А. С. Власов, 1972 г.).

4. Породы, по которым проходит буровая скважина, разрыхляются неравномерно вследствие различного их вещественного состава и физического состояния.

5. Мерзлые породы при бурении скважины оттаивают, что также отражается на правильности определения начального объема пробы.

2. Ручное ударно-вращательное бурение

Для поисков и разведки мелких россыпей применяют комплекты ручного ударно-вращательного бурения. Буровой комплект «Эмпайр» предназначен для бурения скважин глубиной до 20 м диаметром 117 и 165 мм. Конструкция этого бурового комплекта позволяет проводить обсадку труб в процессе бурения. При этом

башмак обсадных труб всегда опережает забой скважины. Это обстоятельство обеспечивает надежное опробование. Колонна обсадных труб вместе с укрепленной на ее верхнем конце площадкой и стоящими на площадке рабочими вращается при помощи конной тяги. Вращение колонны труб одновременно с бурением скважины обеспечивает непрерывную ее обсадку.

При нормальном бурении и опробовании буровой инструмент (ложка, желонка) выбирает столбик песков, находящийся внутри обсадной трубы. При разрыхлении породы долотом ниже башмака трубы происходит опускание тяжелых минералов вниз по скважине. В результате глубина залегания пласта и его мощность не всегда подтверждаются данными контрольных шурфов. Крупные валуны иногда ошибочно принимают за плотик и тогда мощность рыхлых отложений оказывается меньше фактической.

Интервалы опробования при проходке продуктивных отложений обычно составляют 0,2 м; по пустым породам они могут быть значительно увеличены. Обязательному опробованию следует подвергать плотик россыпи, обычно представленный элювием коренных пород. В элювии плотика часто содержится значительное количество ценного минерала. При мягких породах следует тщательно рассмотреть извлеченный материал и определить, является ли он корой выветривания коренных пород или ложным плотиком. Известны случаи, когда за плотик принимали глинистый слой речных наносов («ложный плотик»), ниже которого залегали богатые металлом пески.

При бурении скважин диаметром 117 и 165 мм особое внимание должно быть обращено на точный учет объема пробы. До и после работы желонкой замеряют глубину забоя и по разности находят фактическую высоту извлеченного желонкой столбика породы в трубе.

Для определения фактического объема пробы, извлеченной из скважины, пользуются мерным ящиком, внутренние размеры которого $0,8 \times 0,13 \times 0,1$ м. Он изготовляется из листового железа. Четвертой стенкой ящика служит задвижка, которая при вертикальном движении в направляющих может открывать и закрывать ящик. К ящику прилагается деревянная подвижная стенка размером $0,10 \times 0,13 \times 0,05$ м, плотно входящая в него.

На длинной стороне ящика нанесены сантиметры. После загрузки желонки с пробой в ящик приподнимают задвижку и спускают воду. Деревянной дощечкой сгребают породы к задней стенке, придавая ей форму призматического бруска. Внутреннее сечение ящика, равное 130 см^2 , с учетом коэффициента разрыхления породы 1,3 принимают за 100 см^2 . Тогда каждый сантиметр длинной стороны ящика отвечает объему породы 100 см^3 в неразрыхленном состоянии. Фактический объем пробы определяют по положению подвижной дощечки на длинной стороне ящика. Прибавляя к отсчету в сантиметрах два нуля, определяем фактический объем пробы в кубических сантиметрах.

3. Механическое ударно-канатное бурение

Россыпи, залегающие на глубине от 10 до 50 м и более, разведываются механическим ударно-канатным бурением скважин станками различных конструкций. На Северо-Востоке СССР широко применяется буровой станок БУ-20-2VIII с буровым инструментом диаметром 8 дюймов (внутренний диаметр башмака 194 мм). По талым водоносным и несвязным породам скважины бурят с обсадкой трубами. Производят обсадку трубами, затем разбуривают столбик породы в трубе и забой очищают от шлама. После очистки снова производят обсадку. По многолетнемерзлым породам трубами крепят только верхнюю (устьевую) часть скважины на глубину деятельного слоя (4—5 м). Дальнейшую углубку ведут без обсадных труб.

Скважины углубляют по интервалам опробования (по рейсам бурения) по 0,2 м, реже по 0,4 м. Бурение ведут с периодическим заливом воды по 8—10 л на 0,2 м углубки. Применявшаяся ранее желонка с полусферическим язычковым клапаном не давала полного извлечения металла. В настоящее время она повсюду заменена желонкой новой конструкции, предложенной ВНИИ-1.

Желонка Р-8Ж-4У (разведочная 8-дюймовая желонка, 4-я модель, удлиненная) предназначена для извлечения шлама с тяжелыми ценными минералами из скважин канатно-ударного бурения. Она работает по принципу всасывания шлама (в виде пульпы) под действием вакуума, создаваемого движением поршня вверх. При срыве вакуума (в момент прохождения поршнем окон в корпусе желонки) шаровой клапан надежно перекрывает отверстие в башмаке. Желонка изготавливается в комплекте с разгрузочным устройством и просечкой для вырезания манжет.

Желонка Р-8Ж-4У (рис. 48) состоит из башмака, корпуса, шарового клапана, штока, двух поршней с резиновыми манжетами (опорными толщиной 8—10 мм и уплотнительными толщиной 3—4 мм) на каждом поршне, упора, втулки, гайки со шплинтом и резиновых амортизаторов. Разгрузочное устройство (рис. 49) состоит из направляющей воронки, центрирующей трубы, сливного желоба, ребер, стержня упорного, кронштейна и болтов с гайками. Устройство крепится на рабочей площадке станка с помощью кронштейна и двух болтов с гайками. Просечка для вырезания резиновых манжет состоит из корпуса, бойка и кольца.

Желонку на тросе опускают в скважину на разбуренную породу. После трех-пяти ходов поршня ее поднимают на поверхность и опускают в воронку разгрузочного устройства. Труба центрирует желонку над упорным стержнем и его пята поднимает шар. Разгрузка шлама происходит в открывшееся отверстие башмака через сливной желоб в бачок. При подъеме желонки из разгрузочного устройства шар опускается на дно башмака. Перед началом желонения в скважину заливают воду в объеме 10—20 л. После

окончания желонения желонку обмывают в разгрузочном устройстве.

Желонка Р-8Ж-4У несложна по конструкции, надежна в работе, извлечение золота в ней составляет 93—95% (Инструкция ВНИИ-1, 1972 г.).

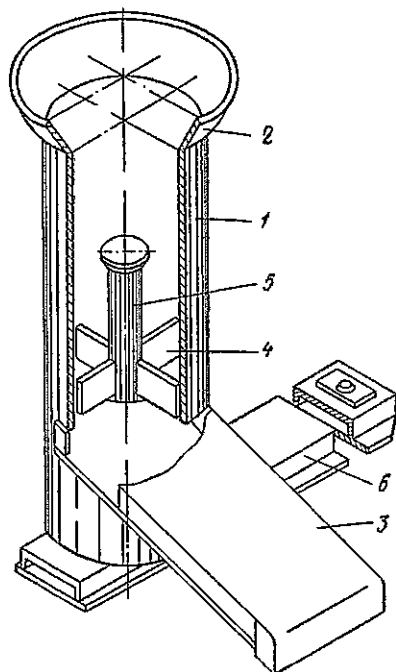
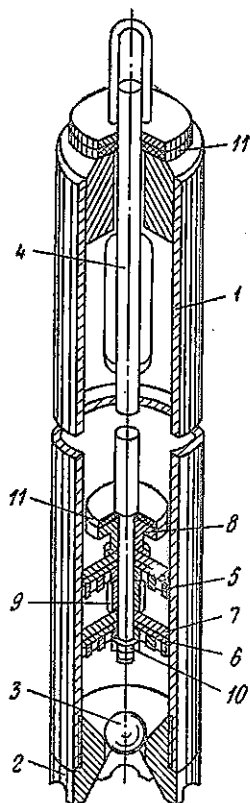


Рис. 48. Желонка Р-8 Ж-4-у

1 — корпус; 2 — башмак; 3 — шаровой клапан; 4 — шток; 5 — поршень; 6 — манжета опорная толщиной 8—10 мм; 7 — манжета уплотнительная (на каждом поршне три манжеты); 8 — упор; 9 — втулка; 10 — гайка с шплинтом; 11 — амортизатор

Рис. 49. Разгрузочное устройство

1 — труба центрирующая; 2 — воронка направляющая; 3 — желоб сливной; 4 — ребро опорное; 5 — стержень упорный (толкатель); 6 — кронштейн для крепления разгрузочного устройства

4. Механическое колонковое бурение

При разведке золотых россыпей на Урале применяют механическое колонковое бурение зубчатыми стальными коронками без промывки водой, с затиркой всухую. Конструктивные данные скважины приведены в табл. 41.

Бурение ведут станками КАМ-500 и ЗИФ-650. Забурка производится колонковой трубой диаметром 219 мм. Затем последова-

тельно уменьшают диаметр коронки по мере углубки скважины. Интервалы для опробования приняты равными 0,5 м. Выход керна песчано-глинистых пород достигает 100%, из колонковой трубы керна извлекается путем выколачивания.

Объем пробы определяется по внутреннему диаметру колонковой трубы с контрольным замером фактического объема в ендовке. Промывка проб ведется очень тщательно. После отмучивания в ендовке весь материал пропускают через сито с диаметром отверстий 3 мм и класс — 3 мм промывают в ковше над баком. Песок из бака подвергают

повторной промывке в ковше, полученный черный шлик объединяют. Золото от черного шлика отделяют отдувкой.

Контроль скважин шурфами показал, что поправочный коэффициент по золоту для колонкового бурения в среднем может быть принят равным 1,32.

Таблица 41
Конструкция скважин колонкового бурения для разведки золотых россыпей

Глубина скважины, м	Диаметр коронки, мм	
	наружный	внутренний
0—15	219	190
15—20	190	168
20—25	168	152
25—35	152	130
35—45	130	115

5. Опробование при разведке россыпей бурением в условиях многолетней мерзлоты

Золотые россыпи в зоне многолетней мерзлоты разрабатывают обычно подземным способом. Разведку таких россыпей производят механическим ударно-канатным бурением без обсадных труб. Трубами крепят только верхнюю (устьевую) часть скважины на глубину 4—5 м (перекрытие деятельного слоя).

Устойчивость стенок скважин при беструбном бурении многолетнемерзлых рыхлых отложений зависит от многих геологических и технологических факторов. И поэтому определение сечения скважин с помощью каких-либо эмпирических коэффициентов весьма затруднительно. Правильное определение объемов проб может быть выполнено либо наливом воды в скважину, либо при помощи кавернометрии.

Воду в скважину надо заливать через шланг, опущенный почти до забоя скважины, до заранее намеченного уровня, индикатором которого могут быть простейшие приборы (хлопушки, свистки). Однако наиболее правильное определение фактического объема пробуренной скважины может быть достигнуто только с помощью кавернометрии.

Каверномер СКМ-4 ВНИИ-1 (скважинный каверномер, механический, 4-я модель) предназначен для автономного измерения диаметра вертикальных скважин по глубине с механической записью показаний в виде кавернограмм. Основой конструкции каверномера служит механизм, замеряющий диаметр скважины в двух взаимно

перпендикулярных плоскостях. Для привязки диаметра скважины к ее глубине использован специальный привод, получающий вращение от троса при подъеме прибора. Точность определения диаметра не превышает $\pm 3\%$ (А. С. Власов, 1972 г.).

6. Опробование при разведке шельфовых россыпей

Поиски и разведки подводных шельфовых россыпей золота, касситерита, циркона и других ценных минералов являются ближайшей задачей советских геологов. Опыт разработки шельфовых россыпей рутила и циркона в зарубежных странах показывает, что себестоимость получаемых концентратов может быть существенно ниже, чем при разработке аналогичных месторождений на суше.

Условия разведочного бурения подводных россыпей с борта специальных судов малого водоизмещения определяют новые приемы опробования таких скважин. Из всех известных средств отбора пород с морского дна требованиям разведки наиболее отвечают колонковые пробоотборники. В зависимости от способа передачи энергии на забой они делятся на автономные и управляемые. Возможности управляемых пробоотборников значительно шире, так как энергия на забой передается с борта судна. По виду энергии можно различать мускульную энергию человека, удары падающего груза, сжатый воздух, напор воды и электроэнергию. В зависимости от вида процесса, протекающего в колонковой трубе, пробоотборники подразделяются на прямоточные, поршневые, гидростатические и вакуумно-гидростатические. Работа с такими аппаратами предъявляет повышенные требования к устойчивости судна и возможна при условии постановки судна на якорь, даже на 3—4 якоря.

Все описанные в литературе конструкции пробоотборников не являются совершенными, так как еще не вышли из стадии экспериментальных работ. Они позволяют проходить скважины глубиной до 4—5 м и диаметром до 200 мм при глубинах моря от 5 до 20 м и извлекать пробы грунта объемом до 40 л. Для извлечения концентратов тут же на борту судна с успехом могут быть применены винтовые сепараторы (Нейтман, Виноградов, 1972).

7. Извлечение ценного минерала из шлихов

При разведке золотых россыпей бурением органическая смазка соединений штанг и труб (олеофт и пр.), выдавливаясь внутрь скважины и попадая в буровую воду, содействует флотации мелкого самородного золота, которое в плавучем состоянии очень трудно улавливается при промывке проб. Поэтому при разведке россыпей с заведомо мелким золотом целесообразнее применять минеральную графитовую смазку буровых труб и штанг.

Весь серый и черный шлик, полученный при промывке проб, после сушки сыпают в пакет из плотной бумаги, на котором ука-

зывается точный адрес места взятия пробы. Доводить шлихи с самородным золотом в полевой обстановке не рекомендуется, при этом можно потерять много мелкого золота. Для хранения пакетов со шлихами у бурового мастера должна иметься запечатанная металлическая банка. По возвращении с полевых работ банку передают в шлиховую лабораторию, где пробы шлихов обрабатывают, а металлы взвешивают и изучают.

Наиболее простым способом выделения самородного золота или платины из шлихов является отдувка. Для этого шлих высыпают на лист плотной белой бумаги размером 20×30 см с загнутыми бортами высотой 1—2 см. Лист бумаги берут за углы по диагонали и держат в наклонном положении. Затем на шлих, помещенный в правом нижнем углу, начинают осторожно дуть, постепенно усиливая струю воздуха. Золотинки с их большой плотностью остаются на месте, тогда, как зерна других минералов под действием воздушной струи передвигаются вверх по диагонали листа. При отдувке нижний правый угол рекомендуется слегка встряхивать короткими поперечными движениями. Отдувку ртом можно заменить воздушной струей из пульверизатора.

После отдувки золотишки при помощи мягкой волосяной кисточки перемещают на чашечку аналитических весов и взвешивают с точностью до 1 мг.

Вместо отдувки можно применять амальгамацию. Шлих помещают в фарфоровую чашку с водой, в которую добавляют немного ртути. Полученный шарик амальгамы растворяют в азотной кислоте или выпаривают в вытяжном шкафу, а чистое самородное золото взвешивают. Взвешенный металл ссыпают в общий пакет со всех скважин и шурфов данной разведочной линии и изучают его крупность и форму золотинок. При разведке россыпи других ценных минералов кроме золота и платины шлихи подвергают детальному минералогическому исследованию.

8. Определение содержания ценного минерала в пробе и по скважине

Содержание ценного минерала в россыпи C вычисляется путем деления массы минерала p в граммах, извлеченного из пробы, на объем пробы V в кубических метрах:

$$C = \frac{p}{V}.$$

Существует два способа вычислений, по теоретическому и по фактическому объему. Теоретический объем применяется для скважин большого диаметра. При бурении малыми диаметрами объем пробы определяют по фактическому объему, по внутреннему диаметру труб и разности высот столбика породы в трубе до и после желонения (Пожарицкий, 1947).

Содержание ценного минерала вычисляют по формуле:

$$C = \frac{\rho}{V} 1\,000\,000 = \frac{\rho 1\,000\,000}{H \frac{\pi D^2}{4}} = \frac{\rho}{H} \cdot K,$$

где H — высота извлеченного столбика породы (разность высот столбика до и после желонения), м;
 D — внутренний диаметр обсадной трубы, мм;
 $1\,000\,000$ — переводный множитель для перехода от квадратных миллиметров сечения к квадратным метрам;
 K — постоянный коэффициент;
 при $D = 93$ мм постоянный коэффициент

$$K = \frac{4 \cdot 1\,000\,000}{\pi \cdot 93^2} = 147.$$

Тогда формула для вычисления содержания ценного минерала имеет вид:

$$C = 147 \frac{\rho}{H}.$$

Для скважин механического ударно-канатного бурения, диаметр которых 165 и 210 мм (внутренние диаметры обсадных труб соответственно равны 145 и 195 мм), значения бурового коэффициента K составляют 65 и 33.

Все вычисления можно вести по специальным таблицам. Среднее содержание металла по скважине при равных интервалах опробования определяют по способу среднего арифметического из результатов отдельных проб. При разведке смешанных россыпей (золото-платиновых, золото-иридиевых и пр.) массу и содержание определяют по каждому ценному минералу в отдельности. При обнаружении в пробах крупного золота возникает необходимость учета самородков, вводимых в подсчет по данным ситовых анализов.

Глава XVIII

ОПРОБОВАНИЕ СКВАЖИН РУЧНОГО И МЕХАНИЧЕСКОГО УДАРНОГО И ШНЕКОВОГО БУРЕНИЯ

1. Опробование при ручном бурении

Несмотря на широкую механизацию геологоразведочных работ ручное ударно-вращательное бурение иногда еще применяется при поисках пластовых и пластообразных рудных тел малой и средней крепости с неглубоким и горизонтальным залеганием (бурых и каменных углей, силикатных никелевых руд, некоторых железных и марганцевых руд, огнеупорных глин и пр.). Скважины проходят с начальным диаметром до 117 мм и конечным до 45—75 мм.

Для получения достоверных результатов опробования надрудная толща, сложенная рыхлыми и неустойчивыми породами, а иногда и продуктивный пласт в скважине должны быть закреплены обсадными трубами.

Пробы берут интервалами в 0,5—1,0 м змеевиком, ложкой или желонкой в зависимости от физических свойств руды. После извлечения из скважины буровой инструмент устанавливается на деревянный щит и тщательно очищается от материала. Пробы из скважины раскладывают кучками на щите в последовательном порядке. После сушки на воздухе часть материала помещают в качестве образцов в плоские деревянные ящики с квадратными клетками для каждого образца. Остальной материал после предварительного измельчения и сокращения ссыпают в пробные мешки и отправляют в химическую лабораторию.

Геологическую документацию и отбор проб из скважин ручного бурения должен вести специально выделенный для этого техник-геолог или коллектор, который может обслуживать одновременно два буровых комплекта, работающих рядом.

2. Опробование скважин механического ударного бурения

Механическое ударное бурение на штангах или на канате широко применяется при поисках и разведке полезных ископаемых, а также при эксплуатации залежей открытыми горными работами. Главными рабочими инструментами служат долото и желонка. Диаметр скважин может изменяться от 117 до 600 мм.

В целях ускорения бурения и для более полной очистки забоя в скважину обычно заливают несколько ведер воды. Многократные удары долота и желонки настолько хорошо перемешивают отбитую в забое скважины породу с водой, что извлекаемый буровой шлам можно рассматривать как вполне однородный материал для отбора от него представительной пробы. Начальная масса бурового шлама с одного погонного метра достигает нескольких десятков и даже сотен килограммов.

Бурение в крепких породах производится без крепления. При разведке рыхлых руд, например железных шляп колчеданных месторождений, ниже которых ожидается богатый золотом и серебром слой баритовой, кварцевой или сульфидной сыпучки, крепление скважин трубами необходимо доводить до конечной глубины.

Опробование ведется равными интервалами по 0,5; 1,0 и 2,0 м. Извлеченную из скважины желонку со шламом помещают в разгрузочное устройство, представляющее собой вертикальный цилиндр с раструбом, укрепленный на платформе бурового станка.

Цилиндр центрирует желонку над упорным стержнем, и его пята поднимает клапан. В нижней части цилиндра находится желоб, по которому шлам из желонки выливается в приемный бак. Бак размером 60 × 80 см и высотой 50 см изготавливается из листо-

вого железа и ставится на каретку с колесами. Это позволяет откатывать бак со шламом по доскам или рельсам в сторону от бурового станка и после отбора пробы выливать буровой шлам.

Пробу шлама для химического анализа отбирают из бака точечным способом при помощи специального пробоотборника, представляющего собой отрезок газовой трубы

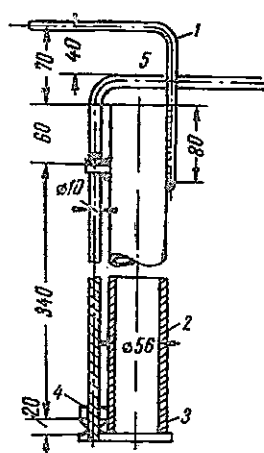


Рис. 50. Ручной пробоотборник для взятия проб бурового шлама

1 — неподвижная рукоятка;
2 — корпус; 3 — подвижное дно; 4 — шарниры; 5 — подвижная рукоятка

диаметром 56 мм и длиной 420 мм. Дно пробоотборника имеет форму диска, приваренного к вращающейся рукоятке. Рукоятка укреплена в двух шарнирах, укрепленных на внешней боковой поверхности пробоотборника. При вращении рукоятки дно закрывает или открывает пробоотборник снизу (рис. 50). При открытом дне пробоотборник погружают в ящик со шламом, предварительно перемешанным. После этого поворотом рукоятки дно закрывается и проба переносится в ведро. Проба шлама составляется из пяти порций, взятых из бака по способу конверта (четыре порции по углам и одна в середине).

Взятые пробы бурового шлама сушат в широких тазах или на железных листах, сыпают в пробные мешки и с этикеткой отсылают в лабораторию. На этикетке отмечают номер скважины, интервал по глубине и номер пробы.

3. Опробование скважин механического шнекового бурения

Для поисков и разведки неглубоко залегающих рудных тел в осадочных породах, а также в рыхлых породах коры выветривания широко применяется бурение шнековым станком БС-3А, смонтированным на автомашине ГАЗ-63 с прицепом. Станок рассчитан на бурение вертикальных скважин диаметром 180 и 135 мм и глубиной до 30 м. Этот же станок широко применяется при инженерно-геологических изысканиях. Подъем колонны производится свечами по три штанги. Производительность установки от 80 до 140 м в смену при однорейсовой проходке скважин глубиной до 20 м. При бурении более глубоких скважин производительность снижается операцией по отбору проб.

Разрушаемая долотом порода поступает на винтовую спираль шнеков и подается с забоя к устью скважины. В результате трения о лопасти шнеков порода поступает на дневную поверхность в виде комков и спиральных витков различного размера. Полнота выхода породы зависит от ее типа, влажности, а также от применяемого инструмента и технологического режима бурения (Атян, 1968).

При бурении скважины выше уровня грунтовых вод сыпучие породы выдаются на поверхность в виде отдельных зерен. Слабо связанные породы (супеси, суглинки, глины) при подъеме их шнеками скатываются в комки размером от 5 до 90 мм. При подъеме шнеками комки перемешиваются и взаимодействуют со стенками скважины, покрываясь тонкой оболочкой посторонней породы толщиной 1—2 мм. При геологической документации внимание надо уделять не внешнему виду комка, а его внутреннему строению.

При подъеме шнеками порода заполняет от 30 до 60% пространства между лопастями. При бурении в суглинистых породах в месте сочленения спирали шнека со штангой нередко образуется слой плотной породы. Этот слой уменьшает проходное сечение между стенками скважины, штангой и лопастями шнека.

