

К. А. Пожарский

ОПРОБОВАНИЕ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ЦВЕТНЫХ МЕТАЛЛОВ
И ЗОЛОТА

МЕТАЛЛУРГИЗДАТ

1947

К. Л. ПОЖАРИЦКИЙ

Проф. докт. геолого-минералогических наук

*Дорогому Дашинчу Яковлевичу
в знак моей признательности
и дружеских чувств*

23. XI. 47.

В. Б. С.

ОПРОБОВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ЦВЕТНЫХ, РЕДКИХ МЕТАЛЛОВ И ЗОЛОТА

*Работа одобрена Всесоюзной комиссией
по запасам и рекомендована Министерством
геологии и Главным геологическим
управлением Министерства цветной метал-
лургии СССР в качестве практического
руководства для геологов*



ГОСУДАРСТВЕННОЕ
НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ЧЕРНОЙ И ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ

Москва 1947

Рецензент *Д. Я. СУРАЖСКИЙ*

Ответств. редактор *докт. техн. наук М. И. АГОШКОВ*

АННОТАЦИЯ

В книге излагается методика опробования коренных и россыпных месторождений редких, цветных металлов, олова и золота в процессе поисков, буровой и горной разведки, в ходе эксплуатации рудников, а также описывается методика отбора проб для технологических испытаний и опробование товарных руд.

Книга является практическим руководством по опробованию для геологов, разведчиков, горных инженеров и обогатителей и работников технического контроля.

Редактор *А. Н. Чернов*

Технический редактор *Е. Б. Вайнштейн*

Сдано в производство 11/XII 1946 г. Подписано к печати 15/IV 1947 г.

Формат бумаги $60 \times 92\frac{1}{16}$.

Уч.-изд. л. 19,25

Печ. л. $17\frac{1}{2}$

Эн. в 1 п. л. 46880

Л90101.

Тираж 3000 экз.

Заказ 878.

Цена 15 руб.

Типография *Металлургиздата*, Москва, Цветной бульвар, 30.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	6
Введение. Задачи опробования	7

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

ОПРОБОВАНИЕ ПРИ ПОИСКАХ

Глава I. Шлиховое опробование при детальной геологической съемке и поисках	10
1. Расстояние между шлиховыми пробами	10
2. Выбор пунктов для отбора шлиховых проб	13
3. Документация результатов шлихового опробования	17
Глава II. Шлиховое опробование в процессе олово- и вольфрамметрической съемки при поисках коренных месторождений	19
Глава III. Металлометрическое опробование с применением спектрографа	23
Глава IV. Опробование при купрометрической съемке	28
1. Пламенное опробование	29
2. Колориметрический способ	30
3. Купрометрическая съемка	30
Глава V. Полевые методы определения содержания золота в руде	34
1. Ковшевое опробование при поисках и разведке коренных месторождений	34
2. Корольковый метод	35
3. Полевой метод определения содержания золота в сульфидных рудах	38
Литература	39

ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ОПРОБОВАНИЕ ПРИ РАЗВЕДКЕ РОССЫПЕЙ

Глава VI. Отбор проб в шурфах	41
Глава VII. Промывка проб при поисках и разведке россыпей	50
1. Промывка на ковше	50
2. Промывка на лотке	51
3. Валовая промывка проб на золотых россыпях	55
4. Валовая промывка проб на россыпях касситерита, вольфрамита, циркона и др.	57
Глава VIII. Извлечение золота из шлиха при разведке	60
Глава IX. Определение содержания олова и вольфрама в шлихе проб	62
Глава X. Интервалы для отбора проб при разведке россыпей	68
1. Золотые россыпи	68
2. Россыпи редких металлов	70

Глава XI. Подсчет содержания ценных компонентов по данным опробования шурфов и скважин на россыпях	72
1. Подсчет содержания по шурфу	72
2. Подсчет содержания по скважинам, пробуренным станком Эмпайр или Кийстон	73
Глава XII. Особые случаи опробования россыпей	86
Литература	87

ЧАСТЬ ТРЕТЬЯ

ОПРОБОВАНИЕ КОРЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИ РАЗВЕДКЕ И ЭКСПЛУАТАЦИИ

Глава XIII. Опробование скважин колонкового бурения	90
1. Опробование керна	93
2. Сбор шлама и мути	94
3. Очистка шлама от частиц дроби	98
4. Подсчет среднего содержания по анализам керна и мути	101
5. Диаметр скважин и керна при дробовом бурении	103
6. Погрешности при опробовании скважин. Осыпание пород	107
Глава XIV. Опробование при механическом ударном бурении	112
1. Особенности техники ударного бурения	112
2. Опробование при ударном бурении	114
Глава XV. Отбор проб при ручном ударно-вращательном бурении	117
Литература	118
Глава XVI. Опробование в горных выработках	120
1. Бороздовой метод	120
2. Отбор проб задиркой	136
3. Горстевое опробование	137
4. Точечное опробование отбойкой кусков в забое по сетке	144
5. Опробование шпурами	147
6. Опробование и разведка с помощью глубоких скважин-шпуров	154
Глава XVII. Валовое опробование	162
1. Валовое фабричное опробование	162
2. Валовое фракционное опробование	167
3. Расстояние между пробами	171
Глава XVIII. Методика определения расстояния между пробами	174
Глава XIX. Смешивание нескольких проб в одну групповую пробу	177
Глава XX. Основные вопросы опробования в процессе эксплуатации	182
Литература	187
Глава XXI. Обработка проб. Принципы сокращения проб	190
1. Принцип Брантона	190
2. Таблица Ричардса и формула $q = kd^2$	192
3. Метод Демонда и Хальфердаля	194
4. Экспериментальные работы	197
5. Стандарты для обработки проб цветных и редких металлов	202
6. Обработка проб золотых руд	204
Глава XXII. Техника дробления и сокращения проб	205
1. Дробление	206
2. Грохочение	207
3. Сокращение проб	207
4. Опробовательско-обогащительная установка для геологоразведочных партий	216
5. Требования, предъявляемые к обработке проб в химической лаборатории и к точности химических анализов	218
Литература	220

72	Глава XXIII. Технологическое опробование	222
72	1. Требования, предъявляемые к технологическим пробам	222
	2. Типовые количественные пробы	223
73	3. Крупность руды технологических проб	224
86	4. Виды технологических проб	225
87	5. Вес технологических проб	226
	6. Рудоразборка при технологическом опробовании	228
	7. Сокращение технологических проб	229
	8. Упаковка и документация	230
	9. Место технологического опробования и испытания руд в цикле разведки месторождений	230
	Литература	231
90	Глава XXIV. Опробование добытых и товарных руд	232
93	1. Теория отбора проб из скоплений добытого полезного ископае- мого	232
94	2. Отбор проб руды из вагонов	237
98	3. Техника отбора порций	239
101	4. Отбор проб из вагонеток	240
103	5. Опробование мелких продуктов	240
107	6. Опробование штабелей, куч и отвалов	241
112	7. Опробование товарных золотых руд	242
112	Литература	246
114	Глава XXV. Определение объемного веса руды	247
117	1. Влияние ошибки в определении объемного веса руды на подсчет запаса	247
118	2. Способы определения объемного веса руд плотного сложения	248
120	3. Определение объемного веса пористых и кавернозных пород	249
120	4. Подсчет удельного веса по минералогическому составу	251
136	5. Определение влажности	252
137	6. Определение состава по удельному весу	253
144	Литература	254
147		
154		
162	ЧАСТЬ ЧЕТВЕРТАЯ	
162		
167	ПРИЛОЖЕНИЕ ВАРИАЦИОННОЙ СТАТИСТИКИ К ОПРОБОВАНИЮ	
171		
174	Глава XXVI. Основные положения и формулы	256
177	Глава XXVII. Характер вариационного ряда при опробовании товарных руд и руд в целике	266
182	Глава XXVIII. Стандартное отклонение и коэффициент вариации как измерители неравномерности месторождений	269
187	Глава XXIX. Условия и сфера применимости формул вариационной статистики для расчета погрешности данных опробования	271
190	Литература	279
192		
194		
197		
202		
204		
205		
206		
207		
207		
216		
218		
220		

ПРЕДИСЛОВИЕ

Руководство Института горного дела Академии наук СССР поставило перед автором задачу сделать обобщение экспериментальных исследований и практики опробования написать работу, которая могла бы быть руководством при производстве опробования коренных и россыпных месторождений редких, цветных металлов и золота в процессе поисков, буровой и горной разведки, в ходе эксплуатации рудников, а также при отборе проб для технологических испытаний.

Особое внимание нужно было обратить на изучение причин погрешностей при опробовании, на изыскание мер борьбы с ними.

При разработке темы автор пользовался не только литературными источниками, но также отчетами геологов рудников, материалами сотрудников научно-исследовательских институтов, отчетами, представлявшимися во Всесоюзную комиссию по запасам, наконец, лично ознакомился с постановкой работ на рудниках.

Автор признателен геологам предприятий за предоставление своих материалов и наблюдений, а также канд. наук А. А. Амिरасланову, проф. В. М. Крейтеру, канд. наук Д. Я. Суражскому, докт. техн. наук М. И. Агошкову, проф. Н. И. Трушкову, проф. Д. И. Щербакову за замечания по отдельным главам книги.

Пользуюсь случаем выразить свою признательность руководителям Института горного дела академику А. А. Скочинскому и академику А. М. Терпигореву за постоянную помощь и создание исключительно благоприятных условий работы.

К. Л. Пожарицкий

ЗАДАЧИ ОПРОБОВАНИЯ

Опробованием называется процесс отбора и обработки проб рыхлых отложений, коренных пород, рудного тела в целике, партии добытого полезного ископаемого и т. д., имеющий целью получить характеристику их вещественного состава.

Методика опробования включает также выбор системы расположения проб во время поисков, разведки и при эксплуатации месторождений.

Опробование представляет важнейшую операцию в цикле поисковых, геологоразведочных и горноэксплуатационных работ, ибо сведения о вещественном составе опробуемого объекта используются для решения вопроса о направлении работ и для определения промышленного значения месторождения или ценности добытого сырья.

При подсчете запасов ценного компонента и оценке месторождения наиболее частыми, значительными и подчас решающими являются погрешности, возникающие в результате дефектов опробования. Далеко не всегда большая густота сети опробования гарантирует его точность, ибо систематические ошибки в сторону преувеличения или, наоборот, в сторону занижения содержания ценного компонента в руде сохраняются при любом числе проб.

Ненадежность опробования лишает доверия подсчет запасов, даже хорошо оформленный во всех других отношениях. Особенно важно высокое качество опробования для убогих месторождений, где погрешность в 5—10% от действительного содержания металла может привести к неправильному решению о промышленном значении месторождения.

В месторождениях, где руда постепенно переходит во вмещающие пустые породы, опробование является единственным средством для определения промышленных контуров рудного тела. К числу таких месторождений, в частности, относятся медно-порфировые (Коунрад, Алмалык), залежи никелевых руд Норильска и Сопчейвенч (Мончегорск), залежи апатита в Хибинах, россыпи золота, платины и редких металлов и др.

Результаты опробования позволяют судить о свойствах полезного ископаемого на различных участках, о распределении ценных и вредных компонентов в рудном теле, что существенно важно для направления эксплуатационных работ.

Опробование руды в целике и добытой горной массы необходимо для учета потерь полезного ископаемого и степени разубоживания руды при добыче. Таким образом, оно служит методом контроля правильности эксплуатационных работ.

Для оценки качества руд, выбора способа обогащения или технологической переработки почти всегда бывает необходим отбор так называемых технологических проб.

Количественная характеристика руды по крупности позволяет оценить возможность применения ручной сортировки, выбрать способ дробления, рассчитать связанные с ним затраты и правильно подобрать конструктивные элементы системы разработки.

В россыпях количественное распределение песков по классам крупности необходимо для выбора и проектирования системы разработки.

Поэтому в ряде месторождений приходится не только отбирать пробы для химических анализов, но проводить специальное опробование с целью получить физическую или механическую характеристику руд.

Нет возможности преподавать универсальный стандартный метод опробования для всех месторождений даже одного вида полезного ископаемого: в каждом отдельном месторождении имеются особенности, зависящие от состава руд, их текстуры, степени неравномерности оруденения, сортов руды и т. д. Меняется метод опробования и в зависимости от способа геолого-разведочных, подготовительных и эксплуатационных работ.

Но вместе с тем было бы неверно думать, что для опробования нет правил. Практикой и экспериментами в отношении опробования выработана некоторая система принципов и правил, приложимых в различных случаях. Выбор подходящих правил опробования для конкретного месторождения составляет задачу геолога.

Методика опробования еще не представляет детально и всесторонне разработанной дисциплины.

В настоящее время становится ясной ограниченность мирового опыта, отсутствие достаточного научного обоснования и некоторое неприемлемое для нас своеобразие опыта капиталистических стран.

Как ни странно, но экспериментальных работ по методике опробования месторождений при разведке в зарубежной литературе не так много. Экспериментальные работы касаются главным образом опробования добытых руд, продуктов обогащения и т. д. Гораздо меньше солидных экспериментальных работ посвящено методике опробования месторождений. Даже известные работы Американского горного бюро не дают обобщения опыта опробования, а содержат лишь изложение приемов опробования, применяемых на различных предприятиях.

Практический опыт отдельных предприятий, конечно, имеет большое значение и должен использоваться, но не всегда можно

утверждать, что на взятом для примера предприятии используются рациональные приемы. В капиталистических странах сведения о месторождении влияют на состояние акций предприятия, поэтому сообщения в печати контролируются с этой точки зрения.

У нас, при плановом социалистическом хозяйстве, предприятия обычно проектируются и строятся на полную мощность, соответствующую величине месторождения. Поэтому наши требования к данным разведки и опробования особенно высоки.

Высокие требования, предъявляемые к разведке и опробованию, стимулировали производство у нас, в Советском Союзе, большого числа экспериментальных работ по методике опробования. Эти экспериментальные работы уже позволили рационализировать опробование на многих предприятиях и установили возможность заменить рутинные, трудоемкие и дорогие методы более легкими и рациональными.

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ

ОПРОБОВАНИЕ ПРИ ПОИСКАХ

ГЛАВА I

ШЛИХОВОЕ ОПРОБОВАНИЕ ПРИ ДЕТАЛЬНОЙ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ СЪЕМКЕ И ПОИСКАХ

Шлиховое опробование при небольших затратах средств и времени дает минералогическую характеристику тяжелых фракций рыхлых отложений исследуемого района, устанавливает признаки нахождения ценных минералов и является наиболее эффективным методом при поисках россыпных и коренных месторождений золота, платины, редких, цветных металлов, алмазов и т. д. Поиски россыпей и скрытых под наносами месторождений в основном состоят в шлиховом опробовании. Геологические наблюдения служат для выделения благоприятных площадей и для направления шлихового опробования.

До недавнего времени объектом шлихового опробования являлись только рыхлые перенесенные отложения. Теперь же в практику все более входит шлиховое опробование также элювиальных отложений и дробленых коренных пород [1].

1. Расстояние между шлиховыми пробами

Чем мельче масштаб геологической съемки, тем поневоле реже приходится располагать точки шлихового опробования. Однако строгой пропорциональности между масштабом съемки и расстоянием между пробами нет и быть не должно. При геологических съемках масштаба 1:200 000 — 1:500 000 обычно нельзя провести шлиховое опробование настолько детально, чтобы исключалась возможность пропуска месторождений. Редкая сеть шлихового опробования дает общую минералогическую характеристику тяжелых фракций рыхлых отложений района и лишь случайно позволяет открывать новые месторождения. Легко понять, что решающее значение приобретают производственные возможности партии; заметить необходимое расстояние между пробами нет возможности.

При детальных геологических и поисковых работах (масштаб 1:100 000 — 1:50 000 и крупнее) сеть шлиховых проб должна обеспечивать выявление всех признаков оруденения.

Выбор расстояния между шлиховыми пробами при поисках определяется геоморфологическими особенностями района, характером переноса тяжелых минералов в водных потоках, а также характерным для района размером россыпных месторождений.

При большом уклоне русла в беспокойных долинах расстояние между пробами должно быть меньше, чем в районах с мягким рельефом и малым уклоном спокойных долин.

Вопрос о расстоянии, на которое переносятся минералы без полного измельчения, еще мало изучен.

Б. Л. Флеров [29] приводит ряд примеров, из которых видно, что касситерит и вольфрамит в шлихах устанавливаются на весьма значительном расстоянии от коренного месторождения, измеряемом 10—20 км.

Возможность сохранения касситерита, вольфрамит, арсенопирита, безависмутина при переносе на значительное расстояние подтверждается опытами С. Д. Попова (Институт геологических наук Академии наук СССР), проведенными, правда, в условиях, далеких от природных. По устному сообщению С. Д. Попова, исследования во вращающемся барабане показывают, что в воде с мелким песком при скорости 17 м/мин после пути в 29 км сохраняются 60—55% касситерита, вольфрамит, арсенопирита и безависмутина.

К. И. Висконт [3] приводит диаграмму сопротивляемости различных минералов, составленную Фрейзе на основании опытов во вращающемся барабане с водой. При многих недоумениях, которые оставляют эти опыты, из диаграммы видно, что сопротивление вольфрамит и касситерита соответственно выше, чем сопротивление магнетита и ильменита (фиг. 1).

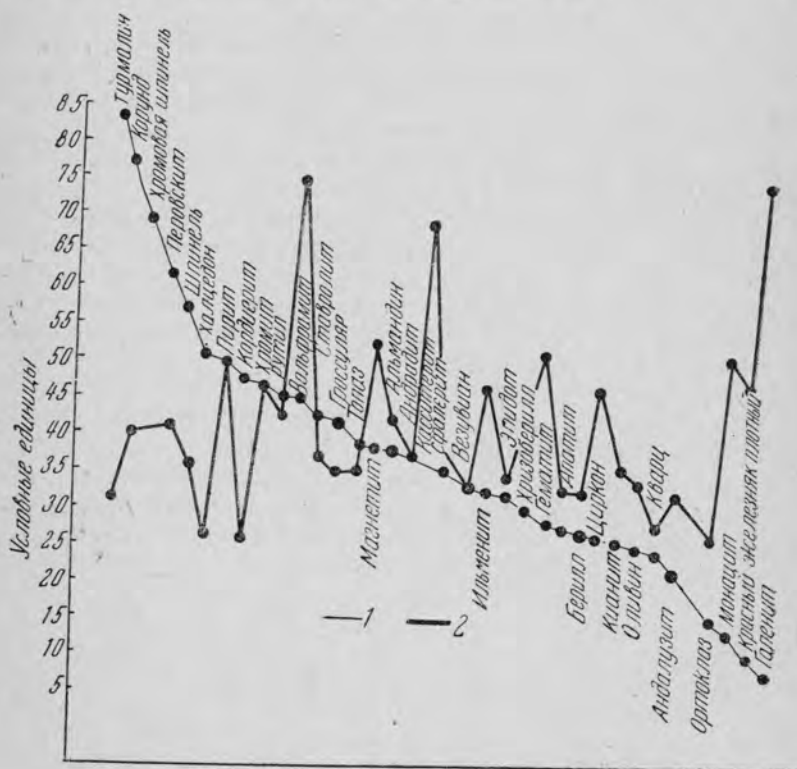
Магнетит и ильменит являются обычными минералами далеко перенесенных аллювиальных золотых россыпей. Поэтому опыты Фрейзе подтверждают, что вольфрамит и касситерит сохраняются при переносе на значительное расстояние и при благоприятных условиях могут образовать аллювиальные россыпи.

Наличие знаков золота также устанавливается на очень больших расстояниях от коренного месторождения. Поэтому оловяноносность, золотоносность, вольфрамитоносность, шеелитоносность надежно устанавливаются и при значительных расстояниях между шлиховыми пробами. Однако в крупных речках касситерит, вольфрамит и золото рассеиваются, и опробование аллювия русел больших водных потоков поэтому иногда может не дать положительных результатов. Наши оловянные и вольфрамитовые россыпи в большинстве случаев не чисто аллювиальные, а аллювиально-делювиальные, приуроченные к небольшим ключам и долинкам. Поэтому нельзя оставлять без шлихового опробования небольшие ключи длиной 3—5 км и даже 1—2 км.

По данным Института минерального сырья, необходимо производить отбор шлиховых проб не реже, чем через каждые 1,5 км длины долины [4]. Расстояние между шлиховыми пробами в 1—1,5 км, как среднее, может быть принято при поисках и съемках в масштабе 1 : 100 000 и крупнее. На малообещающих участках расстояние между шлиховыми пробами допустимо увеличивать

до 2—3 км; наоборот, интересные участки опробуются более густой сетью.

Б. Л. Флеров считает, что при поисках в масштабе 1:50 000 максимальное расстояние между шлиховыми пробами не должно превышать 300—500 м. Судя по приведенным раньше данным, уменьшать расстояние между шлиховыми пробами до этой величины нет необходимости, за исключением районов с крутым рельефом или участков, особенно обещающих.



Фиг. 1. Диаграмма стойкости минералов при переносе (по Фрейзе):

1 — кривая удельной сопротивляемости Н; 2 — кривая удельных весов

При поисковых работах в Калбинском районе в масштабе 1:25 000 в среднем отбирали одну-две пробы на 1 км², притом неравномерно, со сгущением в наиболее интересных местах. Так как поиски в масштабе 1:25 000 обычно проводятся в наиболее благоприятных участках вокруг гранитных массивов, то две пробы на 1 км² в среднем можно считать минимальной густотой сети опробования.

Эти расстояния между шлиховыми пробами выработались на опыте поисков месторождений, главным образом кварцевой фор-

мации. Опыт шлихового опробования при поисках оловянных месторождений сульфидной формации и сульфидных месторождений других металлов еще недостаточен. Учитывая тонкую вкрапленность касситерита в сульфидных месторождениях и, как следствие, малую длину обогащенного шлейфа аллювия, расстояние между шлиховыми пробами надо уменьшить. И. М. Озеров [15] рекомендует отбирать шлиховые пробы не реже, чем через 1 км, лучше через 0,5 км, а при обнаружении повышенных количеств касситерита в шлихах сеть опробования сгустить до 50—100 м.

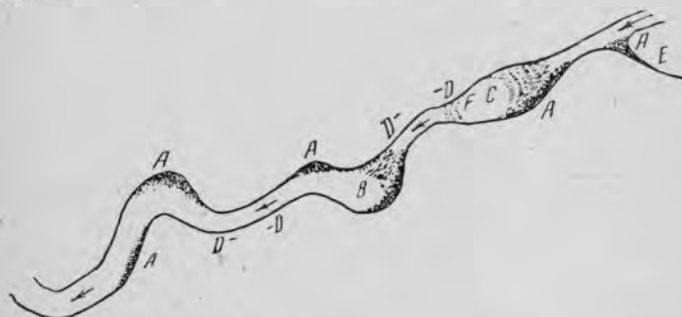
Приводимые выше расстояния между шлиховыми пробами представляют средние величины, нужные для общей ориентировки.

В процессе же прослеживания ценного минерала в рыхлых отложениях сеть шлиховых проб, как правило, делается неравномерной — в зависимости от геологии участка, геоморфологии и разветвлений речной сети и результатов промывки уже отобранных проб.

При крупномасштабном картировании должна устанавливаться площадь распространения минералов полезных ископаемых. Это соображение в значительной степени определяет расстояния между пробами и заставляет отбирать их с такой густотой, чтобы при последующей закраске содержащих ценный компонент площадей была возможна интерполяция.

2. Выбор пунктов для отбора шлиховых проб [2, 18]

Опробование в стадии поисковых работ имеет целью обнаружить наличие золота, касситерита, вольфрамита и других ценных минералов. Поэтому отбор проб в пунктах, наиболее благоприятных для обогащения шлихом, — основной принцип опробования при поисках.



Фиг. 2. Схема концентрации золота в древнем погребенном русле в Неваде-Каунти (Калифорния)

При опробовании долин рек особого внимания заслуживают места в начале расширения долины, после ее сужения и повороты, где имеется спад скорости течения и создаются благоприятные условия наибольшего отложения аллювиального материала (фиг. 2).

На фиг. 2 приводится схема мест концентрации золота в древнем русле в Невада-Каунти (Калифорния). Наибольшая концентрация золота была обнаружена у вогнутых сторон извилины русла *A*. В месте резкого расширения русла *B* (при входе в него и при выходе) обнаружена вторичная концентрация золота; в этом расширенном участке русла был водоворот. На участке с плавным расширением русла *C* наибольшая вторичная концентрация золота оказалась при входе и более слабая вторичная концентрация *F* — при выходе. При устье, вероятно, небольшого притока *E* обнаружена концентрация золота, не уступающая вторичной концентрации *C*. Стремнины *D—D* в двух пунктах русла исключили возможность концентрации золота, кроме самого крупного. Приблизительно вдоль средней линии русла (на схеме не указана) оказалась струя, чрезвычайно неправильная и непостоянная как по ширине, так и по содержанию. Изображенный на схеме речной поток является типичным потоком, продолжительность существования которого сравнительно невелика, а берега не сильно изменены эрозией. Стрелками указано направление течения.

Обогащение шлихом происходит в выпуклой части кос, поэтому закопушки располагаются в их верхней по течению части, но не у самого края. Глубину закопушек на косах (40—60 см) обычно ограничивают уровнем воды, но, если возможно, следует проходить шурф до плотика. Бортовые косы на вогнутой части долины также опробуются вблизи головки.

Опробование русла ключа в верхней части аллювия ненадежно, ибо тяжелый шлик располагается не на дне ключа, а в речниках, на некоторой глубине. Особенно затруднено поисковое опробование заболоченных долин. Русло ручья, протекающего по коренным породам, особенно вкост сланцеватости последних, благоприятно для скопления шлика. Для отбора проб здесь выбираются места, обнажившиеся после спада весенних вод.

Концентрация шлика происходит в различного рода карманах, в неровностях дна, в трещинах у даек, пересекающих русло, в тех местах, где коренные породы, представленные стоящими на голове пластами, образуют щетки. Шлик концентрируется в «конусах тени» крупных валунов, ниже порогов и перекатов. Всякого рода препятствия, по выражению Рейборна и Мильнера [17], представляют «естественные лотки».

Геолог Д. С. Крейтер рекомендует отбирать кучно пять—десять проб на 20—100 м ниже впадения притоков в основную артерию и одну-две пробы выше притока. Пробы по притокам отбираются на 100—300 м выше их устья за пределами аллювия основной артерии [11].

Опробование кос, русла ручья, опробование бортов, представляющих только часть мощности аллювия, не обеспечивают количественного представления о содержании касситерита, вольфрамиты или золота в полной мощности аллювиальных отложений.

Количественные показатели дает опробование бортовых обнажений, представляющих всю мощность аллювия. При взятии проб борта обязательно расчищают, ибо тяжелые минералы могут быть вымыты дождевыми водами. Невыполнение этого правила нередко приводит к ошибкам при шлиховом опробовании.

Нельзя ограничиваться опробованием кос или бортов долины закопушками, ибо таким образом могут быть обнаружены только мелко залегающие россыпи.

Самые надежные данные дает опробование полной мощности аллювия в долинах шурфами или скважинами, пройденными до плотики. При общих поисках проходят в благоприятных местах одиночные шурфы и скважины через 1—1,5 км. При детальных поисках шурфы или скважины располагаются линиями вкрест долины. Обычно при детальных поисках достаточно иметь на линии четыре-пять выработок с расстоянием между ними в 20—40 м, в зависимости от ширины долины и характерной для района ширины россыпей.

В средних условиях при детальных поисках на золото расстояние между линиями принимают 800—1000 м; реже его увеличивают до 1,5—2 км.

В. В. Селиховкин [24] при поисках на золото рекомендует закладывать линии выработок не реже, чем через 2 км в верхнем течении больших рек и в малых речках и ключах. С продвижением вниз по большим речкам расстояние между линиями увеличивается до 3 км. Расстояние между выработками на линии в малых речках и ключах В. В. Селиховкин принимает не более 10 м¹.

При детальных поисках россыпей олова и редких металлов расстояние между линиями принимают в 800 м. В случае коротких крутых долин расстояние между линиями уменьшается в полтора-два раза.

Опробование шурфов и скважин должно быть проведено с соблюдением правил, обязательных при детальной разведке (см. главу о разведке россыпей).

При оценке результатов шлихового опробования и при его направлении необходимо учитывать целый ряд геологических факторов.

Касситерит и шеелит в качестве аксессуарных минералов часто встречаются в гранитах и при разрушении последних попадают в аллювиальные отложения. В практике нет примеров того, чтобы в результате разрушения неизмененного гидротермами гранита образовались промышленные россыпи. Поэтому в процессе шлихового опробования возникает задача «отстройки» от общей зараженности шлихов аксессуарными касситеритом и шеелитом. Аксессуарный касситерит обычно встречается в количестве всего несколь-

¹ В нижнем течении больших рек В. В. Селиховкин считает возможным увеличить расстояние между линиями до 5 и даже до 7 км, но вряд ли это может быть принято, ибо, по его же материалам, только 15% россыпей на Алдане были непрерывны на протяжении более 5 км.

ких тонких зерен на лоток, но в некоторых районах его бывает значительно больше. Для каждого района существует свой средний уровень региональной зараженности аллювиальных отложений касситеритом или шеелитом. Эта зараженность еще не указывает на присутствие месторождений.

Обещающими являются участки, в которых содержание этих минералов в шлихах значительно превышает средний для района уровень. Пики содержаний ценных минералов в данных шлихового опробования отмечают места, заслуживающие детального исследования.

Для того чтобы обеспечить возможность сравнения содержаний ценного компонента в наносах в различных пунктах, необходимо либо в течение всего сезона отбирать пробы одного объема, либо приводить содержание к одному объему (учитывать количество промытой породы). Для надежного комплексного шлихового опробования при детальных поисках необходимо отбирать в пробу не менее одной ендовки ($0,02 \text{ м}^3$) породы, т. е. три лотка. В практике поисков олова в Забайкалье принято отбирать пробы объемом $0,05 \text{ м}^3$ (100 кг), и только в безводных районах объем их уменьшают до $0,025 \text{ м}^3$ (50 кг).

При таком объеме промываемого материала возможна удовлетворительная количественная оценка содержания касситерита, шеелита, вольфрамита, золота, монацита, колумбита и др.

При специализированных поисках на циркон можно ограничиваться промывкой одного-двух лотков.

Помимо опробования аллювиальных отложений, при поисках необходимо также опробовать делювиальные отложения и коренные породы.

В частности, детальному шлиховому опробованию нужно подвергать делювий полосы экзо- и эндоконтактов (особенно по мелким ложкам) гранитов с захватом 2—3 км внутрь интрузивного массива и 2—3 км в полосе экзоконтакта, делювий заливов осадочных пород в граниты и выступов гранита в осадочные породы, зоны нарушений, участки вблизи даек, кварцевых жил, зоны ороговикованных сланцев, полосы пиритизированных осветленных пород, участки грейзенизированных гранитов, благоприятные осадочные породы (известняки, мергеля) неподалеку от контакта с гранитом.

Для генетической увязки минералов шлиха с окружающими горными породами С. Д. Попов [28] рекомендует проводить шлиховое опробование дробленых коренных пород, кварцевых и пегматитовых жил, аплитов, пород вблизи контактов. Иногда это не только помогает устанавливать генетические взаимоотношения и изучать аксессуарные минералы интрузивов и жильных проявлений, но может привести непосредственно к открытию рудных тел. Дроблению подвергаются пробы весом 20—30 кг, а когда порода представляет интерес с точки зрения оруденения, то до 50 кг. Из-за значительной затраты времени дробление коренных пород

при поисках приходится проводить только в очень ограниченном количестве.

Составление шлиховых карт вместе с общегеологическими исследованиями оказывает огромную помощь в направлении поисковых работ, в локализации рудоносных площадей и узлов, в определении связи оруденения с тектоническими структурами и возраста оруденения [5].

Детальное исследование шлихов может быть отложено на период камеральных работ, но для рационального направления поисков необходимо предварительно исследовать состав шлихов непосредственно в поле. Например, в работе таджико-памирской экспедиции большую роль сыграло спектроскопическое исследование образцов руд и пород. Благодаря спектральному анализу в рудах были открыты соединения висмута, молибдена, вольфрама [28]. Наличие литевых линий указало на пневматолитический характер процессов, а это в свою очередь, — на необходимость поисков на олово.

3. Документация результатов шлихового опробования

Шлиховые пробы (содержащие ценные компоненты и пустые) должны тщательно документироваться. Отмытый шлик после просушивания помещают в бумажные капсулы или в небольшие мешочки из плотной материи.

В мешочки вкладывают этикетки, на которых (при съемке масштаба 1 : 100 000 и мельче) должно быть четко написано следующее: 1) местоположение точки отбора пробы (подробно); 2) количество промытой породы; 3) название партии; 4) фамилия лица, взявшего пробу; 5) год, месяц, число отбора пробы; 6) номер обнажения; 7) номер (порядковый) шлиховой пробы.

Параллельно отобранные пробы заносят в журнал, в котором, помимо данных, указанных в этикетке, дается описание пород и зарисовка обнажения или разрез по шурфу.

При крупномасштабной съемке (1 : 50 000 и крупнее) зарисовывать места отбора проб из копушей нет необходимости. Документация шлихов здесь также упрощается: на этикетке пишут только номер шлика.

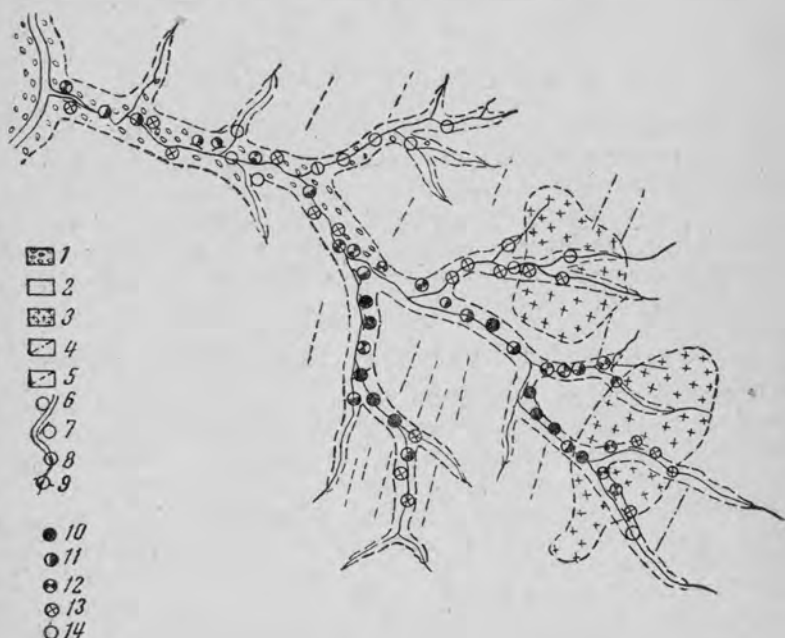
При простом геологическом строении района породы на шлиховой карте изображаются штриховкой полностью, при сложном строении района — схематично. Места, покрытые современными отложениями, должны оставаться незаштрихованными.

На шлиховых картах возле каждой пробы выписывается ее порядковый номер. При нанесении результатов комплексной шлиховой съемки на карту мелкого масштаба можно пользоваться системой цветных условных обозначений, изложенной в работе Т. В. Зеемана и М. Л. Лурье «Инструкция по составлению шлиховых карт».

При детальной шлиховой съемке составляют две карты: на одну наносят все минералы без количественного изображения их

содержания, на другую — результаты шлиховой съемки на экономически важный компонент с изображением его содержания.

При нанесении результатов шлихового опробования на один минерал удобна система, предложенная Б. Л. Флеровым [30] для шлихового опробования на касситерит (фиг. 3).



Фиг. 3. Схематическая карта шлихового опробования на касситерит (по Б. Л. Флерову):

1 — аллювий; 2 — осадочные породы; 3 — гранит; 4 — пегматит; 5 — гидротермальные жилы; 6 — косовые пробы; 7 — бортовые пробы; 8 — русловые пробы; 9 — пробы на щетке; 10 — касситерита содержится более 500 г/м²; 11 — касситерита содержится 100—500 г/м²; 12 — касситерита содержится 10—100 г/м²; 13 — знаки; 14 — пусто

Пробы на плане отмечаются незаштрихованными перекрещенными кружками или кружками, залитыми тушью на четверть, на половину в зависимости от содержания минерала в наносах.

Пробы, отобранные по делювию, отмечаются пунктирным кружком; пробы, отобранные по коренным породам, отмечаются двумя окружностями (одна внутри другой). При детальном съемках необходимо на карте отразить места отбора проб из аллювия. Для косовых проб окружность касается речки; бортовые пробы отмечаются на 1 мм в стороне от речки; русловые пробы отмечаются кружками, вычерченными непосредственно на речке; пробы по щетке отмечаются штрихами вне окружностей.

ГЛАВА II

ШЛИХОВОЕ ОПРОБОВАНИЕ В ПРОЦЕССЕ ОЛОВО- и ВОЛЬФРАМОМЕТРИЧЕСКОЙ СЪЕМКИ ПРИ ПОИСКАХ КОРЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Для ограничения площади, подлежащей детальному поискам коренного месторождения, производится шурфовка аллювиальных отложений линиями, закладываемыми последовательно снизу вверх по долине [30]. Первая линия шурфов или скважин закладывается выше пункта, где были отобраны при поисках хорошие пробы. Расстояние между линиями принимают равным 300—800 м. Несколькими линиями приближенно определяется верхняя граница олово- или вольфрамсодержащего аллювия и, таким образом, грубо устанавливается граница поисков по склонам. Детальные поиски по склонам производят в масштабе 1 : 10 000, 1 : 5000, а особо интересные участки иногда покрывают съемкой более крупного масштаба. Обычно поиски ведут на инструментальной топографической карте. При отсутствии последней необходима хотя бы глазомерная основа.

Прежде собственно металлометрического шлихового опробования с копушением производят геологическую съемку намеченной площади. При этом на карте отмечают хорошо обнаженные площади, задернованные участки, обломки, содержащие полезное ископаемое. Полезно опробовать обломки на содержание касситерита, вольфрамита или золота посредством измельчения (протолочки) и промывки в ковше. 1—2 кг материала обломков измельчают до 1—2 мм с частым просеиванием, чтобы избежать переизмельчения ценных минералов. Пробу промывают в ковше почти до черного шлиха. Количество минералов редких металлов приближенно определяют методами, описанными ниже.

Геологическая съемка помогает ограничить площадь, подлежащую опробованию копушами, выделить первоочередные участки и определить тип оруденения. Даже в том случае, если при осмотре найдены рудные тела, проведение металлометрического опробования с копушением все же целесообразно, так как оно позволит выделить наиболее богатые рудные тела и избавит от опасности пропустить скрытые под наносами (сульфидные руды, грейзены).

Процесс металлометрического шлихового опробования состоит в проведении линий копуш или скважин, в отборе проб, в опре-

делении содержания ценного компонента, в нанесении результатов опробования на план и в интерпретации результатов.

Пробы отбираются не из аллювия, а из делювия и элювия.

Расстояние между копушами должно быть таким, чтобы веер от распространения ценного компонента был уловлен не одной, а несколькими копушами.

Б. Л. Флеров выделяет два этапа съемки:

- 1) констатация ореола рассеяния касситерита;
- 2) выявление мест повышенного содержания касситерита.

Для констатации ореола рекомендуется проводить линии вдоль склона при расстоянии между копушами в 20 м.

Б. Л. Флеров считает, что для выявления участков с повышенным содержанием расстояние между копушами на линии при оловомерическом опробовании может быть принято равным 5—15 м, а расстояние между последовательными линиями копушей—равным 25—100 м. Для локализации выхода рудного тела в последующем может понадобиться сгущение линий копуш. Ореол рассеяния ценных компонентов, как правило, вытянут в направлении простирания жилы; поэтому линии копушей, расположенные перпендикулярно, позволят более точно установить положение выхода. При этом должно быть учтено смещение делювия вниз по склону.

Так как делювий представляет мало сортированный материал, то проходить глубокие копуши нет необходимости. Вполне достаточно отбирать материал для проб с глубины 50—60 см. Для единообразия лучше все копуши делать постоянной глубины. В рыхлом материале их проходят, по возможности минуя крупные обломки. На промывку из дна копуши отбирают один лоток породы.

Число проб, получаемых при копушении, велико. Необходим быстрый и простой приближенный метод их обработки, выполнимый в полевых условиях.

Б. Л. Флеров [30] предлагает следующий путь определения содержания касситерита в пробах:

1) пробу в лотке промывают до серого шлиха и доводят в ковше почти до черного шлиха;

2) из шлиха подковообразным магнитом удаляется магнитная фракция;

3) шлих отдувается на листе бумаги по корейскому способу (при отдувке касситерит концентрируется в головке шлиха);

4) головку шлиха взвешивают, насыпают на цинковую пластинку с загнутыми краями или в тигелек слоем в 1—1½ зерна; туда же приливают соляную кислоту. Под восстанавливающим действием водорода зерна касситерита покрываются пленкой олова;

5) содержание касситерита в головке шлиха определяют на-глаз (сравнивая с эталонами).

Точными минералогическими методами анализируется только часть шлиховых проб.

Для определения содержания в шлихе шеелита применим люминесцентный метод. Определять содержание в шлихе вольфрамита можно, выделяя и взвешивая электромагнитную фракцию. Этот способ применим при малом содержании других электромагнитных минералов.

На плане возле каждой копуши выписывается количество касситерита, вольфрамита или другого ценного компонента на лоток в миллиграммах.

По содержанию касситерита или вольфрамита копуши разбивают на несколько групп, например: «знаки» (0—50 мг), «мало» (50—500 мг), «много» (больше 500 мг на лоток). На плане условными знаками выделяются площади с различным содержанием ценных компонентов в делювии. При оконтуривании таких площадей учитывается содержание не по отдельным копушам, а по группам копуш.

Метод опробования наносов копушами применялся при поисках золота и золотосодержащих железных шляп на Южном Урале [31].

На участке, намеченном геологом, линиями закладывались копуши. Материал из копуш промывался с додрабливанием крупных кусков.

Копуши с золотом на местности отмечались камнями в числе, равном числу отмытых золотин. Возле золотосодержащей копуши закладывали квадратом четыре контрольные. Если контрольные копуши указывали на золотоносность, то закладывали канаву.

Этот метод на Южном Урале оказался чрезвычайно плодотворным: с помощью его нашли медное месторождение Барк-Тау и Константиновскую золотоносную жилу (Н. И. Дингельштедт).

Аналогичный порядок применялся проспекторами при прослеживании золотоносного шлейфа в наносах при поисках коренных месторождений золота в Западной Австралии.

По Гаррису [33], проспекторы обследуют участок вблизи даек, жил и т. п. При прослеживании, учитывая рельеф, направление сползания наносов, по линиям отбирают пробы, которые промывают. Иногда с целью отбора материала по наносам проходят неглубокие скважины. Прослеживание признаков золота по пробам приводит к пункту, где можно ожидать встретить прикрытое наносами рудное тело; здесь закладывают канаву.

Шлиховое опробование при поисках коренных месторождений сурьмы до недавнего времени не применялось. Опыт Г. И. Петрова и А. А. Алексина в Раздольнинском районе (Североенисейский район) показывает возможность его использования.

На склоне горы, где расположено Раздольнинское сурьмяное месторождение, выбрали опытный участок. На участке разбили сеть закопшек глубиной 0,5—1,5 м, из которых отбирали лотковые пробы. Промывали пробы на лотке до серого шлиха. Шлих просматривали под бинокулярной лупой.

К бортам жилы прижимаются участки распространения окисленных минералов и крупных (до 10—15 мм) зерен антимонита. По удалении на 10—20 м по склону окисленные минералы в мономинеральных зернах не встречались; в сростках с кварцем они зафиксированы в 100 м от жилы. В 20—50 м от жилы размер зерен антимонита уменьшился до 0,5—0,8 мм, а за пределами 50—80 м от жилы до 0,1 мм и менее.

Повторная проверка в лабораторных условиях при анализе обогащенной навески установила распространение в делювии антимонита до 200 м от жилы. Размер зерен в пробах был менее 0,1 мм (около 0,03—0,06 мм). Содержание резко падало с удалением от жилы.

Важно отметить, что уже на сравнительно небольшом расстоянии от жилы не встречалось крупных зерен антимонита; поэтому в подобных случаях главное внимание следует обращать на мелкие классы. Шлих лучше просматривать после электромагнитной сепарации.

На основе этих исследований в районе были поставлены поисковые работы, которые выявили два участка с делювием, зараженным антимонитом. Канавные работы на этих участках установили наличие убогих жил антимонита.

МЕТАЛЛОМЕТРИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ С ПРИМЕНЕНИЕМ СПЕКТРОГРАФА

Шлиховый метод удобен при поисках месторождений, в которых ценные компоненты представлены относительно крупной вкрапленностью. Он может найти применение при поисках месторождений хромита, ильмено-рутила, колумбита и других стойких минералов.

В ряде месторождений сульфидной формации касситерит находится в тонких зернах в прорастании с галенитом, сфалеритом или арсенопиритом и пирротинном. Промывка и количественный минералогический анализ проб таких месторождений представляют большие трудности. Поэтому при детальных поисках оловянных месторождений сульфидной формации целесообразно применять металлометрическую съемку с анализом проб при помощи кварцевого или селвинитового спектрографа. Первый опыт оловомерической съемки со спектрографом в Советском Союзе относится к 1935 г. В настоящее время методика ее производства достаточно хорошо разработана.

По Озерову [15], при предварительном исследовании большой площади (5—10 км²) задаются линии копушей через 100—200 м с расстоянием между копушами 25—50 м, реже до 10 м. При детальной съемке масштаба 1 : 1000 — 1 : 2000, когда по предварительной съемке наметились участки с повышенным содержанием олова, расстояния между линиями уменьшают до 25 м, а расстояние между копушами — до 5 м.

Пробы весом 0,5—1 кг берут из проводимых в делювии или элювии закопшек глубиной 0,5 м, или из скважин, пробуренных шупом. Проба измельчается и сокращается обычным образом. Навеска, поступающая на спектрографический анализ, должна быть измельчена до —200 меш. Опыт последних лет показывает возможность иногда отбирать пробы без закопшек, непосредственно с поверхности, и ограничивать их вес 200—300 г.

Во время оловомерической съемки в Чаунской экспедиции обработка проб сводилась к отсеvu фракции —1 мм, выделению из нее квартованием 20—30 г, которые затем подвергались истиранию до —200, —150 меш, т. е. до такой тонкости, чтобы при растирании между пальцами отдельные зерна не чувствовались [19]. Изменение, введенное в Чаунской экспедиции, весьма рационально: упрощается обработка, обогащается проба отсеvom, увеличивается чувствительность съемки.

Геолог Рохлин [19] по опыту поисковых работ в районе Чаунской губы предложил промывать пробы весом 0,3—0,4 кг на ковше до серого шлиха, спектрографически определять содержание олова в шлихе и по этим данным строить изолинии содержания на плане. Промывка проб увеличивает чувствительность метода.

Непрерывным условием, обеспечивающим успешное проведение опробования этим методом, является выполнение анализов на содержание олова или вольфрама с помощью спектрографа непосредственно в ходе полевых работ.

Полевая спектрографическая лаборатория может производить около ста определений за смену при стоимости анализа в 3—4 руб. Результаты анализа проб могут быть сразу же использованы для направления поисков.

Спектрографический анализ дает содержание олова и окиси вольфрама по шкале «нет»; следы; ~0,005%; ~0,01%; 0,01—0,05; ~0,05%; 0,05—0,1%; ~0,1%; 0,1—0,2%; ~0,2%; 0,2—0,3%; ~0,3%; 0,3—0,5%; ~0,5%; 0,5—1%; ~1%; 1—3%; ~3%; 3—5%.

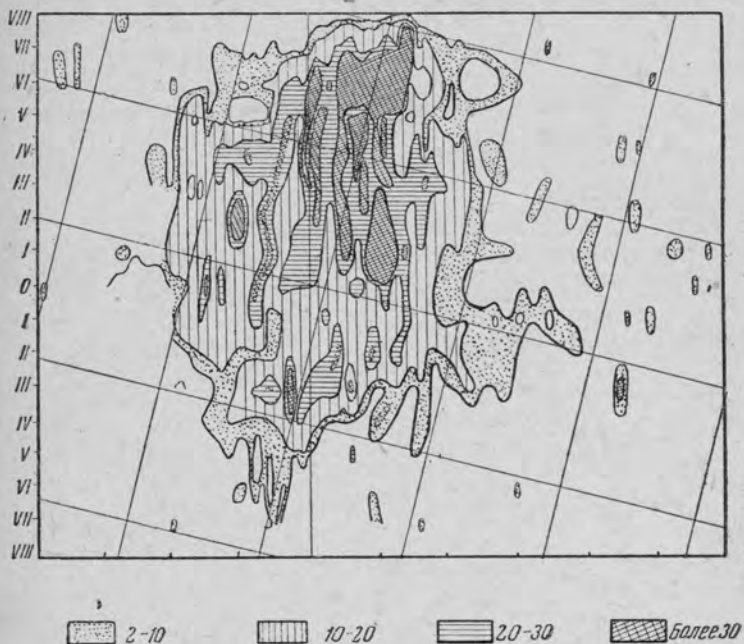
Проверка химическим анализом установила, что спектрографические определения «нет» и «менее 0,05» могут считаться достаточно надежными. Меньшей точностью обладают спектрографические определения при более высоких содержаниях олова, однако для поисковых целей они достаточно надежны.

Места отбора проб и результаты спектрографических анализов наносятся на геологический план, составленный на топографической основе. Проводя изолинии содержания (фиг. 4) или выделяя обогащенные пункты, выявляют положение рудного тела. На фиг. 4 по данным металлометрической съемки оконтуриена элювиально-делювиальная россыпь вольфрамита и произведен приближенный подсчет запасов (содержание вольфрама дано в условных единицах). Для определения положения рудного тела используется также метод построения профилей, к которым пристраивается диаграмма содержания олова в пробах (фиг. 5).

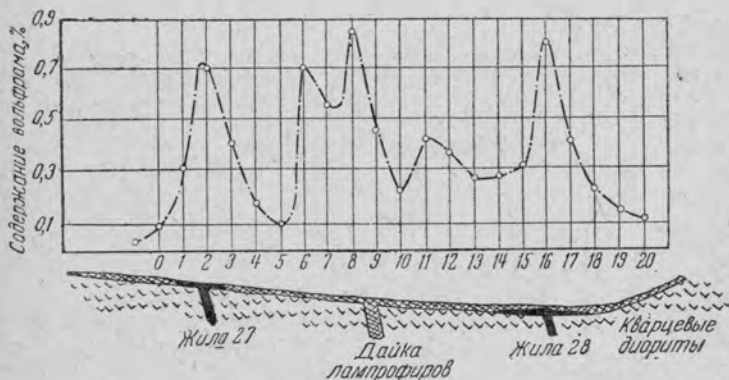
Метод применялся при неглубоких наносах. Вероятно, опыт покажет возможность использовать спектрографическое опробование также и для поисков месторождений под глубокими наносами.

Данных по металлометрической съемке месторождений других металлов в литературе имеется очень мало. Судя по указаниям Л. Д. Берсудского [13], вольфрамометрическая и свинцовометрическая съемки производятся аналогично оловометрической.

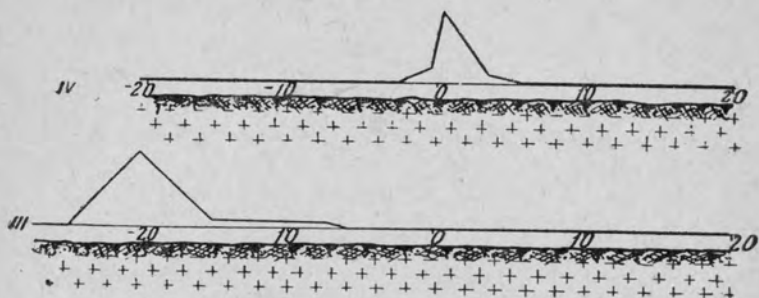
По устному сообщению геофизика А. П. Соловова, возможно спектрографическое определение содержания молибдена, хрома, висмута, никеля и кобальта, следовательно, открывается широкая возможность применять описанный метод для поисков месторождений этих металлов.



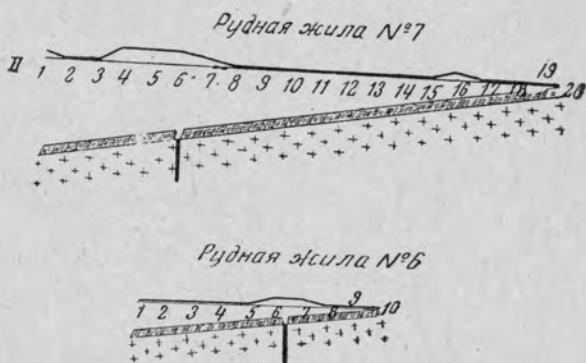
Фиг. 4. План вольфрамometricкой съемки в изолиниях (по А. П. Соловову)



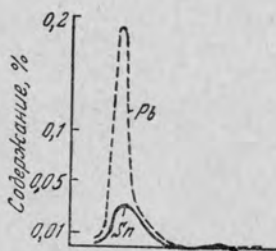
Фиг. 5. Кривая содержания вольфрама по пробам из элювия и делювия по линии вкрест простирания жил (по А. М. Виноградову)



Фиг. 6. Кривые содержания сурьмы в делювии над сурьмяной жилой (по А. П. Соловову)



Фиг. 7. Кривые содержания молибдена над молибденоносной жилой (по А. П. Соловову). Мощность элювия—делювия около 1 м. Пробы взяты из дровы под растительным слоем с глубины 0,1 м. Содержание молибдена 0,02% на 1 см. Масштаб 1:1000



Фиг. 8. Кривая содержания олова и свинца в делювии над полиметаллической жилой (по Л. Д. Берсудскому)

На фиг. 6 и 7 приведены кривые содержания сурьмы и молибдена в делювии над сурьмяной и молибденовой жилами по данным опытной металлометрической съемки.