Центробежные силы прижимают комки породы к стенкам скважины. Эти тонкие корки породы не должны отбираться в качестве проб для лабораторных анализов. Глинистые сланцы, мергели, слабые известняки и доломиты, а также сухие плотные глины выдаются шнеками в виде мелких угловатых обломков размером от 2 до 30 мм.

При бурении скважин ниже уровня грунтовых вод пески и супеси выдаются шнеками в виде текучей массы, а суглинки и глины — в виде витков и лент. Такие витки и ленты нередко образуют на шнеках «пробки», нарушая непрерывную выдачу породы из скважины. Образцы пород отбираются около устья скважины в процессе бурения, а также с лопастей шнеков, поднятых на дневную поверхность.

Снимаемую со шнеков породу раскладывают на широкой доске или на щите около устья скважины отдельными кучками по интервалам проходки: геологическая документация ведется непосредственно при бурении. В пробу берут около половины материала каждой кучки.

Истинную глубину отбора образца определяют по наблюдаемой глубине в момент появления породы из-под вращающегося шнека с применением поправочного коэффициента в пределах 0,80—0,95 (Васильев, 1970).

Результаты анализов проб из шнековых скважин несколько ниже данных колонкового бурения. Отсюда следует, что шнековое бурение целесообразно применять только при поисково-разведочных работах, а колонковое — при детальной разведке.

Глава XIX

ОПРОБОВАНИЕ СКВАЖИН МЕХАНИЧЕСКОГО КОЛОНКОВОГО БУРЕНИЯ

1. Механизация отбора проб от кернов разведочных скважин

Опробование при бурении скважин по сравнению с опробованием в горных выработках имеет следующие недостатки: недоступность забоя для непосредственного осмотра, а также ограничен-

ность и неповторимость материала пробы (керна и шлама). Это накладывает особую ответственность на геолога и пробщика при опробовании буровых скважин. При разведке месторождений широко применяются станки колонкового бурения ЗИВ-150, ЗИФ-300, ЗИФ-650А, ЗИФ-1200А, СБА-500, СБА-800, БСК-100 и др.

Выход керна по руде обычно колеблется от 50 до 80%. В плотных и однородных рудах и породах он повышается до 100%. В мягких и трещиноватых рудах выход керна иногда снижается до нуля. При отсутствии или малом выходе керна в пробу поступает шлам, при этом качество опробования значительно снижается. Учитывая это, следует добиваться максимального выхода керна при бурении.

После отвинчивания коронки куски керна извлекают из колонковой трубы, обмывают водой и укладывают в керновый ящик в порядке их извлечения. Правила хранения и геологической документации керна изложены в специальных инструкциях. Интервалы опробования могут быть равными (например, метровыми) или неравными (секционными). При отчетливой перемежаемости разных естественных типов руд пробы надлежит брать по секциям. Длина каждой секции определяется мощностью рудного прослоя. В жилах малой и средней мощности весь рудный керн составляет одну и не более двух проб. При опробовании массивных и вкрапленных руд большой мощности следует применять отбор проб равными секциями с длиной керна в отдельной пробе в 1,2 или 3 м, в соответствии с методами предстоящей эксплуатации.

Буровые скважины задают обычно вкрест простирания рудной залежи или пласта. Извлеченный из скважины керн в целом можно рассматривать как вполне представительную бороздовую пробу, вырезанную из рудной залежи с помощью бурового станка. Отсюда следует, что проба от керна также должна быть отделена вдоль его оси без всяких пропусков. Оставшаяся часть керна сохраняется в качестве геологического документа и для всевозможных исследований.

Отделение пробы от керна может производиться способом раскалывания или способом резания. В практике работы горных предприятий и геологических экспедиций широко применяются керноколы с ручным или гидравлическим приводом. Кернокол предназначен для продольного и поперечного раскалывания керна диаметром от 50 до 130 мм всех категорий пород (рис. 51). На станине смонтированы рабочий цилиндр с поршнем и штоком, головки с колунами, гидравлическая система и бак для масла. Сбоку станины укреплен электромотор. При ходе поршня правая головка с колуном передвигается в направлении к левой. Керн сжимается между колунами головок и раскалывается по оси пополам.

Способ раскалывания керна с помощью кернокола (или молотка и зубила) уже не отвечает современным требованиям. Геологам следует отказаться от устарелого способа деления керна раскалыванием и перейти на его резание.

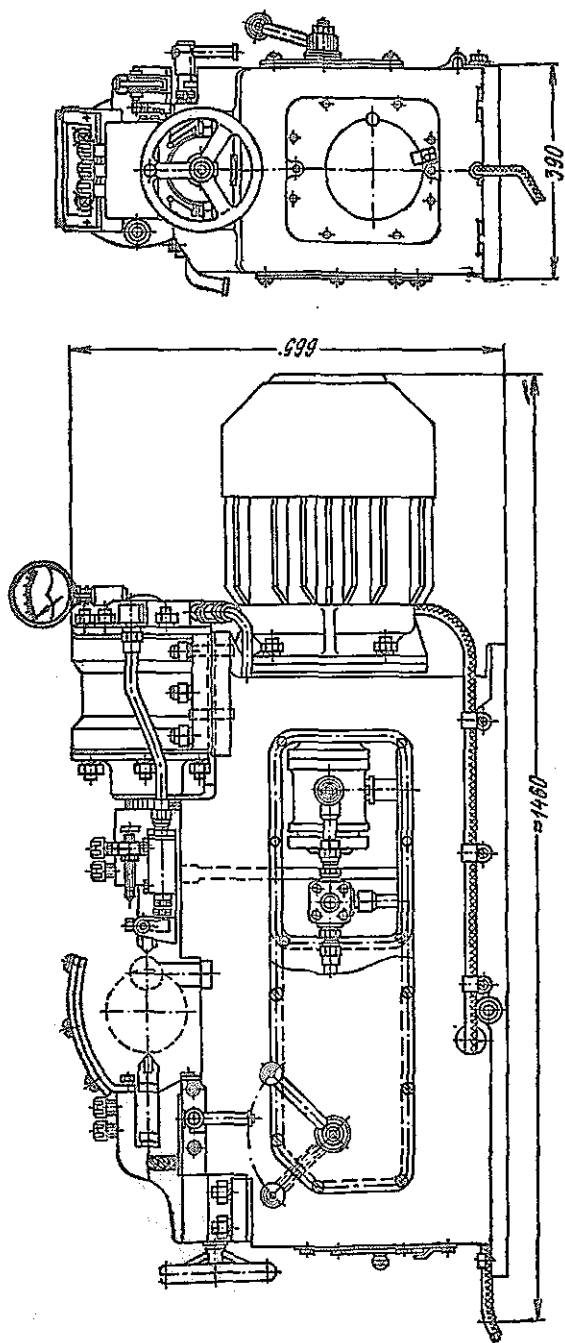


Рис. 51. Гидравлический кернокод

Проба, вырезанная с боковой поверхности керна бороздой малого сечения, практически часто имеет ту же представительность,

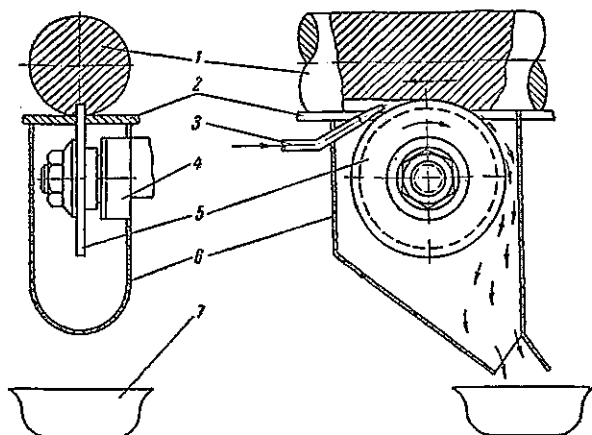


Рис. 52. Процесс отбора бороздовой пробы от керна
1 — керна; 2 — каретка; 3 — трубка для подачи воды; 4 — вал фрезы; 5 — фреза; 6 — бачок для направления пробы в приемный сосуд 7

что и весь керна в целом. Такова идея, положенная в основу прогрессивного метода механического бороздowego опробования керна,

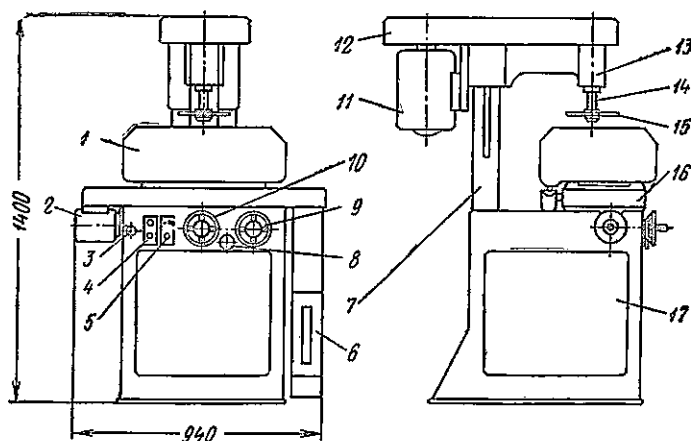


Рис. 53. Эскиз внешнего вида станка УКС-2-СГИ

1 — ванна; 2 — электродвигатель механизма подачи; 3 — кнопка включения подачи; 4 и 5 — кнопки пускателя; 6 — груз; 7 — цилиндрическая стойка; 8 — штурвал; 9 и 10 — рукоятки; 11 — главный электродвигатель; 12 — клиноременная передача; 13 — хобот; 14 — шпиндель; 15 — рабочий диск; 16 — стол; 17 — прием пробы

разработанного в Свердловском горном институте (Альбов, Челышев, 1958, 1963). Пробную борозду вдоль керна вырезают на спе-

циальном станке стальной, карборундовой или мелкоалмазной дисковой фрезой. На рис. 52 изображен процесс отбора бороздовой пробы. Эксцентричный подшипник вала фрезы позволяет перемещать ее ось по вертикали. Это дает возможность менять глубину борозды от нуля до 12 мм. Ширина борозды зависит от толщины фрезы и может меняться от 3,5 до 8 мм.

Кафедрой техники разведки Свердловского горного института разработана конструкция нового универсального камнерезного станка УКС-2 (рис. 53). Он предназначен для отбора бороздовых проб от керна из разведочных скважин, пройденных по горным породам VI—XII категорий по буримости для резки керна или образцов пород в различных направлениях. Основные показатели его технической характеристики следующие.

Диаметр разрезаемого керна, мм	25—130
Диаметр алмазного отрезного круга, мм	50—320
Число об/мин шпинделя	3000
Мощность электропривода к шпинделю, кВт	1,7
Ход каретки, мм	350
Длина зажимаемого керна, мм	300
Производительность насоса, л/м	5
Габариты станка, мм	
длина	1500
ширина	940
высота	1560
Масса станка, кг	230

Обрабатываемый керн вместе с режущим его алмазным отрезным кругом заключен в герметически закрывающуюся ванну из прозрачного плексигласа. В ванну подается вода, охлаждающая рабочий инструмент и смывающая шлам от резания керна через отверстие в нижней ее части в пробоприемный сосуд. Ванна, все узлы и детали гидравлической системы изготовлены из полимерных материалов и резиновых трубок. Это обеспечивает стерильность пробы в процессе циркуляции промывных вод.

Общий расход алмазов для шлифовальных кругов типа АПП составляет 0,02 карата на 1 м борозды, износостойкость их 800—1000 м борозды на круг. Производительность при резании керна в зависимости от твердости породы колеблется от 30 до 250 см² в мин.

Применение станка УКС-2 повышает производительность обработки керна со сбором материала распила на опробование в 9,4 раза по сравнению с нормами, утвержденными Министерством геологии СССР (М. М. Лубянский и др., 1970 г.).

2. Рациональное опробование керна

В Свердловском горном институте разработан более совершенный способ механического опробования керна резанием на универсальном камнерезном станке УКС-2 конструкции СГИ. Керн разрезается на станке вдоль его оси на две неравные части (рис. 54).

Малый сегмент толщиной около 15 мм укладывается в ящик для хранения геологической документации. Материал распила (мука) поступает в химическую пробу. Большая часть керна используется для изготовления шлифов и всевозможных образцов специального назначения или же служит материалом для технологического опробования руд.

На основании экспериментальных работ, выполненных в производственных условиях, установлены следующие преимущества методов опробования кернов фрезерованием и резанием, предложенных Свердловским горным институтом, по сравнению со способом раскалывания их на керноколе.

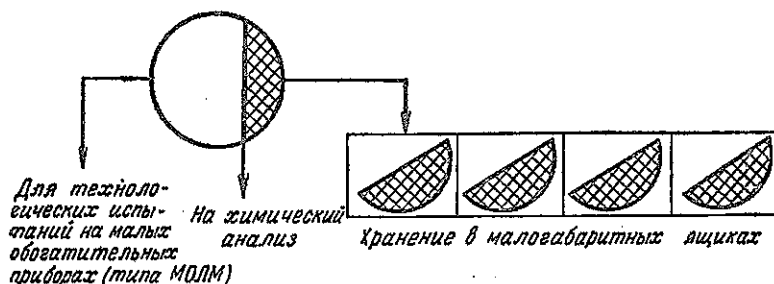


Рис. 54. Рациональное использование рудного керна

Диаметры скважины, мм	Размеры ящика, см		
	длина	ширина	высота
24—59	51,5	30,5	3,5
66—91	51,5	30,5	3,5
110—150	51,5	30,5	3,5

1. В одной механической операции совмещаются процессы отбора, измельчения и сокращения пробы. Ситовой анализ типичных проб, взятых методами СГИ, показал, что класс — 0,1 мм составляет в них около 85% массы проб, а класс — 1,0 + 0,2 мм не превышает 5%. Отпадает необходимость применения керноколов, дробилок и валков.

2. Начальная масса проб резко уменьшается — с 10—15 кг до 150—200 г.

3. Пробы, взятые методами СГИ, имеют более высокую представительность по сравнению с пробами, отбитыми керноколом. В проведенных экспериментах коэффициенты корреляции колебались от + 0,725 до + 0,990. Практически это доказывает возможность замены обычных проб, взятых керноколом (половинок керна), пробами муки, полученной от фрезерования или резания керна.

4. Исключается пылеобразование при опробовании, что отвечает требованиям техники безопасности.

5. Резко снижается расход электроэнергии при обработке проб.

6. По сравнению с принятым на производстве способом раскалывания керна производительность труда при бороздовом опробовании твердосплавными фрезами возрастает в 4 раза, карборундовыми дисками в 6 раз, мелкоалмазными в 12 раз.

7. Стоимость опробования на 1 пог. м керна при применении твердосплавных дисковых фрез снижается на 1,1 руб., стандартных абразивных дисков на 1 р. 45 к., алмазных дисковых фрез на 1 р. 74 к.

8. Появляется возможность отбора проб от керна с неравномерной минерализацией из двух-трех или четырех борозд, смешанный материал которых дает достаточно представительную пробу. При необходимости можно произвести повторный отбор проб от одного и того же керна.

9. Установка станка для опробования на автомашине позволяет отбирать химические пробы непосредственно на буровой скважине, в связи с чем отпадает необходимость в излишних перевозках керна.

10. По мере отбора бороздовых проб от рудного керна остается большое количество материала для технологической пробы. Учитывая это, можно в значительной мере сократить метраж скважин, задаваемых специально для взятия технологических проб.

11. Открывается возможность перехода на бурение скважин меньшими диаметрами, что дает значительный технический и экономический эффект без снижения качества геологической информации (М. Н. Альбов, В. Л. Челышев, 1963 г., Г. К. Волосюк, 1969 г.).

3. Влияние истирания рудных кернов на представительность бороздовых керновых проб

При разведке колонковым бурением многих рудных месторождений имеет место избирательное истирание керна. Наиболее резко оно проявляется в кернах твердых руд с вкраплениями и прожилками мягких и хрупких рудных минералов (молибденит, киноварь, антимонит, шеелит и т. п.).

Следует различать два вида истирания: истирание на полное сечение керна с уменьшением его линейного выхода и истирание боковой поверхности керна с сохранением полного линейного выхода с пробуренного интервала. В действительности наблюдаются оба вида истирания.

Полное истирание керна происходит на небольших интервалах с прожилками мягких и хрупких рудных минералов (молибденовые и ртутные месторождения прожилково-вкрапленного типа). Отбор проб от керна в этом случае обязательно должен сопровождаться опробованием бурового шлама. При разведке колонковым бурением медных и медно-молибденовых штокерковых месторождений часто встречающиеся прожилки молибденита и халькопирита быстро истираются, сильно понижая выход керна. Проведенные на одном из медных месторождений экспериментальные работы

по избирательному истиранию керна установили наличие закономерной связи между содержанием металла и выходом керна. В табл. 42 приведены значения поправочных эмпирических коэффициентов к содержанию металла при различном выходе керна.

Таблица 42

Значения поправочных коэффициентов к содержанию меди и молибдена при различном выходе керна (по С. А. Денисову, 1960 г.)

Компонент	Выход керна в %						
	90	80	70	60	50	40	30
Медь	1,02	1,02	1,07	1,09	1,10	1,12	1,16
Молибден	1,08	1,15	1,23	1,30	1,37	1,43	1,49

Применение любых поправочных коэффициентов всегда вводит некоторую ошибку. Более рациональный способ опробования разработан В. Г. Ломаевым (1969). На Сорском молибденовом месторождении помимо прожилковых руд имеются брекчиевидные руды. Молибденит в них образует тонкую рассеянную вкрапленность в кварцевом цементе и надежно защищен от избирательного истирания. Сравнение данных опробования керна с результатами эксплуатации показало, что в брекчиевидных рудах средние содержания, а также запасы руд и металла хорошо совпадают.

В прожилковых рудах срыв керна происходит именно по рудному прожилку. При ориентировке прожилка перпендикулярно оси керна две трети прожилка истирается, и молибденит выносятся с промывной водой. Результаты разведки прожилковых руд колонковым бурением снижают содержание на 13%, запасы руды на 20%, запасы металла на 25—30%. В то же время содержание молибдена в шламе из шламовой трубы более чем в два раза превышает содержание в оставшейся части керна, а в буровой мути, вытекающей из устья скважины, молибдена содержится в 2,25 раза больше, чем в кернах с сопряженного интервала опробования.

Численная величина поправочного коэффициента K для Сорского месторождения определяется следующей формулой:

$$K = O_{\text{ме}} - \frac{C_6}{C_k} (O_p - 1),$$

где $O_{\text{ме}}$ — отношение фактических запасов металла к металлу, подсчитанному по керна;

C_6 — бортовое содержание металла;

C_k — среднее содержание металла по керновым пробам;

O_p — отношение фактических запасов руды к количеству ее, подсчитанному по керновым пробам.

Утвержденный ГКЗ поправочный коэффициент $K = 1,1$ к каждой керновой пробе, вводимой до оконтуривания, обеспечивает прирост запасов руды на 15% и прирост запасов металла на 17% (Ломаев, 1969).

Решающим параметром бороздовой пробы, определяющим ее представительность, является глубина борозды. Бороздовая проба, имеющая глубину, равную четверти диаметра керна, при любой величине бокового избирательного истирания имеет полную представительность относительно керновой пробы. При незначительной величине бокового избирательного истирания глубина борозды практически не оказывает влияния на представительность бороздовых проб.

4. Опробование бурового шлама

При малом выходе керна (менее 40—50 %) опробованию подлежит буровой шлам по тем же интервалам, какие установлены для проб керна. Буровой шлам может быть собран в шламовой трубе или у устья скважины. Материал, извлеченный из шламовой трубы, принято называть шламом; материал, собранный у устья скважины, называют буровой мутой.

Шламовая труба представляет собой открытую косо срезанную трубу того же диаметра, что и колонковая. Нижним концом она навинчивается на переходную муфту (рис. 55). Возникающий у забоя скважины шлам поднимается по узкому кольцеобразному пространству до верхнего конца шламовой трубы. Здесь скорость восходящей струи заметно падает вследствие резкого увеличения поперечного сечения потока промывных вод. Крупные и тяжелые минеральные частицы оседают в шламовой трубе. Поэтому материал из нее обычно бывает обогащенным, тогда как собранная одновременно буровая муть у устья скважины показывает меньшее содержание металла. Это обстоятельство следует учитывать при опробовании.

Шлам из шламовой трубы вымывают при помощи ручного насоса и сушат на железном листе. В случае применения при бурении глинистой промывки шлам следует отделять от глинистых частиц осторожным отмучиванием его в ковше над баком с водой. Из сухого шлама и сухой буровой мути магнитом извлекают частицы металлического железа от истирания дроби и буровой коронки. Эту очистку можно делать только при немагнитных рудах. При бурении без обсадных труб может появиться некоторое увеличение массы буровой мути за счет истирания стенок скважины от вращения штанг.

Большое внимание необходимо уделять наблюдениям за цветом буровой мути в процессе бурения. Изменение цвета указывает на переход забоя скважины в другие породы. В табл. 48 приведены некоторые характерные цвета буровой мути и соответствующие им горные породы.

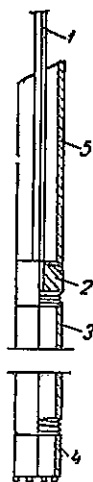


Рис. 55. Шламовая труба
1 — штанга;
2 — переходная муфта; 3 — колонковая труба; 4 — коронка; 5 — шламовая труба; 6 — шламовая труба

Горные породы, проходимые скважиной	Цвет буровой мути
Зона окисления, древняя кора выветривания метаморфических и других пород	Желтый
Бурые железняки	Кирпично-красный
Змеевики, порфиры, габбро, пироксениты, дуниты, хлоритовые сланцы	Светло-зеленый, грязно-зеленый
Колчеданные руды	Черно-зеленый
Углистые сланцы, бурый и каменный уголь, магнитный железняк, марганцевые руды	Черный
Известняки, мраморы	Белый

Буровая муť представляет собой материал с весьма однородным содержанием металла. И поэтому нет необходимости собирать буровую муť полностью. Вполне представительную пробу можно получить методом продольного многократного деления буровой муť

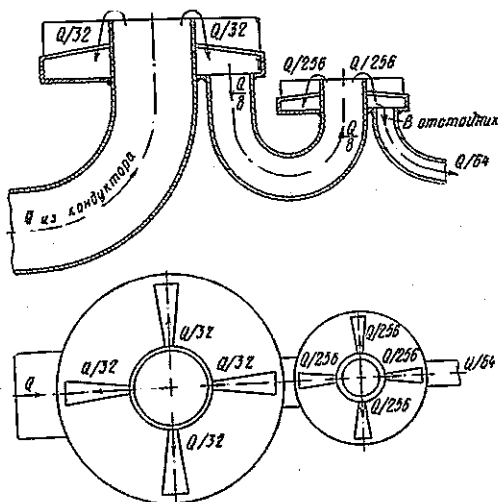


Рис. 56. Пробоотборник для буровой муť (конструкция Сорской ГРП)

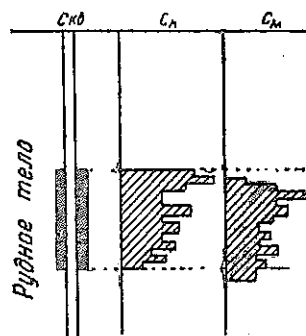


Рис. 57. Схема графического учета запаздывания выноса буровой муť

Δ — интервал с содержанием металла по анализам керна; C_m — то же, по анализам муť

при направлении ее в процессе бурения в специальные пробоотборники. Ниже описана одна из возможных конструкций пробоотборника для буровой муť, применяемая на Сорском молибденовом руднике.

Пробоотборник для буровой муť представляет собой агрегат из трех или четырех цилиндрических камер аналогичного устройства, соединенных последовательно в общем желобе (рис. 56).

Каждая из камер имеет диаметр и емкость меньшие, чем предыдущие. Поток буровой мути подводится снизу по осевой трубке первой камеры и выливается на верхнюю закрытую ее поверхность. В этой поверхности имеются четыре радиальных отверстия, через которые малая часть буровых вод проходит в первую камеру. Буровая муть из первой камеры поступает снизу по осевой трубке второй камеры, куда таким же способом поступает малая часть буровых вод.

При опробовании очень важно правильно учесть запаздывание выноса буровой мути из скважины. Минеральные частицы буровой мути поднимаются вверх по скважине со скоростью, равной разности скоростей восходящей струи промывных вод и свободного падения этих же частиц в спокойной воде.

При этом частицы более тяжелых рудных минералов, естественно, будут подниматься вверх по скважине медленнее, чем легкие нерудные частицы тех же размеров. Запаздывание определяют в метрах графическим путем. На профиле скважины отмечают интервалы опробования по керну c_k и мути c_m , а также данные анализов (рис. 57). Рудный интервал по мути при этом окажется более растянутым и сдвинутым вниз по оси скважины, чем интервал по керну. Так, например, при глубине скважины 105 м и угле наклона 70° величина запаздывания была определена автором на одном руднике в 3 м.

5. Бороздовое опробование стенок разведочных скважин

В Иркутском политехническом институте разработан вибрационный пробоотборник для отбора бороздовых проб со стенок скважины по рудным телам средней и высокой крепости (Булнаев, 1969).

Пробоотборник (рис. 58) устроен следующим образом. Через переходник 3 свободно пропущена труба 1, которая ввернута в верхнюю зубчатку 5 шарикового вибратора. Снизу в зубчатку 5 запрессованы четыре ролика или шарика, которые выступают на 5—6 мм. В центральный канал зубчатки ввернута трубка 10 для подвода промывочной жидкости в камеру Б и удержания свободно перекатывающихся шариков в рабочем положении. На трубке просверлено калиброванное отверстие 8 для сбрасывания промывочной жидкости в скважину через окна 11 и для регулирования давления в камере Б. Уплотнение между трубкой 10 и зубчаткой 12 осуществляется сальниковым устройством 13.

Нижняя зубчатка 12 ввернута в стакан 20. В торец зубчатки также запрессованы четыре ролика или шарика. Между зубчатками свободно перекатываются четыре шарика диаметром 28 мм, которые ограничены с боковых сторон трубой 6 и трубкой 10. С нижней стороны стакана 20 имеется паз для режущих наконечников 26. Стакан удерживается от поворота относительно переход-

ника 15 двумя шпонками 16. Внутри стакана размещаются поршень 17, шток 19 и пружина 18.

Режущие наконечники 26 насажены на оси 21 с некоторым зазором, чтобы разгрузить их от ударной нагрузки при работе вибратора. Удары воспринимаются стаканом 20. В пазах режущих наконечников располагается распорник 22, накрученный на нижний конец штока 19. Он служит для распора режущих наконечников

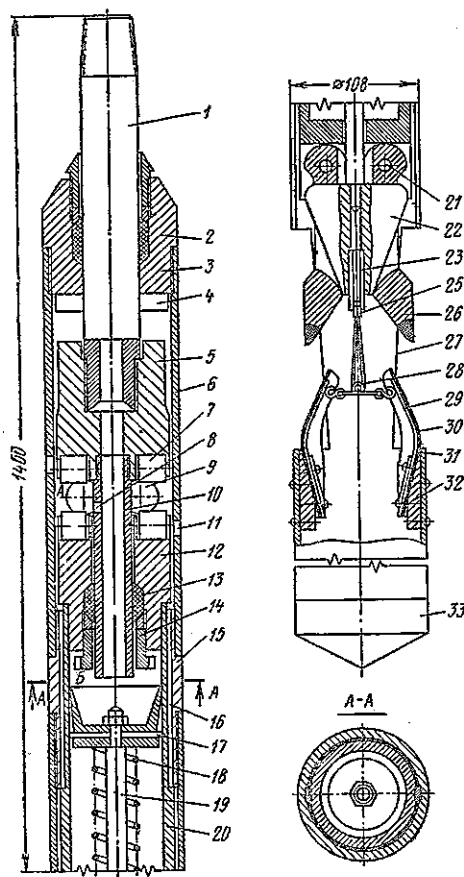


Рис. 58. Вибрационный пробоотборник для опробования стенок скважины.
По И. Б. Булнаеву, 1969

1 — буровая труба; 2 — сальник; 3 — переходник; 4 — кольцевая выточка; 5 — верхняя зубчатка; 6 — труба колонковая; 7 — ролики; 8 — калиброванное отверстие; 9 — шарики; 10 — трубка; 11 — окна; 12 — нижняя зубчатка; 13 — сальник; 14 — нажимная гайка; 15 — переходник; 16 — кольцевой зазор; 17 — поршень; 18 — пружина; 19 — шток; 20 — стакан; 21 — ось; 22 — распорник; 23 — винт; 24 — окно; 25 — болт; 26 — режущие наконечники; 27 — труба; 28 — оттяжная шпилька; 29 — корпус козырька; 30 — козырек; 31 — пластинчатые пружины; 32 — втулка; 33 — наконечник

между стенками скважины при отборе бороздочных проб. Режущие наконечники армированы твердосплавными резцами Г-118 из сплава ВК-15. На трубе 27 имеются два окна 24 для выхода режущих наконечников и улавливания пробы. В нижней части окон располагается пробоулавливающее приспособление, состоящее из козырьков 30, пластинчатых пружин 31, тросика с крючками и регулировочного винта 23, ввернутого в распорник. Труба 27 в нижней части переходит в пробосборник. Длина пробосборника может быть

изменена в любых пределах в зависимости от массы отбираемой пробы.

Перед спуском прибора в скважину регулируют выход режущих наконечников за пределы снаряда, используя данные кавернометрии. Он изменяется в зависимости от глубины отбираемых борозд от 10 до 40 мм с помощью трубы 27. При наворачивании трубы 27 на переходник 15 выход наконечников увеличивается, и наоборот.

После регулирования труба 27 укрепляется на переходнике специальным болтом. Пробоулавливающее устройство также должно быть отрегулировано с помощью винта 23 таким образом, чтобы козырьки 30 при подъеме не выходили за пределы снаряда.

Пробоотборник опускается в скважину на бурильных трубах. По достижении необходимой глубины в снаряд подается промывочная жидкость. Под давлением жидкости поршень 17 вместе с распорником 22 опускается вниз, сжимая пружину 18. При этом режущие наконечники распираются распорником между стенками скважины с усилием 800—1000 кгс, при давлении жидкости в камере Б в 10—12 кгс/см². Если теперь снаряд без вращения подать вниз, то заостренные резцы внедрятся в стенки скважины. Для проверки надежности внедрения резцов давление на снаряд необходимо увеличить до 1000—1200 кгс и при отсутствии смещения его вниз включить шариковый вибратор, дав вращение бурильным трубам. Под действием ударной нагрузки, создаваемой вибратором, резцы легко скалывают руду со стенок скважины, образуя на них две вертикальные борозды шириной 30 мм и глубиной от 10 до 40 мм.

Пробоулавливающее устройство включается в действие автоматически. При подаче жидкости в снаряд распорник 22 опускается вниз и ослабляет натяжение тросика, изогнутые пластинчатые пружины прижимают козырьки 30 к стенкам скважины. За счет этого обеспечивается полное извлечение материала, отбиваемого со стенок скважины. При выключении насоса поршень и распорник поднимаются под действием пружины 18 в исходное положение и стягивают козырьки, переводя их в положение подъема.

Время, затрачиваемое на отбойку борозд длиной 0,2—1,0 м в крепких рудах, не превышает 5—15 мин. Практически масса проб обычно совпадает с теоретической, что указывает на выдержанность размеров борозд. Материал пробы представлен в основном крупными обломками (20—40 мм), вполне пригодными для геологической документации и исследования руд.

Опробование стенок скважины является целесообразным при недостаточном выходе керна по рудным телам (Булнаев, 1969).

Для отбора проб из пластов каменных углей (и относительно некрепких руд) по стенке буровой скважины применяются пробоотборники с выдвигаемыми резцами. Резцы выдвигаются за пределы корпуса с помощью клиньев, приводимых в действие штоком гидравлического поршня. Материал пробы попадает в пробосборник,

расположенный под резцами. Возврат резцов и поршня в исходное положение осуществляется пружинами.

Особую группу пробоотборников составляют боковые стреляющие грунтоносы, использующие при отборе проб энергию пороховых газов. Под действием пороховых газов боек вылетает из корпуса грунтоноса и врезается в стенку скважины. При подъеме бойки с образцами угля с помощью тросиков выдергиваются из стенок скважины и вместе с грунтоносом поднимаются на поверхность. Объем полости бойка 20 см^3 (Атякин, 1968).

6. Проверка результатов опробования скважин опробованием горных выработок

На каждом руднике могут иметь место случаи вскрытия горными выработками пробуренных ранее скважин. При этом создаются благоприятные условия для контроля достоверности данных опробования буровыми скважинами. Забойная проба, отобранная для сравнения, должна по возможности находиться в месте пересечения рудного тела буровой скважиной или отстоять от места пересечения не более чем на 0,5—1,0 м.

В рудных телах большой мощности сравнению подлежат средние содержания металла, полученные при пересечении рудного тела скважиной и пройденным в ее профиле ортом. В случае вскрытия скважины штреком следует сравнивать содержание металла не по всей скважине, а только по пачке рудного тела, вскрытой сечением штрека.

При любом сравнении следует особенно тщательно сличить описание руд по скважине и по горной выработке. В рудных телах с заметно изменчивым содержанием металла для сравнения не рекомендуется брать только одну пробу в забое. Лучше ее заменить средним содержанием по штреку из ряда проб на протяжении 20—30 м (по 10—15 м в обе стороны от профиля скважины).

Сопоставление результатов опробования из нескольких скважин с данными горных выработок позволит вывести поправочный коэффициент K по содержанию металла:

$$K = \frac{\text{содержание металла в забое горной выработки}}{\text{содержание металла в буровой скважине}}.$$

Если коэффициент K относительно устойчив, его можно использовать при подсчете запасов металла в блоках, разведанных бурением. По опыту автора на одном руднике поправочный коэффициент по содержанию золота для скважин колонкового бурения составил 1,5.

ОПРОБОВАНИЕ УГЛЕЙ, НЕФТИ И СОЛЕЙ

1. Месторождения ископаемых углей

Пластовые пробы являются основными при поисках и разведке ископаемых углей. Они подразделяются на пластово-дифференциальные и пластово-промышленные.

Пластово-дифференциальная проба характеризует качество каждой угольной пачки и каждого породного прослоя, входящих в угольный пласт. Породные прослои мощностью менее 1 см рассматриваются как составные части тех угольных пачек, с которыми они имеют более прочный контакт. При однородном строении угольного пласта дифференциальные пробы отбирают по интервалам мощностью 0,5—1,0 м, а в мощных пластах (более 10 м) по интервалам 2—3 м.

Пластово-промышленная проба характеризует качество угольного пласта в совокупности всех составляющих его угольных пачек и породных прослоев. В эту пробу включаются все угольные пачки и породные прослои, содержащиеся в пласте, за исключением отдельно вынимаемых при эксплуатации.

Отбор пластовых проб в забое, тщательно очищенном от грязи и пыли, производится бороздой шириной от 30 до 15 см и глубиной от 3 до 5 см в зависимости от твердости угля. Общая масса пластовой пробы составляет от 16 до 32 кг. В забое проба упаковывается в плотные мешки и выдается на дневную поверхность. Одновременно отбираются образцы почвы и кровли пласта и выполняется необходимая документация. Уголь после отбора проб должен анализироваться незамедлительно. Чем мельче раздроблен уголь, тем быстрее он окисляется и теряет свои первоначальные свойства. И это обстоятельство до некоторой степени препятствует применению механических пробоотборников, при котором происходит измельчение материала пробы. Наибольшая сохранность проб угля достигается при хранении их в стеклянных банках с резиновыми или стеклянными притертыми пробками.

При разведке бурением угольный керн загрязняется шламом и глинистым раствором. Весь извлекаемый из скважины керн следует тщательно промыть чистой водой. Угольный керн часто получается неоднородным, состоящим из коротких столбиков, обломков и кусочков. В пробу следует брать весь керн по опробуемой пачке. При разведке прочных углей с хорошим выходом керна для отбора проб можно применить способ механического бороздowego фрезерования с сечением борозды, например, 10 × 10 мм. Пробу угля из буровых скважин можно получить с помощью боковых стреляющих грунтоносов (ГБС). Однако небольшое количество угля, отобранное грунтоносами, может обеспечить анализы только на золу и на выход летучих.

Подготовленные к анализам пробы сдают в химическую лабораторию, где определяются следующие показатели:

влага W^P и W^a — на рабочее топливо и аналитическая;
зола A^c — на абсолютно сухое вещество;
сера S_{06}^c — общая на абсолютно сухое вещество;
выход летучих веществ V^r — на горючую массу угля;
теплота сгорания Q_0^r и Q_H^r — по бомбе на горячую массу и низшая на рабочее топливо.

Для оценки качества смешанных гумусово-сапропелевых углей В. С. Огарковым (1962) предложен показатель — индекс качества летучих веществ. Этот показатель определяется как отношение теплоты сгорания летучих веществ 1 г угля к количественному их выходу, выраженному в процентах на горючую массу:

$$a = \frac{Q^r - k(100 - V^r)}{V^r},$$

где a — коэффициент качества летучих;

Q^r — теплота сгорания углей;

k — коэффициент качества беззольного кокса, равный 80 (величина постоянная);

V^r — выход летучих веществ.

С помощью этого индекса по техническим анализам выделяется пять обособленных групп углей, резко отличающихся друг от друга в промышленном отношении (рис. 59).

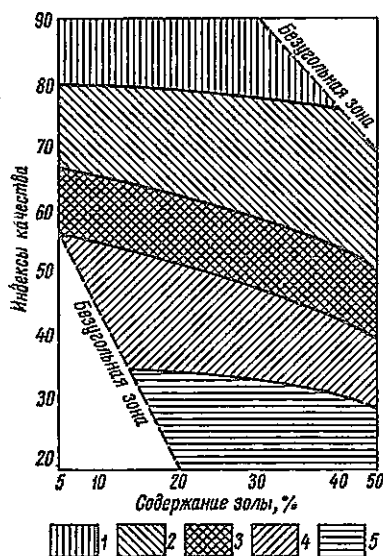


Рис. 59. Диаграмма для определения качества ископаемых углей. По В. С. Огаркову, 1962

1 — сапропелитовые; 2 — гумусово-сапропелитовые; 3 — гумусовые; 4 — окисленные смешанные; 5 — окисленные

2. Месторождения нефти и газа

При встрече горных пород, окрашенных или пропитанных нефтью, необходимо установить присутствие

нефти в породе. В пробирку помещают 2—3 см³ измельченной породы и заливают равным по объему количеством очищенного бензина (или бензола). После взбалтывания и отстаивания по окраске и ее интенсивности можно приближенно судить о степени насыщенности породы нефтью.

Хорошим испытанием породы на содержание органического вещества является прокаливание образца в пламени паяльной трубки. Содержащийся в породе органический углерод выделяется в виде дыма с запахом, напоминающим жженую резину. При ударе

молотком битуминозные известняки также издают характерный запах.

При появлении нефти в скважине следует произвести пробное откачивание до установления притока нефти на одном уровне или до начала его падения. Одновременно отбираются пробы нефти в объеме по 3 л. Для сбора и хранения проб следует пользоваться стеклянными банками с притертыми пробками. Непосредственно на скважине можно определить плотность нефти с помощью специальных нефтяных ареометров.

При определении плотности следует записать температуру нефти с помощью отдельного термометра и определить ее вязкость вискозиметром. Вязкость измеряется путем сравнения времени истечения данного количества нефти через воронку с узким отверстием со временем истечения того же объема воды через ту же воронку.

Элементарный состав нефти определяется общими методами органического анализа. Одновременно определяется теплопроизводительная способность (калорийность) нефти путем сжигания ее в калориметре. Калорийность можно также определить на основании данных элементарного анализа по формуле Д. И. Менделеева:

$$Q = 81C + 300H - 26(O - S).$$

Технические свойства нефти определяются дробной перегонкой. Для общего представления о нефти достаточно отобрать возгоны: 1) от атмосферной до 150°С и 2) от 150°С и выше. В первой фракции содержатся наиболее ценные продукты (нафт, газолин). Во второй фракции получаются керосиновые и соляровые дистилляты. В остатке (мазут) содержатся смазочные масла и парафин.

При одновременном выделении нефти и газа из скважины газ собирают отдельно при помощи опрокинутой воронки и газоотводной трубки в опрокинутую бутылку, наполненную водой. Исследования проб газа производят в специальных лабораториях.

3. Месторождения минеральных солей

Калийная залежь Верхне-Камского месторождения представлена свитой сближенных сильвинитовых и карналлитовых пластов, разделенных между собой пластами каменной соли. Сильвинитовая зона приурочена к нижней части залежи. Верх сложен карналлитовой зоной. Все пласты смяты в складки. По вещественному составу выделяются два естественных типа руд: сильвиниты и карналлиты. Основными минералами являются галит, сильвин и карналлит. Среди сильвинитов по текстурным признакам и окраске выделяются пласты красные, пестрые, полосчатые. Элементами примесей в рудах являются бром и рубидий. Все типы руд отличаются выдержанностью вещественного состава. Коэффициенты вариации отдельных компонентов составляют 10—20% и как исключение 40%. Полезными компонентами служат хлористый калий для сильвинитов, хлористый магний для карналлитов и бром

в обоих естественных типах руд. Вредными примесями считается нерастворимый остаток, а для сильвинитов также и хлористый магний, если его содержание в руде превышает 1%.

Разведка ведется буровыми скважинами и горными выработками. Отбор проб из керна скважин колонкового бурения можно произвести на обыкновенном токарном станке путем сверления отверстия по оси керна. Из шахт по каменной соли лежащего бока проходят штреки. Размеры эксплуатационных блоков принимаются 300 × 300 м. Из штреков снизу вверх бурятся скважины. По скважинам проводят опробование всех пластов продуктивной толщи. Расстояние между скважинами 300 м, при детализации оно уменьшается до 100 м. По каждой скважине отбирается до 20 проб. Высокая гигроскопичность солей требует особо тщательной упаковки проб. Пробы карналлитовых руд расплываются при естественной влажности воздуха. После измельчения и сокращения пробы следует хранить в стеклянных банках с притертыми пробками.

На основании произведенных исследований все анализируемые компоненты целесообразно делить на главные и второстепенные. Главными компонентами в сильвинитовых и карналлитовых рудах следует считать хлористый калий, хлористый магний, бром и нерастворимый остаток. Все остальные компоненты (кальций, сульфатная сера, хлористый натрий) являются второстепенными. Отобранные пробы делятся на две категории. Пробы первой категории, взятые по редкой сети, анализируются на все компоненты. Пробы второй категории, взятые из промежуточных скважин, подвергаются анализу только на главные компоненты. Второстепенные компоненты определяются по расчетным уравнениям. В итоге этих исследований существенно сократился объем работ по опробованию разрабатываемых месторождений (Мягков, 1962).

Глава XXI

ОПРОБОВАНИЕ СТРОЙМАТЕРИАЛОВ И ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ ИНЖЕНЕРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ИЗЫСКАНИЯХ

1. Опробование стройматериалов

При проведении разведочных работ на строительные материалы в зависимости от вида полезного ископаемого и намеченной области его применения опробование может иметь различное назначение:

- а) определение химического и гранулометрического состава полезного ископаемого (цементные глины, стекольные пески);
- б) определение гранулометрического состава с дополнительным установлением некоторых других показателей (пески для бетонов и строительных растворов, гравий для бетонов);

в) определение химического состава и технологических свойств, а также по отдельным видам сырья и гранулометрического состава (карбонатные породы для цементного производства, глины огнеупорные, тугоплавкие и легкоплавкие, гипс);

г) определение физико-механических показателей (камень облицовочный, материал на бут и щебень).

Опробование нерудного сырья, для оценки которого главное значение имеет химический и минеральный состав, производится в горных выработках пометрово-послойным бороздовым методом. Проба отбирается из борозды шириной 10—15 см и глубиной 5—10 см, направление борозды должно быть перпендикулярно напластованию. От керна скважин колонкового бурения пробу следует отбирать путем продольного распила керна на камнерезных станках, при этом шлам (мука) от распила керна, как правило, является вполне представительной пробой для химического анализа.

Опробование нерудного сырья, для которого основное значение имеет характеристика физических свойств и размерность кусков (штучный камень), производится путем выемки монолитов из разведочных выработок, обнажений и пробных карьеров, а также выпиливанием кубиков из керна. Размер ориентированных монолитов обычно составляет не менее $20 \times 20 \times 20$ см.

Требования промышленности к отдельным видам сырья при исследовании взятых проб излагаются в специальных руководствах.

2. Опробование горных пород при инженерно-геологических изысканиях

При инженерно-геологических изысканиях необходимо определить состав, состояние и инженерно-технические свойства грунтов, составляющих основания сооружений. Опробование имеет целью определение надежных расчетных показателей свойств пород, обеспечивающих рациональное проектирование и строительство сооружений, а также их прочность и долговечность.

На первых стадиях исследований отбираются образцы пород, по которым производится типизация грунтов по физико-механическим свойствам. При детальных изысканиях отбору подлежит основное количество образцов для определения прямых показателей. Для каждого инженерно-геологического элемента необходимо отбирать не менее 25—30 образцов грунта, по параметрам которых можно вычислить средние значения свойств грунтов.

Образцы грунтов отбираются как с ненарушенной, так и с нарушенной структурой. Ненарушенной структурой грунта в отличие от естественной в его природном залегании называется структура, испытывавшая незначительное изменение напряженного состояния при извлечении образца из выработки. При нарушении структуры грунта разрушаются природные структурные связи между частицами.

Образцы грунтов можно отбирать из любых горных выработок — расчисток, канав, шурфов, котлованов, штолен, шахт, карьеров, а также из различного назначения буровых скважин. Монолиты (образцы пород с ненарушенной структурой) отбираются только из горных выработок, а также из скважин колонкового бурения с хорошим выходом керна. Монолиты должны иметь форму куба, параллелепипеда или цилиндра объемом от $100 \times 100 \times 100$ мм до $300 \times 300 \times 300$ мм. Монолиты из кернов буровых скважин должны иметь диаметр от 60 до 100 мм и длину от 500 до 1500 мм.

При этом надо учитывать, что при бурении происходит нарушение периферийной зоны монолита (керна) толщиной от 3 до 10 мм.

Образцы грунта от исследуемого массива пород отбираются точечным методом, наиболее распространенным методом отбора проб в инженерно-геологической практике. Случайные значения показателей обрабатываются для получения средних значений методами математической статистики.

Известные технические средства для отбора образцов грунтов подразделяются на три группы:

1) вспомогательные механизмы и инструмент, с помощью которых от массива отделяется определенный объем грунта;

2) грунтоотборники (буровые инструменты для взятия образцов грунта с нарушенной структурой);

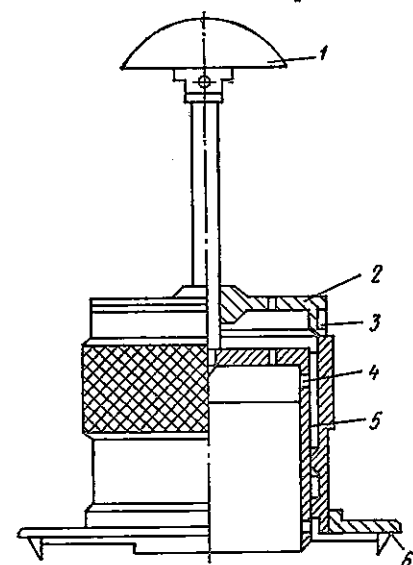


Рис. 60. Задавливаемый грунтонос для отбора монолитов грунтов из горных выработок. По А. В. Васильеву, 1970
1 — ручка; 2 — крышка корпуса; 3 — корпус; 4 — крышка кольца; 5 — опора; 6 — опора

3) грунтоносы (специальные приборы для отбора монолитов грунтов).