При поисках оловоносных полиметаллических месторождений, в которых количественно доминирует свинец, целесообразно применять комбинированное оловосвинцовое опробование (фиг. 8).

Определение положения рудного тела по ореолу рассеяния свинца оказывается более легким, чем по ореолу рассеяния олова.

Опробование ореолов рассеяния несомненно найдет применение и при поисках месторождений других металлов, как только будут найдены и проверены на опыте надежные приближенные, но быстрые методы полевого количественного определения их содержания в рудах. Наиболее обещающими можно считать спектрографический и капельный методы. Капельное количественное определение содержания разработано сейчас для висмута, никеля, цинка, кобальта, сурьмы, меди и мышьяка, но опыта использования капельного количественного анализа в практике поисков еще не было.

ГЛАВА IV

ОПРОБОВАНИЕ ПРИ КУПРОМЕТРИЧЕСКОЙ СЪЕМКЕ

Купрометрическая съемка применяется для приближенного оконтуривания и оценки интенсивности оруденения медных порфириковых месторождений.

Работа, проделанная Локком и Уайтом [34], представляет исключительный образец последовательного создания простыми способами нового, незаменимого в практическом отношении метода опробования и оценки выходов. О ценности метода можно судить уже по тому, что Уайту в течение одного года посредством купрометрической съемки удалось наметить на поверхности существования четырнадцати контуров отдельных рудных тел промышленного характера, подлежащих разведке на глубину. Уайтом был предложен и метод пламенного исследования медьсодержащих проб.

Методы минералогического исследования и методы пламенного опробования были применены при изучении выходов рудного тела на поверхность и для оконтуривания площади оруденения при выемке медных порфириковых руд в Советском Союзе в Казахской степи М. П. Русаковым [20, 21], затем на Алмалыке. Методика работ, предложенная Уайтом, постепенно упрощалась и совершенствовалась.

Поверхностные выходы в Алмалыкском районе Королев А. В. и Морозов И. исследовали в двух направлениях:

1) изучали окисленные медные руды на выходах с визуальной оценкой содержания в них меди с целью оконтуривания площадей промышленных руд, выходящих на поверхность;

2) изучали выходы, благоприятные не по содержанию меди в образцах, но по структуре и по продуктам выщелачивания сульфидов из пород с целью выделения участков, где на глубине можно ожидать наличия промышленных сульфидных руд.

Метод оценки благоприятных признаков состоит в сравнении отбираемых образцов с коллекцией эталонных. Эталонные образцы на Алмалыке подобрали по содержанию меди и по продуктам выщелачивания.

Образцы-эталоны по содержанию меди контролировали химическими анализами. Эталонные коллекции по продуктам выщелачивания совместно составляли лица, участвовавшие в оценке.

Образцы просматривали с помощью простой или бинокулярной лупы.

1. Пламенное опробование

В выщелоченных лимонитизированных выходах вкрапленных руд медь, не образуя самостоятельных медных минералов, все же иногда присутствует, являясь абсорбированной лимонитом, каолином и т. п.

Предложенный Уайтом метод пламенного опробования позволяет не только качественно установить присутствие меди, но приближенно быстро измерить ее содержание [35].

Принцип, на котором основан метод, состоит в следующем.

Как известно, окрашивание пламени от присутствия меди выражается в образовании голубого венчика вокруг материала, введенного в пламя. Это явление возникает уже при содержании меди в руде всего 0,001%. При увеличении количества меди в пробе голубая оболочка утолщается до 12,5 мм; одновременно голубое или зеленое окрашивание появляется и на наружной стороне пламени. При еще большем увеличении количества меди в пробе обе цветные оболочки увеличиваются, и голубая окраска все более и более заменяется зеленой. Длина окрашенного медью пламени явно зависит от количества меди, улетучившегося в момент наблюдения, а это обусловлено количеством меди в пробе.

По опытам Уайта, каждые 2,5 мм длины окрашенного пламени соответствуют содержанию 0,004% Си в случае окисленных минералов в руде и 0,01% Си в случае наличия в руде сульфидов.

Измельченную в порошок пробу набирают с помощью петили платиновой проволоочки и помещают в пламя горелки. По длине окрашенного пламени легко рассчитать содержание металла в пробе. На Алмалыке, при сравнительно равномерном распределении медных минералов, пламенное опробование с помощью паяльной трубки упростили и производили прямо на штуфах.

М. Ф. Зенин указывает следующие признаки для оценки содержания меди в образце:

следы — слабо заметный голубой венчик диаметром до 2 мм; до 0,2% — ясный голубой венчик диаметром до 5 мм;

0,2—0,5% — окрашенный ореол диаметром 10—12 мм (внутренняя часть зеленая, внешняя — голубая);

0,5—1% — пламя густозеленого цвета с желтоватым оттенком размером до 20 мм.

Успешнее всего пламенное опробование применяется к штуфам с небольшим содержанием меди, без отчетливо видимых медных минералов.

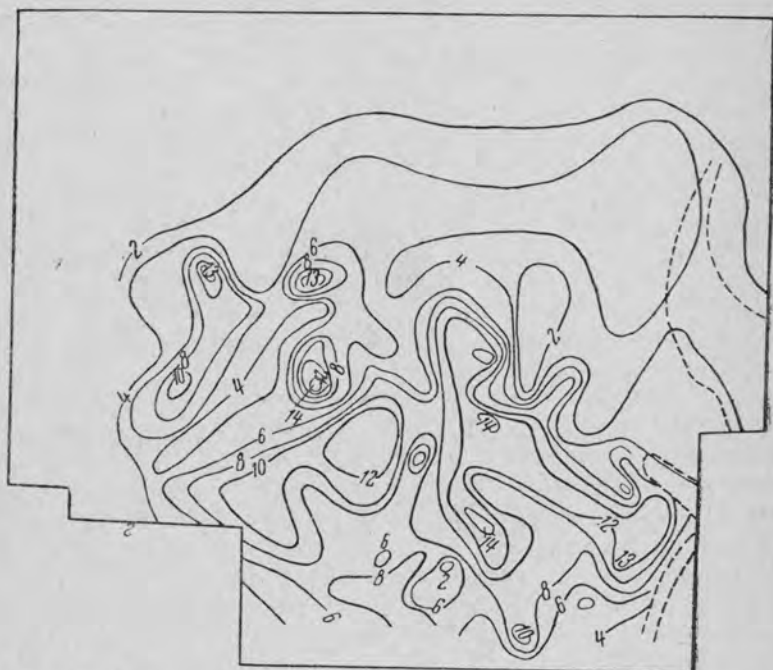
На Алмалыке 303 пробы, подвергшиеся оценке описанным методом, были сданы в химический анализ. Сравнение показало, что в 69% образцов оценка посредством осмотра штуфов и пламенного опробования их дает верные результаты, в 7% имелась небольшая переоценка и в 24% — недооценка. То же самое еще ранее было проделано на Коунраде, и также дало почти полное совпадение результатов.

2. Колориметрический способ

И. Ф. Зенин и К. И. Сатпаев применяли упрощенный колориметрический метод для приближенного определения содержания меди. Истолченную в ступке руду в стандартном количестве помещали в пробирку, куда приливали соляную кислоту. После растворения меди приливали аммиак. Интенсивность синей окраски раствора сравнивали с эталонными растворами.

3. Купрометрическая съемка

Купрометрическая съемка, по Уайту, состоит в следующем. На исследуемой площади разбивают, по возможности, правильную сетку точек. В каждой точке отбирают десять образцов. Признаки меденосности каждого образца оценивают в баллах и в изученной точке выписывают суммарный балл при оценке десяти образцов. Точки одинаковых баллов соединяют изолиниями — изокуприками.

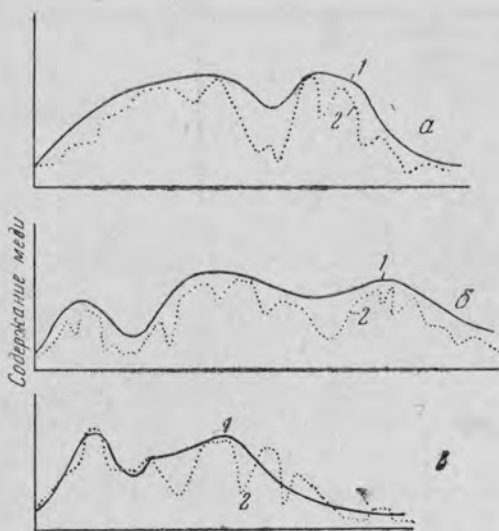


Фиг. 9. План купрометрической съемки месторождения Сары-Чеку Алмалыкского района (по А. Баталову). Изокуприки по окисленным зонам. Изолинии через два балла

Метод изокуприков широко применялся при работах в Америке при разведке в Казахстане и Средней Азии (фиг. 9). Построение

диаграмм содержания по методу изокуприков и по химическим анализам показало близкое сходжение (фиг. 10).

В большинстве случаев естественная обнаженность является недостаточной; для получения образцов коренных пород приходится задавать шурфы или дудки по сетке от 20×20 до 40×50 м.



Фиг. 10. Сравнительная диаграмма поверхностного оруденения по методу изокуприков и по данным химических анализов (по А. Баталову):

1 — по химическим анализам; 2 — по методу изокуприков: а и б — месторождение С; в — месторождение Б

При мощных наносах иногда приходится отказываться от правильной сетки шурфов и задавать выработки последовательно в важнейших пунктах, учитывая рельеф, расположение естественных обнажений и ранее пройденных выработок.

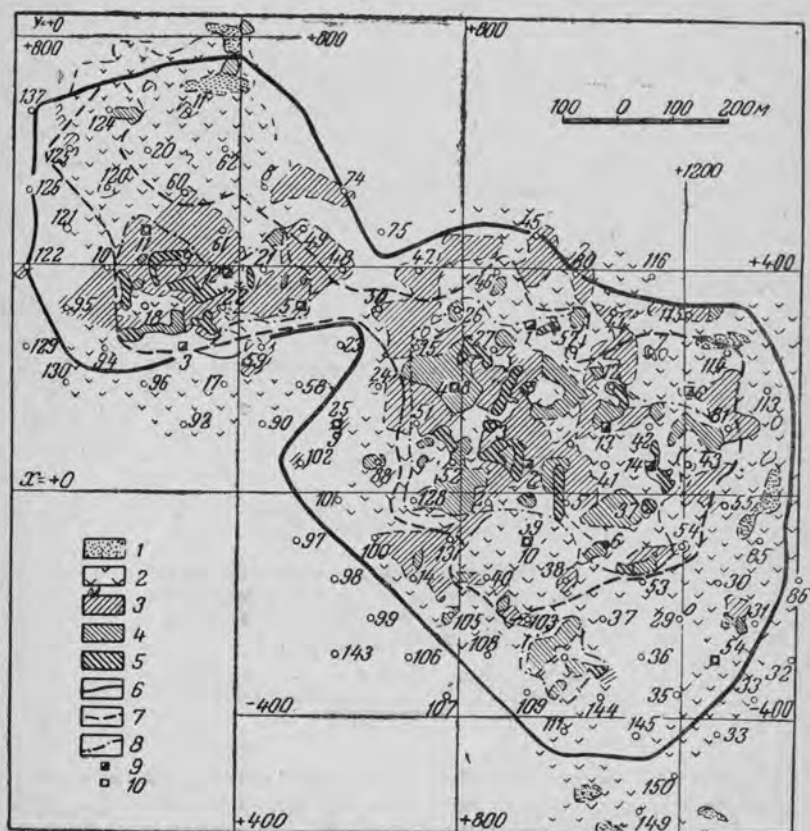
При глубоких наносах (свыше 10 м) иногда выгоднее вместо шурфов проходить мелкие буровые скважины.

А. В. Королев и И. Морозов считают метод изокуприков применимым в условиях убогого оруденения и малой обнаженности, но слишком дорогим и кропотливым, если число естественных обнажений достаточно.

На Алмалыке купрометрические карты составлялись по иному, так называемому «площадному» принципу. На топографическую основу наносились условные индексы (баллы) содержания меди, сначала по обнажениям, а затем по выработкам. По этим данным методом обобщения выделялись участки одинаковой интенсивно-

сти оруденения. В таких участках усреднялись точки и пятна более богатого и менее богатого оруденения.

Оконтурировали площади по двум признакам: а) по наличию благоприятных признаков выщелачивания на выходах, б) по содержанию меди в выходах.



Фиг. 11. План купрометрической съемки медного месторождения (по А. В. Королеву):

1 — безрудные породы; 2 — выщелоченные породы с ничтожным содержанием меди; 3 — выщелоченные породы с содержанием меди в долях процента; 4 — окисленные руды с промышленным содержанием меди; 5 — окисленные руды с высоким содержанием меди; 6 — общий рудный контур по данным купрометрии и бурения; 7 — контур окисленных руд по данным буровых скважин; 8 — контур окисленных руд по данным купрометрии; 9 — шурфы; 10 — шурф-скважина.

Имея на карте контуры распространения площадей интенсивности оруденения, можно посредством уравнивания подсчитать средний индекс всей площади месторождения (фиг. 11).

По интенсивности оруденения оконтуривали всю площадь меденосных пород, обогащенные участки, подлежащие разведке, и, наконец, богатые пятна с целью определения очередности заложения скважин.

Купрометрическая карта позволяет установить:

- 1) связь оруденения с теми или иными породами;
- 2) связь с рельефом;
- 3) иногда — отношение оруденения к элементам тектоники;
- 4) характер и интенсивность процессов выщелачивания.

Все эти данные имеют значение при оценке перспектив месторождений и для рационального направления разведочных работ.

Сопоставляя данные купрометрической съемки с результатами разведки, видим, что площадное распространение возможного промышленного оруденения устанавливается этим методом с достаточным приближением к истине. Обычно контур промышленного оруденения несколько больше контура, показанного купрометрической съемкой.

Аналогичный порядок отбора проб применяется при свинцово-метрическом опробовании. Свинец в издробленных пробах растворяют в азотной кислоте, затем он осаждается уксусной кислотой и иодистым калием в виде отчетливо заметного иодистого свинца. Для приближенного определения содержания свинца в пробах пользуются методом эталонов.

ГЛАВА V

ПОЛЕВЫЕ МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ СОДЕРЖАНИЯ
ЗОЛОТА В РУДЕ

1. Ковшевое опробование при поисках и разведке
коренных месторождений

Ковшевое опробование при поисках коренных месторождений золота позволяет установить наличие золота в свалах, проследить ореол рассеяния, выбрать для разведки те выходы рудных тел, которые заслуживают первоочередного внимания.

Для старателя ковшевое опробование нередко является единственным методом, позволяющим решить, стоит ли браться за разработку участка, ориентироваться, в каком направлении вести разработку, и быстро определять границы руд с промышленным содержанием золота.

На золотых рудниках Калифорнии вдоль Mother-lode, где в кварцевой жиле более 70% Au находится в свободном состоянии, инженеры неизменно применяют глазомерную оценку руды и ковшевое опробование [10].

Насколько же надежно с качественной и точно с количественной стороны ковшевое опробование?

Геолог В. С. Домарев [6] проводил на кварцевых рудах опыты по сравнению результатов ковшевого и химического опробования. Золото в месторождениях довольно крупное. Результаты опытов показаны в табл. 1.

Таблица 1

Содержание золота по химическому анализу, г/т	Число проб	Число ковшевых проб, показавших:			Ковшевые пробы с золотом %
		отсутствие золота	знаки золота	весовые количества	
Нет	18	16	2	—	—
Следы	15	12	3	—	20
0,3—2	76	43	19	14	43
2—4	26	9	7	10	65
4—10	16	1	5	10	94
10—20	8	—	—	8	100
20—50	14	—	—	13	100
50—100	10	—	—	10	100

Из таблицы следует, что при содержании золота в несколько десятых грамма на тонну в ковше обнаруживаются знаки золота или весовые его количества только в половине случаев. При содержании 2—4 г/т ковшевые пробы в большинстве случаев дают весовые количества золота или его знаки, но иногда не обнаруживают его. Промывка в ковше со ртутью представляет более надежный метод для установления присутствия золота в руде. Уже при содержании золота в 2 г/т этим методом устанавливается весовое количество золота.

Из опытных данных можно сделать вывод, что если промывкой достаточно издробленной кварцевой или окисленной руды в ковше (со ртутью) не было установлено присутствия золота, то оно либо совсем отсутствует, либо содержание его ниже 2 г/т. Вывод нельзя распространять на руды, где золото может быть связано с сульфидами. Метод полевого испытания сульфидных руд описан ниже.

Можно ли количественно определять содержание золота в рудах промывкой в ковше?

Одни геологи считают промывку непригодной для количественного определения содержания золота, другие, наоборот, находят возможным по данным ковшевого опробования количественно определять содержание золота и производить оценку месторождения.

Чтобы получить по этому вопросу объективные данные, мы производили опыты определения содержания золота в кварцевых рудах месторождений Казахстана промывкой в ковше. Руда измельчалась до диаметра 0,59 и 0,21 мм (28 и 56 меш). Для промывки в ковше квартованием выделялось 0,6—2 кг. Остальную часть руды подвергали дальнейшему измельчению и анализу плавкой. Промывку проводили без ртути, количество золота в шликке определяли плавкой.

Опыты показали, что извлечение золота промывкой в ковше колеблется от 5 до 30%.

Другими опытами было установлено, что в ковше (без ртути) отмывается от 9 до 73% Au, извлекаемого амальгамацией.

При столь большом колебании в величине извлечения нет возможности сколько-нибудь точно судить о действительном содержании золота по данным ковшевого опробования. Этот метод применим только для суждения о присутствии золота и для весьма грубой количественной оценки.

2. Корольковый метод

Более точно определить содержание в руде золота, извлекаемого амальгамацией, можно по корольковому методу [16].

Сущность его состоит в следующем: 500 г руды, измельченной до 0,3—0,5 мм, помещают в бутылку, куда затем приливают 10—20 г ртути и 250—500 см³ воды. Смесь агитируют (взбалтывают)

в течение 1 часа. При этом происходит полная амальгамация свободного золота. После агитации бутылку закрывают пальцем и опрокидывают вверх дном над фарфоровой чашечкой. Приоткрывав постепенно отверстие бутылки, ртуть выливают в фарфоровую чашечку. После двух-трехкратного повторения этой операции все золото со ртутью будет собрано в чашечке.

В чашечку приливают 20—30 см³ крепкой азотной кислоты. При нагревании смеси на слабом огне (например над пламенем свечи) ртуть быстро растворяется, и на дне чашечки остается пористый комочек золота. Далее жидкость сливают, золото переносят на уголь и сплавляют в королек с помощью паяльной трубки. Вес королька определяют, взвешивая его или сравнивая по величине с заранее взвешенными эталонными корольками.

Для ускорения работы в полевых условиях применяют амальгаматор (фиг. 12).

Амальгаматор представляет продолговатый ящик без дна. Вдоль длинной стенки ящика проходит железная ось, которая с одной стороны заканчивается ручкой.

В ящике в специальных гнездах помещают восемь бутылок, прижимаемых винтами. Для осаждения металлической ртути из ее азотнокислого раствора применяют стружку металлического цинка.

Золото взвешивают на весах. При отсутствии весов поступают следующим образом. Если после растворения ртути золото распалось в порошок, то его собирают с помощью маленькой капли ртути. Капельку амальгамы переносят на уголь. На угле ртуть отгоняют, осторожно нагревая с помощью паяльной трубки, и затем золото сплавляют в королек. Для сплавления золота в корольки нужно пользоваться окислительным горячим пламенем, расположенным немного дальше конца языка синего пламени.

Чтобы случайно оброненный королек не был потерян, нужно расстелить на стол лист чистой бумаги и загнуть его края.

При осторожной и неторопливой работе можно без труда выплавить корольки весом в десятую долю миллиграмма. Такой корольки хорошо виден в раскаленном состоянии и делается едва заметным после остывания.

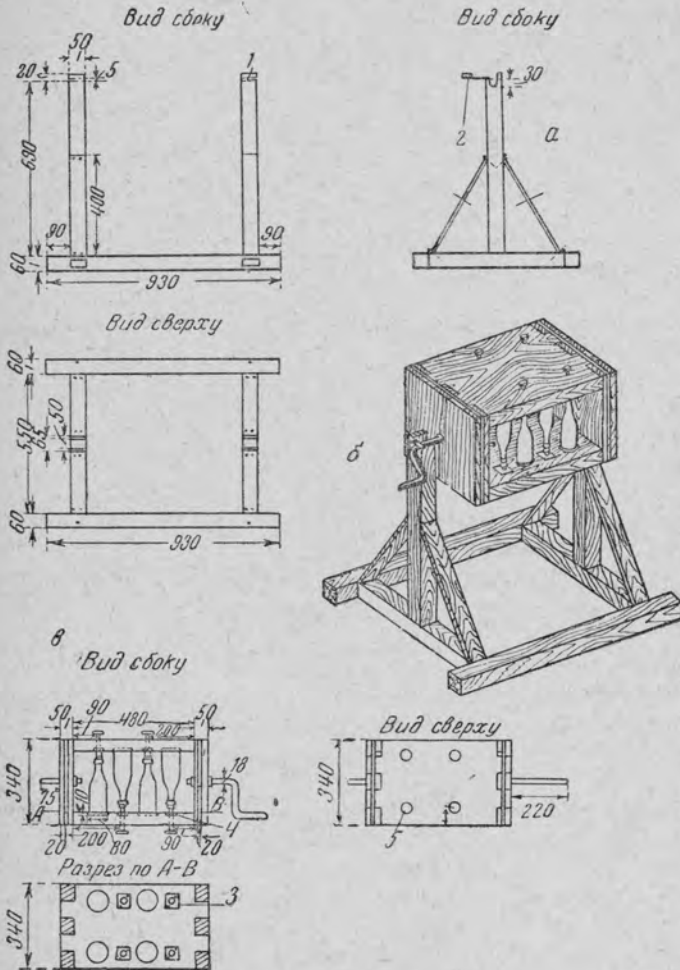
На корольке после сплавления иногда остаются песчинки кварца. Они не мешают определять вес королька сравнением с эталонами. Удалить их можно, плавя на угле после добавления соды или буры.

Шкалу эталонных корольков изготовляют, наклеив на плотную гладкую фотографическую бумагу ряд заранее взвешенных на аналитических весах корольков различного веса. Опыт показал, что точность определения веса королька сравнением с эталонами такова:

Вес корольков	Возможная ошибка
мг	мг
1—4	менее 1
4—10	1—2
10—20	2—3

При внимательной неторопливой работе возможная ошибка значительно меньше указанных предельных величин.

Для более точного определения веса испытуемый корольек нужно подвигать возможно ближе к эталонному и сравнивать их,



Фиг. 12. Полевой амальгаматор:

а — станок для амальгаматора; б — общий вид; в — ящик амальгаматора; 1 — выемка для затвора; 2 — затвор для удержания вала в подшипнике; 3 — железные накладки, удерживающие гайки в гнездах; 4 — гайки; 5 — болты, удерживающие бутылки

рассматривая невооруженным глазом и в лупу. Если золота в пробе много, то для большей точности лучше выплавить не один, а несколько более мелких корольков. На сплавление одного королька при навыке требуется 2—3 мин.

Коллектор и рабочий, применяя агитатор, могут за рабочую смену сделать анализы десяти—двадцати проб. Обычный вес материала, поступающего в амальгамацию, равен 1 кг; материал распределяется в две бутылки по 0,5 кг. Таким образом, одновременно в амальгаматоре агитируются четыре пробы. В случае убогих руд количество материала, поступающего в агитацию, увеличивают до 2 кг.

Изложенный метод полевого определения золота в руде основан на известных приемах. Амальгамация в бутылках применяется в лабораторной практике для определения максимального извлечения золота при амальгамации (способ Шервуда). Мысль применить стандартную шкалу корольков была высказана американцем Остином при описании иодного способа определения золота. Новым является комбинирование способа Шервуда и предложения Остина.

При этом методе определяется содержание золота, извлекаемого амальгамацией. Для приближенного получения общего содержания золота следует полученное содержание разделить на предполагаемый коэффициент извлечения золота амальгамацией 0,70—0,80.

Метод весьма удобен при поисковых работах, производимых вдали от химической лаборатории. Используя его, можно уже в ходе поисковых работ получить количественное представление о содержании золота в руде, отбраковать незолотоносные или чрезмерно убогие жилы и наметить объект, достойный первоочередных разведочных работ. Метод применим для кварцевых жил и для опробования окисленных выходов сульфидных месторождений.

Сплавлением в королек очень удобно определять количество золота, полученного при простой промывке издробленной руды на ковше или лотке. С этой целью шликх растирается в фарфоровой ступке с добавлением небольшого количества воды и капли ртути.

3. Полевой метод определения содержания золота в сульфидных рудах

Если золото весьма тонко диспергировано или ассоциировано с сульфидами, то оно может не быть обнаружено на лотке. Иногда и амальгамация также не дает извлекаемого золота.

Метод, разработанный Донгласом и Джилисом [26], позволяет быстро и просто качественно определять в полевых условиях присутствие золота в рудах; при известном навыке им можно пользоваться и для приближенного количественного определения содержания золота.

Проба руды весом около 1 кг, по возможности тонко измельченная в ступке, промывается на лотке. От полученного концентрата отбирают примерно 2 г и помещают их в пробирку, куда приливают 6 см³ 10%-ного раствора ноды в спирте (примерно

$\frac{1}{3}$ пробирки). После этого пробирку слегка подогревают в течение 10 мин. на спиртовке, не давая жидкости закипеть. Затем жидкости дают отстояться и декантируют чистый раствор с помощью пипетки. Полученный иодный раствор каплями из пипетки выливают на нагретое пламенем спиртовки часовое стекло, следя за тем, чтобы каждая новая капля падала на то же место, где полностью испарилась предыдущая. Если в пробе присутствует золото в количестве более, чем 2 г/т, то на часовом стекле образуется золотое зеркало. Если золотое зеркало не появилось после испарения всего раствора, в пробирку добавляют еще 6 см³ иодного раствора, и процесс повторяется. Если зеркало не появляется и теперь, то это значит, что содержание золота в пробе ниже 2 г/т.