К вспомогательным механизмам относятся отбойные молотки с пневматическим или электрическим приводом, дисковые пилы и пр.

Грунтоотборники не получили широкого распространения при инженерно-геологических изысканиях. Основными способами погружения грунтоносов в грунт являются задавливающий, забивной, вибрационный, вращательный и обуривающий. По конструктивному выполнению известно большое разнообразие грунтоносов. В их основе — тонкостенная труба с заостренным снаружи в нижней торцевой части наконечником, башмаком. Для предохранения от выпадения образца грунта при подъеме из скважины грунтоносы

имеют шариковый или пружинный клапан и более узкое входное отверстие башмака.

При инженерно-геологических изысканиях широко применяется механическое шнековое бурение. Опробование грунтов, извлекаемых шнеками, имеет свои особенности, описанные в главе XVIII.

Из горных выработок, пройденных по мягким и вязким породам, монолиты отбирают ручным способом. Намечают контур монолита в забое, вырезают боковые и верхнюю грани монолита. Затем подрезают нижнюю грань, после чего монолит осторожно снимают, выравнивают, наносят на его гранях верх и низ.

Для отбора в таких же породах монолитов цилиндрической формы применяют задавливаемый грунтонос (рис. 60). Рабочей деталью грунтоноса служит тонкостенное цилиндрическое кольцо с заостренным снаружи нижним краем. Перед отбором монолита внутреннюю поверхность кольца покрывают тонким слоем технического вазелина. На ровной поверхности грунта устанавливают грунтонос, и заостренные выступы опорной площадки вдавливают в грунт. Нажимом на ручку или ударами по ней рабочее кольцо равномерно вдавливается в грунт на глубину, превышающую на 1 см высоту кольца. Затем ручку отвинчивают от крышки кольца, а грунтонос осторожно извлекают из грунта. Монолит с кольцом и крышкой окапывают и подрезают с помощью ножа (Васильев, 1970).

Часть третья

ОПРОБОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Глава XXII ОПРОБОВАНИЕ РОССЫПЕЙ

1. Опробование подземных подготовительных и очистных забоев

При разработке россыпей подземным способом опробование забоев имеет решающее значение для установления направления горных выработок, определения промышленной мощности пласта, высоты очистного забоя и пр.

Основным способом отбора проб является проведение широкой вертикальной борозды от почвы до кровли забоя, подразделяемой на горизонтальные ленты (проходки) до 0,2 м.

Таблица 44

Размеры бороздовой пробы в зависимости от группы россыпи

Группа россыпей	Размеры борозды, м	Объем, м ³	Число ендовок по 0,02 м ³
Выдержанные	1,0×0,2×0,2	0,04	2
Менее выдержанные	1,5×0,2×0,2	0,06	3
Невыдержанные	2,0×0,2×0,2	0,08	4

Отбор бороздовых проб и транспортировка их к месту промывки выполняются проходческими бригадами под руководством горного мастера. Для отбора проб используются отбойные молотки с пневматическим или электрическим приводом (рис. 61).

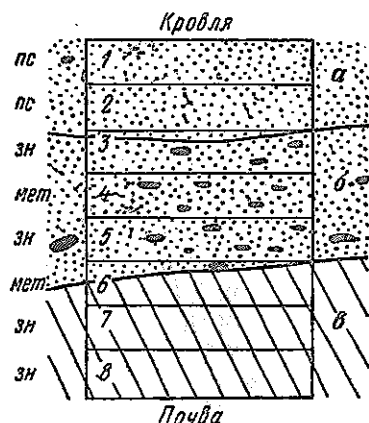
Первую пробу берут с плотика (почвы россыпи) на глубину его задиры при эксплуатации (обычно 0,2 м). Материал пробы поступает в ендовку для замера точного объема. Борозду по пескам делят на три неравные части: нижнюю, среднюю и верхнюю. Отбивать материал из борозды следует только снизу вверх. Нижнюю пробу берут от плотика россыпи на высоту 0,4—0,5 м, средняя захватывает всю середину забоя длиной 1,1—1,4 м и верхняя длиной 0,3—0,4 м освещает прилегающую к кровле выработки часть забоя. Каждую пробу снабжают биркой с номером, который записывают в полевой книжке геолога.

Деление забоя по высоте на отдельные части дает возможность изучить металлоносность россыпи по отдельным ее слоям. Если имеются валуны, определяют их количество (в процентах) по площади забоя (или по объему) путем глазомерной оценки. При отборе проб одновременно производится геологическая зарисовка забоя в масштабе 1 : 50.

Пробы на промывку доставляют в ендовках. Для промывки над ручьем устанавливают палатку с удобным для промывки проб рабочим местом. Для промывки мерзлых песков в зимнее время около шахты устраивают теплое помещение. Иногда на шахтах промывку проб организуют под землей, в специальной камере возле штрека. Камера должна иметь яркое освещение.

Рис. 61. Расположение бороздковых проб при подземной разработке золотых россыпей. По С. Г. Желнину, 1968

а — крупнозернистый песок с мелким гравием и льдом; *б* — галька плохо отсортированная с глиной, песком и льдом; встречаются крупные валуны (Ø 30 см); *в* — глинистые сланцы трещиноватые, у контакта с рыхлыми отложениями сильно разрушенные, *пс* — пусто; *зн* — знаки; *мет* — металл



Пробы промывают на небольшом специальном вашгерде или на механизированной промывальной установке (ПОУ-4), которые обслуживаются техником-геологом и опытным рабочим-промывальщиком. Собранный шлик сушат, после чего от него отделяют золото, взвешивают его, сыпают в бумажный капсюль и записывают в журнал.

Для вычисления содержания металла в пробе в граммах на 1 м³ массу шлихового золота умножают на 50 (объем ендовки составляет 1/50 часть кубического метра). Среднее содержание по забою вычисляют как среднее взвешенное пропорционально длинам борозд отдельных проб. При полной отработке россыпи в пробах задиры плотика должны оставаться «знаки» или «пусто». Крупные золотины — весьма обычное явление при разработке многих россыпей. Поэтому массу крупных золотинов нередко вводят в подсчет среднего содержания по россыпи в целом и по забою.

Результаты опробования забоев следует наносить на специальный план. Можно рекомендовать нанесение данных в виде дробей, где числитель (красная тушь) означает содержание золота в граммах на кубический метр, а знаменатель (черная тушь) — выемочную мощность пласта в метрах.

2. Опробование дражных забоев

Правильное опробование дражных забоев имеет важное практическое значение. По данным опробования определяют среднее содержание металла в 1 м³ добываемой горной массы устанавливают контур дражного полигона и контролируют чистоту задирки плотика или почвы россыпи.

Контур дражного полигона совпадает с линией бортового (минимального промышленного) содержания металла. На местности этот контур отмечают вешками, в пределах которых и ведут драгирование россыпи. Известны случаи, когда фактический контур полигона драгирования не вполне совпадает с разведанным контуром. В разведанном контуре по данным эксплуатационного опробования может оказаться участок с некондиционным содержанием металла. Запасы такого участка следует списать по акту как забалансовые. Здесь же может оказаться участок с промышленным содержанием, но не отработанный по горнотехническим причинам. Запасы такого участка следует списать по акту как потери. Учитывая подобные случаи, необходимо систематически проводить опробование бортов забоя в процессе работы драги.

Строго наблюдая за распределением ценного металла в плане, иногда мало обращают внимания на изменение содержания в вертикальном разрезе россыпи. Опробование дражного забоя по вертикали может определить наличие глинистых пропластков с повышенным содержанием золота («ложный плотик») и качество задирки плотика при драгировании. Опробование на драгах имеет следующие особенности: забой и плотик россыпи находятся под водой и потому недоступны для осмотра, пробы берутся из движущихся черпаков во время работы драги; места отбора проб должны быстро регистрироваться как в плане, так и по вертикали ввиду непрерывного движения драги вдоль забоя.

При эксплуатации россыпей дражным способом на предприятиях Дальнего Востока принята следующая методика и техника опробования забоев (А. С. Власов, 1962 г.). Опробование забоев и бортов дражных разрезов состоит в отборе «бороздовых» проб из толщи рыхлых отложений. Опробование почвы россыпи заключается в отборе проб из элювия пород, слагающих плотик россыпи. Бороздовая проба отбирается не в виде сплошной задирки, а из движущихся ковшей. Она больше напоминает пунктирную или точечную борозду. При быстрой работе пробщика можно отбирать материал в ендовку из каждого третьего проходящего ковша. Полная ендовка набирается из пяти ковшей.

За время отбора пробы черпаковая рама перемещается в плане на 5—6 м. Поэтому отбор пробы начинается за 2—3 м до подхода рамы к точке опробования и заканчивается после того как рама переместится за точку опробования на 2—3 м. В пробу отбирается только порода, находящаяся на козырьке дражного ковша (рис 62). Каждая борозда по высоте забоя делится на секции. Длина

секции отвечает величине опускания черпаковой рамы по вертикали (по торфам на 1 м, по золотоносному пласту и по задирке плотика на 0,2 м). Точки отбора проб располагают по шахматной сетке через 30 м по длине и через 20 м по ширине выдержанных россыпей (рис. 63). На невыдержанных россыпях применяют сеть 30 × 15 м. Точки отбора проб выносятся маркшейдером на площадь полигона и закрепляются пикетами. Нумерация проб ведется по каждому ряду, начиная с цифры 1. Каждой пробе присваивается номер, первая цифра которого отвечает номеру ряда, а вторая номеру пикета. Например, проба 23 находится во втором ряду на третьем пикете (см. рис. 63). Бортовым пробам присваивается номер, первые две цифры которого отвечают номерам ближайших рядов, а третья — номеру ближайшего пикета. Сеть опробования наносится на маркшейдерский план в масштабе 1 : 500 и 1 : 2000 и привязывается к опорным пунктам маркшейдерской съемки.

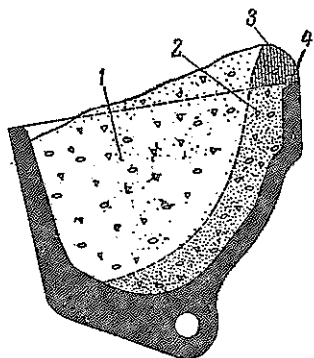


Рис. 62. Разрез дражного ковша. По А. С. Власову, 1962

1 — навал; 2 — материал с опробуемого горизонта; 3 — материал для пробы; 4 — козырек черпака

Опробование плотика россыпи начинается с момента появления в ковшах элювия коренных пород и прекращается после получения отрицательных результатов, указывающих на отсутствие металла в почве забоя. Положение точек отбора проб по вертикали определяется глубиной черпания по формуле

$$H = H_1 + H_2,$$

где H — глубина черпания относительно дневной поверхности забоя в м;

H_1 — высота надводного борта в м;

H_2 — высота подводного борта в м.

Высота подводного борта H_2 измеряется с помощью специальной деревянной рейки длиной 4,5 м (рис. 64). На одном конце рейки укреплен свободно вращающийся ролик, на другом находится катушка с ручкой. Рейка между катушкой и роликом разделена на интервалы до 5 см, отмеченные черной и белой краской. На свободном конце шнура крепится поплавочек. Шнур имеет метки: красную в 4 м от поплавка, синюю в 5 м и зеленую на расстоянии 6 м от поплавка. Перед замером рейка укладывается на дневной поверхности так, чтобы ее конец с роликом был выдвинут от бровки разреза на 0,5 м. Красную метку шнура устанавливают против нуля на рейке. После этого раскручивают катушку до момента прикосновения поплавка к горизонту воды в разрезе и делают отсчет по рейке.

Глубина подводного борта H_2 определяется по формуле

$$H_2 = L \cdot \cos \alpha - (h_1 + h_2),$$

где H_2 — глубина подводного борта в м;

L — длина черпаковой рамы в м;

α — угол наклона рамы (от вертикали);

h_1 — высота оси верхнего барабана черпаковой рамы над палубой понтона драги в м;

h_2 — высота надводной части понтона драги в м.

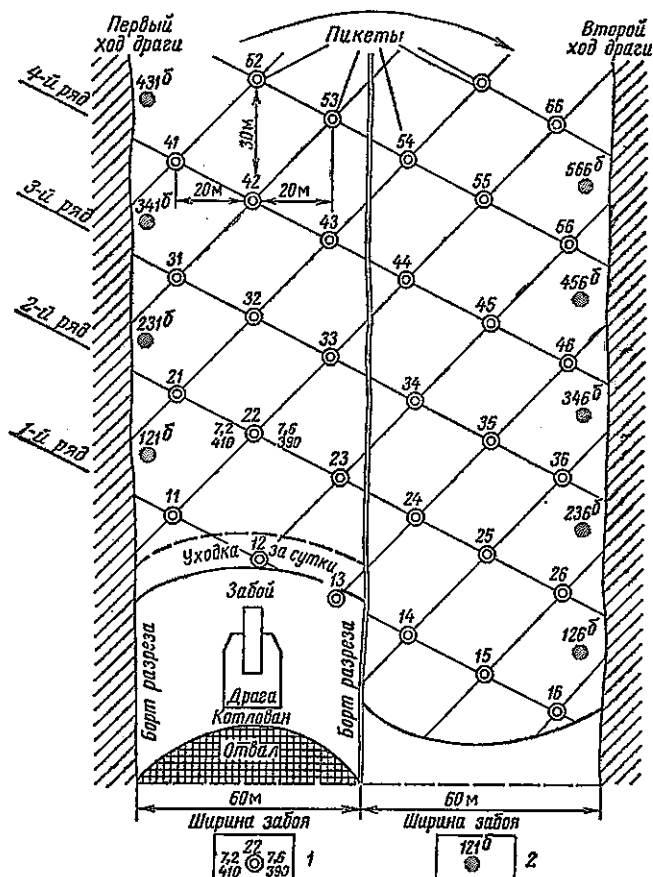


Рис. 63. Схема расположения точек отбора проб при разработке выдержанной россыпи драгой продольными ходами. По А. С. Власову, 1962

1 — забойная проба (22 — номер пробы; 7.2 — глубина выемки (торфа + песок), м; 410 — содержание металла на глубину выемки, мг/м³; 7.6 — глубина отработки (торфа + песок + зачистка почвы), м; 390 — содержание металла на глубину отработки, мг/м³); 2 — бортовая проба (121б — номер бортовой пробы)

На каждую драгу составляется расчетная таблица величины подводного борта для различных углов наклона рамы.

Промывка проб производится на палубе драги, в носовой ее части. Пробы промывают на обогатительной установке, например ПОУ-4. Хвосты от промывки за каждую смену подвергают доводке с применением ртути. Полученный из хвостов металл распределяется пропорционально содержаниям по опробованным интервалам. Шлихи и металл после сушки ссыпают в пакеты из плотной бумаги с указанием на них адреса проб и визуального результата опробования («золото», «знаки», «пусто»). Пакеты со шлихом и

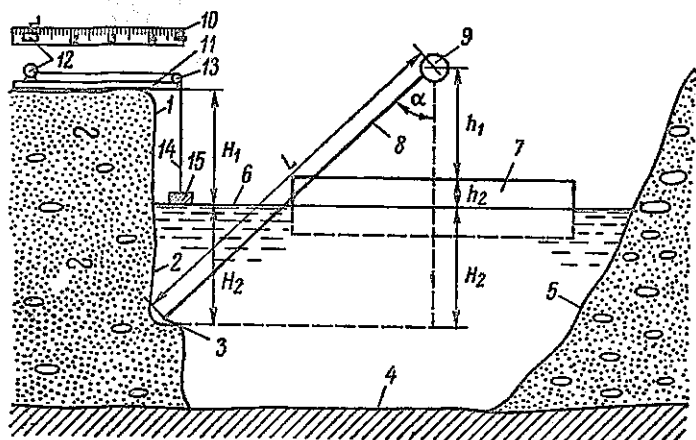


Рис. 64. Схема определения точек отбора проб в дражном забое. По А. С. Вла-
сову, 1962 г.

1 — надводный борт разреза; 2 — подводный борт разреза; 3 — точка отбора пробы; 4 — плотик россыпи; 5 — отвал; 6 — уровень воды в котловане; 7 — повтои драги; 8 — черпа-
ковая рама; 9 — барабан черпаковой рамы; 10 — вид рейки в плане; 11 — вид рейки сбоку;
12 — катушка; 13 — ролики; 14 — шнур; 15 — поплавок

золотом вкладывают в специальную металлическую банку. Банка с пробами за каждые сутки передается геологу драги для обработки и вычисления содержания металла.

Металл от шлиха отделяется отдувкой и взвешивается с точностью до 1 мг. Среднее содержание золота по борозде определяется средневзвешенным способом пропорционально длинам секций. Оно рассчитывается по двум вариантам: а) на дражную массу без учета проб плотика и б) на массу до полной глубины отработки с учетом задиры почвы россыпи.

На драгах новой конструкции отбор пробы из забоя производят в завалочном люке с помощью специального пневматического опрокидного устройства, позволяющего отсечь необходимое количество песков от общего потока, направляемого в промывную бочку. Отсеченную пробу подвергают грохочению, при этом гальку сбрасывают в отвал. Нижний продукт подают на вибрационный грохот и на стол-концентратор. Концентрат затем подвергают доводке на борту драги.

При первом зашагивании пробы отбирают по всей ширине забоя в трех-четыре-х местах с отдельной обработкой проб торфов, речников и песков. При втором зашагивании пробы берут с правого борта в отдельности по торфам, речникам и пескам. При третьем зашагивании такие же пробы берут с левого борта. Затем весь цикл повторяется. За тройное зашагивание получается полное представление о распределении металла в частях полигона.

Результаты опробования заносятся в журналы и заверяются подписями геолога и промывальщика проб. По каждой опробованной точке (пикету) ведется зарисовка (профиль). Образцы пород из плотика россыпи передаются в геологический отдел прииска. По этим образцам уточняется геологический план плотика с установлением возможных рудопроявлений, источников россыпного золота (А. С. Власов, 1962 г.).

3. Опробование забоев при гидравлической разработке россыпей

При гидравлической разработке россыпных месторождений опробованию подлежат борта и плотик карьера. Фактически отрабатываемый гидравлическим способом контур иногда может не совпадать с разведанным: его границы могут быть увеличены или уменьшены. В первом случае следует оформить прирезку площади и увеличение запасов, во втором — их уменьшение.

Борта карьера опробуют вертикальными бороздами через 10 м. Отбойку бороздовой пробы ведут снизу вверх по интервалам от 0,5 до 1,0 м, соблюдая правила техники безопасности. Почву незащищенного плотика опробуют шурфами по сети 10×10 м. На защищенном плотике берут пробы из закопшек глубиной до 0,5 м по сети 5×5 м. Для контроля берут пробы хвостов после шлюзов.

Особое внимание следует уделять тщательной геологической документации коренных горных пород, слагающих плотик разрабатываемой россыпи. В плотике могут быть обнаружены коренные месторождения золота или же горные породы с явными признаками гидротермального их изменения вблизи золоторудных жил.

4. Опробование техногенных россыпей

В каждом золотоносном районе значительным резервом для добычи ценного металла являются ранее отработанные россыпи. Такие россыпи, получившие наименование техногенных, состоят преимущественно из дражных отвалов торфов, гали и эфелей. Сюда же относятся остаточные целики, не выработанные по разным причинам (бортовые, внутриконтурные, охранные, участки с недообработанными или незащищенными песками). Основные запасы шлихового металла сосредоточены в огромных по объему горной массы отвалах торфов, которые требуют особого подхода и их геолого-экономической оценке. Отвалы торфов дражной или гидравли-

ческой разработки разведуются шурфами по шахматной сетке с валовым опробованием всей вынутой из шурфов породы. По опытным данным, оптимальный объем валовых проб при разведке техногенных россыпей на Северо-Востоке СССР составляет: для торфяных отвалов 15—20 м³, для галечных 30—40 м³, для эфельных 2—3 м³ (Богомыгков, Травин, 1969).

5. Значение поправочных коэффициентов при разведке и эксплуатации россыпей

Практика эксплуатации россыпей дражным и гидравлическим способами показывает, что разведка определяет около 60% запаса шлихового металла, извлекаемого при разработке. Отсюда принято вводить так называемые поправочные коэффициенты от разведки к эксплуатации, имеющие важное значение для контроля разведки, подсчета запасов и планирования производства.

Известны три вида поправочных коэффициентов:

1) по горной массе k_m — отношение выработанного объема к соответствующему объему по данным разведки в м³;

2) по содержанию шлихового металла (а точнее по его извлечению) k_a — отношение среднего содержания металла по данным эксплуатации к среднему его содержанию по данным разведки в мг/м³;

3) по запасу (намыву) шлихового металла k_z — отношение массы добытого шлихового металла к соответствующему его запасу по данным разведки в кг.

В подавляющем большинстве случаев величины этих коэффициентов несколько превышают единицу. Наиболее важное значение в практике дражных работ получил поправочный коэффициент по запасу металла k_z . Ниже приведены значения поправочных (намывочных) коэффициентов по шлиховому золоту при дражной разработке (по данным И. С. Рожкова и В. П. Трифонова):

Тип россыпи	Значения k_z
выдержанные	1,10—1,20
невыдержанные	1,30—1,40
весьма невыдержанные	1,40—1,60

Величина k_z зависит от способа разведки россыпей. Например, на невыдержанных россыпях, разведанных шурфами, $k_z = 1,30$; на таких же россыпях, разведанных буром «Эмпайр», $k_z = 1,50$. Ближе всего к единице k_z при траншейном способе разведки невыдержанных россыпей.

При составлении производственной программы для драги запасы, разведанные шурфовой или бурением, необходимо корректировать с учетом поправочного коэффициента по намыву металла.

ОПРОБОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

1. Опробование угольных карьеров

При разработке угольных месторождений для характеристики качества добываемого угля следует брать представительные пробы по каждому рабочему пласту. Выбор мест отбора проб определяется геологом шахты или карьера. Точки взятия проб должны быть расположены глубже зоны выветривания угля и в достаточном удалении от тектонических нарушений.

Основными видами проб при разработке угольных месторождений являются пластовые, эксплуатационные и товарные. Правила отбора пластовых проб описаны в главе XX. В очистных забоях пластовые пробы отбираются каждый квартал.

В условиях действующих угольных карьеров не всегда представляется возможность отбора эксплуатационных проб непосредственно от пласта в забое. В этих случаях отбор эксплуатационных проб допускается с переносной транспортной ленты или из вагонеток. С ленты отбирают порции по 100 кг каждая. Во время отбора очередной порции весь слой угля по ширине ленты снимается совком или лопатой. При взятии проб из вагонеток уголь из намеченных вагонеток берется полностью.

Проба в ящиках или мешках доставляется на площадку из плотно сбитых деревянных досок с бортами. Затем она поступает на грохота с диаметром отверстий 150, 100, 50, 25, 13, 1 и 0,5 мм. Из классов крупнее 25 мм выбирают породу, колчедан и сродки угля с породой; взвешивают их. Классы крупнее 25 мм дробят до 25 мм и сокращают до 60 кг. При измельчении до 13 мм сокращают пробу до 13 кг; при измельчении до 3 и 1 мм проба сокращается соответственно до 3,75 и 0,75 кг. Подготовленные пробы сдают в лабораторию (П. В. Васильев, 1949, 1951 гг.).