Полученное золотое зеркало должно быть промыто азотной кислотой (1 : 1) для удаления меди, серебра, свинца, цинка и железа. Для описанного метода необходимы следующие реактивы и оборудование:

10% - ный раствор иода в спирте	500 см ³
азотная кислота (1 : 1)	250 »
часовые стекла (огнеупорные)	6 шт.
глазные пипетки	2 »
спиртовая лампа	1 »
штатив с кольцом	1 »
медная сетка	1 »
пробирки	6 »

Следует отметить, что если руда содержит значительное количество меди и серебра, то раствор иода делается бесцветным при нагревании. В этом случае раствор иода должен быть добавлен до сохранения окраски.

ЛИТЕРАТУРА

1. Баженов К., Промывка шлихов, Изд. Западносибирского геологического треста, Томск, 1932.
2. Библин, Ю. А., Основы геологии россыпей, ОНТИ, 1938.
3. Висконт, К. И., проф., Некоторые соображения об удлинении пути миграции шлиховых минералов (в книге «Вопросы исследования шлихов», ВИМС, 1937).
4. Вопросы исследования шлихов, Всесоюзный научно-исследовательский институт минерального сырья, 1937.
5. Дербиков, И. В., О возрасте ртути Салаира, «Вестник Западносибирского геологического треста», 1937.
6. Домарев, В. С., Опыт сравнения результатов ковшевой промывки проб рудного золота с данными химических анализов, «Советская золотопромышленность», 1934, № 3—4.
7. Зеeman, Т. В., Лурье, М. Л., Инструкция по составлению шлиховых карт, Всесоюзный единый геологический институт, 1938.
8. Иовчев, Э. С., К вопросу о поисках месторождений редких и малых металлов (в книге «Вопросы исследования шлихов», ВИМС, 1937).
9. Козлов, В. С., Толкачевская, Н. Ф., Добыча и обогащение монацитов из россыпей Балейского месторождения, «Редкие металлы», 1934, № 1.

10. Крейтер, В. М., Геологоразведочные работы на месторождения цветных металлов в Северной Америке (отчет о заграничной командировке) ГГРУ, 1931.
11. Крейтер, В. М., Поиски и разведка полезных ископаемых, Госгеоиздат, 1940.
12. Крейтер, В. М., К вопросу о методах геологоразведочных операций при поисках и разведке рудных месторождений, ГГРУ, 1931.
13. Нестеров, Л. Я., Берсудский, Л. Д., Донабедов, А. Т., Бибижов, Н. С., Краткий курс разведочной геофизики для геологов, ГОНТИ НКТП, 1938.
14. Никитин, Д. В., Методы поисковых и разведочных работ на россыпях, ГГРУ, 1932.
15. Озеров, И. М., Станнометрическая съемка как поисковый метод. «Разведка недр», 1937, № 24.
16. Пожарицкий, К. Л., Полевой метод количественного определения содержания золота в руде, «Советская золотопромышленность», 1935, № 6.
17. Рейборн и Мильнер, Разведка аллювиальных месторождений ОНТИ, 1933.
18. Реутовский, В. С. Поиски на золото, Томск, 1894.
19. Рохлин, М. И., Опыт применения станнометрической съемки в Арктике в условиях вечной мерзлоты, «Проблемы Арктики», 1938, № 4.
20. Русаков, М. П., О методе купрометрической съемки, «Горный журнал», 1924, № 9—10.
21. Русаков, М. П., Пламенное опробование на медь при изучении крапplingов, «Горный журнал», 1926, № 9.
22. Сасим, П. С. Методика сбора и обработки шлихов, изд. Западно-сибирского геологоразведочного треста, 1934.
23. Сасим, П. С., Методика сбора шлихов. «Разведка недр», 1936, № 10.
24. Селиховкин, В. В., Разведка и разработка россыпных месторождений золота, ОНТИ, 1936.
25. Сигов, А. П., Шлиховые изыскания, ГОНТИ, 1939.
26. «Советская золотопромышленность», 1937, № 9, реферат В. Невского.
27. Совецание по методике исследования шлихов, «Разведка недр», 1936, № 10.
28. Ферсман, А. Е., акад., Геохимические и минералогические методы поисков полезных ископаемых, Академия наук СССР, 1939.
29. Флеров, Б. Л., К методике поисков коренных месторождений олова. «Советская геология», 1938, т. VIII, № 10.
30. Флеров, Б. Л., Применение оловометрической съемки при поисках коренных месторождений олова, «Редкие металлы», 1935, № 4.
31. Шаманский, Л. Н., Копуши как поисково-разведочный метод. «Горный журнал», 1929, № 4.
32. Шахов, Ф., Поиски месторождений редких металлов в Сибири изд. Западносибирского геологоразведочного треста, Томск, 1937.
33. Harris, Prospecting for Gold and other ores in Western Australia, Trans. of Mining and Metallurgy, V, XXIX, 1920.
34. White, C. H., Prospecting for Disseminated Copper by Study of Leached Cropping, Eng. and Min. J.-Press, V, 117, № 12, 1924.
35. White, C. H., Flame Test for Copper as Aid in the Study of Cropping, Eng. and Min., J.-Press, V, 117, № 14, 1924.

ГЛАВА VI

ОПРОБОВАНИЕ ШУРФОВ И СКВАЖИН

В намеченном для шурфа месте расчищается площадка размером 8×8 м. Из брусьев или тонких бревен делается направляющая рама. Шурф ориентируется длинной стороной поперек долины. Углубляют шурф, вынимая намеченный интервал. Каждый выкид, начиная с самого верхнего (первого), выкладывается на расчищенной площадке в хорошо оформленную кучу. Каждый последующий выкид располагается справа от предыдущего. Таким образом, выкиды образуют круг с последовательной нумерацией по ходу часовой стрелки. Первые выкиды располагают подалеже от шурфа так, чтобы по внутреннему кругу расположить выкиды из более глубоких горизонтов. После углубки на каждые 0,4—0,6 м стенки шурфа очищают от навала породы и собранный материал складывают в отдельную общую кучу (навальная куча). В каждую кучу кладут бирку с порядковым номером кучи. Гальки и валуны (размер более 10—15 см) при выкладывании кучи складывают рядом отдельно для учета процента валунистости.

При разведке золотых россыпей в промывку поступает весь материал выкидов.

При рядовой шурфовке оловянных и вольфрамовых россыпей в промывку поступает $0,04—0,05 \text{ м}^3$ (80—100 кг) песков (1,42). Только в случае мелких касситерита и вольфрамита при отсутствии поблизости воды количество поступающих в промывку песков при разведочном опробовании может быть снижено до $0,02 \text{ м}^3$ (40 кг). При разведке россыпей граната и циркона, где содержание ценных компонентов значительно более высокое, можно вес пробы уменьшать до $0,01 \text{ м}^3$. Например, при разведке Вишневогорских россыпей циркона, отличающихся равномерностью, в пробу с успехом отбирали только $0,01 \text{ м}^3$ песков.

Отбор проб при разведке россыпей редких металлов производится одним из следующих приемов:

а) каждую кучу (выкид) перелопачивают и в пробу отбирают десятую лопату. Если отобранного материала все же много, то его после перемешивания сокращают до необходимого количества. Отбор пробы прямо из верхней части выкида без смешивания недопустим. Выделять пробу необходимо вслед за проходкой, чтобы не допускать смерзания материала. Иногда смешивание производят методом кольца и конуса и выделяют пробу последовательным

квартованием. Этот способ более трудоемок, сложен и ничуть не точнее описанного;

б) после проходки намеченного интервала стенки шурфа очищают, в дне шурфа подстилают брезент и из противоположных стенок шурфа отбирают две — четыре борозды размером 20×10 см. Крупные камни из материала выбрасывают, ибо их принимают во внимание при учете валунистости. Бороздовые пробы можно отбирать после частичной углубки шурфа на глубину 2 м, начиная снизу (чтобы материал с верхних интервалов не засорял нижние).

Отбор для промывки только части добытого из шурфа материала при разведке оловянных и редкометалльных россыпей вполне допустим.

Объем пробы в $0,04 - 0,05$ м³ рекомендован Всесоюзным советом по методике разведки в Ленинграде [П].

У нас опробование бороздами при разведке россыпей редких металлов незаслуженно мало применяется, но широко распространено при эксплуатации золотых россыпей. В заграничной практике опробование бороздами широко практикуется при разведке оловянных россыпей.

По Фраулибу [29], при разведке дудками россыпей на Малайском полуострове пробы берутся бороздами шириной 15—20 см, глубиной 10 см, причем материал с каждых 1,5 м рассматривается как отдельная проба. К. Рейборн [21] указывает, что при разведке на вольфрамит, касситерит и другие менее ценные минералы материал в большинстве случаев не промывается целиком, а по сторонам шурфа пробу берут бороздой, чаще всего 5 см в глубину и от 5 до 10 см в ширину. Отбор проб производится кайлой, направленной в виде топора с поперечным лезвием. Правильность размеров борозды контролируется с помощью деревянного бруска. В неглубоких шурфах отбирают одну пробу из двух борозд с противоположных стенок.

Заграничная практика показывает, что бороздовое опробование может считаться вполне применимым методом при разведке россыпей касситерита и вольфрамита шурфами или дудками. Пробы, отобранные методом *n*-ной лопаты и квартованием добытого материала, более близко отвечают содержанию ценного компонента в выкиде. Достоинство бороздовых проб в небольшой затрате времени на работу и в возможности отбора их в присутствии коллектора, что исключает хищение крупных зерен ценного компонента.

Поступающую в промывку породу обмеряют с помощью ендовки (фиг. 13). Обычный размер ендовки таков: дно 50×20 см, верх 60×30 см, глубина 17 см, объем 23 500 см³. С учетом разрыхления принимаем, что такая ендовка вмещает $0,02$ м³ неразрыхленной породы. Так как разрыхление различных пород неодинаково, то и количество породы, вмещаемой ендовкой, колеблется.

Неточное определение объема промываемой породы и неправильный учет разрыхления представляют часто встречающиеся причины погрешностей опробования. Поэтому нужно взвешивать

каждую ендовку промываемой породы, в крайнем случае каждую десятую ендовку. Для перевода веса песков на объем обычно можно считать объемный вес песков в неразрыхленном состоянии равным 2; как правило, он колеблется в пределах от 1,8 до 2,2. Для большей точности целесообразно определение объемного веса песков в неразрыхленном состоянии производить путем проходки шурфов, тщательного обмера объема вынутой породы и ее взвешивания.

Станки Эмпайр и Кийстон. Отбор проб при бурении станком Эмпайр производится клапанной или всасывающей желонкой. При бурении станком Кийстон материал собирается с помощью всасывающей желонки.

Перед отбором желонками породу разрыхляют; валуны разбивают долотами. Разрыхление при бурении и желонении в присутствии воды создает крайне неблагоприятные условия для отбора проб.

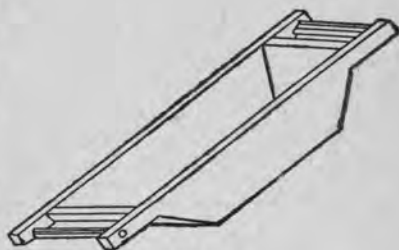
В процессе осадки труб крупные валуны либо отодвигаются в стороны, либо разбиваются долотом и частично остаются за трубами, частично попадают внутрь труб. В обоих случаях, повидимому, содержание ценного компонента будет несколько преувеличиваться. Можно думать, что этого рода погрешность не достигает крупных размеров.

Гораздо более существенная погрешность создается за счет миграции, опускания золота, а также тяжелых редких минералов при разрыхлении породы внутри труб долотом и в процессе работы желонки. Явление опускания золота было замечено еще Подьяконовым С. А. в 1904 г. [45] и установлено многочисленными наблюдениями при бурении станками Эмпайр и Кийстон.

А. О. Минеев [11] приводит примеры, из которых видно, что за счет опускания золота мощность пласта по данным скважины значительно (на 1—6 м) больше, чем по шурфу, а нижняя граница пласта по скважине значительно (на 1,5—7 м) ниже, чем по шурфу.

На фиг. 14 приведено положение пласта по данным опробования шурфов и скважин (по Минееву). Опускание золота при бурении скважин Эмпайром установлено также и инж. Першиным [15] при проходке контрольных шурфов на Колчанской россыпи. Наконец, это явление подтверждено опытами Е. Рыцка [23].

Рыцк в бумажном пакете опускал измельченное серебро на забой скважины после ее очистки. После опускания серебра работа проводилась в обычном порядке: осадка, долочение и желонение. Результаты опытов приведены в табл. 2.



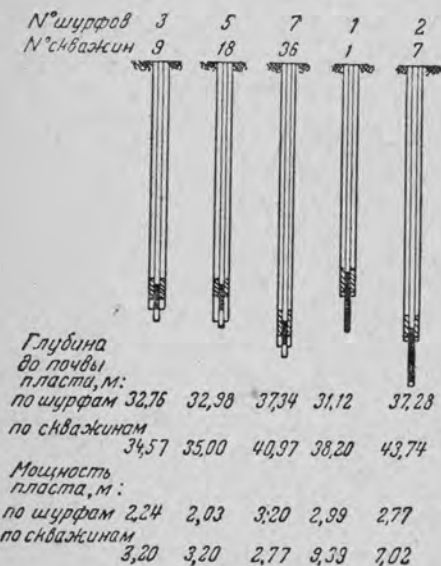
Фиг. 13. Ендовка

Таблица 2

Вид инструмента	Растягивание серебра, м			Извлечение серебра, ‰		
	макси- мальное	мини- мальное	среднее	макси- мальное	мини- мальное	среднее
Шариковая желонка с ровным башмаком	2,14	0,35	1,15	97	25	68
Шариковая желонка с рваным башмаком	3,20	0,36	2,05	92	47	73
Буровая ложка . . .	—	—	0,90	—	—	100

Из правой части таблицы видно, что серебро не только опускалось, но и терялось; очевидно, зерна серебра частично уходили за пределы труб. При опытах после желонения в трубах оставлялся предохранительный столбик породы. Потери серебра были бы больше, если бы бурение производилось ниже башмака. При бурении ниже пласта миграция золота может приводить к обогащению плотика.

Е. Х. Даусон [36] приводит пример из практики Аляски, где бурение показывало промышленное содержание золота в плотике, сложенном сильно трещиноватым известняком, на глубину до 1,8 м. Шурфовка и последующая обработка установили, что золото проникает в плотик только на 0,75 м. Искажение в положении нижней границы золотоносности, несомненно, обусловлено опусканием золота в процессе желонения. Это явление, вероятно, ши-



Фиг. 14. Положение золотоносного пласта по шурфам и скважинам (по Минееву)

роко распространено; поэтому задача шурфовки состоит в проверке глубины распространения золота в плотик.

Надежность данных опробования и уменьшение явления миграции достигаются выполнением следующих условий:

1) при проходке скважин буром Эмпайр нельзя допускать бурения впереди труб. Разбуривать породу можно, как правило, только

в трубах. Бурение ниже башмака допустимо только в мерзлых грунтах и при встрече скважиной валунов;

2) после желонения в трубах должен оставаться столбик породы около 4—5 см. Недопустима работа желонки ниже обсадных труб. Для контроля над выполнением этого требования в буровом журнале предусматривается фиксация высоты столбика в трубах;

3) следует возможно чаще применять желонки, работающие вращением, при помощи которых рекомендуется подчищать забой после каждого интервала опробования. Для борьбы с потерями золота в малоглинистых породах Ю. Мельников [9] предлагает приливать в трубы перед каждой осадкой густой глинистый раствор (200—300 см³ глины на 1 л воды). Добавлять глину особенно полезно при бурении по плотнику, представленному щебнем и дресвой;

4) при бурении станком Кийстон желонение допускается только после того, как трубы осажены в целик на 5—6 см ниже разбуренного интервала; опускание желонки ниже режущего башмака недопустимо;

5) при бурении Кийстоном и работе с вакуумной желонкой для получения эффективного желонения и надежной пробы необходима большая скорость машин;

6) если при бурении Эмпайром скважина натолкнулась на крупный валун, то обычно выгоднее начатую скважину бросить и начать новую на 1 м выше или ниже старой;

7) при встрече скважиной, пробуренной станком Эмпайр, плывуна необходимо трубы опускать возможно быстрее, не считаясь с обычным интервалом углубки. Если уровень воды в скважине ниже, чем в проходимых породах, плывун может устремиться в трубы, что будет заметно по внезапному подъему столбика в скважине. Для предупреждения этого следует в трубы подлить воды и осадить скважину до плотного грунта;

8) при бурении в пласте долото должно быть острым и прямым (а не скошенным), чтобы не забивать в дно скважины куски породы;

9) осадка труб может производиться интервалами 15—20 см.

Вопрос об интервалах опробования и способы определения объема породы, поступившей в опробование, описаны ниже.

Объем столбика породы в трубе почти всегда меньше теоретической величины, рассчитанной по осадке труб и наружному диаметру башмака. Уменьшение столбика происходит потому, что под башмак попадает валун, либо потому, что труба плотно закрывается породой внутри. В обоих случаях обсадная труба начинает в некоторой степени работать как сплошной цилиндр, раздвигающий грунт при подвигании вниз. При бурении толстым долотом иногда также может происходить забивание породы под башмак. Такое влияние работы долота может особенно сказываться при пересечении пластов с крупной галькой.

Работа с желонкой обычно приводит к уменьшению и очень редко к увеличению объема столбика. В зависимости от характера пород желонка забивает породу под башмак или (очень редко) производит излишнее подсасывание породы внутрь труб (при прохождении водоносных пород и малой высоте предохранительного столбика породы в трубах). Наконец, при пересечении пльвунов может происходить наплывание песков внутрь труб, особенно при депрессии уровня воды в скважине.

Подсасывание, наплывание породы внутрь скважины или, наоборот, забивание породы устанавливают, сравнивая фактическую и теоретическую высоту столбика при данной осадке труб, а также замеряя выжелоненную породу в колоде. Высота столбика породы в трубах без учета разрыхления, подсчитанная в предположении поступления в трубы всей породы, вырезаемой внешним краем башмака, приведена в табл. 3.

Таблица 3

Расчетная высота столбика в трубе при обсадке труб и скважинах, пробуренных станками Эмпайр и Кийстон

Обсадка труб см	Высота столбика в трубе после осадки, см			Обсадка труб см	Высота столбика в трубе после осадки, см		
	4-дюймо- вый Эмпайр	6-дюймо- вый Кийстон	8-дюймо- вый Кийстон		4-дюймо- вый Эмпайр	6-дюймо- вый Кийстон	8-дюймо- вый Кийстон
2	1,8	1,7	1,6	30	54	52	49
4	7,2	6,9	6,6	32	58	55	53
10	18	17	16,5	34	61	57	56
12	22	21	20	36	65	62	59
14	25	24	23	38	68	65	63
16	28	27	26	40	72	69	66
18	32	31	30	42	76	72	69
20	36	34	33	44	79	76	73
22	40	38	36	46	83	79	76
24	43	41	40	48	86	83	79
26	47	45	43	50	90	86	82
28	50	48	46				

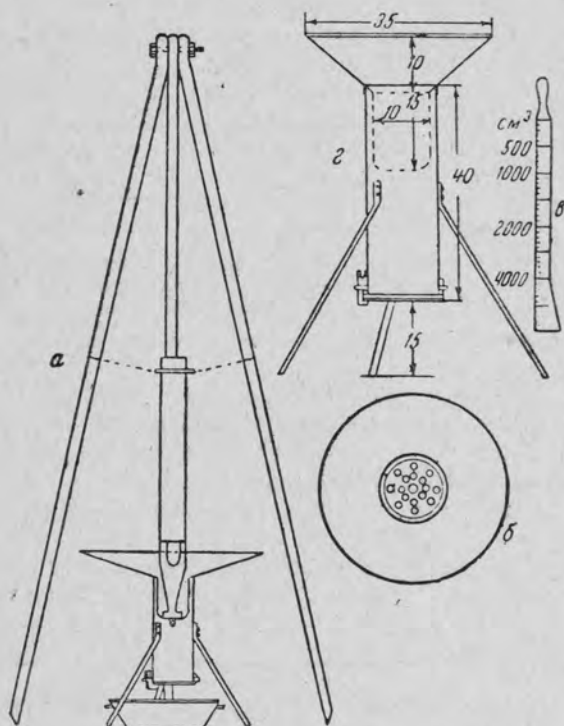
По причинам, изложенным дальше, высота столбика обычно меньше указанной в табл. 3.

Небольшие отклонения фактической высоты столбика от указанной в табл. 3 всегда имеют место. Если же встречаются резкие отклонения в сторону преуменьшения или преувеличения, то необходимы меры для улучшения процесса бурения.

Объем породы, вынутой желонкой при бурении станком Эмпайр, определяется с помощью измерительного цилиндра.

Измерение может производиться в простых цилиндрических котелках, в приборе Афинова или Тихонова.

Более удобен и не громоздок прибор Тихонова [28] (фиг. 15). Он состоит из цилиндра (с внутренним диаметром 11,3 см) с воронкой и треноги. Воронка имеет дно с отверстиями по 2 см, а в центре отверстие в 3,5 см, сделанное с расчетом, чтобы коническая резьба винта желонки входила в отверстие и задерживалась в нем своими плечиками.



Фиг. 15. Прибор для измерения объема проб при бурении эмпайром (по Тихонову):

а — общий вид; б — вид воронки сверху; в — градуированная линейка; г — цилиндр с воронкой

Открывающееся дно у цилиндра имеет диаметр 14 см. Его изготовляют из лопаточного железа. С одной стороны дно имеет петлю, а с другой — ушко, которое проходит в прикрепленную к цилиндру прорезь и закладывается чекушкой. На дно накладывают кусок кожи или резины, чтобы предохранить от вытекания илов и глины.

Треногу делают из тонких жердей длиной 2,5 м. В центре треноги помещается железное кольцо, привязанное к серединам жердей. Поставленная на дно воронки желонка подводится под кольцо, которое придерживает желонку в вертикальном положе-

нии и освобождает руки рабочего. Замеряют объем градуированной линейкой.

Определение объема в горизонтальной колоде, описываемое в ряде учебников, недостаточно точно и не должно применяться.

При бурении станком Кийстон желонки опоражниваются в колоду — ящик из котельного железа длиной 1,5—2 м. В одной из узких стенок колоды сделано окошечко, закрываемое железным ставнем, в другой узкой стенке сделан полукруглый вырез, чтобы класть желонку при опоражнении (фиг. 16). После



Фиг. 16. Колода и ящик для измерения объема проб при бурении станком Кийстон:

1 — колода; 2 — мерный ящик

отстаивания мути воду сливают и породу через окошечко выгребают в квадратного сечения железный мерный ящик. Сечение мерного ящика по дну 20×20 см. Высота 30—40 см. Вверху ящика приделан раструб из толстого котельного железа. Высота наполнения ящика определяется стержнем, имеющим деления 0,5 см.

Объем породы, вырезаемый внешним краем башмака труб при бурении станком Эмпайр и Кийстон, приведен в табл. 4.

Таблица 4

Обсадка труб см	Объем породы, дм ³			Обсадка труб см	Объем породы, дм ³		
	4-дюймо- вый Эмпайр	6-дюймо- вый Кийстон	8-дюймо- вый Кийстон		4-дюймо- вый Эмпайр	6-дюймо- вый Кийстон	8-дюймо- вый Кийстон
10	1,07	1,65	2,97	32	3,42	5,28	9,50
12	1,28	1,98	3,56	34	3,64	5,61	10,1
14	1,50	2,31	4,16	36	3,85	5,94	10,7
16	1,71	2,64	4,75	38	4,07	6,27	11,3
18	1,93	2,97	5,35	40	4,28	6,60	11,9
20	2,14	3,30	5,94	42	4,49	6,93	12,5
22	2,35	3,63	6,54	44	4,71	7,26	13,1
24	2,57	3,96	7,13	46	4,92	7,59	13,7
26	2,78	4,29	7,72	48	5,14	7,92	14,2
28	3,00	4,62	8,32	50	5,35	8,25	14,8
30	3,21	4,95	8,91				

По ряду причин, указанных дальше, объем породы, извлекаемой желонкой, меньше теоретического, приведенного в табл. 4.

Сравнивая теоретический объем, указанный в табл. 4, с объемом, полученным в мерном цилиндре, и учитывая разрыхление в последнем, можно судить о том, насколько удовлетворительно извлечение бурового материала.

Невьянский бур. Основное достоинство невьянского бура заключается в отборе с 1 пог. м скважины значительного количества породы на опробование. Ложка невьянского бура имеет диаметр 0,45 м и с 1 м углубки дает в восемь раз больше породы, чем при бурении 6-дюймовым буром, и в двадцать раз больше, чем при бурении 4-дюймовым эмпайром. Второе преимущество невьянского бура заключается в конструкции буровой ложки, с помощью которой порода берется вращением без ударов и перемешивания. Поэтому тяжелые минералы не перемещаются в нижние слои и не теряются.

Таким образом, особым достоинством невьянского бура является высокая надежность отобранных проб. При разведке невьянским буром контрольной шурфовки не требуется. Наоборот, проходка скважин невьянским буром может считаться надежным методом контроля разведки эмпайром оловянных или вольфрамовых россыпей. В этом применении в водоносных россыпях невьянский бур незаменим. Невьянским буром возможна разведка на дне неглубоких рек, озер и т. п.

Объем извлекаемой породы определяется расчетом по внешнему диаметру башмака (53 см) и длине пробуренного интервала.

ГЛАВА VII

ПРОМЫВКА ПРОБ ПРИ ПОИСКАХ И РАЗВЕДКЕ РОССЫПЕЙ

При промывке проб на лотке или в ковше минералы с удельным весом 2,6 смываются очень легко. Вместе с ними отмывается и часть минералов с удельным весом 3; только меньшая часть их остается в шлихе. Так как эта группа минералов иногда представляет интерес сама по себе (алмаз, корунд, топаз, ортит) и желательно ее сохранение в шлихе, то доводку при поисках проводят до серого шлиха.

В качестве контролирующих минералов А. П. Сигов рекомендует брать гранат (удельный вес 3—4,2), кианит, хорошо заметный по своим плоским вытянутым кристаллам (удельный вес 3,2—3,5), ставролит, заметный по красно-бурому цвету (удельный вес 3,1) [25]. Доводку ведут в ковше над тазом или лотком, пока контролирующие минералы не покажутся на поверхности.

Так же делают промывку и при поисках на золото.

При разведке на золото, когда отсутствуют другие ценные минералы, материал доводят до получения черного шлиха.

При промывке разведочных проб россыпей олова, вольфрама, циркона и монацита также не следует делать высокую доводку.

Очень часто допускают одну и ту же ошибку: при большом количестве тяжелых минералов производят сильную отмывку шлиха и спускают часть тяжелых минералов, а при малом количестве шлиха, наоборот, проводят явно недостаточную доводку.