2. Опробование буровзрывных скважин
в карьерах железных, медных и молибденовых рудников

При разработке крепких руд открытым способом пробы отбирают из буровзрывных скважин в карьерах. Опробование скважин при надлежащей документации дает весьма детальный и ценный материал для точного установления контактов, выделения различных типов и сортов руды, изучения их химического состава, для текущего планирования качества добываемых руд.

Для проведения буровзрывных скважин широко применяются станки канатно-ударного бурения, бурильные машины типа БМК-2 с пневмоударниками и высокопроизводительные станки вращательного шарошечного бурения СБШ-250. В крепких рудах они обеспечивают бурение скважин диаметром до 150 мм и глубиной до 15—20 м. Извлекаемый из скважины шлам с преобладающей круп-

ве половинки. На нижний конец шламоуловителя навинчивается конусообразное дно для удобства его установки. На верхний конец прибора навинчивается кольцо с проволочной сеткой с диаметром отверстий 1,5—2,0 мм. Под кольцом на боковой поверхности цилиндра имеется отверстие диаметром 5 мм для слива воды.

Шламоуловитель устанавливается в вертикальном положении на расстоянии 10 см от устья скважины. При бурении воздушно-водяная смесь со шламом проходимых пород выбрасывается вверх из устья скважины и ударяется в горизонтальный щит станка. Шлам равномерно оседает вокруг устья скважины. Для ограничения разбрасывания шлама к щиту подвешивается кожух из листовой резины. Небольшая часть шлама попадает через кольцо с сеткой в шламоуловитель и осаждается в нем в виде столбика проходимых скважиной руд и пород, в точности повторяющего геологическую колонку скважины в уменьшенном масштабе и в перевернутом положении. Почти 75% шлама состоит из частиц размером менее 0,5 мм и 40% его представлены частицами менее 0,1 мм.

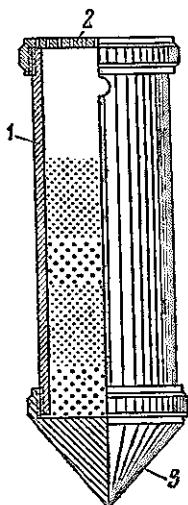


Рис. 65. Шламоуловитель

1 — корпус; 2 — сито;
3 — конусообразное дно

Для извлечения столбика шлама отвинчивают крышку и дно и снимают одну половинку цилиндра. Уплотненный шлам остается в другой половинке в виде столбика массой от 0,1 до 0,6 кг, сложенного поперечными слоями разного цвета. Массивный магнетит образует шлам черного цвета, порфирит — темно-зеленого, скарн — зеленовато-бурого. Описание горных пород производится визуально по цвету и внешнему виду шлама. Для буровзрывных скважин такой способ геологической документации является вполне удовлетворительным.

Для точного замера мощности пройденных пород столбик шлама разрезается ножом по осевой плоскости. Отсчет мощности слоев производится по миллиметровой линейке, приложенной к осевой плоскости столбика. Зная величину пробуренного интервала L в метрах, общую высоту столбика шлама H в миллиметрах и мощность слоя одной из пород по столбику шлама h в миллиметрах, можно установить количество метров l , пробуренных по данной породе:

$$l = \frac{L \cdot h}{H}, \text{ м.}$$

Буровой мастер в начале смены получает в табельной шламоуловитель и устанавливает его в 10 см от устья скважины. Заполненный шламом прибор сдается в табельную после каждой смены. Пробщик-коллектор доставляет заполненные шламоуловители в

ностью частиц менее 2 мм поднимается с забоя воздушной струей. Применение новых станков потребовало коренных изменений методики и техники опробования и геологической тации буровзрывных скважин.

На некоторых рудниках применяется отбор шламовых пыльным способом после бурения из ореола отложения шлама скважины. При этом шлам ложится на неровную и трещиноватую поверхность уступа; при отборе проб это приводит к систематическим ошибкам. Установка железного листа в горизонтальном положении у устья скважины перед началом бурения изолирует шлам от поверхности уступа и существенно улучшает отбор проб.

При однородном составе руды из каждой скважины достаточно взять одну пробу на всю высоту уступа. В блоках, сложенных рудой и пустой породой в различных сочетаниях, отбор одной пробы из скважины не может обеспечить надежное определение содержания добываемой рудной массы. В некоторых случаях это приводит к существенному разубоживанию. Тогда по оси скважины приходится брать 5—6 отдельных проб с двухметровых интервалов.

Скважины канатно-ударного бурения опробуются, как правило, по двухметровым интервалам. При многократных ударах дол желонки шлам хорошо перемешивается и по содержанию металлов данного интервала представляет довольно однородную массу. Необходимо отбирать в пробу порцию шлама с каждого подъявления желонки. Вполне достаточно составить пробу из 6—8 порций, полученных через один подъем желонки. На Магнитогорском железорудном комбинате пробы шлама отбираются через каждые 2 м углубки скважины при последнем желонировании указанного интервала (Кольский, 1962).

Для более надежного отбора проб шлама буровой станок необходимо дополнить специальным разгрузочным устройством. Извлеченную из скважины желонку следует освобождать от шлама направляющим цилиндром, соединенным с наклонным желобом листовой стали. Цилиндр при помощи болтов крепится на платформе бурового станка. Внутри желоба на плоском его дне укреплены продольные перегородки. Шлам стекает по желобу вдоль перегородок. Одна из продольных струй шлама попадает в бак для приема пробы.

Для проходки буровзрывных скважин в карьерах и шахтах при эксплуатации скальных магнетитовых месторождений Северного Урала широко применяются буровые станки типа БА-100-М с погружными пневмоударниками. При бурении этим станком скважины диаметром 100 мм из ее устья под давлением до 8 кгс/см² выбрасывается воздушно-водяная смесь со шламом проходимых пород и руд.

Для сбора шлама применяется шламоуловитель (рис. 65) представляющий собой цилиндр длиной 110 м, изготовленный из отрезка трубы диаметром 40 мм. Цилиндр разрезан вдоль оси на

геологический отдел рудника. Уастиковский техник-геолог по опробованию составляет геологическое описание по каждой скважине и намечает интервалы отбора проб. Пробы подсушиваются и отправляются в химическую лабораторию с заказом на производство анализов (Альбов, Стуков, 1962).

При отборе проб шлама ручным или механическим способом большое значение имеет расстояние точек отбора пробы от скважины. Принудительное удаление шлама вентилятором в одну сторону создает на станках СБШ-250 эллипс отложения шлама. При этом более тяжелые (рудные) частицы ложатся ближе, а более легкие (нерудные) дальше. В железорудных карьерах с увеличением расстояния от скважины точек отбора порций шлама уменьшается содержание железа и возрастает содержание кремнезема. Представительная проба шлама может быть получена отбором ее порций из 10—15 точек, равномерно расположенных в пределах эллипса его отложения.

По каждой скважине определяется одно значение содержания металла, которое и распространяется на блок в сфере ее влияния. Если в блоке имеется 2—3 скважины, то среднее содержание по блоку определяется как среднее арифметическое. Этот давно известный способ определения качества руды в блоке является удовлетворительным для блоков с содержанием металла в десятки процентов, с малым значением коэффициента вариации (железо, хром, марганец, $v = 10—20\%$). При содержании металла в руде в единицах процентов (медь, $v = 40—60\%$) и особенно в десятых и сотых долях процента (вольфрам, молибден, золото, $v = 100—150\%$ и более) среднее содержание металла в блоке лучше определять на основании более полной информации как внутри, так и вне оцениваемого блока. Последнему требованию удовлетворяет особый способ вычисления содержания, известный как способ Крайгинга. Пробы учитываются с тем меньшими массами, чем более они удалены от центра данного блока (Матерон, 1968).

Для практического применения принципа Крайгинга можно рекомендовать правило: среднее содержание металла в оцениваемом блоке z определять как сумму содержаний в центральной скважине $A(u)$ и одной четверти разности между содержаниями в скважине A и в ореоле B с учетом соответствующего знака (табл. 45 и рис. 66):

$$z = u \pm \frac{1}{4} (u - v).$$

Из примеров следует, что такой способ определения среднего содержания в блоке сглаживает данные опробования и тем самым точнее отвечает среднему содержанию металла в рудной массе при эксплуатации. Этот способ оценен положительно геологическим отделом молибденового рудника. Когда разность $u - v$ весьма невелика, применение способа Крайгинга нецелесообразно (Альбов, 1972).

Т а б л и ц а 45

Примеры применения способа Крайгинга для определения содержания металла в блоке

u	v	$u-v$	$\frac{1}{4} (u-v)$	$z = u \pm \frac{1}{4} (u-v)$
0,15	0,03	-0,12	-0,03	0,12
0,03	0,15	+0,12	+0,03	0,06
0,28	0,12	-0,16	-0,04	0,24
0,12	0,28	+0,16	+0,04	0,16
0,08	0,12	+0,04	+0,01	0,09

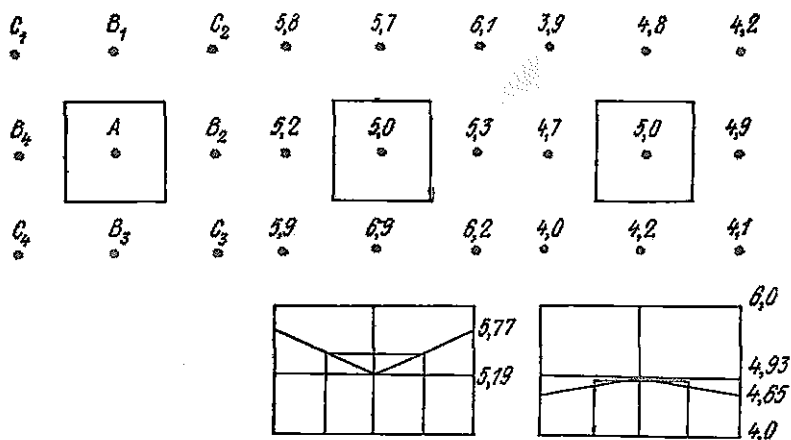


Рис. 66. Принцип Крайгинга (по Матерону)

B_1, B_2, B_3, B_4 — внутренний ореол; C_1, C_2, C_3, C_4 — внешний ореол; справа — два конкретных примера

3. Опробование асбестовых карьеров

Для проведения буровзрывных скважин в карьерах асбестовых рудников широко применяются станки механического канатно-ударного бурения. Однако использование шлама для опробования на содержание асбеста при этом оказалось невозможным. От многократных ударов долота и желонки происходит настолько сильная деформация асбестового волокна, что ситовой анализ дает совершенно искаженные результаты.

Для проведения эксплуатационного опробования приходится проходить специальные скважины колонкового бурения диаметром 100—85 мм по сетке 5 × 5 м. Полученный из скважины керн по всей высоте уступа составляет одну пробу, которая и обрабатывается описанным в главе VII способом.

Учитывая зависимость стоимости асбеста от длины волокна и соотношения сортов, в карьерах асбестовых рудников принято определять общее содержание асбеста и его качество не в весовых процентах по сортам, а в денежном выражении (в рублях). Для перевода сортности асбеста из весовых процентов в рубли применяется специальная расчетная таблица, в основу которой положены цены отдельных сортов асбеста, приведенные в главе VII.

Кафедрой маркшейдерии Свердловского горного института проведено исследование зависимости содержаний асбеста по сортам от общего содержания асбеста в руде. Было обработано 55800 результатов анализов с применением вычислительной техники. Зависимость содержаний асбеста по сортам от общих содержаний определяется уравнением:

$$y = ax^b,$$

где y — содержание асбеста определяемого сорта;

x — общее содержание асбеста.

В табл. 46 показаны уравнения связи по отдельным сортам.

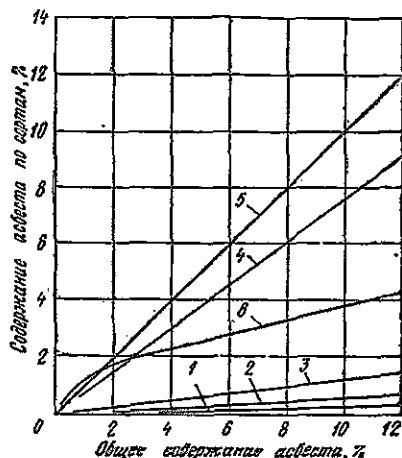


Рис. 67. График зависимости содержаний асбеста по сортам от общего содержания асбеста в руде. По И. М. Диденко, 1966

Таблица 46

Уравнения связи между содержанием асбеста по сортам (y) и общим содержанием (x) по Баженовскому месторождению

Сорта асбеста	Уравнение связи	Сила связи
I—III	$y_{I-III} = 0,020 \cdot x^{1,346}$	0,807
IV	$y_{IV} = 0,033 \cdot x^{1,207}$	0,982
V	$y_V = 0,112 \cdot x^{1,058}$	0,990
VI	$y_{VI} = 0,836 \cdot x^{0,966}$	0,998
VII	$y_{VII} = 1,104 \cdot x^{0,530}$	0,928

Для практического использования по этим уравнениям связи составлены графики (рис. 67, Диденко, 1966).

4. Использование экскаваторов для опробования забоев в карьерах

Широкое развитие механизации на открытых горных работах определяет новые специальные методы опробования.

Руды силикатных никелевых месторождений Урала представляют собой рыхлые песчано-глинистые массы с обломками серпентинита, известняка и кремневыми образованиями. По крепости они отвечают II—IV категориям (по М. М. Протодяконову), разрабатываются карьерами с высотой уступов 8—10 м с применением экскаваторов, почти без буровзрывных работ.

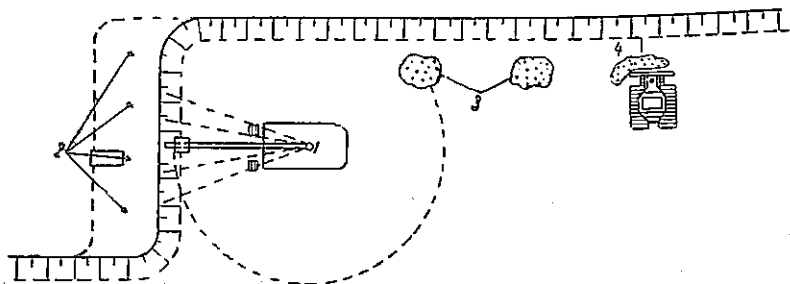


Рис. 68. Использование экскаваторов для опробования отбитой рудной массы в забое карьера (вид сверху)

1 — экскаватор; 2 — буровзрывные скважины; 3 — пробы, взятые экскаватором; 4 — уборка пробы бульдозером

По предложению Свердловского горного института на рудниках применяется ленточный способ опробования с помощью экскаватора. Машинист экскаватора (объем ковша 4 м³) по указанию геолога очищает забой от навала, стенку его от нависей, козырьков и заколов, а затем ковшом берет тонкий срез руды в виде ленты на всю вертикальную мощность обнаженного в забое рудного тела. Взятая ленточная проба в 100—150 кг высыпается на почву уступа неподалеку от места взятия пробы. Из навала пробщик горстевым способом отбирает пробу массой 2—5 кг для химического анализа.

При отборе с 10-метрового уступа 2—3 секционных проб (по нескольким типам руды) ленточные пробы берутся отдельно с каждого интервала опробования по высоте. В плане ленточные пробы располагаются через каждые 3—5 м проходки забоя.

Затраты рабочего времени на отбор одной бороздовой пробы ручным способом составляли 15—20 мин., при ленточном способе они сократились до 1—2 мин. Соответственно стоимость отбора одной пробы снизилась в 6 раз. По данным 180 экспериментальных проб, взятых ручным способом и с помощью экскаваторов,

коэффициент корреляции r по содержанию никеля составил $+0,88$ (Казанцев, Вторушин, 1969).

При ленточном опробовании с помощью экскаваторов обеспечения полной безопасности работ. Ленточный метод опробования рекомендуется не только для силикатно-никелевых месторождений, но и для других полезных ископаемых, разрабатываемых экскаваторами (осадочные руды железа и марганца, бокситы, огнеупорные глины, каолины и др.).

В карьерах с применением буровзрывных работ для предварительного разрыхления крепких руд перед экскавацией опробованию подлежит отбитая взрывом рудная масса. В карьерах Джезказганских медных рудников пробу отбирают ковшем экскаватора из трех или пяти вертикальных задинок по отбитой рудной массе и выгружают на площадку (рис. 68). Пробы от негабаритных глыб отбирают точечным способом при помощи молотка вкрест видимых мест кусочки присоединяют к точечной пробе от рудной массы.

Сравнение забойных проб с соответствующими пробами из буровзрывных скважин, взятых с одного и того же забоя, показало их взаимное сходство (отклонение в содержании меди составило не более 5% в сторону увеличения).

5. Прогноз содержания металла в блоках ближайшей эксплуатации

Многие рудные залежи обладают отчетливо выраженной анизотропией формы и содержания в них металла. Это обстоятельство дает основание широко применять метод экстраполяции для прогнозной оценки качества руд в блоках карьеров.

Метод экстраполяции был разработан и применен С. В. Поповым (1969 г.) на Магнитогорском железорудном карьере. Сущность его показана на рис. 69. Строится график содержания металла по двум или по трем предшествующим блокам по ходу движения забоя и далее этот график экстраполируется на оцениваемый блок. Для контроля такой же график можно построить и в вертикальной поперечной плоскости, учитывая содержание металла в выработанных блоках, расположенных выше. При этом в некоторых случаях необходимо учитывать влияние вторичной зональности.

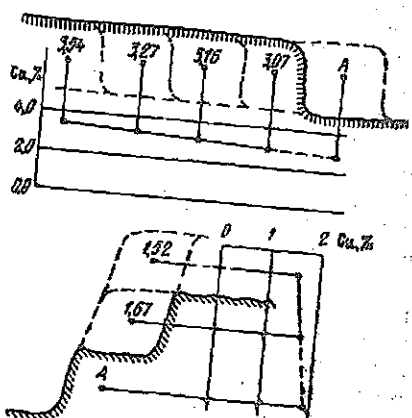


Рис. 69. Прогноз содержания металла в блоках ближайшей эксплуатации

ОПРОБОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

1. Опробование скважин подземного колонкового бурения

Подземное разведочное колонковое бурение на действующих рудниках производится в значительных объемах как обычными станками (ЗИВ-150), так и специальными (ГП-1, НЗ-2, ВЖР, Х-2, Х-4 и др.). Последними можно бурить скважины во всех направлениях длиной до 100 м и диаметром 45, 35 и 28 мм.

При определении методики опробования скважин, подземного колонкового бурения необходимо учитывать следующие обстоятельства: бурение производится в крепких породах без обсадных труб с хорошим, часто 100%-ным выходом керна; состав горных пород и руд хорошо изучен по кернам буровых скважин, пройденным с дневной поверхности, и по горным выработкам.

Керн оруденелых боковых пород и рудных тел подлежит секционному опробованию с учетом строения рудных тел. Весь керн составляет материал проб и, как правило, полностью поступает на химический анализ.

2. Применения для опробования и разведки глубоких скважин-шпуров

В практике буровзрывных горных работ широкое распространение получили длинные шпуров, пробуриваемые с помощью тяжелых колонковых перфораторов. Глубина таких скважин-шпуров обычно 15—20 м, а при благоприятных условиях может достигать 50 м. Опробование скважин-шпуров может привести к открытию новых рудных тел.

Материалом опробования является буровой шлам, легко вымываемый из скважин-шпуров, заданных вверх под углом 5—30°. В скважины-шпуров, заданные под такими же углами вниз, к промывной воде следует добавлять сжатый воздух для подъема бурового шлама и сбора его.

В забой ударяет коронка пневматического ударника, который вместе с колонкой штанг приводится в действие вращателем, расположенным над устьем скважины. Отработанный воздух интенсивно охлаждает коронку, омывает забой скважины и выносит буровую муку к ее устью. Сытовой анализ буровой муки показывает, что класс +0,5 мм (и не более 2 мм) составляет около 45%.

Для улавливания буровой муки, выходящей из устья скважины, применяется пылеуловитель. Он состоит из двух металлических труб, сваренных между собой под прямым углом. Первая труба входит в устье скважины и через нее проходит буровая штанга. Вторая труба имеет инжектор, подающий через узкие отверстия сжатый воздух и воду под давлением 1,5—2 кгс/см². При выходе из инжек-

64 м² на одну пробу. При этом средние параметры рудных жил и вполне допустимые отклонения для запасов категорий А и В по отдельным жилам, так и по их группам (Утин, 1962).

4. Опробование очистных забоев при разработке рудных залежей подэтажными штреками и системой с магазинированием руды

Указанные системы разработки применяют при крепких и устойчивых боковых породах. Опробованию подлежат боковые штреки (заходки), нарезаемые вкрест простирания залежи из подэтажных штреков. Кроме бороздовых проб можно применять горстовые, а также горстовые пробы из отбитой руды.

Данные опробования штреков (заходок) наносят на маркшейдерские планы по горизонтам подэтажных штреков, а также на вертикальные поперечные разрезы, проходящие через опробованные штреки. Широкое применение в этих условиях имеет опробование буровзрывных скважин, задаваемых для проходки штреков.

Система разработки с магазинированием отбитой руды при крепких рудах ведется потолкоуступной подработкой кровли с применением шпуров, пробуриваемых телескопными перфораторами. При менее устойчивых рудах отбойка производится с помощью веревки горизонтальных длинных шпуров, задаваемых из вспомогательных восстающих.

Кровлю очистного забоя согласно требованиям техники безопасности опробовать не разрешается. Опробование отбитой руды в магазине удобнее проводить горстовым способом. При более или менее равномерном содержании металла в руде опробование можно производить через один-два отбиваемых слоя.

5. Применение минералогических и геофизических способов опробования очистных забоев

Опробование очистных забоев в шахтах и карьерах по своим задачам существенно отличается от опробования в разведочных и подготовительных горных выработках. Очистные забои следует опробовать в целях уточнения качества руды в разрабатываемых блоках. Общие запасы руды и металла в этих блоках уже были определены ранее, при детальной разведке и подготовке блоков к эксплуатации. Это дает основание в очистных блоках применять облегченные экспрессные способы опробования, главное назначение которых состоит в оперативном контроле качества добываемых руд.

Внимательное изучение минерального состава добываемых руд некоторых золоторудных месторождений позволяет выделить так называемую «продуктивную» минеральную ассоциацию (предложено Н. В. Петровской), с которой связано заведомо промышленное содержание ценного металла. Наличие такой продуктив-

гора сильная воздушно-водяная струя увлекает за муку из устья скважины.

Для предохранения от попадания буровой муки воды в скважину свободные зазоры уплотняют при новых колец. Воздушно-водяная струя из инжектора ровную муку в виде пульпы через рукав в канавку в Направляя этот рукав в ведро для приема пробы, мы отдельные пометровые пробы по всей длине сква (Н. В. Шустов, 1957 г.).

3. Опробование очистных забоев при потолкоуступной разработке рудных жил

Опробование очистных забоев при разработке рудны толкоуступным способом обычно совмещают с маркшей замерами очистного пространства. По каждому разрабатываемому блоку маркшейдером составляется продольная проекция — в масштабе 1:200, на который наносится контур забоя. И ботанной за месяц площади блока делают отметку о месяце разработки. Забойные пробы, взятые в день ежемесячного шейдерского замера, точно ложатся на контур выработанного на паспорте блока. Пробы, взятые в очистных забоях, прив ют к опорным точкам и наносят на паспорт блока.

При разработке жил на некоторых рудниках наблюдается лишняя плотность опробования очистных забоев. В выработке блоке размером 30 × 40 м иногда получается более сотни химических проб. В табл. 47 приведено примерное количество проб один блок размером 40 × 60 м, которое вполне обеспечивает до точное представление о характере распределения металла в пределах очистного забоя.

Т а б л и ц а 47
Примерное количество химических проб на блок размером 40 × 60 м

Группа месторождений	Характер распределения металла в руде	Коэффициент вариации содержания, %	Возможный минимум проб в очистном забое
I	Весьма равномерный	До 20	10—15
II	Равномерный	20—40	15—25
III	Неравномерный	40—100	25—30
IV	Весьма неравномерный	100—150	30—40
V	Крайне неравномерный	Более 150	40—50

При разработке жильных месторождений золота и олова на Северо-Востоке СССР в очистных забоях применялась сеть опробования 4 × 4 м, или одна проба на 16 м². Исследования, проведенные рудничными геологами методом разрежения сети, доказали возможность опробования очистных забоев по сети 8 × 8 м

ной ассоциации в очистных забоях позволяет уверенно продолжать эксплуатацию.

На шеелитовых рудниках применяется люминесцентный способ минералогического опробования забоев (см. главу IV).

На железорудных карьерах Урала и Казахстана широко применяется определение содержания железа в буровзрывных скважинах без отбора проб с помощью магнитного каротажа. Магнитно-каротажный феррометр МФ-1 дает вполне удовлетворительные результаты по оперативному определению качества добываемых руд.

На урановых рудниках различные типы стационарных контрольных радиометров (РКС) применяются на всех стадиях разведки и эксплуатации, от забоя и до опробования рудной массы в вагонах (Л. Н. Посик и др., 1960 г.).

На свинцовых рудниках успешное применение нашел способ гамма-гамма-опробования руд в забое рудного керна и рудных масс на дневной поверхности (Зарубин, Косяков, 1969).

Можно было бы привести еще ряд примеров успешного внедрения геофизических методов опробования при эксплуатации. Применение геофизических методов опробования в шахтах и карьерах быстро развивается и дает возможность быстрого и оперативного управления очистными работами.

6. Определение содержания свободной двуокиси кремния в горных выработках

Широкое применение буровзрывных горных работ в подземных выработках на многих рудниках вызывает у горняков профессиональное заболевание — силикоз. По действующему законодательству горные породы и руды с содержанием свободной двуокиси кремния более 10% относятся к силикозоопасным. Решение вопроса об отнесении рудника к категории силикозоопасных производится путем соответствующего опробования забоев с анализом взятых проб на содержание свободной двуокиси кремния.

Породообразующим минералом свободной двуокиси кремния являются кварц всех разновидностей и в меньшей степени халцедон и опал. Излишне определять содержание кварца в породах, которые по минеральному составу содержат его заведомо больше 10%.

В рудных месторождениях большой и средней мощности опробованию должна быть подвергнута вся толща пород, вскрываемых горными выработками. При этом каждая литологическая пачка должна быть охарактеризована достаточным количеством проб. Опробованию подлежат все горные выработки, проходимые по силикозоопасным породам.

Отбор проб производится точечным методом с отбойкой в каждой точке кусков породы диаметром 2—3 см. Расстояния между точками принимают 20—50 см в зависимости от степени однород-

ности породы. Общая масса одной пробы должна составить 1—2 кг. Опробование можно производить по керну разведочных скважин.

Расстояние между линиями опробования по простиранию обычно 50—100 м; если породы хорошо выдержаны по простиранию, его можно увеличить до 200—300 м. В рудных жилах точечным способом отбирают шесть проб, из них две по рудной жиле и по две по вскрываемым породам висячего и лежащего боков. Отбор каждой пробы обязательно сопровождается зарисовкой забоя в масштабе 1 : 100 с указанием места взятия пробы.

Обязательному опробованию на взвешенную пыль должен быть подвергнут рудничный воздух при бурении шпуров, при производстве закладочных и погрузочных работ, в помещении по измельчению проб. Проба может быть получена за счет естественного оседания пыли на горизонтально поставленном экране площадью 1 м² (листе фанеры, покрытом листом плотной бумаги). Масса пробы при этом должна составлять 0,2—0,3 кг. Содержание взвешенной в воздухе минеральной пыли в граммах на 1 м³ можно определить при помощи портативного электрического пылемера. При отборе проб пыли записывают характеристику технических условий пылеобразования. Взятые пробы смешивают и сокращают в соответствии с принятой на руднике инструкцией.

Методика определения содержания свободной двуокиси кремния зависит от преобладающего размера зерен кварца в изучаемой породе. В табл. 48 показаны возможные области применения разных методов.

Таблица 48

Рекомендуемые методы анализа горных пород и руд на содержание свободной двуокиси кремния в зависимости от крупности зерен кварца (халцедона, опала)

Крупность зерен, мм	Горные породы, руды	Рекомендуемые методы анализа
Более 0,1	Песчаники, гнейсы, метаморфические сланцы, скарны, сульфидные руды	Подсчет числа зерен в измельченной породе под бинокулярной лупой (шлиховой метод)
0,1—0,01	Алевриты, метаморфические сланцы, кремнистые известняки, мраморы	Подсчет числа зерен в шлифе под микроскопом (петрографический метод). Подсчет числа зерен в измельченной породе под микроскопом (иммерсионный метод)
Менее 0,01	Глинистые сланцы, аргиллиты, известняки, бокситы	Полный химический анализ с пересчетом на минеральный состав и вычислением избытка SiO ₂ . Специальный метод (термический) для выделения свободной SiO ₂

Петрографический метод анализа с подсчетом числа зерен в шлифе под микроскопом применим только для горных пород и руд

весьма однородного минерального состава с крупностью зерен не менее 0,01 мм. Более надежен подсчет числа зерен кварца в измельченной пробе под бинокулярной лупой (шлиховой метод) или под микроскопом (иммерсионный метод).

Наибольшую трудность вызывает анализ тонкодисперсных горных пород и руд с зернами кварца менее 0,01 мм. В этом случае после тонкого измельчения горную породу или руду разделяют по возможности на мономинеральные фракции методом центрифугирования или с применением тяжелых жидкостей с последующим спектральным, химическим, термическим, рентгено-структурным анализами выделенных минералов. При более или менее известном минеральном составе пород или руд можно применить полный количественный химический анализ с пересчетом на минеральный состав и вычислением избытка SiO_2 , принимаемого за свободную двуокись кремния.

Для карбонатных пород и руд изучается минеральный состав нерастворимого остатка после обработки их соляной кислотой. Разработаны специальные методы химического анализа, позволяющие определять содержание свободной двуокиси кремния. Можно применять метод количественного термического анализа, описанный А. И. Цветковым (1962).

В каждом конкретном случае рудничный геолог может выбрать метод анализа, наиболее отвечающий исследуемым горным породам и рудам.

Содержание кварца определяют в объемных процентах. Для перехода к весовым процентам необходимо знать плотность породы и произвести пересчет по формуле:

$$\text{Весовой процент} = \frac{\text{объемный процент} \times \text{плотность кварца (2,7)}}{\text{плотность породы}}.$$

Плотность большинства породообразующих минералов колеблется в пределах 2,4—3,0, поэтому содержание кварца в весовых процентах практически равно его содержанию в объемных процентах.

Глава XXV

ОПРОВАНИЕ ОТБИТЫХ РУДНЫХ МАСС

1. Опробование отвалов горных работ и хвостов обогатительных фабрик

В практике геологического обслуживания горных предприятий нередко приходится производить опробование и подсчет запасов рудных масс уже выданных на дневную поверхность и находящихся в отвалах.

При резкой смене горных пород и руд на протяжении штольни, квершлага, штрека в породный отвал могли поступать горные

породы с признаками оруденения и даже руды, считавшиеся ранее некондиционными. В пределах рудного отвала обычно смешиваются разные естественные типы руд. Кусковая руда и рудная мелочь также распределяются неравномерно в отвале. Поэтому пробу следует брать из шурфов, секущих по вертикали весь отвал до его основания.

Количество шурфов и порядок их размещения на поверхности отвала зависят от изменчивости руд, от ожидаемого среднего содержания полезного компонента, от целей опробования, наконец, от экономических соображений. На отвалах с большой площадью шурфы можно располагать по квадратной сетке. На небольших отвалах размещение шурфов зависит от формы отвала, а также от его мощности по вертикали. При общем количестве шурфов около десяти на отвале средней величины необходимо стремиться, чтобы в сфере влияния каждого шурфа находились примерно равные объемы рудной массы.

Проходка шурфов в отвалах должна быть поручена опытным забойщикам с обязательным сплошным креплением. Материал от проходки каждого слоя (1—2 м) раскладывается в отдельные кучи вокруг шурфа. Каждую кучу подвергают опробованию горстевым методом. Из рудной массы с относительно равномерным оруденением достаточно отобрать горстевую пробу в 5—8 кг с каждого интервала. При неравномерном распределении металла в кусковой руде и в рудной мелочи последнюю отделяют грохочением и определяют весовой процент ее выхода. Затем отбирают горстевые пробы отдельно от кусковой руды и от рудной мелочи в установленной пропорции с последующим объединением отобранных фракций в одну пробу.

При разработке отвалов экскаваторами необходимо внимательно следить за состоянием забоя, который может находиться в неустойчивом равновесии. Категорически запрещается отбирать пробы от поверхности забоя в отвале, внезапная осыпь его может послужить причиной несчастного случая.

Попутно с опробованием отвала иногда решают специальные технические задачи: распределение рудной массы по классам крупности, отбор технологической пробы для испытания рудной массы на обогатимость и пр.

Отвалы эфелей и илов после обработки руд на обогатительных фабриках являются механическими отложениями осадков из вод, поступающих в отстойные бассейны. Причем наиболее тяжелые и крупные частицы рудных минералов отлагаются вблизи места разгрузки хвостового желоба. Поэтому лучше брать пробы из ряда точек, расположенных по расходящимся лучам от места поступления эфелей в бассейн, увеличивая расстояние между этими точками вниз по течению. Опробование производят шурфами или дудками с отбором вертикальных бороздовых проб со стенок через равные интервалы. Вместо дудок для опробования можно применить ручное бурение.

Опробование отвалов эфелей, вывезенных из отстойного бассейна, производят буровыми скважинами. При опробовании отвалов руд необходимо учитывать быструю окисляемость многих рудных минералов и выщелачивание полезных компонентов дождевыми водами. Так, например, сульфиды меди при хранении в отвале очень быстро переходят в растворимые в воде сульфаты меди. Поэтому отвалы медных, а также свинцовых и некоторых других руд с течением времени заметно теряют свою ценность.

2. Опробование руд и углей в вагонетках

Для качественной характеристики добываемых руд или углей по отдельным эксплуатационным блокам (камерам), участкам, горизонтам, за смену, сутки и т. п. наиболее целесообразно проводить опробование рудной или угольной массы по вагонеткам. Организация такого опробования в каждом эксплуатационном блоке (камере) — мероприятие довольно сложное и дорогостоящее, но нередко неизбежное, так как без этого нельзя наладить систематического учета потерь и разубоживания.

Опробовать руду или уголь в вагонетке можно непосредственно у рудоспусков эксплуатационных блоков. Результаты такого опробования весьма достоверны. Явление сегрегации, или обособления мелкой фракции руды или угля от крупной, почти исключено. При движении вагонеток по капитальным откаточным выработкам соотношение и пространственное взаимоположение мелкой и крупной фракции рудной массы нарушается. Мелкая фракция (часто наиболее богатая) просыпается на дно вагонетки, в результате содержание полезных компонентов в поверхностном слое несколько снижается.

Пробу из вагонетки берут горстевым способом. Порции руды, из которых составляют пробу, отбирают специальным совком из трех или пяти точек (по «конверту»). Если в месте взятия порции в вагонетке попадают крупные обломки руды или угля, то от них молотком отбиваются мелкие кусочки по линии вкрест видимой в обломке полосчатости. Масса порции угля или руды с равномерным содержанием компонента не должна превышать 0,5 кг, а с неравномерным составлять не более 1,0 кг. Общая масса пробы, отбираемой от одной вагонетки, колеблется от 1,5 до 5,0 кг. Отобранные с вагонеток пробы с паспортом направляют в химическую лабораторию для измельчения, сокращения и химического анализа.

В целях контроля результатов опробования по вагонеткам можно использовать данные опробования, полученные на обогатительной фабрике, а в некоторых случаях и на металлургическом заводе. Здесь отбор проб поступающей в переработку рудной массы производится после значительного ее измельчения, перемешивания и усреднения. Поэтому проба измельченной рудной массы, рудной пульпы, концентрата, отобранная автоматическим пробоотборником, является вполне представительной.

Сравнивая данные повагонного горстеевого опробования с результатами проб рудной массы (рудной пульпы) на обогатительной фабрике, можно вывести поправочный коэффициент для оценки качества рудной массы по вагонеточным пробам.

3. Товарное опробование ископаемых углей и горючих сланцев

Товарные пробы углей и горючих сланцев берут из железнодорожных вагонов горстеевым способом при отправке рядовых углей с шахт и продуктов обогащения с обогатительных фабрик.

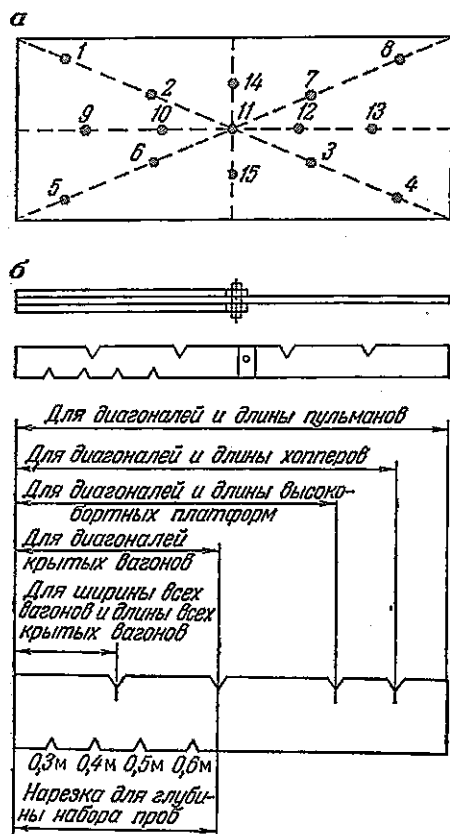
Пробы составляются из отдельных порций угля, отбираемых из каждого вагона единовременно отгружаемой потребителю партии готовой продукции массой не более 300 т. При отгрузке менее 300 т продукции допускается накопление пробы до тех пор, пока размер партии не достигнет 300 т.

Места отбора порций от погруженного в вагоны угля определяют по схеме (рис. 70). Точки отбора порций намечаются при помощи рулетки или шаблона. Точки 1, 4, 5, 8 отмечают на расстоянии 0,5 м от углов вагона по диагонали; точки 2, 3, 6, 7 — в середине между угловыми точками и на равном расстоянии от бортов и центра вагона; точки 9, 10, 12, 13 — на равном расстоянии друг от друга; точки 14, 15 — на равном расстоянии от бортов и центра вагона; точку 11 — в центре вагона. Пробы отбирают совком в один прием из ямок глубиной 0,4 м.

Количество порций, отбираемых в пробу, определяют в зависимости от зольности угля, количества вагонов и их емкости (табл. 49).

Рис. 70. Отбор проб углей из железнодорожных вагонов. По В. А. Койбашу, 1961

а — схема расположения точек отбора порций углей из вагонов; б — шаблон для определения точек отбора порций из вагонов



Действующим ГОСТ 10742—64 установлены минимальные массы для лабораторных проб (—3 мм) 0,5 кг, для аналитических

Таблица 49

Количество порций, отбираемых в пробу, в зависимости от зольности угля и емкости железнодорожных вагонов (по В. А. Койбашу, 1961)

Емкость вагонов, т	Минимальное количество порций при зольности угля		
	до 10% включительно	от 10 до 20% включительно	более 20%
От 40 до 60 включительно . . .	3	4	6
От 20 до 40 включительно . . .	2	3	4
20 и менее	1	1	2
Минимальное количество порций в пробе для партии менее 300 т	15	15	15

Таблица 50

Рекомендуемые величины надежных масс проб ископаемых углей (по В. Р. Клеру, 1973)

Характер распределения золообразующих компонентов в пробах			Надежные массы проб, кг					
			товарные пробы				лабораторные пробы	
			—25 мм	—13 мм	—10 мм	—6 мм	—3 мм	—1 мм
Тип распространения	Размах колебаний зольности в зернах пробы, %	Дисперсия зольности в зернах σ^2						
Весьма равномерное Однородные низкозольные угли	До 15	До 25	3	0,6	0,3	0,1	0,02	0,001
Равномерное Среднезольные однородные угли	15—25	25—65	8	1,5	1,0	0,3	0,04	0,002
Относительно равномерное	25—30	65—100	12	2,4	1,4	0,4	0,06	0,003
Относительно неравномерное	30—45	100—225	28	5,0	3,0	1,0	0,15	0,005
Неравномерное	45—60	225—400	50	10,0	6,0	1,6	0,25	0,008
Весьма неравномерное Переслаивание угольных и породных пачек	>60	>400	80	15,0	9,0	2,5	0,40	0,015

проб ($-0,2$ мм) $0,125$ кг. Эти нормы применяются к пробам всех типов углей независимо от их качества и во многих случаях являются завышенными.

По сравнению с рудами угли отличаются большей однородностью состава. Значение коэффициента K для углей составляет $0,1-0,001$. Точное определение таких малых величин затруднительно и потому рекомендуемые надежные массы проб не отвечают формуле Г. О. Чечотта.

Главным параметром неравномерности качества углей служит зольность. В табл. 50 по последним исследованиям (Клер, 1973) приведены надежные массы товарных и лабораторных проб углей в зависимости от их зольности.

4. Товарное опробование рудных масс

Все добытые из горных работ руды или продукты их обогащения (концентраты), отправляемые металлургическим заводам и другим потребителям, обязательно должны быть опробованы для

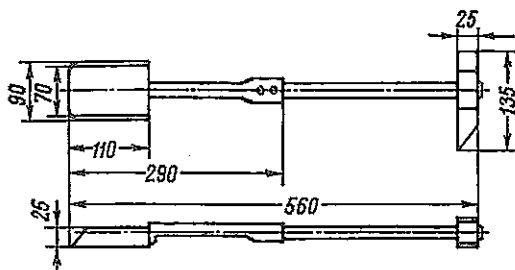


Рис. 71. Совок с молотком для отбора проб из вагонов. По М. Ф. Локонову, 1961

обоснования взаимных хозяйственных расчетов между предприятиями. Это товарное опробование производится на руднике при погрузке руд в железнодорожные вагоны или в трюмы грузовых судов. Товарное опробование необходимо также и для определения потерь и разубоживания руд при эксплуатации. За правильностью товарного опробования на руднике следят представители инспекции по качеству.

Пробы из вагонов берут горстевым способом. Инструментами для отбора служат молотки, лопаты, совки, ведра и опробовательские буры. Перед отбором пробы определяется на глаз соотношение кусковой руды и рудной мелочи. Последнюю набирают из ямок глубиной до $0,3$ м, зачерпывая совком или лопаткой снизу вверх (рис. 71). От кусковой руды в точках отбора молотком отбивают обломки, которые вместе с мелочью ссыпают в ведро. На взятие пробы из вагона опытный пробщик расходует от 5 до 10 мин.

Перед отбором проб поверхность руды в вагоне несколько разравнивают. Точки набора порций располагают параллельно друг другу (рис. 72) или зигзагообразно, либо по диагонали вагона. Положение точек набора пробы определяют на глаз или специальным шаблоном (деревянной рейкой с делениями). В этих случаях существует общее правило: лучше взять пробу поменьше массой, но из большого числа точек, чем с большой массой, но из немногих точек.

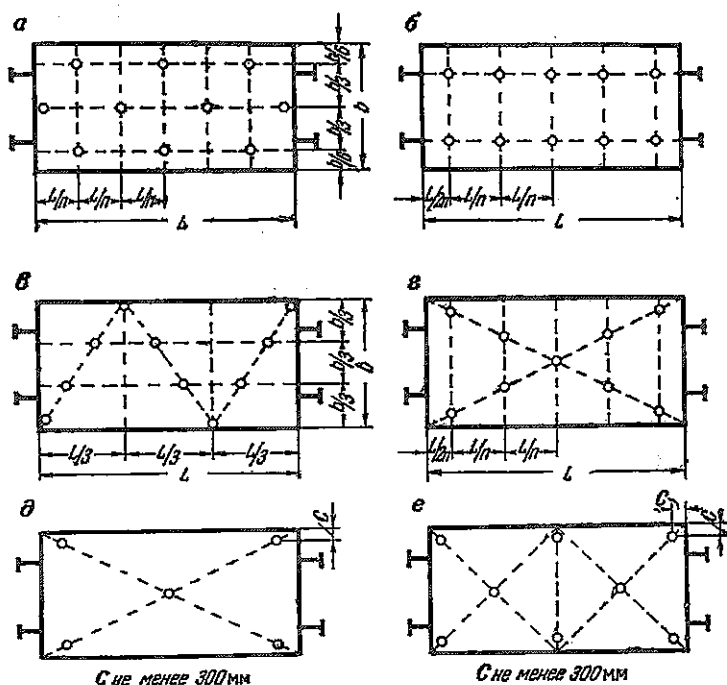


Рис. 72. Способы расположения точек набора порций товарной пробы из вагонов. По М. Ф. Локонову, 1961

При погрузке руды в вагоны экскаваторами или в трюмы грузовых судов рудная масса располагается в виде конуса, в котором рудная мелочь оказывается у вершины, а крупные обломки скатываются к основанию конуса. Рудную мелочь набирают совком по образующей конуса (с любой стороны) из трех точек, расположенных внизу, посредине и наверху. Кусковую часть пробы набирают из отбитых молотком обломков от крупных кусков, скатившихся к основанию конуса, пропорционально установленному на глаз соотношению кусковой руды и рудной мелочи.

При опробовании вагонов с очень мелкой и рыхлой рудой или концентратом можно применять бур (рис. 73). Бур для товарного опробования представляет собой газовую трубу диаметром 30—

50 мм и длиной около 1 м. Нижний конец трубы оканчивается конусом для более легкого ее внедрения в концентрат. На верхнем конце укреплен поперечный патрубок для вращения бура вручную. Внутри трубы помещена другая газовая труба несколько меньшего диаметра, имеющая на верхнем конце также поперечную рукоятку. Обе трубы почти по всей длине имеют продольный разрез шириной 2—3 см.

Перед отбором пробы бур толчками внедряют в концентрат вертикально до дна вагона при закрытом положении (см. рис. 73, I).

Затем поворачивают рукоятку внутренней трубы до совмещения прореза в обеих трубах (положение II). После этого бур поворачивают в разные стороны на небольшой угол для заполнения внутренней трубы концентратом. Далее внутреннюю трубу закрывают (положение I), вынимают бур и извлекают из него порцию концентрата.

Расчет за руду между поставщиком (рудоуправлением) и потребителем (заводом) производится на основании учета количества отправленной руды и анализов товарных (повагонных) проб, произведенных инспекцией по качеству. При расчете руководствуются хозяйственным договором между предприятиями. В договоре указана основная цена за тон-

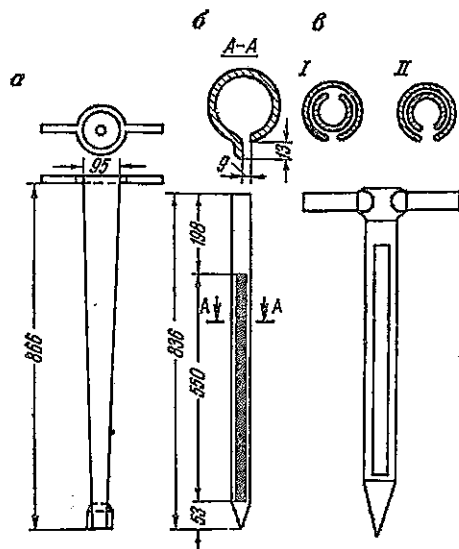


Рис. 73. Опробовательский бур для рудных концентратов По В. А. Койбашу. 1961

ну руды при нормальном содержании в руде главного полезного компонента (в процентах) и при нормальном проценте влажности франко-вагон станция отправления. Если содержание главного компонента окажется ниже нормального, то с основной цены производится скидка: если выше — надбавка. За уменьшение влажности на каждые 0,5% цена за руду повышается, за увеличение влажности цена снижается. Если содержание главного компонента или влажности окажется ниже установленного в договоре минимума, руда бракуется и оплате не подлежит.