Суждение о качестве доводки можно получить из просмотра состава шлиха. Если в шлихе сохранился магнетит, гранат и некоторые минералы меньшего удельного веса, то можно думать, что не были отмыты и более тяжелые минералы — касситерит, вольфрамит и шеелит.

Тяжелые минералы присутствуют почти во всех породах. Отсутствие шлиха заставляет думать, что проба была отобрана или промыта неправильно.

В процессе работы обязательно периодически контролировать работу промывальщиков, для этого руководитель работ или коллектор должны промывать хвосты. Контрольную промывку может делать и промывальщик, но обязательно в их присутствии.

1. Промывка на ковше

Операции при промывке на ковше производятся следующим образом. Ковш наполняют возможно полнее и целиком погружают в воду. Лучше, если водоем неглубок, и ковш можно ставить на

дно. Материал в ковше перетирают руками и промывают, вращая ковш при его горизонтальном положении.

Выделившаяся на поверхности материала галька после осмотра выбрасывается.

Когда в ковше остается мелкий материал, ковш наклоняют, и легкий материал при вращении ковша сносится через край.

В дальнейшем промывка производится поочередным встряхиванием и покачиванием, при котором тяжелые минералы скапливаются у дна ковша, а легкие сносятся движущейся водой.

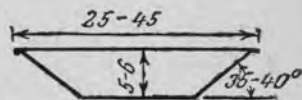
2. Промывка на лотке

Американские лотки изготавливают из достаточно толстого кровельного железа, из стали или дерева (фиг. 17). По Рейборну и Мильнеру [21], обычный диаметр железного лотка сверху равен 45 см, внизу 20 см, глубина 10 см.

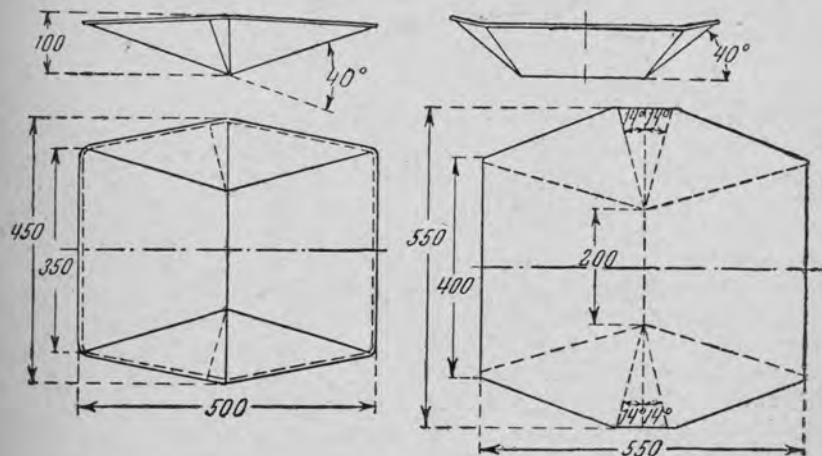
На расстоянии примерно 2,5 см от края до половины окружности идет небольшой желобок. Лоток вмещает примерно 15 кг песка.

На фиг. 18 изображен якутский железный лоток (по П. А. Харитонову).

Проспектор К. Смит [42] снабдил лоток ручками из газовой трубы и с помощью зубила сделал желобки в дне лотка. Ручки



Фиг. 17. Американский лоток



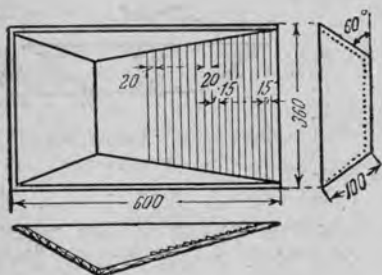
Фиг. 18. Якутский железный лоток (по П. А. Харитонову)

позволяют легче работать при промывке, а желобки образуют порошки, которые задерживают шлик в процессе промывки.

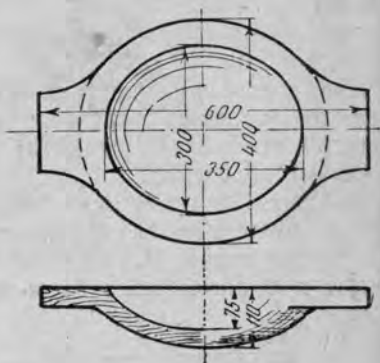
П. А. Харитонов [30] отрицает целесообразность рифления лотка, указывая на возможное заиливание углублений.

Однако, судя по практике обогащения на столах Вильфлея, неглубокое рифление не будет приводить к заиливанию и может улучшить результаты промывки.

М. В. Солодовников [27] предложил производить промывку на деревянном лотке с врезанными нарифлениями (ступенчатыми). Такой лоток изображен на фиг. 19. Проведенные М. В. Солодовниковым лабораторные опыты промывки показали, что извлечение из россыпного материала уваровита, эпидота и берилла на рифленом лотке на 6—40% выше, чем на обычном лотке. К сожалению, неизвестно, насколько медленнее промывка на рифленом лотке чем на обычном.



Фиг. 19. Лоток с рифлением
(по М. В. Солодовникову)



Фиг. 20. Сибирский лоток

При разведке россыпей на Атасуйском вольфрамовом и Атасуйском оловянном месторождениях (Казахская ССР) промывка, по предложению М. Н. Альтгаузена, велась на рифленом лотке и проходила вполне удовлетворительно.

В руководствах по опробованию (Чечотт и др.) без критики описываются сосуды, применяемые с успехом в Америке, Мексике и Африке (batea, порунья и др.).

Рейборн и Мильнер [21] указывают, что в различных странах местные жители успешно пользуются лотками различной, весьма примитивной конструкции (batea в Южной Америке, calabach в Западной Америке, dulong на Малайских островах), но, по их мнению, лоток американской конструкции дает наилучшие результаты.

Все авторы считают важным, чтобы лоток содержался в полной чистоте и предохранялся от грязи и жира. Железный лоток полезно время от времени прокалывать на огне.

В русской практике широко применяется сибирский лоток из дерева (фиг. 20). У нас нет данных для сравнения его качеств с другими лотками.

П. А. Харитонов и Рейборн указывают, что промывка на железном лотке быстрее, но требует большей опытности. Промывка на деревянном лотке более проста, ибо естественная шероховатость дерева задерживает шлик от смывания.

Промывка на лотке сводится к следующему.

Первая операция промывки состоит в отмучивании глины и в удалении пустой гальки. Отмучивание глины обычно производится непосредственно в лотке, погружаемом в водоем. Отмучивание в водоеме допустимо при поисках на редкие металлы, а также при поисках и разведке на золото.

При разведке на редкие металлы его следует избегать, так как отмучивание в лотке, погруженном в водоем текучей воды, несомненно приводит к значительным потерям тонкоизмельченных минералов.

Опробование будет гораздо более тщательным, если отмывку глины выполнять методом, применяемым на Малайских оловянных россыпях [29]. Пробу из мерного сосуда высыпают в деревянную бадью или ведро, материал хорошо перемешивают мешалкой, чтобы раздробить весь песчано-глинистый и комковатый материал. При этом комья глины раздавливают руками, валуны очищают от прилипших частиц глины и затем выбрасывают. Загрязненную частицами глины воду непрерывно заменяют свежей до тех пор, пока не исчезнет помутнение. Таким образом, проба, значительно уменьшенная по объему, затем промывается на лотке.

Б. М. Косов производил опыт промывки проб песков одной оловянной россыпи параллельно двумя способами — без предварительного отмучивания и с предварительным отмучиванием глины. Содержание глины составляло 22%. В двух пробах с одинаковым химическим содержанием было получено: без отмучивания 146 г/м³, а с отмучиванием 367 г/м³ концентрата с содержанием 54% Sn. Потери при промывке без отмучивания составляли 60% и падали главным образом на тонкие классы.

Доводка первичного лоткового оловянного концентрата на Малайском полуострове выполняется особыми приемами. Она производится не у речки, а в поселке, под постоянным наблюдением, в эмалированных промывальных сосудах и с предварительной классификацией на ситах. При этом первичный концентрат из лотка с помощью передвигаемого в воде сита разделяется на классы различной крупности, которые в дальнейшем промываются отдельно. Применяются сита 5, 20, 40, 100 и 200 меш.

Такой способ доводки наиболее совершенен. Он должен быть рекомендован при разведке россыпей с тонким касситеритом, вольфрамитом, шеелитом и золотых россыпей, содержащих в нем большом количестве редкие металлы.

Ситовый анализ шликот имеет значение при проектировании

эксплуатационных промывочных устройств. Поэтому полезно учитывать вес классов.

В процессе разведки россыпей редких металлов должно быть принято за правило после отмучивания глины и выбрасывания крупной гальки промывку производить над сосудом (таз или лоток) с последующей повторной промывкой хвостов. Джексон [39] считает это необходимым и при опробовании на золото, но особенно важным при опробовании на вольфрамит, шеелит, касситерит, монацит и т. д.

При большой концентрации шлиха иногда происходит столь значительный смыв мелких зерен вольфрамита, шеелита и касситерита, что содержание ценного компонента в песках сильно преуменьшается. Как пример, можно привести первый период разведки Гуджирской россыпи, когда из-за большой потери тонкого гюбнерита содержание было резко занижено.

На Шерловой горе геолог Новиков производил опыты по определению сноса при промывке лотком. При однократной тщательной промывке извлечение равнялось в среднем 77% от содержания олова, определенного химическим анализом. Промывка на лотке хвостов от первой операции позволила извлечь еще 3,7—8,3%, при третьей промывке извлекалось 0,46—1,23% от абсолютного содержания олова. Потери металла в виде вкрапленности в породе составляли 7,9—11,6%.

Опытами было установлено, что промывка дает низкое извлечение для крупных классов (59,2—66,1%) за счет потери касситерита, заключенного в гальке в виде вкрапленности. Более высокое извлечение (84—95%) получено для средних классов (0,2—7 мм). Промывка тонкого материала (тоньше 0,2 мм) сопровождается особо значительными потерями (извлечение было всего 41,3—54,3%).

По опытам М. Г. Исакова при однократной промывке на лотке песков Вишневогорской цирконовой россыпи снос оказался равным 18—20%.

Из этих данных видно, что повторная промывка отмученных песков обязательна, но применяемую иногда третью промывку можно и не производить.

При промывке на лотке, как правило, извлечение выше, чем при промывке на шлюзах или бутаре.

Опыты геолога Новикова устанавливают, что из хвостов шлюзовой промывки класса — 15 мм на лотке дополнительно извлекалось около 40% абсолютного содержания касситерита.

В некоторых разведочных партиях применяется комбинированный метод промывки небольших проб: удаляют гальку и отмучивают с помощью примитивной небольшой бутары, доводят же концентрат на лотке. Такой метод не может быть рекомендован вследствие возможности большого сноса шлиха с глиной. К тому же в случае небольших проб он требует не меньше времени, чем обычная промывка на лотке.

Несомненно, что на практике бывают и обратные случаи, когда извлечение с помощью лотка ниже, чем на бутаре. Это объясняется сносом глинистых комков, чрезмерной концентрацией шлиха, либо неопытностью или небрежностью промывальщиков.



Фиг. 21. Бак для промывки проб зимой
(по П. А. Харитонову)

Промывку проб в зимнее время удобно производить над баком конструкции (по П. А. Харитонову), показанной на фиг. 21. Борты бака делают из досок шириной 20—30 см. К ним снизу прибивается гвоздями листовое железо 71×142 см; на одном конце сверху прибивают дощечку для предохранения промывальщика от сплесков воды. Бак ставят на камни или бруски, снизу разводят костер.

3. Валовая промывка проб на золотых россыпях

Для валовой промывки проб на золото в поисковых условиях можно пользоваться бутарой Ю. П. Деньгина.

Производственные показатели работы бутары при промывке на золото, по опытам Ю. П. Деньгина, вполне удовлетворительны. При угле бутары $12-15^\circ$ все золото, включая и тонкопластинчатое, сосредоточено в верхних $\frac{2}{3}$ полотна бутары. Из тяжелой фракции шлиха 80% магнетита остается на бутаре; гранат сносится в количестве 50%.

П. Н. Максимов [8] по опыту Такфонской партии отмечает ряд неудобств бутары Деньгина при промывке песков россыпей редких металлов: заиливание, провисание полотна, сложность установки и потери из-за короткого полотна. Вообще вряд ли целесообразно применять валовую промывку в экспедиционных условиях в оловянных или вольфрамовых россыпях. Достаточно надежные результаты получаются при промывке проб небольшого веса на лотке.

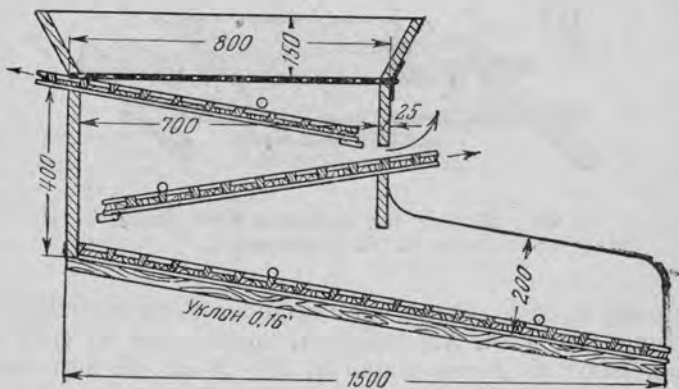
При стационарных разведочных работах применяются бутары, вашгерды, американки различного устройства.

Снос золота на обычных бутарах 9—10%, что значительно снижает точность разведочных данных, преуменьшает запасы.

В 1933—1934 гг. Золоторазведкой и Гинзолото были произведены испытания различных промывочных устройств [2]. Луч-

шие результаты были получены на бутаре Наделяева, средний снос золота в которой был равен 0,92%.

Поэтому мы не останавливаемся на других бутарах и опишем только устройство бутары Наделяева (фиг. 22).



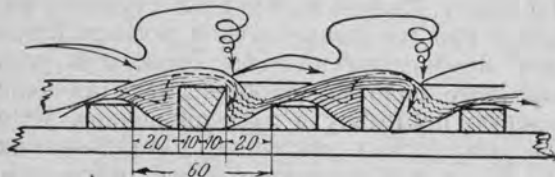
Фиг. 22. Бутара Наделяева

В верхней части бутары располагается грохот из котельного железа толщиной 3 мм, размером 80×40 см. Насечка грохота делается в шахматном порядке круглыми отверстиями диаметром 15 мм, расстояние между центрами отверстий равно 50 мм. Самую бутару сколачивают из дюймовых досок, из них же напиливают и бруски для шлюзов.

Ящик бутары делают в соответствии с размером грохота и по замеру внутри 75×35 см. Высота задней стенки 40 см. Ширина бутары по замеру внутри 35 см, длина ее 1,5 м. Полотну бутары придают уклон 0,16; с этим же уклоном устанавливаются и оба

шлюза. Эти шлюзы могут быстро вкладываться в отверстия в передней и задней стенках бутарного ящика.

На полотно бутары и промежуточные шлюзы укладывают лесенку, которую покрывают сукном и перекрывают второй лесенкой.



Фиг. 23. Схема движения мелких частиц золота на бутаре Наделяева (по А. П. Бахвалову)

На нижней лесенке ступеньки прибиты на тетивы без выреза в последних. Зажатое между лесенок сукно образует волнообразную поверхность, а ступеньки верхней лесенки — трафареты. Волнистая форма шлюза, вихревое движение воды у ступе-

нек создают особо благоприятные условия для улавливания мелкого и даже плавучего золота и шлихов (фиг. 23).

Высокое извлечение золота, легкость и портативность бутары Наделеева позволяют считать ее лучшим прибором для промывки проб золотых россыпей в разведочных условиях.

По исследованиям А. П. Сигова [25] извлечение шлиха при промывке на вашгерде составляет всего 6,6—24,7%. Таким образом, при валовой промывке проб при разведке золотых россыпей содержание шлиха резко занижается. Для надежного определения содержания шлихов в золотых россыпях (при валовой промывке) А. П. Сигов считает необходимым отбор специальных проб бороздой по стенкам шурфов. Промывают эти пробы на ковше или лотке, как при разведке россыпей редких металлов. Так как золотые россыпи часто содержат минералы редких металлов, то опробование на весь комплекс ценных минералов обязательно.

4. Валовая промывка проб на россыпях касситерита, вольфрамита, циркона и др.

Особенности валовой промывки россыпей касситерита, вольфрамита, циркона, ильмено-рутила, монацита обусловлены относительно невысоким удельным весом ценных минералов (4—7,2).

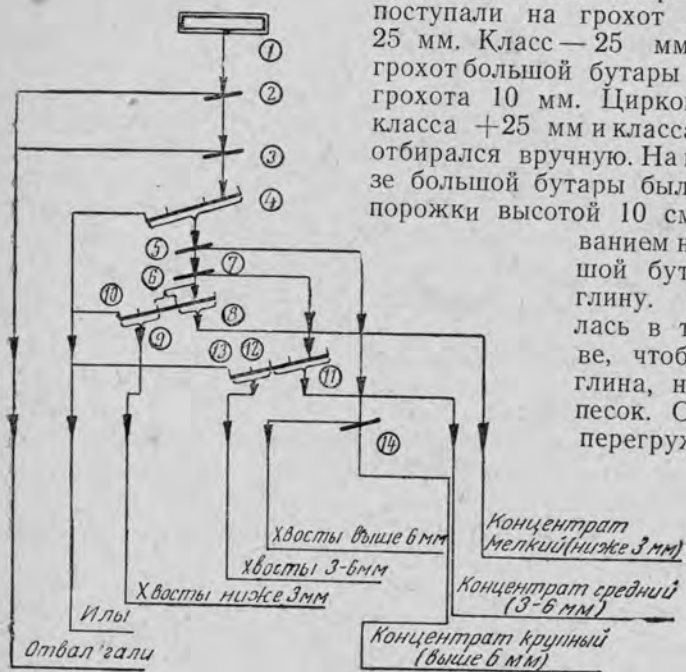
Применение обычных коротких бутар приводит к большому сносу редких металлов. Так, например, на одной монацитовой россыпи на бутаре длиной 2,1 м, шириной 0,45 м, при угле наклона $8^{\circ}30'$, при однократной промывке в среднем извлекалось 1—2 кг концентрата с единицы объема песков. При повторной промывке извлекалось еще до 1,3 кг концентрата с единицы объема и при третьей до 0,3 кг концентрата (по Старкову В.). Такой большой снос недопустим.

В связи с этим уклон шлюзов уменьшают до $4—5^{\circ}$ и применяют промывку на длинных бутарах с предварительным разделением материала на классы. Часто доводку производят на лотках. При разведке оловянных россыпей в пади Нукорушника (Забайкалье) пробы весом 100—1000 кг перед промывкой пропускали через грохот с отверстиями 6 см, чтобы установить процент каменности. Материал меньше 6 см поступал в две последовательно расположенные бутары (или так называемую двухшлюзовую бутару). Грохот верхней бутары имел отверстия диаметром 20 мм. Оставшийся на грохоте материал \pm 20 мм перебирали вручную, так как в нем обычно встречались кристаллы касситерита диаметром 30—40 мм.

Хвосты после промывки на первой бутаре поступали на вторую с грохотом 10 мм. В описанном порядке проводилась промывка интервалами по полуметрам. Для определения процента сноса на обеих бутарах хвосты со второго шлюза объединялись по шурфам и вторично пропускались через вторую бутару.

Снос оказался равным 10%, если не считать потерь при доводке на лотке.

При разведке цирконовых россылей на Вишневых Горах валовая промывка песков производилась на двух бутарах с подразделением на четыре класса. Пески поступали на грохот с отверстиями 25 мм. Класс — 25 мм поступал на грохот большой бутары с отверстиями грохота 10 мм. Циркон из продукта класса +25 мм и класса —25 + 10 мм отбирался вручную. На широком шлюзе большой бутары были подставлены порошки высотой 10 см. Перебутьариванием на шлюзе большой бутары отмывали глину. Вода подавалась в таком количестве, чтобы вымывалась глина, но не уносился песок. Отмытый песок перегружался на вто-

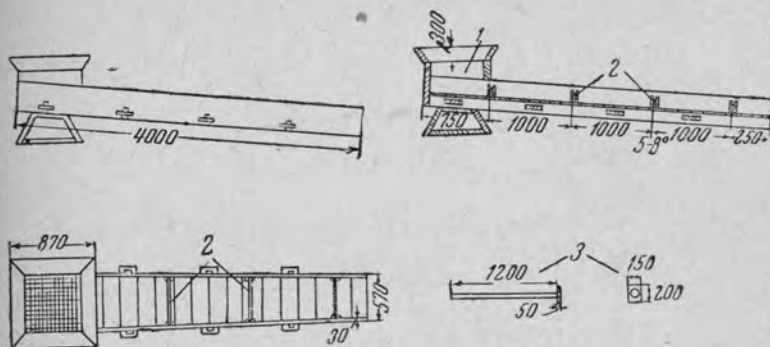


Фиг. 24. Схема промывки цирконового концентрата на месторождении Курочкин Лог (по М. Г. Исакову);

1 — горная масса; 2 — ручная отборка крупных кусков и грохот 25 мм; 3 — грохот 10 мм; 4 — большая бутара; 5 — грохот 6 мм; 6 — грохот 3 мм; 7 — малая бутара; 8 — первые две секции; 9 — третья секция; 10 — последние две секции; 11 — малая бутара; 12 — первые три секции; 13 — последние две секции; 14 — ручная разборка

рую бутару с двумя грохотами — верхним, с диаметром отверстий 6 мм, и нижним, с диаметром отверстий 3 мм. На грохотах второй бутары оставался материал — 10 + 6 мм и — 6 + 3 мм, а на шлюз поступал материал крупностью — 3 мм. На шлюзе второй бутары было поставлено три порошка и при соответствующей регулировке потока воды промывался мелкий материал. Хвосты от промывки собирали в ящик и вторично промывали.

После промывки мелкого класса (—3 мм) на шлюз загружали материал класса —6 + 3 мм и промывали при большом притоке воды. Отдельно промывали и материал —10 + 6 мм, оставшийся на верхнем грохоте второй бутары.



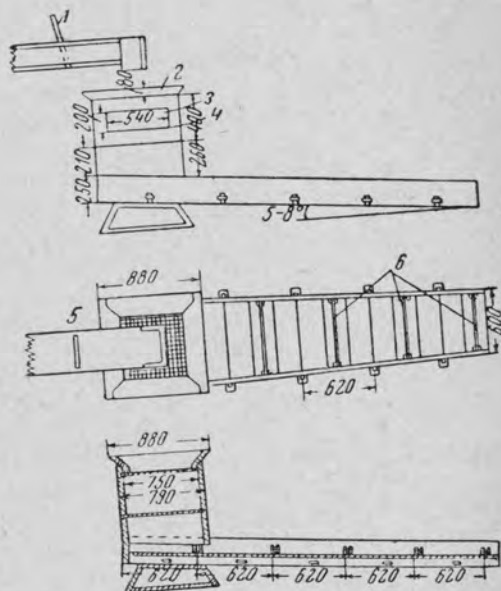
Фиг. 25. Эскиз большой бутары:

1 — грохот с отверстиями 10 мм; 2 — перегородки; 3 — скребок

Исполнительная схема промывки валовых проб на месторождении Курочкин Лог приведена на фиг. 24 (по материалам инж. М. Г. Исакова).

На фиг. 25 и 26 приведен эскиз большой и малой бутар, применявшихся при промывке валовых проб на Вишневой Горе.

Промывка с предварительной классификацией песков по крупности, несомненно, должна широко применяться при валовом опробовании россыпей касситерита, вольфрамита, шеелита, циркона, монацита. Даже при предварительном разделении на классы необходима повторная промывка хвостов для определения процента сноса. По опытам М. Г. Исакова, снос достигает 10—15%. Такой снос наблюдался при промывке мелкого и крупного классов.



Фиг. 26. Эскиз малой бутары:

1 — задвижка жолоба; 2 — грохот 6 мм; 3 — выгребное окно; 4 — грохот 3 мм; 5 — жолоб для воды; 6 — перегородки

ГЛАВА VIII

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА ИЗ ШЛИХА ПРИ РАЗВЕДКЕ

В практике разведки золотых россыпей бурением для извлечения золота из шлиха широко применяется отдувка по так называемому «корейскому» способу. Достоинства этого способа — в его легкости, простоте и скорости. Недостаток — в том, что часть мелкого золота отдувается вместе с тяжелыми минералами шлиха. Как известно, условия обогащения в воздушной струе гораздо менее благоприятны, чем в водной. Кроме того, в процессе отдувки сила воздушной струи непостоянна. В иностранной практике отдувка не практикуется, и иностранные специалисты относятся к ней отрицательно.

В иностранной практике применяется гораздо более точный и достаточно простой способ — амальгамация.

По Ч. Джексону [39], крупное золото выбирается из шлиха золотинка за золотинкой. Тонкое золото извлекается амальгамацией со ртутью. Амальгамацию можно производить в фарфоровой ступке, перемешивая намоченный водой шлик со ртутью. Затем ртуть либо растворяют в азотной кислоте, либо отгоняют нагреванием.

Хатчинс [31] рекомендует следующий способ извлечения золота из шлиха. На ковше шлик доводится до объема двух-пяти столовых ложек. Тогда добавляют шарик чистой ртути, и ковш приводят в движение так, чтобы ртуть пришла в соприкосновение с золотом. В холодную погоду прибавляют теплой воды для облегчения амальгамирования. Если золото амальгируется плохо, то Рейборн рекомендует добавлять горячей воды с солью, с каустической содой или разбавленной серной кислотой. Амальгамации помогают, протирая шлик пальцами о ковш или лоток. Шарик амальгамы выливают в небольшую склянку.

Амальгаму обрабатывают азотной кислотой и нагревают в фарфоровом тигле или чашке до прекращения выделения пузырьков. Жидкость сливают, золото промывают водой и высушивают. Чтобы при высушивании не происходило разбрызгивания, к промывной воде добавляют каплю спирта. Раствор сливается в бутылку со стружками цинка. Под воздействием цинка ртуть регенерируется и может быть использована снова.

При отсутствии азотной кислоты Рейборн рекомендует избыток ртути отжимать в мешочке из замши или тонкого миткала, шарик амальгамы положить на железную лопату и покрыть сухой картофельной, один конец которой срезать и на образовав-

шейся плоскости выдолбить дырочку, вдвое больше кусочка амальгамы. Лопату нагревают на сильном огне в течение приблизительно 10 мин., после чего ртуть из амальгамы отгоняют и золото очищают. Остаток ртути можно снова получить из картофелины, размяв последнюю в воде.

В том случае, если амальгамация по тем или другим причинам не применяется, золото отделяется от шлиха отдувкой; необходимо производить специальную амальгамацию отдутого шлиха и вводить поправку на извлеченное золото.