При опробовании полиметаллических руд расчет ведут по главному компоненту с доплатой за прочие полезные компоненты, если содержание таковых может представить практический интерес. Золото, серебро и платина в полиметаллических рудах оплачиваются дополнительно к нормальной цене при любом их содержании в рудах.

5. Механизация отбора товарных проб

Ручной способ отбора товарных проб из вагонов всегда содержит неустраняемое влияние субъективного фактора. При большом объеме работ по товарному опробованию применяются различной конструкции механические пробоотбиратели. На рис. 74 показана схема механического пробоотбирателя БПМ-2, предназначенного для отбора материала с крупностью — 13 мм из железнодорожных вагонов.

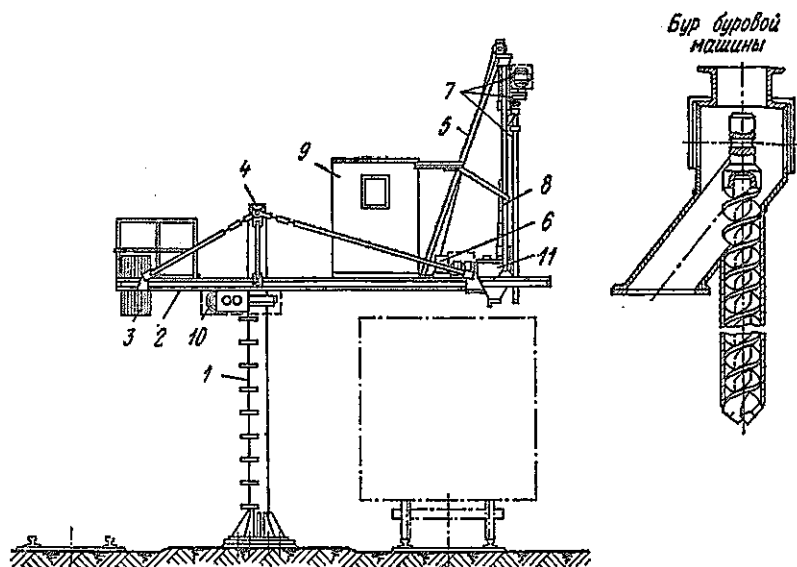


Рис. 74. Механический пробоотбиратель БПМ-2. По Г. С. Кирносову, 1965

Пробоотбиратель установлен посредине между двумя продольными линиями железнодорожных путей. Отбор проб можно производить из составов, находящихся на обоих путях. Стойка 1 крепится болтами к бетонному фундаменту. На верхнем конце стойки имеется кольцевая пятя 4, на которую опирается подвешенная стрела 2. На одном конце стрелы находится противовес 3 и механизм поворота 10, на другом — кабина пробщика 9, рама 5 с рабочим инструментом 7, лебедка 6, телескопное устройство 8 и бункер 11 для приема пробы.

Рабочим инструментом служит вертикально расположенный шнек, вращающийся со скоростью 400 об/мин. Он погружается в рудную массу и за один прием перемещает в бункер одну порцию массой 2—4 кг. Время набора пробы из вагона определяется примерно в 40 с (Кирносов, 1965).

Для отбора проб от рудных масс с большей крупностью кусков шнековое устройство следует заменить другим рабочим инструментом типа небольшого грейфера.

На железных рудниках при массовом опробовании вагонов следует применять установки для геофизического опробования магнитными методами.

6. Учет потерь и разубоживания руд при эксплуатации

Разработка месторождений полезных ископаемых открытым или подземным способом всегда сопровождается потерями и разубоживанием. С 1953 г. Главным управлением Государственного горного надзора введена в действие «Единая инструкция по учету потерь и разубоживания твердых полезных ископаемых при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений (при подземных и открытых работах)», обязательная для всех горных предприятий, ведущих добычу твердых полезных ископаемых.

Для определения величины потерь в недрах и степени разубоживания полезного ископаемого должны быть известны следующие исходные данные:

- Б — погашенные балансовые запасы полезного ископаемого в недрах в т или м³;
- Д — количество добытого полезного ископаемого в т или м³;
- с — содержание компонента в полезном ископаемом в %, г/т или г/м³;
- а — содержание компонента в добытом полезном ископаемом в %, г/т или г/м³;
- б — содержание компонента во вмещающей (разубоживающей) полезном ископаемом породе в %, г/т или г/м³;
- В — количество разубоживающей породы, попавшей в полезное ископаемое при добыче в т или м³.

Потери полезного компонента в процентах определяются по формуле

$$\Pi = 1 - \frac{Д(а - б)}{В(с - б)} \cdot 100.$$

Если содержание полезного компонента в разубоживающей породе $b = 0$, то формула примет вид:

$$\Pi = \left(1 - \frac{Д \cdot а}{В \cdot с}\right) \cdot 100,$$

где Π включает потери в целиках и в отбитом полезном ископаемом.

Количество потерянного полезного ископаемого в абсолютной величине (т, м³) определяют по формуле

$$\Pi = \frac{В \cdot \Pi}{100}.$$

Разубоживание полезного ископаемого Р по количеству разубоживающей породы В и добытой массы Д, включающей как руду А, так и разубоживающую породу В, определяют по формуле

$$P = \frac{B}{D} \cdot 100 = \frac{B}{A+B} \cdot 100,$$

где А — количество полезного ископаемого, извлеченного из погашенных балансовых запасов, т, или м³.

Разубоживание по содержанию основного компонента в полезном ископаемом и в разубоживающей породе определяют (в %) по формуле

$$P = \left(1 - \frac{a-b}{c-b}\right) \cdot 100.$$

Если $b = 0$, то формула принимает вид

$$P = \left(1 - \frac{a}{c}\right) \cdot 100.$$

Количество разубоживающей породы В может быть определено по формуле (Альбов, Быбочкин, 1973)

$$B = D \cdot P \text{ или } B = D \cdot \left(\frac{c-a}{c-b}\right).$$

Глава XXVI

ХРАНЕНИЕ МАТЕРИАЛОВ ПО ОПРОБОВАНИЮ

1. Хранение планов и журналов опробования

Журналы опробования, геологические погоризонтные планы, вертикальные поперечные разрезы и продольные проекции, паспорта эксплуатационных блоков и пр. являются рабочими материалами геологов, маркшейдеров и горняков и служат для решения производственных вопросов. Все названные материалы необходимо систематически пополнять новыми геологическими данными, получаемыми при разведке и эксплуатации месторождений.

В геологическом отделе предприятия (экспедиции) журналы опробования хранятся в металлических шкафах, карточки с данными опробования и зарисовками забоев — в специальных запирающихся ящиках. Пробные геолого-маркшейдерские планы и разрезы следует хранить в развернутом виде в специально изготовленных металлических шкафах.

Учет и хранение текущих и графических материалов поручают одному из сотрудников геологического отдела предприятия. Фондовые отчеты по разведке и исследованиям хранятся в установленном порядке в отдельном помещении.

2. Хранение кернов и дубликатов проб

Объемы колонкового бурения при поисках и разведке месторождений полезных ископаемых достигли исключительно больших масштабов. На рудниках и в экспедициях накапливается огромное количество керна, долговременное хранение которого становится сложным и связано с большими затратами.

Основной причиной этих затруднений является несовершенство способов отбора проб от кернов, а также порядка их хранения. Используя зарубежный опыт и отечественные достижения по механизации опробования, предлагаются следующие мероприятия, направленные на рациональное хранение и использование кернов.

При отборе керновых проб следует отказаться от применения керноколов, заменив раскалывание керна пилением на камнерезных станках. Преимущество пиления керна по сравнению с раскалыванием заключается в полной механизации процесса и в повышении культуры производства. Поверхность распила сохраняет без каких-либо нарушений текстуру и структуру руды или породы.

Среди различных конструкций камнерезных станков наиболее целесообразна конструкция, предлагаемая Свердловским горным институтом (станок УКС-2-СГИ, см. главу XIX). Она дает возможность одновременно с пилением получить вполне представительную тонкоизмельченную пробу для химического анализа.

Керн распиливается вдоль оси на две неравные части. Материал распила (шлам) после сушки поступает в лабораторию на химический анализ. Меньшая часть керна (горбушка) в виде сегмента направляется на хранение (см. рис. 54). Большая часть керна может быть использована для технологических испытаний руд на малых пробах, а также как материал дубликатов проб.

Предлагается два типа керновых ящиков:

а) ящики для перевозки керна от буровой вышки до керноразборочной, где они освобождаются и возвращаются на буровую вышку. Размеры ящиков 1 м по длине, 0,5 м по ширине. Высота стенок, размеры и количество ячеек — согласно диаметру укладываемого керна;

б) малогабаритные ящики для долговременного хранения отпиленных вдоль керна сегментов. Вместимость таких ящиков 5 пог. м керна, масса заполненного ящика — от 8 до 14 кг. Три размера ящиков, указанных в табл. 51, обеспечат хранение сегментов керна всех диаметров.

Применение малогабаритных ящиков резко сокращает занимаемый ими объем в кернохранилище. Если 1000 м керна диаметром 75 мм в обычных ящиках занимает 12 м³, то это же количество керна в виде сегментов занимает объем 2 м³.

При территориальных геологических управлениях и на крупных горных предприятиях необходимо организовать базисные склады для хранения кернов в виде сегментов в малогабаритных ящиках. На новый метод хранения следует перевести и весь хранящийся

в настоящее время kern. Реализация этого важного мероприятия обусловит крупный экономический эффект.

Т а б л и ц а 51
Рекомендуемые размеры малогабаритных
кernовых ящиков

Диаметр сква- жин, мм	Размер kernовых ящиков, см		
	длина	ширина	высота
24—59	51,5	30,0	3,5
66—91	51,5	30,0	5,5
110—150	51,5	30,0	8,5

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

Авдонин Л. Н., Ломов Л. Г., Рыжков А. Я. Использование капиллярности для определения содержания железа в магнетитовых рудах.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 59—63 с ил.

Альбов М. Н. Валовое опробование золоторудных месторождений.— «Цветные металлы», 1932, № 7—8, с. 113—127 с ил.

Альбов М. Н. Опыт точечного опробования отбитой руды.— «Золотая промышленность», 1938, № 9, с. 12—16 с ил.

Альбов М. Н. Методика разведки и опробования железных шляп колчеданных месторождений Урала.— «Разведка и охрана недр», 1956, № 1, с. 22—28 с ил.

Альбов М. Н. Вторичная зональность золоторудных месторождений Урала. М., Госгеолтехиздат, 1960, 215 с. с ил.

Альбов М. Н. Опробование месторождений полезных ископаемых, изд. 4, М., «Недра», 1965, 239 с. с ил.

Альбов М. Н. Геолого-экономическая оценка элювиальных россыпей и рудных жил, содержащих золотые самородки.— «Кольма», 1969, № 12, с. 38—41 с ил.

Альбов М. Н. Определение содержания металла в блоках рудных карьеров.— «Горный журнал, Изв. вузов», 1972, № 2, с. 44—47 с ил.

Альбов М. Н., Быбочкин А. М. Рудничная геология, изд. 2, М., «Недра», 1973, 430 с. с ил.

Альбов М. Н., Костарев И. И. Медь в торфяных отложениях Среднего Урала.— «Советская геология», 1968, № 2, с. 132—139 с ил.

Альбов М. Н., Панов Ю. К. Корреляционная зависимость компонентов в железорудном месторождении.— «Горный журнал, Изв. вузов», 1963, № 7, с. 11—18 с ил.

Альбов М. Н., Панов Ю. К. О теоретических основах отбора химических проб.— «Горный журнал, Изв. вузов», 1974, № 7, с. 3—7 с ил.

Альбов М. Н., Стуков Н. В. Опробование буровзрывных скважин на железных рудниках Северного Урала.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 150—154 с ил.

Альбов М. Н., Чельшев В. Л. Авт. свид. № 116191 «Способ опробования кернов при разведочном колонковом бурении и устройство для его осуществления», 1958.

Альбов М. Н., Чельшев В. Л. Бороздовое механическое опробование керна при разведочном бурении. М., Госгеолтехиздат, 1963, 68 с. с ил.

Альбов М. Н., Чельшев В. Л., Панов Ю. К. Механизация отбора химических проб в горных выработках.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 174—182 с ил.

Атякин А. К. Опробование полезных ископаемых при бурении скважин. М., «Недра», 1968, 264 с. с ил.

Барышев Н. В. Контроль опробования.— Материалы по методам разведки и подсчету запасов, вып. 2, М., Госгеолтехиздат, 1948, 88 с. с ил.

Билибин Ю. А. Основы геологии россыпей. М., Изд-во АН СССР, 1958, 471 с. с ил.

Бирюков В. И. О методике опробования месторождений полезных ископаемых. М., ОНТИ (ВИЭМС), 1969, 133 с. с ил.

Богацкий В. В. Влияние количества и размера проб на точность результатов разведки полезных ископаемых.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 16—27 с ил.

Богомяжков П. П., Травин Ю. А. Опробование отвального комплекса техногенных россыпей золота при их промышленной оценке.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 218—222 с ил.

Бондаренко В. И. О зависимости между содержанием и объемным весом на примерах свинцового и кобальто-никелевого месторождений.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 72—75 с ил.

Булнаев И. Б. Бороздовое опробование стенок разведочных скважин.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 186—189 с ил.

Васильев А. В. Отбор проб горных пород при инженерно-геологических исследованиях. М., «Недра», 1970, 72 с. с ил.

Васильев П. В. Методы геологических наблюдений и исследований в угольных шахтах. М., Углетехиздат, 1951, 324 с. с ил.

Варварин Г. Б., Кузнецов Г. А., Филиппов Е. М. Применение приставных гамма-плотномеров для опробования горных выработок.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 68—76 с ил.

Вахрамеев С. А. Месторождения полезных ископаемых. М., Госгеолтехиздат, 1961, 463 с ил.

Вахтин Б. С., Филиппов Е. М. Нейтрон-нейтронное опробование на бор в естественном залежении и определение высоких концентраций бора в пробах.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 96—100 с ил.

Возжеников Г. С. К бескверному изучению вещественного состава медноколчеданных руд в скважинах.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации», М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 94—98 с ил.

Возжеников Г. С., Бреднев И. И., Трофимов В. Л. О возможности экспрессной оценки зольности углей активационным методом.— «Горный журнал, Изв. вузов». 1968, № 10, с. 148—153 с ил.

Волков С. А., Волков А. С. Справочник по разведочному бурению. М., Госгеолтехиздат, 1963, 548 с. с ил.

Гинзбург И. И. Опыт разработки теоретических основ геохимических методов поисков. М., Госгеолтехиздат, 1957, 300 с. с ил.

Глаголев А. А. Геометрические методы количественного анализа агрегатов под микроскопом. М., Госгеолтехиздат, 1941, 263 с. с ил.

Глазковский В. А. Техническое опробование месторождений полезных ископаемых. Георазведиздат, 1932, 95 с. с ил.

Глазковский В. А. Геолого-минералогические основы технологической оценки руд железа. М., Госгеолтехиздат, 1954, 182 с. с ил.

Глейзер М. И. Определение физических характеристик горных пород в маркшейдерской практике. М., «Недра», 1969, 78 с. с ил.

Горшков В. С., Светлов В. С. Попутное получение редкометалльных минералов при разработке рыхлых горных пород способом гидромеханизации. М., Госгеолтехиздат, 1962, 58 с. с ил.

Диденко И. М. Изменчивость показателей асбестового месторождения.— «Труды СГИ», 1966, вып. 46, с. 148—160 с ил.

Долво-Добровольский В. В., Клименко Ю. В. Рациональный анализ руд. М., Металлургиздат, 1947, 191 с. с ил.

Дорфман М. Д. Метод количественного минералогического анализа применительно к нефелиновым снгенитам и другим нефелинсодержащим породам.— «ДАН СССР», т. 26, 1940, № 5, с. 459—461 с ил.

Житков В. Н., Сявков В. Н. Использование ручных опробовательских приборов РОП-2 при разведке россыпей.— «Колыма», 1968, № 5, с. 42 с ил.

Защипцев Е. П. Опробование коренных месторождений и добытых рудных масс пробами малого веса. М., Центр. ин-т информ. цвет. мет., 1958, 102 с. ил.

Зарубин А. П., Косяков Б. В. Новые способы опробования на рудниках Зыряновского свинцового комбината.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 250—254 с. ил.

Зенин М. Ф. Продукты окисления сульфидов как критерии предварительной оценки месторождений меднопорфировых руд по выходам. Ташкент.— «Труды АН Узб. ССР», 1938, 84 с. вып. 1/9.

Зенков Д. А. Пути рационализации опробования горных выработок.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 130—134 с. ил.

Золотов К. К., Шмайна М. Я., Чемякин В. И. Методические рекомендации по поискам, разведке и промышленной оценке месторождений хризотил-асбеста. Изд. Урал. геол. упр., Свердловск, 1972, 80 с. с. ил.

Иванов Н. В. Новое направление в опробовании рудных месторождений.— М., Госгеолтехиздат, 1963, 179 с. с. ил.

Изет Р. И., Утин П. П. Об оптимальном объеме пробы при разведке россыпей золота шурфами.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 223—227 с. ил.

Кадыров Г. Ф. О методике опробования бериллоносных пегматитов.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 76—81 с. ил.

Казанцев А. З., Вторушин А. В. Использование экскаваторов для отбора проб на никелевых рудниках Урала.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 245—247 с. ил.

Каллистов П. Л. Учет высоких проб и самородков при подсчете запасов месторождений золота. М. ОБТИ «Главспеццветмет», 1952.

Каллистов П. Л. Изменчивость оруденения и плотность наблюдений при разведке и опробовании.— «Советская геология», 1956, № 53, с. 118—151 с. ил.

Кирносов Г. С. Опробование руд, их концентратов и агломератов. М., «Металлургия», 1965, 166 с. ил.

Класен Г. А. К вопросу о стандартизации опробования добытого медистого колчедана.— «Цветные металлы», 1937, № 4, с. 3—17 с. ил.

Класен Г. А. Влияние числа частичных проб на точность опробования добытых полиметаллических руд.— «Цветные металлы», 1937, № 10, с. 11—16 с. ил.

Клер В. Р. Применение математической статистики для определения параметров обработки проб угля и горючих сланцев.— В кн.: «Полезные ископаемые в осадочных толщах». М., «Наука», 1973, с. 200—215 с. ил.

Коган И. Д. Подсчет запасов и геолого-промышленная оценка рудных месторождений. М., «Недра», 1971, 295 с. с. ил.

Койбаш В. А. Опробование и контроль на углеобогажительных фабриках. М., Госгортехиздат, 1961, 167 с. с. ил.

Краснов Д. А. Теоретические основы и расчетные формулы определения веса проб. М., «Недра», 1969, 126 с. с. ил.

Кузнецов В. Г., Чекавий Ю. И., Чикирисов А. А. Об улучшении методики и техники обработки геологических проб.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 209—213 с. ил.

Кузьмин В. И. Условия применения формул средневзвешенного при подсчете запасов.— «Разведка и охрана недр», 1966, № 2, с. 11—19 с. ил.

Лебя А. Д., Панкратов В. В. Щелевой механизированный способ отбора проб из горных выработок.— «Разведка и охрана недр», 1972, № 9, с. 24—27 с. ил.

Литвинович А. Н. Методика изучения редких рассеянных элементов в полиметаллических рудах. Алма-Ата, изд. АН Каз. ССР, 1961.

Локонов М. Ф. Опробование на обогатительных фабриках. М., Госгортехиздат, 1961, 276 с. с ил.

Ломаев В. Г. Особенности ядерного опробования на Сорском молибденовом месторождении.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 203—205 с ил.

Ломоносов М. В. Первые основания металлургии или рудных дел, 1763, т. 5, М., Изд. АН СССР, 1954.

Макаров Б. П., Лившиц А. И. Усовершенствование техники разведки россыпных месторождений золота.— «Разведка и охрана недр», 1963, № 4, с. 31—36 с ил.

Малаян М. И. Новая аппаратура для опробования россыпей. М., ОНТИ ВМС, 1959, 25 с. с ил.

Маланьян М. И., Маланьян Р. М., Масликов Ф. Г. Разделение шлихов на электрических сепараторах. М., Госгеолтехиздат, 1963, 30 с. с ил.

Марков П. Н., Лашев Е. К. Слюда, вып. 1. Оценка месторождений при поисках и разведках, ВМС. М., Госгеолтехиздат, 1948, 176 с. с ил.

Матерон Ж. Основы прикладной геостатистики. М., «Мир», 1968, 408 с. с ил.

Мелков В. Г., Пухальский Г. Д. Поиски месторождений урана. М., Госгеолтехиздат, 1957, 219 с. с ил.

Методы геолого-геофизического обслуживания урановых рудников. М., Атомиздат, 1960, 218 с. с ил. Авт.: Г. И. Петров, М. В. Кутенков, И. М. Тененбаум, Л. С. Евсеева.

Минералого-технологическое опробование комплексных магнетитовых руд.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 140—144 с ил. Авт.: Иванов Н. В., Порохов Г. С., Ларионов А. Г., Веселов Е. В.

Микшевич В. Н., Трубов Э. Л. Опыт применения магнитометрического способа опробования качканарских железных руд.— «Труды СГИ», 1963, вып. 44, с. 113—119 с ил.

Мягков В. Ф. О выборе компонентов для анализа проб калийных солей при рудничной разведке шахтных полей на Верхнекамском месторождении.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 183—190 с ил.

Нейтман Л. Н., Виноградов О. А. Классификация колонковых пробоотборников и перспективы их применения для опробования прибрежно-морских россыпных месторождений.— «Геология и разведка, Изв. вузов», 1972, № 1, с. 138—143 с ил.

Никольская Ж. Д. Использование ЛЮМ-2 при опробовании штокверковых шеелитовых руд.— «Разведка и охрана недр», 1958, № 2, с. 53—54 с ил.

Никольский Н. А. Опробование эксплуатационных выработок на месторождении железных руд горы Магнитной и пути его дальнейшего совершенствования.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 143—150 с ил.

Огарков В. С. Дифференцированное опробование при разведке месторождений энергетических углей.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации», М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 210—220 с ил.

Озеров И. М. Шлиховая съемка и анализ шлихов. М., Госгортехиздат, 1959, 379 с. с ил.

Орлов А. И. Счетная линейка Пьера Жи для опробования.— «Разведка и охрана недр», 1968, № 8, с. 64—65 с ил.

Панов Ю. К. Применение корреляционного анализа при изучении вещественного состава руд. Свердловск, изд. СГИ, 1973, 84 с. с ил.

Пожарицкий К. Л. Опробование месторождений цветных металлов и золота. М., Металлургиздат, 1947, 280 с. с ил.

Поляков А. К., Балашов В. Н. Опробование гамма-гамма-методом сурьмяных руд Кадамджая.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 98—103 с ил.

Попов С. В. О геологических факторах обогатимости. Свердловск.— «Горный журнал, Изв. вузов», 1973, № 1, с. 3—6.

Прокопьев Е. П. Подсчет запасов золота в россыпных месторождениях.— «Цветные металлы», 1931, № 12, с. 1594—1605 с ил.