Путем амальгамации довольно просто решается вопрос об опробовании золотых россыпей на редкие металлы. В этом случае золото из шлиха извлекается амальгамацией, а шлик исследуется на содержание редких металлов. Этот способ рекомендуется Рейборном [21]. Ради уменьшения числа минералогических анализов шлик в пределах промышленного золотоносного пласта может смешиваться в одну групповую пробу.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОДЕРЖАНИЯ ОЛОВА И ВОЛЬФРАМА
В ШЛИХЕ ПРОБ

Ввиду низкого содержания олова или вольфрама в россыпных месторождениях обычный химический анализ небогатых песков недостаточно точен. Дело в том, что при содержании 0,02% (400 г на 1 м³) погрешность химического анализа может достигать 50% от содержания. Кроме того, химический анализ дает общее содержание олова или окиси вольфрама WO₃ в песках, в то время как для практических целей (подсчета запасов) необходимо знать, какое количество касситерита или вольфрамита может быть извлечено при совершенной промывке песков (извлекаемое промывкой содержание). Также из-за недостаточной точности непригоден для подсчета запасов и спектральный метод анализа шлихов. Применение химических анализов песков на Шерловой Горе и Джиде не оказалось целесообразным, ибо содержание по промывке резко не соответствовало химическому содержанию¹.

Точным методом определения содержания вольфрама и олова является промывка проб с целью получения концентрата и химический анализ концентрата. Однако химический анализ дорог и медлен. Практически невозможно произвести химический анализ шлиха всех проб, получаемых при разведке россыпей, поэтому за химическим анализом должна быть оставлена роль контрольного метода. В резолюции Всесоюзного совещания по методике разведки указано, что не менее 5% шлиховых проб должны быть проанализированы химически.

В нашей практике разведки вольфрамовых и оловянных россыпей широко применяются минералогические анализы шлиха проб на содержание касситерита и вольфрамита.

Как известно, минералогический анализ шлиха на содержание касситерита (в схеме) состоит в удалении магнитом и электромагнитом магнитных минералов, в разделении немагнитной фракции на тяжелую и легкую в тяжелой жидкости или отдувкой. Тяжелую немагнитную фракцию обрабатывают соляной кислотой в присутствии цинка с целью покрыть зерна касситерита оловя-

¹ Химические анализы песков, выполненные с особой точностью, делаются с исследовательскими целями — для определения валового содержания ценных компонентов и процента извлечения промывкой. Небольшое количество химических анализов параллельно с промывкой полезно делать, но химические анализы для подсчета запасов не используются.

ным зеркалом. Покрытые оловянным зеркалом зерна касситерита отбираются под лупой и взвешиваются.

Минералогический анализ шлиха на содержание вольфрамита производится отбором его из электромагнитной фракции. При этом для диагностики применяется окрашивание с помощью соляной кислоты в присутствии металлического олова.

Таким образом, в конце концов минералогический анализ сводится к отбору касситерита или вольфрамита под лупой. При многих достоинствах этот метод не лишен и недостатков. Прежде всего минералогические анализы требуют много времени.

При минералогическом анализе трудно определить содержание тонкого касситерита и вольфрамита; отдельные зерна касситерита не покрываются оловянным зеркалом и ускользают из подсчета.

По этой причине при минералогическом анализе нередко содержание ценных компонентов систематически занижается. Реже, наоборот, содержание завышается за счет сростков, принимаемых за чистый касситерит.

Погрешности делаются весьма существенными при наличии значительного количества мелких фракций.

Содержание олова или вольфрама можно определять по удельному весу шлиха или концентрата. Этот метод широко применяется на россыпях в различных районах в колониях Великобритании.

Румбольд [44] приводит пример контроля с помощью химических анализов пятнадцати проб оловянного концентрата, в котором содержание олова было определено по удельному весу (табл. 5).

Таблица 5

Содержание олова, %		Содержание олова, %	
по удельному весу	по химическим анализам	по удельному весу	по химическим анализам
16	15,83	25	26
44	40,19	2	4,40
23	23,46	53	49,95
38	34,99	36	34,17
18	19,31	48	44,27
16	16,85	14	13,91
58	53,95	7	6,96
34	38,93	.	

Как следует из таблицы, точность определения содержания олова в концентрате удовлетворительна.

Смит [44] привел ряд работ, подтверждающих достаточную точность метода удельного веса для определения содержания олова в концентрате.

Таким образом, метод определения содержания олова в концентрате можно считать апробированным мировой практикой. У нас он применялся при разведочных работах на Джидинском вольфрамовом месторождении.

Точность определения содержания касситерита, вольфрамита и других минералов по удельному весу шлиха тем выше, чем выше содержание ценных компонентов. Поэтому перед определением удельного веса шлих очищают.

Шлих чисто оловянных россыпей очищается с помощью электромагнита (если нет электромагнитного касситерита или его мало). Иногда перед электромагнитной сепарацией шлих прокаливают, чтобы сульфиды перевести в окислы.

В случае комплексных оловянно-вольфрамовых шлихов из последних после очистки простым магнитом отделяется электромагнитной сепарацией вольфрамовый концентрат. Немагнитная фракция представляет оловянный концентрат.

Для определения удельного веса сухой концентрат взвешивают на технических или аналитических весах.

В бюретку наливают воды, отмечают по шкале бюретки ее объем. Затем в бюретку постепенно всыпают концентрат, помешивая его. Это делают с целью удалить пузырьки воздуха. Затем отмечают новый уровень стояния воды в бюретке.

Делением веса концентрата на его объем определяется удельный вес концентрата.

Этот способ пригоден в случае крупного концентрата, в котором пылевидный продукт отсутствует.

Ванденбург [45] описывает определение содержания ферберита этим методом в концентратах обогатительной фабрики.

Такой метод применялся в течение семи лет на руднике Мидл Боулдер в Колорадо.

В условиях разведки, когда вес и объем шлиха колеблются, можно рекомендовать определение его удельного веса в следующем порядке:

а) колбу с узким горлышком подходящего объема (пикнометр) взвешивают, затем наполняют водой до черты на горлышке и снова взвешивают. По разнице весов устанавливают емкость колбы;

б) колбу наливают водой до половины, затем, помешивая, в нее насыпают заранее взвешенный шлих; вследствие этого пузырьки воздуха удаляются. Потом колбу доливают водой до черты на горлышке и снова взвешивают.

Подсчитывают удельный вес по формуле:

$$p = \frac{c}{a + c - b}$$

- где p — удельный вес концентрата;
 a — вес колбы с водой;
 b — вес колбы с водой и шлихом;
 c — вес шлиха.

Данный метод применим в случае мелкого и тонкого концентрата. Еще более точно определяют удельный вес с помощью пикнометров с кипячением воды.

Содержание WO_3 в руде, по Ванденбургу [45], определяется по табл. 6, которая здесь дана в сокращенном виде.

Таблица 6

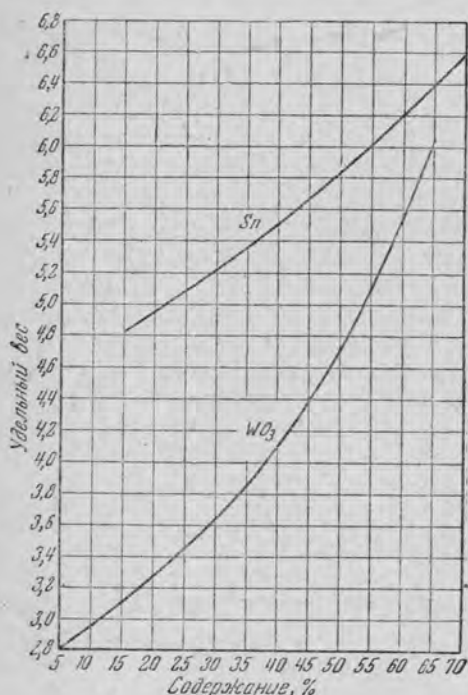
Удельный вес руды для данного процентного содержания в ней WO_3	Содержание WO_3 в руде %	Удельный вес руды для данного процентного содержания в ней WO_3	Содержание WO_3 в руде %
2,821	5	4,094	40
2,951	10	4,383	45
3,096	15	4,709	50
3,263	20	5,088	55
3,432	25	5,553	60
3,629	30	6,010	65
3,850	35		

Рейборн приводит таблицу (здесь дана в сокращенном виде) для определения содержания олова в оловянном концентрате по его удельному весу (табл. 7).

Таблица 7

Удельный вес	Содержание олова, %	Удельный вес	Содержание олова, %
6,77	74,0	6,06	56,6
6,70	72,4	6,00	55,1
6,60	70,0	5,73	47,2
6,50	67,70	5,48	39,35
6,39	65,3	5,25	31,58
6,33	63,7	5,04	23,6
6,27	62,17	4,85	15,74
6,21	60,6	4,66	7,87
6,12	58,2		

Вместо таблицы для определения содержания касситерита или вольфрамита в концентрате можно составить график (фиг. 27).



Фиг. 27. График для определения содержания олова и окиси вольфрама в шлихе по удельному весу

Эти таблицы и график нельзя считать точными для всех случаев. Дело в том, что состав примесей в концентрате может быть различен. В одном концентрате много тяжелых минералов (пирита, магнетита, ильменита), в другом мало. При слабой доводке в шлихе может присутствовать много минералов с малым удельным весом (кварц, пироксен, гранат, циркон), при сильной доводке такие минералы будут отмыты. Поэтому нельзя составить общей таблицы или общего графика, которые бы точно выражали содержание ценного компонента в любом концентрате.

Для составления графика необходимо произвести достаточно (20—30) химических анализов концентрата с различным содержанием ценного компонента и предварительно определить удельные веса проб концентрата, передаваемого в химический анализ.

Чтобы подтвердить достоинства метода удельного веса для определения содержания касситерита и вольфрамита в шлихе, приведем некоторые данные о точности минералогического метода на одной из оловянных россыпей (табл. 8).

Из табл. 8 следует, что при шлиховом анализе содержание олова в шлихе систематически занижается на 24% (от содержания по химическому анализу).

Было бы неправильно отдавать во всех случаях предпочтение одному из указанных методов и считать совсем непригодным другой.

Каждый из них имеет свою сферу применения. Минералогический метод незаменим при поисках, а также в первой стадии разведки, когда число проб невелико и состав шлиха еще не изу-

Таблица 8

Результаты анализа шлихов оловянной россыпи в химической лаборатории и в минералогической лаборатории (по данным И. Г. Чупрова)

№ проб	Содержание олова по анализу, %		Погрешность минералогического анализа % олова
	химическому	минералогическому	
1	39,2	29,8	+ 9,4
2	32,3	19,3	+ 13,0
3	37,9	26,6	+ 11,3
4	66,9	45,9	+ 21,0
5	59,9	59,5	+ 14,5
6	32,7	27,7	+ 5,0
7	53,4	47,6	+ 5,8
8	57,0	44,3	+ 12,8
9	56,3	31,6	+ 24,7
10	54,8	46,0	+ 8,8
11	43,6	33,5	+ 10,1
12	16,6	13,1	+ 3,46
13	57,4	43,1	+ 14,3
Среднее 46,8		35,7	+ 11,1

чен. Он незаменим и для шлихов с малым содержанием касситерита и вольфрамита.

В процессе детальной разведки, когда состав шлиха минералогически изучен, а число шлиховых проб велико, рационально широкое применение метода удельного веса.

Этот метод удобен и для анализа проб концентрата, сдаваемого старателями.

Химический анализ шлихов служит для контроля правильности минералогического метода и метода удельного веса.

ИНТЕРВАЛЫ ДЛЯ ОТБОРА ПРОБ ПРИ РАЗВЕДКЕ РОССЫПЕЙ

1. Золотые россыпи

В настоящее время в золотой промышленности при разведке россыпей принят интервал 20 см. Он не обоснован экспериментально. По литературным данным можно заключить, что к интервалу 20 см пришли путем приспособления к принятой в стране системе мер.

В мощных россыпях при большом масштабе разведки все больше нарастает противоречие между скоростью проходки разведочных скважин и медленностью и кропотливостью работы по промывке проб, обработке шлихов, по подсчетам при применении столь малого интервала опробования. Уже при разведке небольшого масштаба на россыпи работает два-три комплекта буров Эмпайр, и в день пробуривается 12—15 м скважин. При интервале опробования в 20 см это дает до 40—60 проб в день. Документация, промывка, очистка шлиха, взвешивание, подсчеты отнимают больше труда и внимания, чем наблюдение за процессом бурения и отбором материала для опробования. Деление на дробные интервалы создает трудности, из-за которых тщательность отбора и тщательность обработки проб снижаются.

Общеизвестно, что сейчас подсчеты запасов по россыпям требуют чрезмерно много времени и сильно задерживаются. Документация материалов, необходимых для подсчета, нередко производится неудовлетворительно. Подсчеты запасов оказываются непригодными для планирования работ и нередко бракуются во Всесоюзной комиссии по запасам. Поэтому своевременно рассмотреть, действительно ли необходимо применять столь дробные интервалы опробования и нет ли возможности отбирать пробы большими интервалами.

Одно из существенных соображений, которое высказывается за интервал в 20 см, состоит в том, что при одновременной осадке на интервал более 20 см понижается поступление породы внутрь труб и снижается точность опробования. Это соображение верно, но интервал осадки и интервал для отбора проб — разные понятия. Осадку труб и желонение можно производить интервалами по 15—20 см, но пробу для промывки составлять из материала, полученного не от одной операции осадки и желонения, а из двух или из нескольких операций. Операция собственно отбора

материала для проб не изменится, но все последующие операции (замер породы, промывка, очистка, документация и все подсчеты) значительно упростятся.

Интервал опробования в 20 см обуславливают также стремлением точнее определить верхнюю и нижнюю границы пласта и его мощность. При малой мощности пласта (20—40 см) нет нужды идти на увеличение интервалов опробования, ибо число проб и без этого невелико. Но опробование торфов в некотором расстоянии от пласта можно вести увеличенными интервалами.

Посмотрим, что произойдет, если от интервала в 20 см перейти на интервал 40—60 см (в среднем на 50 см).

В этом случае не исключена возможность, что верхняя граница пласта будет по одиночным выработкам установлена с погрешностью на 30 см. Но для целой линии скважин или нескольких линий вследствие взаимной компенсации ошибок разного знака, погрешность будет ничтожно мала и практически несущественна. В итоге при интервале в 0,4—0,6 м объем работ по вскрыше в случае раздельной добычи будет определен достаточно точно для практических целей.

При раздельной добыче подземным способом высота выемочного пространства равна 1,5—2 м и больше. На этой мощности при интервале опробования 0,4—0,6 м будет взято четыре пробы, что вполне достаточно для определения границ пласта. При подземных работах и при раздельной добыче производится опробование в процессе эксплуатации; границы, установленные при разведке, контролируются и уточняются, поэтому переход на интервал 0,4—0,6 м не отразится неблагоприятно.

При разработке россыпей на массу (драгами, гидравликой и т. п.) тем более возможно опробование при разведке вести интервалами 0,4—0,6 м. Опытами и наблюдениями установлено, что в случае россыпей, залегающих на плотике из наносов, при отборе проб желонкой нередко золото опускается вниз на 1—2 м и более. Легко понять, что факт столь значительного опускания золота при желонении делает нерациональным опробование по столь малым интервалам, как 0,2 м.

Хатчинс [31] рекомендует осадку труб при бурении станком Кийстон в незолотоносном поверхностном слое производить сразу до песков. Затем осадку и отбор проб производить интервалами по 1 футу (30 см).

Опробование по интервалам в 1 фут рекомендуется Смитом [26] и Редфордом и Рейборном [21]. За границей опробование по интервалам меньше 1 фута (31 см) не производится. От этого интервала (1 фут) совсем недалеко до 0,4 м. Наоборот, в ряде работ рекомендуется опробование гораздо большими интервалами. Например, в докладе Лейка рекомендуется опробование интервалами 1,5 м (5 футов). При разведке бурением на золото-шешелитовых россыпях в районах Керн и Сан-Бернардино опробование проводилось интервалами 6—7 футов [41].

Першин [15] проводил опробование золотых россыпей интервалами по 2 фута (0,61 м).

В начальной стадии разведки, когда характер россыпи и мощность пласта неизвестны, опробование золотых россыпей интервалами 20 см имеет основание, но при детальной разведке россыпей значительной мощности вполне допустимо производить опробование интервалами 0,4—0,6 м.

В отдельных случаях вполне возможно производить опробование и еще большими интервалами. Имеется много мощных россыпей, в которых промышленная золотоносность начинается непосредственно под почвой. В отвалах ранее отработанных россыпей обычно нет возможности выделить пустые торфы и промышленные пески. Далее, когда предварительной разведкой доказано, что мощная россыпь лежит на истинном плотике и будет обрабатываться на массу, при детальной разведке вполне возможно вести опробование по интервалам в 1—2 м или даже отбирать по скважине одну групповую пробу. Порядок отбора породы по скважинам сохранится существующий сейчас (осадка на 20 см). При опробовании шурфов отбор проб также следует производить интервалами 0,4—0,5 м.

Увеличение интервалов опробования до 0,4—0,5 м и больше позволит упростить и улучшить всю работу по опробованию и облегчить подсчет запасов.

В частности, окажется возможным:

а) избежать потерь глинистого материала в пробе при замере объема, так как есть время для отстаивания грязи;

б) более точно определить объем породы, полученной из скважины при проходке 0,4—0,5 м, или производить взвешивание породы;

в) более тщательно производить промывку проб на лотке;

г) отказаться от отдувки золота из шлиха и применить более медленный, но совершенный способ — амальгамацию;

д) более точно производить взвешивание золота, отмытого из пробы;

е) в 2—2½ раза уменьшить число записей при документации и арифметических операций по подсчету среднего содержания.

2. Россыпи редких металлов

Россыпи касситерита, вольфрамит, циркона, монацита отличаются от золотых россыпей более высоким содержанием ценных компонентов, измеряемым сотнями граммов на 1 м³, и большим постоянством в распределении ценного компонента в россыпи. В случае комплексных оловянно-вольфрамовых, а также цирконовых россыпей минералогический анализ шлиха требует много времени. Это в еще большей степени заставляет стремиться к уменьшению числа проб посредством увеличения интервала опробования и разумной группировки шлиха соседних проб при анализе.

Можно предложить следующий порядок опробования при разведке россыпей редких металлов:

1) в шурфах и скважинах пробы отбираются интервалами 0,5 м и промываются на лотке или бутаре до постоянной степени доводки;

2) взвешивая шлих и приближенно определяя содержание ценного компонента, устанавливают границу промышленной части россыпи по мощности. Приближенное определение содержания ценного компонента в шлихе может быть произведено по визуальной оценке. Так как степень доводки шлиха на данной россыпи должна быть приблизительно одна и та же, то определение границ промышленных песков таким образом достаточно надежно;

3) шлихи соседних проб с явно промышленным содержанием редких металлов смешиваются. Групповая проба передается в анализ (минералогический, по удельному весу или химический). Пробы песков с низким содержанием у верхней и нижней границ анализируются интервалами по 0,5 м отдельно. При такой группировке проб для анализа число анализов и последующих подсчетов резко уменьшается. Каменистость принимается средней для всей мощности песков, поступивших в групповую пробу.

4) в том случае, когда в процессе предварительной разведки установлено, что распределение редких металлов по мощности россыпи сравнительно равномерное, нет торфов и несомненно россыпь будет отрабатываться на массу, то в одну могут группироваться все пробы, отобранные по выработке;

5) при разведке старых отвалов нет нужды производить опробование по секциям в 0,5 м, а можно отобрать одну пробу, характеризующую всю мощность.

Для того чтобы подтвердить возможность группировать секционные полуметровые пробы, укажем, что, по Фраулибу, опробование дудок при разведке россыпей на Малайском полуострове производится бороздами секциями по 1,5 м. Полученную пробу промывают, концентрат взвешивают и содержание олова в нем определяют химическим анализом (плавкой с цианистым калием). Рейборн и Мильнер указывают, что при разведке на касситерит и вольфрамит запись содержания ведется не для каждого фута. Если глубина шурфа менее 20 футов, то пробу берут в два приема (т. е. отбирают две секции); при глубине шурфа более 20 футов пробы отбирают в три приема.

Таким образом, предлагаемый нами метод близко соответствует практике, распространенной при разведке россыпей на Малайском полуострове и других местах за границей, но является более дифференцированным, что соответствует меньшей мощности наших россыпей.

ПОДСЧЕТ СОДЕРЖАНИЯ ЦЕННЫХ КОМПОНЕНТОВ ПО ДАННЫМ ОПРОБОВАНИЯ ШУРФОВ И СКВАЖИН НА РОССЫПЯХ

Содержание золота в россыпях выражается в миллиграммах или в граммах на 1 м^3 породы. Содержание ценных компонентов в оловянных и вольфрамовых россыпях выражается в килограммах или граммах олова и окиси вольфрама на 1 м^3 . Содержание циркона, монацита и т. п. выражается в килограммах и граммах минерала на 1 м^3 песков. В некоторых районах содержание редких металлов выражают в процентах или в килограммах концентрата на 1 т песков. Последний способ нельзя считать правильным, но он неудобен, так как требует лишних вычислительных операций при подсчете запасов. Кроме того, эксплуатационные агрегаты (драги, экскаваторы и т. д.) рассчитываются на объем, учет выемки ведется в кубических метрах. Поэтому подсчеты, сделанные в тоннах, приходится при проектировании переводить в кубические метры.

1. Подсчет содержания по шурфу

Выше мы указывали, что обмер объема промываемой породы при шурфовке производится ендовками, емкость которых определяют, взвешивая породу, и расчет ведут на неразрыхленную породу. Если при отборе материала для промывки крупные камни выбрасываются, то в объем промытой породы должна быть введена поправка на каменность. В практике золотой промышленности процент каменности принято определять визуально и вводить его при опробовании каждого интервала.

При разведке некоторых россыпей олова валунистость определяют грохочением песков, добытых из отдельных шурфов, и полученный коэффициент затем вводят как общий для всей россыпи или для отдельных ее участков. Это позволяет получить более точные данные о валунистости, нужные для проектирования; такая точность достаточна и для подсчета запасов.

Пусть V — объем одной ендовки промытой породы с учетом валунистости;

q — вес золота, ценных металлов, ценных минералов, полученных от промывки n ендовок.

Тогда содержание ценного компонента в песках:

$$C' = \frac{q}{V \cdot n}$$

По этой же формуле подсчитывается среднее содержание и по группе проб, если объединяются одинаковой длины интервалы, и с каждого из них отбирается постоянное число ендовок. Здесь q — представляет вес золота, ценного компонента или концентрата в группе проб.

Подсчет среднего содержания по всей мощности пласта, пересеченной шурфом, производится обычным способом среднего взвешенного с учетом мощностей отдельно опробованных интервалов.

2. Подсчет содержания по скважинам, пробуренным станком Эмпайр или Кийстон

В принципе подсчет содержания по скважине прост. Он состоит в делении веса намытого золота, олова или редких минералов на объем выжелоненной породы. К сожалению, точное определение объема породы, к которому относится намытый металл, при разведке скважинами, представляет чрезвычайно трудное дело.

Предложено много способов подсчета объема породы, но ни в нашей, ни в заграничной литературе объективно и достаточно полно этот важный в практическом отношении вопрос не рассмотрен.

В русских учебниках без критики излагаются различные способы, часто принципиально противоречащие один другому. В руководствах и инструкциях приводят различные способы без их критического анализа и рекомендуют тот, который считают лучшим на основе своего опыта.

Как правило, доказательством применимости того или другого способа определения объема принимается близкое совпадение результатов эксплуатации и разведки. Легко заметить, что такого рода доказательства весьма несовершенны, ибо контроль над степенью извлечения при эксплуатации и сейчас весьма неточен. Этот контроль был совсем плох и у нас и за границей 15—25 лет назад. Примеры повторной разработки отвалов россыпей являются этому ярким доказательством.

Сравнение пригодности приемов подсчета, предложенных различными авторами, затруднено еще тем, что учет крупного золота (самородков) производился неодинаково. Детальность разведки (густота разведочной сетки) также сильно колебалась.

Следует отметить еще одно существенное обстоятельство. В современной иностранной практике считается нормальным, если при драгировании оловянных или золотых россыпей получается 80—90% от запаса, подсчитанного при разведке. Иностранцы

специалисты приводят такие результаты, как характеризующие хорошую разведку и удачный способ подсчета содержания по скважинам. В нашей же практике, как правило, при драгировании золотых или при разработке вольфрамовых и оловянных россыпей получается значительно больше металла, чем подсчитано. У нас нормальным считается получение при драгировании 120—130% от запаса, подсчитанного по данным разведки. Извлеченные в 110—140% против подсчитанного по разведке запаса некоторые авторы приводят как пример хорошего совпадения данных разведки и эксплуатации [34]. Промывочный коэффициент больше единицы в нашей практике настолько привычен, что если при обработке получено золота меньше, чем подсчитано при разведке, то возникает беспокойство, и упрекают разведчиков. Между тем, при современном состоянии техники эксплуатации россыпей несомненно при разработке и промывке теряется 20—25% металла. Поэтому при эксплуатации в лучшем случае должно получаться 75—80% от запаса, установленного хорошей разведкой. Если при эксплуатации содержание или запас получаются выше, чем при разведке, значит при разведке эти показатели занижены против действительности.

Большинство авторов, сравнивая данные разведки с результатами эксплуатации, игнорируют факт потерь золота при эксплуатации. Они стремятся при подсчете запасов по данным разведки получить то содержание и запас, какие будут получены при эксплуатации. Игнорирование потерь является теоретически неправильным, а на практике приводит к сокрытию эксплуатационных потерь и затрудняет борьбу с ними.

Методы определения количества породы, поступающей из буровых скважин, могут быть классифицированы следующим образом:

- 1) методы теоретического объема. Объем подсчитывают, исходя из внешнего или внутреннего диаметра башмака, обсадных труб и величины обсадки труб. При подсчете объема пробы иногда вводится коэффициент;
- 2) объем выжелоненной породы определяют по внутреннему диаметру труб и разнице в высоте столбика в трубах до и после желонения (метод Шаманского).
- 3) объем породы определяется [40]:
 - а) непосредственным измерением в мерном сосуде;
 - б) замером объема воды, вытесняемой породой;
 - в) взвешиванием пробы и подсчетом ее объема на основе объемного веса в целике.

1. Методы теоретического объема построены на предположении, что вся порода, вырезаемая при осадке бурового снаряда, поступает внутрь обсадных труб. Высота вырезаемого столбика породы всеми авторами принимается равной осадке труб.

В отношении расчетного диаметра столбика породы высказывается очень много противоречивых мнений. Объем породы исчисляются, исходя из внешнего диаметра обсадных труб, из внешнего диаметра башмака, из внутреннего диаметра башмака или же из некоторого промежуточного диаметра.

Наиболее известные способы для подсчета по теоретическому объему сведены в табл. 9 [24].

Таблица 9

Способ	Внутренний диаметр труб, дюймы	Основа для расчета объема	Расчетный диаметр, см	Относительное содержание золота (за 100% принято содержание по внешнему диаметру башмака) %
Кашнева	6	Внутренний диаметр башмака . .	14,3	133
Нокса	6	Наружный диаметр труб	16,5	115
Редфорда	6	То же + 20%	19,8	96
Кийстона	6	• + башмака - 10%	17,1	111
Торна	6	Наружный диаметр башмака + 10% .	20,9	91
Ленский способ	6	Наружный диаметр башмака . .	19,0	100

Способ инж. Кашнева широко применялся на Ленских приисках до 1915 г., но в настоящее время оставлен.

Комиссия Института горного дела и металлургии (Лондон), не отвергая других методов подсчета (метод фактического объема), указывает, что при расчете по внешнему диаметру башмака необходимо уменьшить теоретический объем. Уменьшение не должно превышать 10%. Поправочный коэффициент зависит от изношенности труб и характера породы [35].

В нашей практике при разведке станком Кийстон наибольшим распространением пользуется подсчет по внешнему диаметру башмака (ленский способ).

Единственный аргумент, которым сторонники метода теоретического объема доказывают его правильность, сводится к близкому схождению запасов, подсчитанных при разведке и полученных при эксплуатации. В противоречии с этим доказательством находится колебание расчетных диаметров от 14,3; 16,5 (Кашнева и Нокса) до 20,9 см (Торна), а расчетных объемов на 30—40%. Это доказательство опровергается и значительным колебанием в величине поправочного коэффициента на различных россыпях при применении одного и того же метода подсчета. Например, в Ленском районе при подсчете запасов по методу Торна поправочный коэффициент был различен. На площадях с невысоким

процентом участия крупного золота поправочный коэффициент, определенный на основании результатов последующей эксплуатации, колебался от 1,15 до 1,30. На площадях с высоким процентом крупного золота он был гораздо выше; так, на прииске Софиевском (р. Б. Догалдын) он был равен 2,5. В среднем поправочный коэффициент по Ленскому району за 1915—1925 гг. был равен 1,74.

По тщательно проведенным наблюдениям Причарда [36] подсчет по теоретическому объему при бурении Эмпайром давал содержание на 40% заниженное против действительности.

Гарднер [37] приводит экспериментальные данные и примеры из практики. Эти данные указывают, что содержание, подсчитанное по теоретическому объему, оказывалось на 30—48 и даже на 55% заниженным против данных шурфовки или эксплуатации.

Если проанализировать процесс бурения и отбора проб по существу, то устанавливается много дефектов метода теоретического объема. При осадке труб ударами бабы порода испытывает сжатие от кольцевой поверхности башмака. В мелких грунтах поступлению породы внутрь труб будет препятствовать только трение. В каменистых породах поступлению породы внутрь будет препятствовать и галька, попадающая под кольцевую поверхность башмака. Открытое сечение башмака галькой как бы уменьшается. Запахивание породы зубьями башмака при вращении разрыхляет породу, но разрыхленная порода, двигаясь по направлению наименьшего сопротивления, должна уходить к наружным стенкам скважины, а не в сторону столбика породы; на это указывает и сглаживание на конус кромки башмака трубы [15]. В связи с этим в большинстве случаев внутрь трубы поступает породы меньше теоретического объема, подсчитанного по внешнему диаметру башмака.

Объем породы, поступающей с 1 м углубки скважины, зависит от ряда причин, среди которых важное значение имеет состав россыпи и режим бурения. Опытами Ю. И. Меньшикова [10] выяснено, что выход породы понижается с увеличением количества гальки и с уменьшением глинистости. Очевидно, с повышением каменистости порода все сильнее раздвигается обсадными трубами. В сухих породах, которые оказывают большое сопротивление проникновению башмака, долота и желонки, поступление породы в трубы меньше, чем в породах влажных. Порода, вошедшая в трубы при осадке, частично загоняется под башмак ударами желонки. Это явление подробнее будет рассмотрено ниже.

Вообще объем породы, поступающей в промывку, далеко не соответствует теоретическому. Все методы теоретического объема основаны на принципиально неверных положениях и должны быть отвергнуты при подсчете содержания по скважинам, пробуренных станком Кийстон или Эмпайр. Во всех методах теоретического объема расчетное количество породы резко превышает

фактическое, а соответственно занижается и содержание ценных компонентов.

Обратные случаи — поступление в трубы породы в объеме, большем, чем соответствует осадке труб, — редки. Наплывание породы в трубы при проходке пловунов не имеет практического значения, так как пловуны очень редко содержат золото или редкие металлы.

Превышение объема внутри труб против теоретического может быть в том случае, когда долото или желонка идет впереди труб, т. е. тогда, когда бурение проводится ненормально. Легко понять, что и в этом случае подсчет по теоретическому объему принципиально неприложим.

2. Подсчет объема породы по высоте столбика в трубах. В практике нашей золотой промышленности при разведке буром Эмпайр широко применяют определение объема пробы, исходя из внутреннего диаметра труб и разницы в высоте столбика в трубах до и после желонения.

Подсчет по высоте столбика до и после желонения применяется давно; указания на него есть в статье Хатчинса [31], опубликованной в русском переводе в 1915 г. Этот метод получил широкое применение после рекомендации его Л. Н. Шаманским в составленной им инструкции; данный метод не совсем правильно называют методом Шаманского [33]. Разрыхление столбика породы внутри обсадных труб не принимается во внимание. Содержание вычисляется по формуле:

$$C = \frac{W \cdot 4 \cdot 1\,000\,000}{\pi \cdot d^2 \cdot H}$$

где C — содержание ценного компонента в весовых единицах на 1 м^3 ;

W — вес ценного компонента (золота или редких металлов) в тех же весовых единицах;

H — высота выжелоненного столбика (разница в высоте до и после желонения);

d — внутренний диаметр труб, мм (для 4-дюймовых труб станка Эмпайр d равен 93 мм).

Для упрощения расчетов предварительно вычисляют постоянную величину.

$$\frac{4 \cdot 1\,000\,000}{\pi \cdot d^2} = 147,$$

носящую название бурового коэффициента.

Тогда формула для подсчета примет вид

$$C = \frac{W \cdot 147}{H}$$

Аналитический метод подсчета Уимлера [14] практически совпадает с методом Шаманского, но Уимлер предполагает разрыхление породы внутри труб равным 5%.

Метод Шаманского имеет несомненные преимущества по сравнению со всеми методами теоретического объема, но имеет также и существенные недостатки:

а) порода, поступающая в трубы, несомненно несколько разрыхляется, и высота столбика до желонения больше, чем должна быть при неразрыхленном состоянии породы. Факт разрыхления признается рядом авторов, но величину разрыхления оценивают различно. Уимлер считает, что прирост объема равен 5%. Подьяконов 15%; по Арсентьеву [1] он не превышает 15%. Автор метода (Л. Н. Шаманский) предполагает, что коэффициент разрыхления равен 15—25%, но не принимает его во внимание, считая, что преувеличение объема и, следовательно занижение содержания золота «будет являться небольшой поправкой на безопасность». А. П. Бахвалов [3] на основании опыта (правда, в искусственных условиях) установил, что разрыхление для различных пород колеблется от 0 до 50% и в среднем равно 21%.

Итак, можно считать общепризнанным, что за счет разрыхления при подсчете по методу Л. Н. Шаманского содержание занижается против действительности;

б) при желонении извлекается не весь столбик, часть породы выталкивается при работе желонки. Выталкивание породы при работе желонки подтверждается многими наблюдениями. Е. Рыцк [23] проделал значительное число опытов по сравнению объема породы, замеренного по столбику и в колоде. Результаты наблюдений приведены в табл. 10.

Таблица 10

Извлечение породы из скважины
(за 100% принят объем по внутреннему столбику)

Вид инструмента	Извлечение породы по замеру в колоде, %		
	максимальный	минимальный	средний
Шариковая желонка с ровным башмаком	69	40	59
Шариковая желонка с карманообразным башмаком	83	50	60
Буровая ложка	—	—	101

Из опытов видно, что 40% объема столбика при ударах долота и желонки выталкивается под башмак. Факт выталкивания породы под действием ударов долота и желонки Е. Рыцк под-

тверждает также отчетливо выраженной обратной зависимостью между числом ударов долота и желонки и выходом породы (табл. 11).

Таблица 11

Вид инструмента	Средний процент извлечения породы	Среднее число ударов долота и желонки
Желонка с ровным башмаком . . .	49	780
То же	64	399
Желонка с карманообразным башмаком	50	299
То же	58	213

На возможность забивания породы под башмак при работе желонки указывает и Прайор [43].

Л. Н. Шаманский соглашается, что объем в трубе почти всегда больше, чем в колоде, и что разницу между замером в трубе и замером в колоде нельзя объяснить только разрыхлением. Он относит ее за счет таяния льда и потери влажности. Легко понять, что потери влажности в действительности нет, наоборот, влажность породы в колоде больше. Таяние же льда также, очевидно, не имеет значения, так как в опытах инж. Рыцка бурение шло в талом грунте. Некоторые авторы «потерю объема» при замере в колоде объясняют потерей вместе с водой глинистых частиц. Сомнительно, чтобы потеря глинистых частиц имела существенное значение.

Рыцк [23] производил опыты по определению потери глины. Результаты, приведенные в табл. 12, показывают, что эти потери ничтожны.

Таблица 12

№ проб	Объем породы в процентах к замеру столбика в трубе	Объем мути в процентах к объему столбика замером в трубе	Порода
11	70	0,58	Серый песок и крупная галька
12	74	0,53	
13	39	0,45	Красный песок и мелкая галька
14	72	0,21	
15	71	0,34	
16	82	0,82	

Наоборот, размокание глины, превращение ее в кашцеобразную массу приводит к преувеличению объема при замере в цилиндре или колоде.

Из этих данных следует, что при подсчете по столбику в трубах содержание ценных компонентов в россыпи резко занижается.

Attenborough, L. G. в дискуссии по докладу Прайора указывает, что подсчет по столбику в Малайских штатах занижает содержание [43].

А. П. Бахвалов [3] предлагает в объем, определенный по методу Шаманского, внести поправку на разрыхление и на потерю объема при долочении. Предложение принципиально правильное, но невыполнимое, так как разрыхление и потеря объема при долочении изменяются в зависимости от пород, от режима бурения и долочения, а самый характер этого изменения не установлен.

Занижение содержания золота при подсчете по столбику подтверждается на целом ряде предприятий тем, что драгами или мускульными работами извлекается золота или редких металлов больше, чем подсчитано. Обычно содержание, подсчитанное по металлу, полученному драгой, на 20—50% выше, чем подсчитанное по методу Шаманского. Если учесть, что извлечение металла при промывке редко превышает 80%, то ясно, что занижение содержания по методу Шаманского недопустимо велико. Этот метод также должен быть признан явно перестраховочным.

3. Метод фактического объема. Метод основан на определении объема породы, фактически поднятой из скважины при желонении. Объем породы определяют замером в цилиндре. Существуют следующие разновидности применения метода:

а) метод непосредственного измерения объема. Желонка опоражнивается в мерный цилиндр. Порода уплотняется с помощью штока. Подсчет объема породы производят, исходя из площади поперечного сечения мерного цилиндра и высоты столбика породы. Этот метод давно имеет широкое применение в заграничной практике. Достоинство его заключается в простоте; недостаток же в том, что степень разрыхления породы в мерном сосуде колеблется довольно значительно. Кашнея считает разрыхление в колоде равным 25%. Если этого разрыхления не принимать во внимание, то результаты подсчета будут занижены. По указанию Лейка разрыхление в глинистых грунтах иногда превышает 50%, что, конечно, неверно. Средняя степень разрыхления породы в мерном сосуде может быть установлена опытным путем.

Attenborough L. G. [43] указывает на следующий способ определения степени разрыхления выжелоненной породы.

После замера объема выжелоненную породу помещают на сутки в мешок для удаления воды до степени естественной влажности. Мерный сосуд наполняют до известного уровня водой и затем присыпают породу. Прирост уровня воды позволяет определить объем породы в неразрыхленном состоянии. Из по-

лученных данных легко подсчитать и степень разрыхления [48]. Несмотря на свои недостатки, метод фактического объема, несомненно, точнее метода теоретического объема, метода Шаманского и должен быть настойчиво рекомендован при бурении станками Эмпайр и Кийстон.

б) Метод определения объема воды, вытесняемой породой. В сравнительно редких случаях может найти применение определение объема породы путем вытеснения воды, как это делается при определении удельного веса руд.

Болт в дискуссии по докладу Лейка [35], указывает, что многие опытные инженеры для определения объема породы применяют «метод замещения воды в мерном сосуде» (the water displacement method). Преимущества этого метода поразительно показательны при бурении в твердой глине при разрушенном гранитом элювии. Материал выходил из желонки (sand-pumps), как колбаса (sausage), и был в действительности точно таким, каким он был получен в дудке. Для материала, получаемого в таком виде, метод вытеснения воды, вероятно, применим, но у нас подобные условия будут редкостью. В русской литературе этот метод не описан и на практике, повидимому, не применялся.

В статьях, касающихся подсчета содержания по скважинам, приводятся следующие возражения против применения метода фактического объема:

а) некоторые авторы полагают, что вместе с водой при замере в колоде или цилиндре может уходить значительное количество глины. Из опытов Рыцка видно, что потеря глины совершенно ничтожна; при аккуратной работе потери глины никогда не приводят к существенной потере объема. В глинистых породах бурение можно производить ложкой или желонкой со спиралеобразным башмаком; в этом случае значительного взмучивания глины происходить не будет;

б) Селиховкин, не высказывая возражений по существу, полагает, что значительные отклонения «при использовании методом фактического объема одинаково возможны как в ту, так и в другую сторону», но в большинстве случаев имеется тенденция преувеличивать запасы.

Ни один из авторов не приводит опытного материала, доказывающего факт больших потерь глины или большой неточности метода фактического объема.

А. П. Бахвалов [3] пользуется данными Анфимова, из которых видно, что по 22 дражным полигонам Енисейзолота содержание по отработке составляет 77% от содержания, подсчитанного по методу фактического объема, и 1,21% от содержания, подсчитанного по методу Шаманского. Эти данные хорошо подтверждают правильность метода фактического объема. В самом деле, несомненно, что при черпании и промывке драгой теряется 20—25% извлекаемого золота. Следовательно, содержание по отработке должно составлять 80—75% от разведанного, что

и получается, если принять метод фактического объема. При методе же Шаманского содержание занижается на 40—45% ($121 - 77 = 44\%$).

4. Метод фактического веса. Количество выжелоненной породы определяется взвешиванием. От установленного таким образом веса переходят к объему, исходя из веса 1 м³ породы в неразрыхленном состоянии. Удельный (объемный) вес песков в неразрыхленном состоянии обычно колеблется от 1,9 до 2,1 и, если принять его равным 2, то в подсчет не будет введена сколько-нибудь чувствительная погрешность.

Метод взвешивания породы имеет применение в заграничной практике. Необходимость взвешивания выжелоненной породы при бурении станком Кийстон была высказана в русской литературе еще в 1909 г. Ив. Буйвидом. Ив. Буйвид [4] рекомендовал все содержимое желонки вываливать в не пропускающий воду ларь, когда вода отстоится, ее сливать, а породу взвешивать. Инж. П. Першин [15] при разведке в районе Колчанских приисков производил взвешивание породы, получаемой при проходке 2 футов скважины. Порода, вынутая из скважины, отстаивалась в ендовке, воду сливали и породу взвешивали на весах. Удельный вес ее принимали равным 2. Выход породы с 2 футов скважины варьировал в пределах от 34 до 74% от теоретического, подсчитанного по наружному диаметру башмака.

Отношение действительного выхода к теоретическому сильно колеблется в зависимости от режима бурения и от характера пород. Так, на Эсфиревском прииске высокий действительный выход (74%) объяснялся нередкими случаями бурения впереди обсадных труб.

П. Першин приводит таблицу сравнения результатов разведки при определении объема проб по фактическому весу с результатами работы одной драги в 1927 г. (табл. 13).

Таблица 13

Месяцы	Вынута породы тыс. м ³	Содержание по разведке г/м ³	Содержание по сполоску г/м ³
Май	42	0,65	0,52
Июнь	89	0,55	0,60
Июль	89	0,64	0,66
Август	97	0,41	0,49
Сентябрь	101	0,57	0,51
Октябрь	95	0,39	0,41
Ноябрь	75	0,24	0,33

Из таблицы видно близкое схождение данных разведки и эксплуатации. В случае применения любого метода теоретического

объема было бы получено при разведке резко заниженное содержание.

Высказывалось мнение, что столь близкое совпадение в данном случае получено из-за отсутствия крупного золота и что по другим россыпям контрольная шурфовка давала более низкое содержание, чем подсчитано методом фактического веса. В действительности расхождение данных бурения и шурфовки по другим россыпям скорее всего объясняется малым числом шурфов, число же скважин с содержанием, более высоким, чем в шурфах, приблизительно равно числу скважин с содержанием, меньшим, чем в шурфах. Следовательно, можно считать, что систематического заметного занижения весовой метод подсчета не дает.

Основные возражения против весового метода сводятся к утверждению, что удельный (объемный) вес пород в целом сильно колеблется. Л. Шаманский указывает, что вес кубической сажени песка равен 760—1150 пудам (удельный вес 1,2—1,9), глины 950—1120 пудам (удельный вес 1,75—1,86), песка, смешанного с гравием, 1100 пудам (удельный вес 1,81), ила жидкого 725—970 пудам (удельный вес 1,2—1,72), песка с глиной 1500—1600 пудам (удельный вес 2,5—2,66)¹. В. В. Анфимов, возражая против принятого Першиным удельного веса 2, приводит удельные веса по Корзухину [7]: чернозема 0,81—0,84, гравия, смешанного 1,6, песчано-глинистого грунта 2,53—2,70. Легко показать, насколько неверны удельные веса ряда пород, приводимые Л. Шаманским и В. В. Анфимовым. Удельный (объемный) вес пород должен относиться к породам в целом к естественной влажности. Совершенно очевидно, что сырой чернозем не может иметь удельный (объемный) вес 0,81—0,84, ибо он тонет в воде (удельный вес больше 1). По Хютте [32], удельный вес 1,67—1,85 свойствен свежевырытым, т. е. разрыхленным глинам. Несомненно, что песок с глиной, даже при полном насыщении водой, не имеет удельного веса 2,5—2,6, ибо таков удельный вес плотного гранита. Также неверно, что сырой песок или жидкий ил имеют удельный вес 1,2. В случае абсолютно сухого песка при его удельном весе 1,2 пористость должна быть 52%, что невероятно. Опыты на Шумиловской оловянной россыпи показали, что объемный вес песков равен 1,8—2. В Таракской россыпи по опытам удельный вес речников и песков при естественной влажности оказался 2,03—2,06 (по Старкову, В.).

В общем, удельный вес подавляющего большинства сырых пород (глин, глинистых песков, песка и глины с галькой) колеблется в пределах от 1,8 до 2,2—2,3. Принимая объемный вес сырой породы в целом равным 2, мы допустим погрешность не более 10—13%; такая погрешность может считаться вполне допустимой.

¹ Удельный вес подсчитан нами.

Наконец, если по составу проходимой породы видно, что удельный вес в целике больше или меньше 2, то целесообразно для подсчета сделать экспериментальное его определение.

Экспериментальные определения, сделанные в 1940 г. на Тараской монацитовой россыпи, показали, что объемный вес торфов и песков существенно различен. Опытные определения позволили более точно подсчитать запасы.

При определении объемного веса необходим самый тщательный замер выработанного пространства.

Таким образом, возражения против весового метода нельзя признать основательными. Этот метод, проверенный опытами у нас и применяемый в заграничной практике, должен быть признан наиболее точным и заслуживающим использования в практике. Он несколько хлопотлив, что ставит вопрос о необходимости увеличить интервал опробования.

Второй недостаток метода взвешивания заключается в том, что влажность пробы после отстаивания и сливания воды все же обычно больше естественной влажности пород в целике. В связи с этим содержание металла будет несколько занижено. Но, как показывают опыты, это занижение содержания несущественно, и погрешность, конечно, гораздо меньше, чем при методе Шаманского.

Несколько повышенная затрата времени при применении этого метода, конечно, ограничит его применение.

Мы не останавливаемся на подсчете содержания золота по скважинам по методу С. Подьяконова [16]. Этот метод искусственно резко занижает содержание. Его ошибочность выяснена многими авторами и установлена при разведке на Алдане. Кроме того, он чрезмерно сложен в отношении расчетов.

Выводы по опробованию скважин. Из рассмотрения условий опробования россыпей при бурении и методов определения количества материала, поступившего в пробу, должны быть сделаны выводы, важные в практическом отношении:

1. Вследствие неравномерности распределения ценных компонентов, и особенно золота, в россыпях, результаты опробования скважинами могут содержать значительную случайную погрешность. Случайная погрешность может привести как к преувеличению, так и к занижению среднего содержания в россыпи.

2. Из-за стремления золота и других тяжелых минералов опуститься при желонении вниз, нередко при разведке искажается мощность продуктивного пласта и занижается содержание ценных компонентов. Таким образом, если исключить влияние случайной погрешности и производить точное определение количества материала в пробах, то данные буровых работ несколько преуменьшают содержание ценных компонентов и их запас в россыпи.

Во всех случаях необходима проходка контрольных шурфов, число которых зависит от равномерности россыпи, характера зо-

лота, содержания золота и ряда других причин. Задача шурфов состоит не только в контроле правильности определения содержания металла по скважинам, но также в контроле правильности определения положения плотика и мощности пласта.

3. Подсчеты, произведенные по теоретическому объему, резко занижают содержание ценных компонентов в россыпи и не должны применяться ни при бурении станком Кийстон, ни при бурении станком Эмпайр.

Только в скважинах, пройденных невьянским буром, можно объем извлеченной породы подсчитывать по осадке и внешнему диаметру башмака.

4. Подсчет содержания по скважинам должен производиться по методу фактического объема посредством замера объема породы в мерном цилиндре. Полученный замером в цилиндре объем должен быть уменьшен на величину разрыхления (10—15%).

Наиболее точным методом определения количества породы в пробах должен считаться метод взвешивания. Для перевода веса породы на объем учитывается удельный вес сырой породы в неразрыхленном состоянии, определяемый опытным путем (выемкой, замером и взвешиванием породы). В подавляющем большинстве случаев удельный вес может быть принят равным 2. Метод взвешивания выжелоненной породы может служить для определения степени разрыхления при подсчете по методу фактического объема.

5. При бурении в глинистом грунте, где извлечение породы производится буровой ложкой или змеевиком, определение объема выжелоненной породы можно производить по высоте столбика и внутреннему диаметру труб (метод Шаманского).

Некоторые авторы принимают метод теоретического объема и метод Шаманского потому, что занижение содержания при разведке служит страховкой переоценки россыпи. Опасение переоценить и честь непромышленную россыпь за промышленную вполне резонно; но нельзя, исходя из этого соображения, слепо занижать содержание.

6. Иванов, А., Ручной вращательно-ударный бур невянского типа и возможности его применения в настоящем и будущем, «Горный журнал», 1928, № 6.
7. Корзухин, И., Горноразведочное дело, 1908.
8. Максимов, П. Н., Опыт шлиховой работы Такфонской партии ТПЗ «Разведка недр», 1926, № 11.
9. Меньшиков, Ю. И., Уменьшение потерь золота при бурении «Советская золотопромышленность», 1932, № 8.
10. Меньшиков, Ю. И., Улавливаемость металла при буровой разведке россыпей (опыт анализа техники бурения), «Советская золотопромышленность», 1934, № 9—10.
11. Минеев, А. О., К разведкам на россыпное золото, Сборник трудов Всесоюзного треста «Золоторазведка», вып. I, 1935.
12. Михеев, Н. С., Разведка россыпей 20" буром, «Уральский техник», 1928, № 10.
13. Мочалов, И. З., Из практики канатного бурения кийстоновским буром, «Золото и платина», 1910, № 14, 15, 17.
14. Норман, Л., Уимлер, Подсчет запасов по буровым скважинам «Золото и платина», 1930, № 2.
15. Першин, П., О методах подсчета содержания золота в буровых скважинах, «Горный журнал», 1929, № 5.
16. Подьяконов, С. А., Новый аналитический метод подсчета буровых скважин на россыпных месторождениях, «Горный журнал», 1928, № 2.
17. Подьяконов, С. А., Разведка золотых россыпей бурением, «Горный журнал», 1904, № 9.
18. Прокопьев, Е. П., Опробование золотых россыпей в теории и на практике, «Горный журнал», 1925, № 8.
19. Постников, Л. Н., Поиски и разведка россыпных месторождений редких металлов в Забайкалье, «В помощь геологу, разведчику Восточной Сибири», Иркутск, 1939.
20. Резолюции Всесоюзного совещания по технике и методике геологоразведочных работ, ВСЕГЕИ, 1940.
21. Рейборн, К., Мильнер, Г., Поиски и разведка аллювиальных месторождений, ОНТИ, 1933.
22. Редфорд, Разведка площадей для дражных работ, «Золото и платина», 1909, № 21.
23. Рыцк, Е., Результаты опытов с бурами Эмпаир и Кийстон, «Россыпи и руды», Иркутск, 1931, № 2—3.
24. Селиховкин, В. В., Разведка и разработка россыпных месторождений, ОНТИ, т. I, 1936.
25. Сигов, А. П., Промывка шлихов при геологоразведочных работах «Советская золотопромышленность», 1937, № 3.
26. Смит, А. К., К вопросу о разведке золотоносных россыпей посредством буровой машины Кийстон, «Золото и платина», 1912, № 16.
27. Солодовников, М. В., Лоток с нарифлениями на плоскости слива, «Разведка недр», 1939, № 4—5.
28. Гихонов, Приспособление для опораживания и промывки желонки, измерения выжелоненной породы и промывки проб, «Золото и платина», 1930, № 3.
29. Фраулиб, Геология Малайского полуострова, «Иностранная техника», 1937, № 3.
30. Харитонов, П. А., Промывка на лотке, «Советская золотопромышленность», 1935, № 5.
31. Хатчинс, Разведка золотых россыпей механическими буровыми инструментами, «Золото и платина», 1915, № 11, 12.
32. Хютте, т. 2, стр. 980—983.
33. Шаманский, Л. Н., О методах подсчета содержания золота по данным буровых скважин, «Золото и платина», 1930.