Прокофьев А. П. Приемы обработки контрольных химических анализов.— «Разведка и охрана недр», 1955, № 9, с. 25—29 с ил.

Прокофьев А. П. О внутреннем и внешнем контроле анализов разведочных проб.— «Разведка и охрана недр», 1962, № 6, с. 6—10 с ил.

Смирнов В. И. и др. Подсчет запасов месторождений полезных ископаемых. М., Госгеолтехиздат, 1960, 672 с с ил.

Смирнов В. И. Геологические основы поисков и разведки рудных месторождений. М., изд. МГУ, 1957, 587 с с ил.

Смирнов С. С. Зона окисления сульфидных месторождений. М., Изд-во АН СССР, 1951, 335 с с ил.

Сочеванов Н. Н. Методика опробования при поисках рудных месторождений по первичным ореолам рассеяния.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 111—123 с ил.

Стрелянов Н. П. К методике определения пористости и структуры порового пространства несущих горных пород. М., «Геология рудных месторождений», 1962, № 5, с. 96—98 с ил.

Стуков Н. В. Шламное опробование взрывных скважин.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 201—203 с ил.

Терновой В. И. О некоторых проблемах опробования флогопита.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторождений полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 152—157 с ил.

Трушков Н. И. Экспертиза рудных месторождений, ч. 1. Опробование и подсчет запасов. М., ГНТИ, 1934, 216 с с ил.

Установка для обработки шурфовочных проб при разведке россыпных месторождений.— «Колыма», 1972, № 7, с. 34—35 с ил.

Утин П. П. О рациональной сети опробования рудных месторождений золота и редких металлов Северо-Востока СССР.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 161—170 с ил.

Фотонейтронные методы опробования бериллиевых руд в месте их залегания.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 103—111 с ил. Авт.: Кошелев И. П., Неучесов С. Н., Окулов В. М., Шишакин О. В.

Цветков А. И. О количественном определении кварца в горных породах методом термического анализа.— «ДАН СССР», т. 87, ч. 1, 1962, с. 123—125 с ил.

Челышев В. Л. Рациональное хранение керн на рудниках и в экспедициях.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 138—142 с ил.

Четвериков Л. И. Теоретические основы моделирования тел твердых полезных ископаемых. Воронеж, 1968, 152 с с ил.

Четвериков Л. И. Оценка анизотропии наблюдений изменчивости параметров тел полезных ископаемых.— «Горный журнал, Изв. вузов», 1972, № 4, с. 36—40 с ил.

Чечотт Т. О. Опробование и испытание полезных ископаемых. М., ГНТИ, 1932, 144 с с ил.

Шашкин В. Л. Контроль анализов геологических проб по групповым пробам.— «Разведка и охрана недр», 1955, № 4, с. 21—26 с ил.

Шестаков В. В. Расчет установки для фотонейтронного экспресс-анализа в транспортных емкостях.— В кн.: «Вопросы методики опробования месторожде-

ний полезных ископаемых при разведке и эксплуатации». Свердловск, 1969, с. 100—107 с ил.

Шухардин С. В. Георгий Агрикола. М., Изд-во АН СССР, 1955, 207 с. с ил.

Якшин В. И. Минералогический метод опробования рутилоносных амфиболитов.— В кн.: «Вопросы методики опробования рудных месторождений при разведке и эксплуатации». М., Госгеолтехиздат, 1962, с. 85—90 с ил.

Ясюкевич С. М. Обогащение руд. М., «Металлургиздат», 1953, 515 с. с ил.
Gy Pierre. L'échantillonnage des minerais marcellés. Présentation d'une théorie générale. Paris. «Annales des Mines», 1972, Novembre, pp. 51—68.

ПРЕДМЕТНЫЙ УКАЗАТЕЛЬ

Амальгамация	96	Желонка Р—ВЖ—4У	165
Анализ гранулометрический	44, 147	Журнал О.	111
» химический	89		
» пилиховой	135		
Анализатор ситовой	80	Задирковая проба	68
Анизотропия содержания металла	14	Задирковое О.	68
Асбест, О*.	101	Запаздывание выноса буровой мути	173
		Зольность, определение	41
Бегунная чаша	96		
Бороздовая проба	61	Измельчение проб	73
Бур для товарного О.	211	Изменчивость случайная	28
Буримость пород	44	» локальная	28
		Индекс качества летучих	178
Валовая проба	94	Интенсивности показатель	35
Валовое О.	94	Истирание кернов	169
Валки дробильные	74	Истиратель вибрационный	76
Вариационные кривые	30	» дисковый	76
Вариации коэффициент	69, 70	» СМБ	79
Вашгерд	135		
Влажность, определение	39	Каверномер	157
Взрываемость пород	44	Квартование проб	83
Выбор метода О.	68	Ковшевая проба	132
Высокие пробы, учет	12/3	Кернокол	164
		Контрастность радиометрическая	53
Геофизическое О.	51	Контроль О. внешний	90
Горстевая проба	58	» внутренний	90
Горстевое О.	58	Корреляции коэффициент	32
Грохот лабораторный	79	Корреляционная связь	32
Грохочение	79	Крайгинг	195
Грунтоотборник (грунтонос)	182	Крепость пород	44
Грунтовая проба	182		
		Линейка счетная для О.	25
Делитель желобковый	84	Лотковая проба	132
Дисковый истиратель	76	Люминесцентное О.	51
Дисперсия	24		
Документация О. первичная	111	Мельница стержневая	78
» окончательная	114	» шаровая	79
Допустимая ошибка	19	Механизация О.	59, 61, 163, 213
Дробилка щековая	73	Минералогическое О.	45
Дробление проб	73	» гравитационное	45
		» оптико-геометрическое	48
Ендовка	—	» порошковое	50
		Минералоскоп ЛЮМ-2	51

* О. — опробование.

Минимальная масса пробы	18	О. штуповое	58
Мука буровая	66	Организация работ по О.	131
		Отбраковка проб	90
		Отдувка металла из шлихов	159, 189
Нумерация проб	112		
Обработка проб	72	Перелопачивание	82
Объединение проб	71	Перемешивание	83
Объем пробы вредный	62	Пересылка проб	72
» полезный	62	Плотномер	39
» теоретический	153	Плотность	37
» фактический	153	Погрешность допустимая	90
Объемный вес	37	» систематическая	90
О. бороздовое	61	» случайная	90
» буровзрывных скважин	192	Пористость	40
» буровой мути (шлама)	171	Порция пробы	58
О. вагонов (товарное)	207	Потери при эксплуатации	214
» валовое	94	Представительность пробы	12
» валунчатых руд	95	Прибор ПОУ-4	146
» гамма-гамма методом	54	Прибор РОП-2	145
» геофизическое	51	Проба бороздовая	61
» геохимическое	138	» буровой мути (шлама)	161, 171
» горстевое	58	Проба валовая	94
» гравитационное	45	» горстевая	58
» графическим методом	50	» групповая	71
» железных шлям	128	» задириковая	68
» задириковое	68	» керна раскалыванием	164
» керна	163	» » распилом	167
» конгломератов	99	» » сверлением	180
» линейным методом	50	» » фрезерованием	166
» люминесцентное	51	» ковшевая	132
» методом полей	49	» лотковая	132
» механических ореолов рассеяния	132	» пластовая	177
» на драгах	186	» технологическая	103
» оптико-геометрическое	48	» товарная	208, 210
» отвалов	205	» точечная	59
» очистных забоев	201	» ураганная (высокая)	123
» площадным методом	13	» шлама	161, 171
» по естественным типам руд	47	» шлиховая	174
» по типам разрезов	47	» шпуровая	66
» пыли в забоях	203	» штуповая	58
» радиометрическое	53	» эталонная	94
» россыпей	142, 153, 184	Пробная эксплуатация	94
» слюдяных месторождений	100	Пробоотборник ППР-2	65
» стенок скважин	173	» СГИ-3	60
» технологическое	103	» ЦКБ-МП-1	139
» товарное	208, 210	Прогноз содержания металла	199
» точечное	59	Проектирование работ по О.	116
» траншей	152	Промывка проб	132
» фотонейтронное	56	Просеивание	79
» хвостов обогащения	205		
» химическое	7		
» шельфовых россыпей	158	Радиометр СРП-2	53
» шлама	161, 171	Радиометрическое О.	53
» шликровое	134	Разубоживание	214
» шнеков	162	Разрыхления коэффициент	43
» шпуровое	66	Расстояние между пробами	69
» шурфов	143	Регрессия	29

Сегрегация	82	Учет высоких проб	123
Сепаратор винтовой ПВВ	130	» самородков	149
» » РВС	130		
» электрический	137	Феррометр	51
Смещение проб	82		
Сокращение проб методом:		Химическое О.	7
» вычерпывания	84	Хранение материалов О.	215
» делителем	84	» керна	216
» квартованием	83		
» кратное	83		
Сортность асбеста	102, 197	Цвет буровой муты	171
» слюды	100		
Средний диаметр зерна	81	Чаша бегунная	96
Станок камнерезный УКС-СГИ-2	167		
Стол — концентратор	107	Шламочная труба	171
Ступка СМБ	79	Шламоуловитель	193
Схема обработки проб	85	Шлифовая проба	134
		Шпуровая проба	66
Техника безопасности при О.	12	Штуфовая проба	58
Технологическое О.	163		
Точность О.	90	Электромагнит универсальный	136
Транспорт проб	72		
Упаковка проб	72	Ящики для хранения керна	216
Установка РПУ-2М	146		
Установка УОГП	87		

АВТОРСКИЙ УКАЗАТЕЛЬ

Авдонин А. Н.	51	Возжеников Г. Г.	43, 56
Альбов М. Н. 28, 61, 69, 95, 97, 129, 169, 195, 215		Волков А. С.	45
Архимед	38	Волков С. А.	45
Атякин А. К.	139, 162, 176	Волосюк Г. К.	169
		Вторушин А. В.	199
Балашов В. Н.	55		
Барышев Н. В.	90, 93	Гиязбург И. И.	138
Беринг	9	Глаголев А. А.	48
Бетехтин А. Г.	14	Глазковский В. А.	104
Билибин Ю. А.	144	Глейзер М. И.	43
Бирюков В. И.	11	Горшков В. С.	131
Богацкий В. В.	30		
Богомятков П. П.	191	Данилевский В. В.	9
Бондаренко В. И.	47	Демонд	20
Брунтон	10, 18	Денисов С. А.	170
Брусицын Л.	10	Диденко И. М.	197
Булнаев И. П.	173	Долго-Добровольский В. В.	72
Быбочкин А. М.	45	Дорфман М. Д.	49
Варварин Г. Б.	39	Желнин С. Г.	185
Васильев А. В.	163, 182	Жи Пьер	24
Васильев П. В.	192	Житков В. Н.	146
Вахромеев С. А.	14		
Вахтин Б. С.	57	Зайцев Е. П.	59, 63, 69
Везен	18	Зарубин А. П.	54, 203
Виноградов О. А.	158		
Власов А. С.	153, 158, 186, 190		

Зенин М. Ф.	127	Поярков В.	9
Зенков Д. А.	10, 62	Прокопьев Е. П.	150
Золотов К. К.	102	Прокофьев А. П.	92, 93
Иванов Н. В.	10, 47, 48, 110	Протодяконов М. М.	44, 198
Изет Р. И.	145	Пухальский Г. Д.	54
Кадыров Г. Ф.	51	Реутовский В. А.	10
Казанцев А. З.	199	Ржевский В.	9
Каллистов П. Л.	10, 22, 29, 31, 123	Риккард	10
Кириосов Г. С.	213	Ричардс	19
Класен Г. А.	59	Родыгин А. И.	146
Клер В. Р.	209	Рожков И. С.	191
Клименко Ю. В.	72	Сафронов Н. И.	140
Коган И. Д.	90, 121, 124	Светлов В. С.	131
Койбаш В. А.	208	Сивков Н. В.	146
Корзухин И. А.	10	Смирнов В. И.	10, 123, 150
Косяков Б. В.	54, 203	Смирнов С. С.	126
Кошелев И. П.	57	Сочеванов Н. Н.	142
Краснов Д. А.	22	Сочнев А. Я.	135
Крейтер В. М.	10	Стрелянов Н. П.	41
Костарев И. И.	42, 140	Стуков Н. В.	195
Кузнецов В. Г.	87	Суханов А. Ф.	44
Кузьмин В. И.	120	Татищев В. Н.	9
Лашев Е. К.	100	Терновой В. И.	101
Леля А. Д.	65	Травин Ю. А.	191
Литвинович А. Н.	111	Трифонов В. П.	149, 191
Локонов М. Ф.	78, 82, 83, 84	Трубов Э. А.	52
Ломаев В. Г.	170	Трушков Н. И.	95
Ломоносов М. В.	9, 126	Трушков Ю. Н.	144
Лубянский М. М.	167	Утин П. П.	70, 145, 202
Маланьин И. М.	131, 137	Ферсман А. Е.	138
Марков П. Н.	100	Филиппов Е. М.	57
Матерон	195	Хальфердаль	20
Мелков В. Г.	54	Челышев В. Л.	61, 166, 169
Менделеев Д. И.	179	Четвериков Л. И.	14, 27
Меркурьев Н. Д.	101	Чечотт Г. О.	17, 19, 85
Микшевич В. Н.	52	Чириков	9
Мягков В. Ф.	180	Цветков А. И.	205
Нейтман Л. Н.	158	Шашкин В. Л.	93
Никольская Ж. Д.	51	Шестаков В. В.	57
Никольский Н. А.	193	Шило Н. А.	151
Огарков В. С.	178	Шустов Н. В.	201
Озеров И. М.	134, 138	Шухардин С. В.	7
Орлов А. И.	26	Якжин А. А.	10
Панкратов В. В.	65	Якшин В. И.	50
Панов Ю. К.	28, 32, 34, 61	Ясюкевич С. М.	81
Петров Г. И.	53		
Петровская Н. В.	202		
Пожарицкий К. Л.	21, 84, 122, 159		
Поляков А. Н.	55		
Полов С. В.	110, 199		
Посик Л. И.	203		

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
Введение. 1. Задачи, виды и способы опробования	5
2. Исторический обзор развития методики и теории опробования	7

Часть первая

Основы опробования

Глава I. Теоретические основы опробования	12
1. Требования к процессу опробования	12
2. Представительность индивидуальных и групповых проб	12
3. Анизотропия формы рудных тел и содержания в них полезных компонентов	14
4. Главные факторы, определяющие минимальную надежную массу пробы	15
5. Исследования по определению минимальной массы пробы	18
6. Новые представления по теоретическим основам отбора химических проб	26
Глава II. Применение математических методов исследования к вопросам опробования	28
1. Условия применения математических методов к данным рудничной геологии	28
2. Применение вариационного анализа	30
3. Применение корреляционного анализа	32
4. Определение необходимого и достаточного количества наблюдений (проб)	34
5. Определение показателя интенсивности	35
Глава III. Определение физических и горнотехнических свойств руд и пород	37
1. Определение объемного веса	37
2. Определение влажности	39
3. Определение пористости	40
4. Определение зольности и калорийности ископаемого топлива	41
5. Определение коэффициента разрыхления	43
6. Определение гранулометрического состава руд и пород	44
7. Определение крепости, буримости и взрываемости руд и горных пород	44
Глава IV. Минералогическое опробование руд	45
1. Гравитационные методы минералогического опробования	45
2. Минералогическое опробование по естественным типам руд и по типам разрезов	47
3. Оптико-минералогические методы	48
4. Прочие методы минералогического опробования	50
Глава V. Геофизическое опробование руд	51
1. Определение содержания железа в рудах магнитным методом	51
2. Определение содержания урана и тория методом естественной радиоактивности	52

3. Гамма-гамма метод	54
4. Определение содержания меди и других элементов методом искусственной радиоактивности	56
5. Фотонейтронные методы опробования бериллиевых и борных руд	56
Глава VI. Способы взятия химических проб в забоях горных выработок	58
1. Штуфовой способ	58
2. Горстевой способ	58
3. Точечный способ и его механизация	59
4. Бороздовый способ и его механизация	61
5. Шпуровой способ	66
6. Задирковый способ	68
7. Экспериментальные работы по обоснованию выбора метода опробования	68
8. Расстояние между забойными пробами	69
9. Объединение и отбор проб для анализа	71
10. Упаковка и пересылка проб	72
Глава VII. Обработка химических проб	72
1. Операции обработки проб	72
2. Дробление и измельчение проб	73
3. Грохочение и просеивание	79
4. Смешение и сокращение проб	82
5. Составление схем обработки проб	85
6. Обработка проб в едином механическом процессе	87
7. Оборудование помещения для обработки проб	88
Глава VIII. Анализ проб и контроль работы химической лаборатории	89
1. Выбор метода анализа проб	89
2. Внутренний и внешний контроль работы химической лаборатории	90
Глава IX. Взятие и обработка валовых проб на примерах отдельных месторождений	94
1. Валовой способ. Пробная эксплуатация	94
2. Опробование валунчатых железных руд	95
3. Опробование золотых руд на бегунной фабрике	96
4. Опробование руд редких металлов на передвижной обогатительной установке	97
5. Опробование золотоносных конгломератов	99
6. Опробование слюдяных месторождений	100
7. Опробование месторождений асбеста	101
Глава X. Способы взятия технологических проб для изучения обогатимости руд	103
1. Задачи специального технологического опробования	103
2. Влияние текстур и структур руд на методы их обогащения	105
3. Изучение обогатимости руд на минералогических пробах	107
4. Правила отбора и документации технологических проб	107
5. Исследование технологических проб магнетитовых руд	109
6. Исследование технологических проб сульфидных полиметаллических руд	110
Глава XI. Геологическая и техническая документация опробования	111
1. Первичная документация при взятии и обработке проб	111
2. Окончательная документация анализов проб	114
3. Проектирование работ по опробованию месторождений	116
Глава XII. Определение средних показателей при опробовании	117
1. Определение среднего содержания по забою	117
2. Определение средней мощности и среднего содержания по штреку и горизонту	119
3. Определение среднего содержания металла по анализам керна буровой муты при колонковом бурении	121
4. Учет проб с исключительно высоким содержанием металла	123

Часть вторая

Опробование при поисковых и разведочных работах

Глава XIII.	Опробование естественных выходов месторождений полезных ископаемых	126
1.	Оценка рудных выходов и их опробование	126
2.	Оценка выходов железных шпал сульфидных месторождений и их опробование	128
3.	Оценка выходов угольных пластов и их опробование	129
4.	Опробование рыхлых горных пород древней коры выветривания	130
5.	Организация работ по опробованию в геологопоисковой партии	131
Глава XIV.	Опробование механических ореолов рассеяния	132
1.	Ореолы рассеяния	132
2.	Ковшевая и лотковая пробы	132
3.	Плотность сети опробования при шлиховой съемке	134
4.	Обработка шлиховых проб и составление шлиховых карт	135
Глава XV.	Опробование при геохимических поисках рудных месторождений	138
1.	Возможности металлометрической съемки и условия ее применения	138
2.	Опробование вторичного ореола рассеяния	139
3.	Опробование первичного ореола рассеяния	141
Глава XVI.	Опробование горных выработок при разведке россыпей	142
1.	Особенности опробования россыпных месторождений	142
2.	Опробование разведочных шурфов и обработка проб	143
3.	Гранулометрический анализ металлоносных песков и ценного минерала	147
4.	Опробование шурфов, содержащих валуны	151
5.	Особенности опробования алмазонасыщенных россыпей	151
6.	Опробование разведочных траншей	152
Глава XVII.	Опробование буровых скважин при разведке россыпей	153
1.	Особенности опробования при разведке россыпей бурением	153
2.	Ручное ударно-вращательное бурение	153
3.	Механическое ударно-канатное бурение	155
4.	Механическое колонковое бурение	156
5.	Опробование при разведке россыпей бурением в условиях многолетней мерзлоты	157
6.	Опробование при разведке шельфовых россыпей	158
7.	Извлечение ценного минерала из шлихов	158
8.	Определение содержания ценного минерала в пробе и по скважине	159
Глава XVIII.	Опробование скважин ручного и механического ударного и шнекового бурения	160
1.	Опробование при ручном бурении	160
2.	Опробование скважин механического ударного бурения	161
3.	Опробование скважин механического шнекового бурения	162
Глава XIX.	Опробование скважин механического колонкового бурения	163
1.	Механизация отбора проб от кернов разведочных скважин	163
2.	Рациональное опробование керна	167
3.	Влияние истирания рудных кернов на представительность бороздовых керновых проб	169
4.	Опробование бурового шлама	171
5.	Бороздовое опробование стенок разведочных скважин	173
6.	Проверка результатов опробования скважин опробованием горных выработок	176
Глава XX.	Опробование углей, нефти и солей	177
1.	Месторождения ископаемых углей	177

2. Месторождения нефти и газа	178
3. Месторождения минеральных солей	179
Глава XXI. Опробование стройматериалов и горных пород при инженерно-геологических изысканиях	180
1. Опробование стройматериалов	180
2. Опробование горных пород при инженерно-геологических изысканиях	181

Часть третья

Опробование месторождений полезных ископаемых при эксплуатации

Глава XXII. Опробование россыпей	184
1. Опробование подземных подготовительных и очистных забоев	184
2. Опробование дражных забоев	186
3. Опробование забоев при гидравлической разработке россыпей	190
4. Опробование техногенных россыпей	190
5. Значение поправочных коэффициентов при разведке и эксплуатации россыпей	191
Глава XXIII. Опробование месторождений при открытых горных работах	192
1. Опробование угольных карьеров	192
2. Опробование буровзрывных скважин в карьерах железных, медных и молибденовых рудников	192
3. Опробование асбестовых карьеров	196
4. Использование экскаваторов для опробования забоев в карьерах	198
5. Прогноз содержания металла в блоках ближайшей эксплуатации	199
Глава XXIV. Опробование месторождений в подземных горных выработках	200
1. Опробование скважин подземного колонкового бурения	200
2. Применение для опробования и разведки глубоких скважин-шпуров	200
3. Опробование очистных забоев при потолкоуступной разработке рудных жил	201
4. Опробование очистных забоев при разработке рудных залежей подэтажными штреками и системой с магазинированием руды	202
5. Применение минералогических и геофизических способов опробования очистных забоев	202
6. Определение содержания свободной двуокиси кремния в горных выработках	203
Глава XXV. Опробование отбитых рудных масс	205
1. Опробование отвалов горных работ и хвостов обогатительных фабрик	205
2. Опробование руд и углей в вагонетках	207
3. Товарное опробование ископаемых углей и горючих сланцев	208
4. Товарное опробование рудных масс	210
5. Механизация отбора товарных проб	213
6. Учет потерь и разубоживания руд при эксплуатации	214
Глава XXVI. Хранение материалов по опробованию	215
1. Хранение плаков и журналов опробования	215
2. Хранение кернов и дубликатов проб	216
Список литературы	218
Предметный указатель	224
Авторский указатель	226

МИХАИЛ НИКОЛАЕВИЧ АЛЬБОВ

Опробование месторождений полезных ископаемых

Редактор издательства *А. И. Панова.*

Технический редактор *Т. Г. Сивова.*

Переплет художника *И. Н. Ивановой.*

Корректор *В. П. Крымова.*

Сдано в набор 3/Х 1974 г. Подписано в печать 28/І 1975 г. Т-01442. Формат 60х90¹/₁₆. Бумага № 2. Печ. л. 14,5. Уч.-изд. л. 16,29. Тираж 10 000 экз. Заказ № 4-2098/5018. Цена 71 коп.

Издательство «Недра», 103633, Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1,19.
Харьковская книжная фабрика «Коммунист» республиканского производственного объединения «Полиграфкнига» Госкомиздата УССР, г. Харьков, ул. Энгельса, 11.