34. Шаныгин, П. И., По поводу статьи инж. Минеева «К разведке россыпного золота», Сборник трудов Всесоюзного треста «Золоторазведка», 1935, вып. I.
35. Brodigen, Выступление в дискуссии по докладу Lake, Bull. of the Institution of Mining and Metallurgy, № 333, 1932.
36. Dawson, E. H., Drilling results and dredging returns, Eng. and Min. Journal, vol. 113, 1922.
37. Gardner, Ch. W., Drilling results and dredging returns, Eng. and Min. Journal, vol. 112, № 17, 18, 1921.
38. Grant, W. H., Valuation of placer deposits, Eng. and Min. Journal, vol. 113, № 8, 1922.
39. Jackson, Ch., Small Scale Placer Mining Methods, U. S. Bureau of Mines, Technical Paper, 591, 1938.
40. Lake, P. R., Systematic Sampling of Alluvial Deposits by Banca Drill, Bull. of Institution of Mining and Metallurgy, № 332, 1932.
41. Prommel, W. C., Sampling and Testing of a goldscheelite placer deposit in the Mojave Desert, Calif. U. S. Bureau of Mines Information Circular, 6960, 1937.
42. Prospecting up to Date Mining and Metallurgy, vol. 20, № 388, 1939.
43. Pryor, E. J., Some Sources of Error in Alluvial Boring, Trans. of the Institution of Mining and Metallurgy, 1929.
44. Rumbold, Valuation of Alluvial Deposits, Trans. of the Institution of Mining and Metallurgy, 1929.
45. Vandenburg, W. O., Methods and Costs of Milling Ferberite Ore at the Wolf Tongue Concentrator, Niderland Boulder Country, Colo, U. S. Bureau of Mines I. C., 6685.
-

**ОПРОБОВАНИЕ КОРЕННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПРИ РАЗВЕДКЕ И ЭКСПЛУАТАЦИИ**

ГЛАВА XIII

ОПРОБОВАНИЕ СКВАЖИН КОЛОНКОВОГО БУРЕНИЯ

В русской литературе основные вопросы методики опробования буровых скважин впервые освещены Н. И. Трушковым [10] и В. М. Крейтером [6], работы которых в последующем с некоторыми дополнениями были использованы авторами нескольких учебников [1, 2, 7, 9]. Все эти работы написаны в период, когда еще не было достаточного опыта опробования при дробовом бурении. За последние годы выполнены экспериментальные работы и накоплен материал, позволяющий исследовать и осветить особенности опробования скважин при дробовом бурении.

Колонковое бурение в большинстве случаев имеет целью получать пробы для химического анализа. Р. Д. Лонгир [22] считает, что правильно отобранная при алмазном бурении проба равноценна бороздовой, но более точна. Ни одна бороздовая проба не может быть отбита так ровно, как цилиндр, выбуренный при алмазном бурении.

При колонковом алмазном или суррогатном бурении получается керн, извлекаемый при подъеме бурового снаряда, и буровая мусть, выносимая промывной водой. При дробовом бурении получается шлам, осаждающийся в шламовой трубе. Керн и мелкие продукты бурения составляют части пробы, получаемой при бурении.

При дробовом бурении кольцевое пространство между короной и стенками скважин шире, и соответственно больше получается шлама и мути, чем при алмазном или суррогатном бурении.

Керн наиболее ценен для разведки. Его используют не только для отбора проб, но и для наблюдения над характером рудного тела, а иногда как материал для технологических испытаний.

При разведке дробовым бурением железорудных месторождений в анализ передается только керн; шлам и мусть сильно засорены фосфором и железом из фосфористого чугуна буровой дроби и поэтому для опробования непригодны. Перед отправкой в анализ буровой керн должен быть тщательно осмотрен и очищен от врезавшейся в него буровой дроби.

Высокий выход керна благоприятно отражается на ходе бурения и, как мы увидим далее, повышает точность опробования.

Выход керна зависит, с одной стороны, от характера проходящих пород и, с другой, — от технических приемов в процессе бурения.

Одним из главных факторов, влияющих на линейный выход керна, особенно при дробовом бурении, является диаметр бурового снаряда.

В табл. 15 сведены данные о выходе керна, собранные М. А. Шибиковым по большому числу скважин на Коунрадском месторождении.

Таблица 15

Диаметр бурового снаряда мм	Линейный выход керна %/с	Диаметр бурового снаряда мм	Линейный выход керна %/о
115	81	75	55
101	69	65	42
85	61	55	54

Из табл. 15 следует, что выход керна резко падает с уменьшением диаметра скважины. Поэтому для обеспечения высокого выхода керна необходимо бурить по рудному телу при возможно большем диаметре снаряда.

Некоторое влияние оказывает также режим бурения.

Сильная промывка не только приводит к размыванию слабых пород, но под давлением сильного потока воды дробь и мелкие обломки керна создают преждевременное заклинивание и тем способствуют истиранию керна. Поэтому ради сохранения керна не следует допускать слишком сильной промывки в процессе бурения. При бурении по сильно размываемым породам применяют бурение с двойной колонковой трубой, с колонковой трубой, снабженной распылителем, или бурят, затирая всухую [5].

Чрезмерно частое поднимание и опускание бурового снаряда понижает выход керна, так как при этом вываливаются кусочки керна из колонковой трубы и истираются в забое скважины.

Выход керна, по Лонгиру [22], понижается также от вибрации буровых штанг. По его мнению, вибрация может быть уменьшена, если буровой станок содержать в полном порядке, ускорить вращение, изменить давление на забой. Более медленное продвижение и выбор соответствующей скорости вращения и давления на колонну значительно увеличивают выход керна при бурении по мягким трещиноватым породам.

Длина интервала, пробуриваемого за один цикл подъема снаряда, является одним из важных факторов, влияющих на выход керна. В некоторых руководствах указывается, что для увеличения выхода керна необходимо делать подъемы возможно чаще. В отдельных работах рекомендуется с этой целью делать подъемы через 0,5 м.

М. А. Шibaков при работе на Коунрадском месторождении собрал материал, характеризующий зависимость линейного выхода керна от длины интервалов, пробуриваемых за один цикл (табл. 16).

Таблица 16

Длина интервалов м	Пробурено м	Линейный выход кернa %
0,25—0,50	951	68
0,51—0,75	2238	66
0,76—1,0	4920	64
1,01—2,0	8618	58
Более 2,0	2613	38

Из таблицы следует, что при колебании длины пробуренных интервалов от 0,25 до 1 м линейный выход керна убывает очень мало (всего на 4%).

Малые интервалы, пробуренные за один цикл, вероятно, соответствуют более крепким, труднобуримым породам и, наоборот, большие интервалы — более мягким породам. Если это учесть, то можно считать, что при колебании длины интервала от 0,25 до 1 м выход керна остается практически стабильным.

Поэтому при разведке мощных залежей нет оснований принимать интервал, пробуриваемый за один цикл, менее 1 м, если это не диктуется требованием более дробного секционного опробования рудного тела. Это вывод, сделанный на материалах Коунрада, важно проверить на других месторождениях.

На выход керна оказывает влияние и тип бурения. При алмазном и суррогатном бурении диаметр керна всего на 1—2 мм меньше внутреннего диаметра коронки. При дробовом бурении диаметр керна на 8—10 мм меньше внутреннего диаметра дробовой коронки. Истирание, уменьшение диаметра керна при дробовом бурении уменьшает объемный и линейный выход керна. В современной практике применяется бурение крупной дробью и засыпка дробы большими порциями. Это целесообразно при бурении по пустым породам, но понижает выход керна.

Для увеличения выхода керна при проходке по рудному телу рекомендуется бурить мелкой отсортированной дробью и засыпать

ее большими порциями, чтобы избежать заклинивания керна [11]. Еще больше способствует повышению выхода керна применение двойных колонковых труб.

Рассмотрим последовательно стадии опробования продуктов бурения.

1. Опробование керна

Керн, поднятый после проходки намеченного интервала, укладывается в керновые ящики (фиг. 28).

Для опробования используют либо весь керн, либо его половину. Раскалывание керна производится вдоль его оси и поперек слоистости или поперек рудных прожилков с таким расчетом, чтобы обе половины керна имели, по возможности, одинаковое содержание ценных минералов. Мелочь, образующаяся при раскалывании керна, обязательно делится на две равные части, одна из них поступает в пробу, другая — остается в архиве.



Фиг. 28. Ящики для керна



Фиг. 29. Кернокол

Раскалывать керн наиболее удобно с помощью кернокола (фиг. 29). При отсутствии кернокола эта операция может быть выполнена обычным зубилом на обрезке дерева, по верхнему срезу которого с помощью пилы делают прямоугольную выемку для керна.

В нашей практике принято раскалывать керн, одну половину его оставлять в архиве и вторую — направлять в химический анализ. Это не всегда необходимо. Ценный компонент распределяется в половинах керна неравномерно, поэтому надежность отобранной таким образом пробы понижается.

Некоторые американские компании предпочитают передавать в анализ керн целиком. Такой метод практикуется на медном руднике Моренси-Бранч, Аризона [26], на свинцово-цинковом руднике № 8 в юго-восточном Миссури [28].

Другие рудники (например Кананея, Мексика) [14] в архив отбирают небольшие кусочки керна, наиболее представляющие руду; остальная часть передается в химический анализ.

При последнем способе, несомненно, проба будет более надежной, но его можно придерживаться только в случаях, когда сохранение половины керна не вызывается необходимостью.

Если рудное тело переходит в пустые породы постепенно, то граница, с которой следует начинать регулярное опробование, может быть установлена либо качественным анализом, либо промывкой мути на лотке или ковше [29]. С этой целью промывку мути на лотке применяли некоторые компании в Америке [21].

При разведке Джекказгана (по сообщению К. И. Сатпаева) керн прочерчивался с помощью иглы, армированной победитом. Небольшое количество порошка, получавшегося при прочерчивании, поступало в приближенный быстрый анализ, выполнявшийся растворением медных минералов в кислоте с последующим добавлением аммиака. По окрашиванию раствора устанавливали присутствие меди в руде. В химический анализ передавали только те интервалы керна, в которых аммиачным качественным анализом устанавливались признаки присутствия меди. С этой же целью могут найти применение капельный и спектральный методы анализа.

Такими простыми приемами можно резко сократить число химических анализов.

2. Сбор шлама и мути

При дробовом бурении объем шлама и мути значительно больше объема керна. Он составляет более 60—70% от их общего объема. Кроме того, керн преимущественно истирается по наиболее слабым прослойкам рудного тела, минерализация которых иногда значительно отличается от минерализации крепких прослоек. Поэтому содержание в керне часто отличается от содержания в шламе и мути и от действительного содержания компонентов в руде. Погрешность, как правило, имеет систематический характер: в одних условиях постоянно в сторону преувеличения, в других — постоянно в сторону преуменьшения. Систематическая погрешность обратно пропорциональна линейному выходу керна. Поэтому опробование шлама и мути всегда полезно, а при линейном выходе керна менее 70—75% — обязательно. Только в случае равномерных и однородных руд при выходе керна 70—75% можно обходиться без опробования шлама и мути.

Если есть особые основания ожидать систематической погрешности, то необходимо собирать и анализировать шлам даже при извлечении керна 90—95%. Примером этому является Никитовское месторождение, где киноварь сосредоточена в виде примазок и тонких прожилков в трещинах среди кварцевого песчаника. Разделение керна на плашки при бурении происходит по естест-

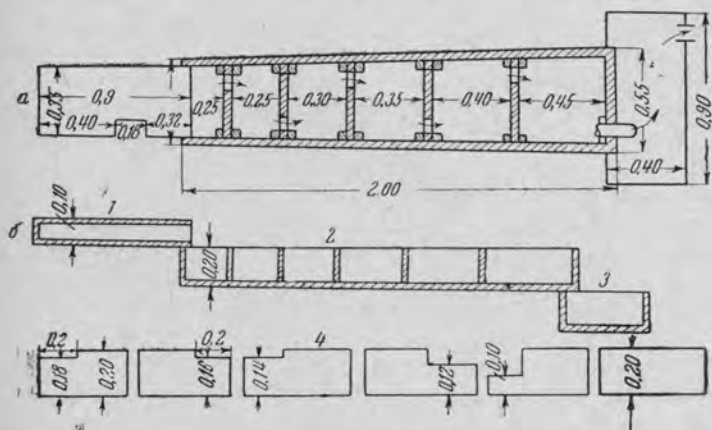
венным трещинам, и даже при легком трении соседних плашек хрупкая киноварь истирается. В таких или в подобных условиях извлечение и анализ мелких продуктов бурения обязательны даже при почти полном выходе керна.

Тщательность и полнота сбора мути и шлама — обязательные условия надежного опробования. В связи с этим следует рассмотреть, каких величин могут достигать потери мути и какое влияние эти потери способны оказать.

М. А. Шибиков проделал опыты с целью определения относительного количества мути, собираемой на Коунраде обычно небольшим ящиком. Для этого ящики были поставлены последовательно. Опыты показали, что в первом ящике осаждается только 68%, во втором 16%, в третьем 10% и в четвертом 6% всей собранной мути. Очевидно, сбор буровой мути одним простым ящиком является неудовлетворительным и не должен применяться в практике.

В практике пользуются несколькими методами.

1. Для сбора буровой мути можно рекомендовать ящик-жолоб с перегородками, применявшийся в Алмалыке и в других местах. Он изображен на фиг. 30.



Фиг. 30. Эскиз жолоба и ящиков для сбора шлама и мути:

а — вид сверху (схема); б — вид сбоку; 1 — корыто; 2 — жолоб; 3 — ящик; 4 — перегородки жолоба

Собирают буровую мусть из жолоба с перегородками буровые рабочие. Перегородки последовательно вынимают, начиная с верхнего конца ящика, и воду осторожно сливают. Осевшую мусть собирают совком в железные противни (для последующей просушки) или в мешки. Мусть, застрявшую в углах верхних отделений, последовательно смывают в следующее отделение.

Полного сбора мути здесь осуществить не удастся. М. А. Шабатов при бурении на Коунрадском медном месторождении анализировал мусть, оседавшую в трех последовательно поставленных отстойных ящиках. Опыты показали только весьма слабое, несущественное обогащение медью более крупной мути, осевшей в первом ящике, по сравнению с более мелкой мутью, осевшей в последующих ящиках.

Учитывая, что потери мути в таком жолобе с перегородками не превышают 10—15%, следует считать, что погрешность будет ничтожной.

Л. Д. Купер [23] в дискуссии по работе Мэтсона и Уэлса сообщил, что при испытании ящика для сбора буровой мути при разведке железных руд в районе Мичиган сбор буровой мути был равен 84%; 14% осаждалось в бочках. Однако содержание железа в материале, собранном в ящике, только на 0,012% отличалось от среднего содержания его во всей мути. Лонгир указывает на несколько большую разницу (1,01% Fe).

Таким образом, содержание полезного металла в собранной мути, повидимому, мало отличается от среднего содержания во всей мути. Сбор 85—90% мути обеспечивает точное опробование.

2. Из других способов, сравнительно редко применяемых в нашей практике, можно указать сбор мути в нескольких чанал, бочках или полубочках [16]. Выходящая из скважины промывная вода направляется в первую бочку, после ее заполнения во вторую и т. д. После отстаивания мути воду из первой бочки выливают при помощи сифона и в нее снова направляют мусть. Эти операции продолжают до пробуривания намеченного интервала.

Такой способ обеспечивает полный сбор мути, но он громоздок и особенно неудобен при использовании оборотной воды для промывки. Лонгир считает данный способ наиболее надежным и указывает, что при разведке медных месторождений в Аризоне он дал исключительно хорошие результаты, даже при малом выходе зерна.

3. При способе фильтрации воду из обсадных труб направляют через колено в широкую трубу с навинченной к концу ее крестовиной, к трем свободным концам которой прочно привязывают три джутовых мешка. Вода отфильтровывается и уходит, а грязь садится в мешках, затем просушивается [15]. Джут может быть заменен другой подходящей тканью.

Сбор буровой мелочи посредством процеживания мути через мешки из ткани редко применяют в практике разведки месторождений металлических руд, поскольку в обычных случаях достаточно отсадка в жолобе с перегородками.

Фильтрация через мешок существенно лучше других способов при разведке месторождений самородной серы, которая легко выкрашивается из зерна, имеет малый удельный вес и высокую способность флотировать [3].

При дробовом бурении шлам из шламовой трубы вымывают с помощью шприца и помещают отдельно от мути до очистки его от частиц дробы с помощью магнита.

Мелочь просушивают на железных противнях на медленном огне.

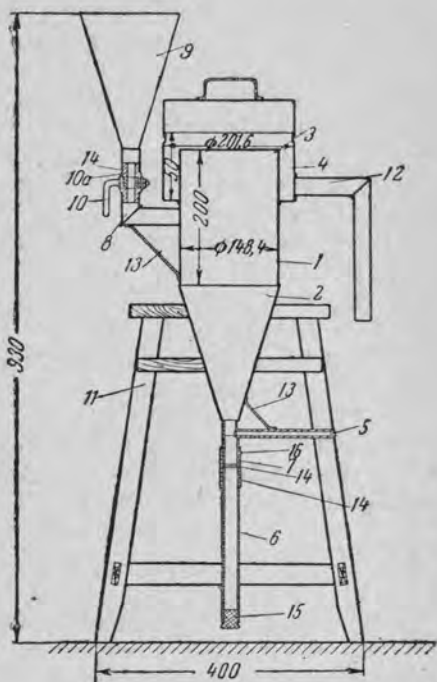
В настоящее время в практике дробового бурения начинают широко применять глинистую промывку. Добавление глины к шламу и мути, конечно, неблагоприятно отражается на результатах опробования. Поэтому при бурении по рудному телу следует обходиться без глинистой промывки и прибегать к обсадке трубами.

Но в ряде случаев, вследствие малого диаметра скважины, из-за отсутствия обсадных труб и обрушения стенок скважины глинистая промывка делается неизбежной. В этих условиях при благоприятных неглинистых породах возможно удалять глину из шлама и мути осторожным и тщательным отмучиванием ее в баках или ведрах.

Ф. А. Шамшев сконструировал прибор для отмыва глины от шлама.

Конструкция прибора (фиг. 31). Прибор состоит из цилиндра 1 и воронки 2, составляющих одно целое. Цилиндр 1 имеет съемную сетку 3 с отверстиями 0,1 или 0,25 мм. В верхней части цилиндра имеет резервуар 4 для сбора проходящей через сетку жидкости. Внизу конуса воронки 2 прикреплена трубка 5 для подвода чистой воды в прибор и стеклянная трубка 6 диаметром 25 мм, длиной 230 мм для сбора шлама. Трубка соединяется с воронкой при помощи ниппеля 7.

Для подачи в прибор глинистого раствора к цилиндру 1 при помощи трубки-угольника 8 прикреплена воронка 9. Подача жидкости регулируется краном 10. Прибор устанавливается на де-



Фиг. 31. Прибор для отмыва глины от шлама и мути (по А. Шамшеву):

- 1 — цилиндр; 2 — воронка; 3 — сетка (0,1—0,25 мм); 4 — резервуар; 5 — трубка; 6 — стеклянная трубка; 7 — ниппель; 8 — трубка-угольник; 9 — воронка; 10 — кран; 10а — корпус крана; 11 — подставка; 12 — отводная трубка; 13 — дно резервуара; 13а — распорка; 14 — резиновая прокладка; 15 — резиновая пробка; 16 — установочный винт

ревянной подставке 11, по конструкции напоминающей табуретку.

При перевозке прибор легко разбирается: воронка 9 и трубка 6 легко снимаются.

Монтаж и работа на приборе. Кран 10 вставляют нижним концом в трубку 8 с резиновой прокладкой, чтобы избежать протекания глинистого раствора. Так же присоединяют воронку 9 и стеклянную трубку 6.

К трубке 5 присоединяют шланг, по которому от насоса, водопровода или от бака, установленного выше прибора на 1,5—2 м, в прибор подается чистая вода.

Для отмыва шлама поступают следующим образом: взятый у устья выходящий из скважины глинистый раствор в объеме 0,5—1 л выливают в воронку 9 при закрытом кране 10. Затем через трубку 5 пускают воду и в это же время приоткрывают кран 10. Тогда в цилиндре 1 встречаются два потока: воды и глинистого раствора.

Встречным потоком воды частицы глины и шлама будут подхватываться и подниматься к сетке. Частицы, диаметр которых меньше отверстий в сетке, будут выноситься водой, а более крупные останутся в цилиндре 1.

Промывают до тех пор, пока из отводной трубки 12 начнет выходить чистая вода.

В трубке 6 сначала будут отлагаться крупные частицы, а затем начнут выпадать и более мелкие. Благодаря этому можно одну трубку без отъема от прибора использовать для отбора нескольких проб. После наполнения шламом трубку заменяют.

3. Очистка шлама от частиц дробы

Ни в нашей, ни в иностранной литературе совершенно не освещены вопросы о количестве металлического железа, которое при истирании дробы и дробовой коронки попадает в шлам, а также о способе полного удаления этого железа. Наблюдения показывают, что собственно муть заметно засорена тонко измельченными частицами дробы только при небольшой глубине скважин. На Коунраде засорение шлама дробью было равно 13,5—15%. На Алмалыке содержание дробы в буровой мелочи (шлам и муть) составило 10%. При бурении с засыпкой дробы большими порциями шлам еще больше засоряется дробью.

Для получения точных данных об истинном содержании ценных компонентов в мелких продуктах дробового бурения необходимо удалять добавленные при бурении дробь и железо, либо внести поправку на их присутствие. Существует несколько методов учета железа, примешанного в пробу.

Учет количества засыпаемой дробы. В. М. Крейтер [6] рекомендовал учитывать загруженную в скважину дробь по весу. Этот способ был предложен в самом начале применения

дробового бурения, когда опыта работы еще не было и когда нельзя было предусмотреть некоторые осложнения и трудности.

Во-первых, засорение железом происходит от истирания не только дробы, но и дробовой коронки. По наблюдениям на Алмалыке и Коунраде, при углубке на 1 м коронка истиралась на 0,02—0,06 м, т. е. давала, в зависимости от диаметра, 0,2—0,3 кг железа.

Во-вторых, в забое обычно находится не только загруженная в данный момент или в данную смену дробь, но также солидная ее порция, оставшаяся от более ранних загрузок. Все это показывает, что учет загружаемой дробы не дает удовлетворительных сведений о засорении шлама и мути железом.

Сепарация дробы. Наиболее просто и наиболее распространено извлечение дробы и металлических частиц простым магнитом или электромагнитом. Вообще удаление дробы — операция обязательная, ибо присутствие дробы портит дробильные машины. Магнитная сепарация дробы представляет трудоемкую работу, и ее следует производить после сокращения примерно до 1 кг просушенного шлама, собранного с одного интервала.

К сожалению, этот способ не целиком избавляет от вредного влияния загрязнения дробью, ибо железо и дробь начисто удалить не удается.

М. А. Шibaков проделал анализы содержания железа в керне и шламе после магнитной сепарации (табл. 17).

Таблица 17

№ проб	Содержание железа, ‰	
	в буровой мелочи после сепарации	в керне
50	6,25	2,33
55	6,70	3,01
56	3,06	2,06
59	2,92	2,40
60	4,16	2,96
62	3,79	3,35
63	3,90	3,24
68	4,58	4,07
69	2,98	2,00
В среднем 4,26		2,82

Эти данные показывают, что полного удаления железа магнитной сепарацией не достигается.

Вместе с частицами железа к магниту пристает порода в количестве не менее 50% от веса всей отсепарированной массы (по Шibaкову М. А.). Содержание меди в массе, приставшей к магни-

ту, часто оказывается близким к содержанию меди в шламе (табл. 18).

Таблица 18

№ лабораторных проб	Содержание меди в шламе %	В извлеченном сепарацией материале, %		
		Cu	Fe	нерастворимый остаток
69	0,69	0,49	36,62	50,64
70	0,69	0,52	32,63	59,48
71	0,69	0,53	38,80	53,38
72	0,69	0,53	31,02	54,20
65	0,42	0,34	34,56	52,46
66	0,42	0,36	37,16	52,43
82	5,86	1,13	54,93	32,46
86	5,86	1,50	33,47	56,44

Из цифр табл. 18 можно видеть, что между частицами чугуна и несущими медь минералами произошла реакция обменного замещения, и часть меди оказалась связанной с железом. В магнитной фракции содержится 50—40% руды и только 50—40% Fe.

Очевидно, магнитная сепарация в случае медных руд не может считаться идеальным методом очистки шлама от дробы, однако, лучшего способа для массового рядового опробования пока не предложено.

Определение свободного железа химическим анализом. Определение химическим анализом содержания в буровой мелочи свободного (металлического) железа является, хотя и дорогим, но наиболее верным и точным методом. Он пригоден для свежих проб, но не точен для проб, в которых при долгом лежании в сыром виде железо перешло в окись (ржавчину). Этот метод может найти применение и в качестве контрольного, а при небольшом числе проб по рудному телу — в качестве основного.

Необходимо ли анализировать отдельно шлам и мути при дробовом бурении?

По одному месторождению подвергли обработке анализы 80 скважин с целью выяснить, существует ли закономерная разница между содержанием меди в шламе и мути.

Результаты этих анализов приведены в табл. 19.

Как следует из таблицы, по всем зонам содержание меди в мути выше, чем в шламе. Причина кроется в добавлении в шлам железа от истирания дробы и дробовой коронки, удалить которое магнитной сепарацией полностью нельзя.

Раздельные анализы шлама и мути не избавляют от этой ошибки и не оправдываются необходимостью. Поэтому при дробовом

Таблица 1

Зона	Среднее содержание меди, ‰		Разница в содержании меди, ‰ муть богаче шлама
	в шламе	в мути	
Окисленная	0,81	0,87	0,06
Халькозиновая	1,02	1,09	0,07
Первичная сульфидная	0,29	0,37	0,08
Выщелачивания	0,13	0,16	0,03
	0,56	0,62	0,06

бурении, как правило, проба должна отбираться от смеси шлама и мути.

После просушивания, тщательного перемешивания шлам и муть сокращаются квартованием с помощью делителя Джонса или вручную на квартовальной доске. Сокращение можно производить только после того, как собран весь материал с целого интервала, подлежащего опробованию.

4. Подсчет среднего содержания по анализам керна и мути

Подсчет среднего содержания по скважине производится с учетом объемов керна и мути [27].

Пусть D — диаметр скважины, d — диаметр керна, L — длина пробуренного интервала, l — длина керна, V_k — объем керна, V_m — объем мути и шлама, V — общий объем керна и мути, т. е. всей скважины, C — среднее содержание металла по скважине, C_k — содержание в кернах, C_m — содержание в мути и шламе.

Тогда

$$C = \frac{C_k \cdot V_k + C_m \cdot V_m}{V} = C_k \frac{V_k}{V} + C_m \frac{V_m}{V};$$

$$\frac{V_k}{V} = \frac{l}{L} \cdot \frac{d^2}{D^2}$$

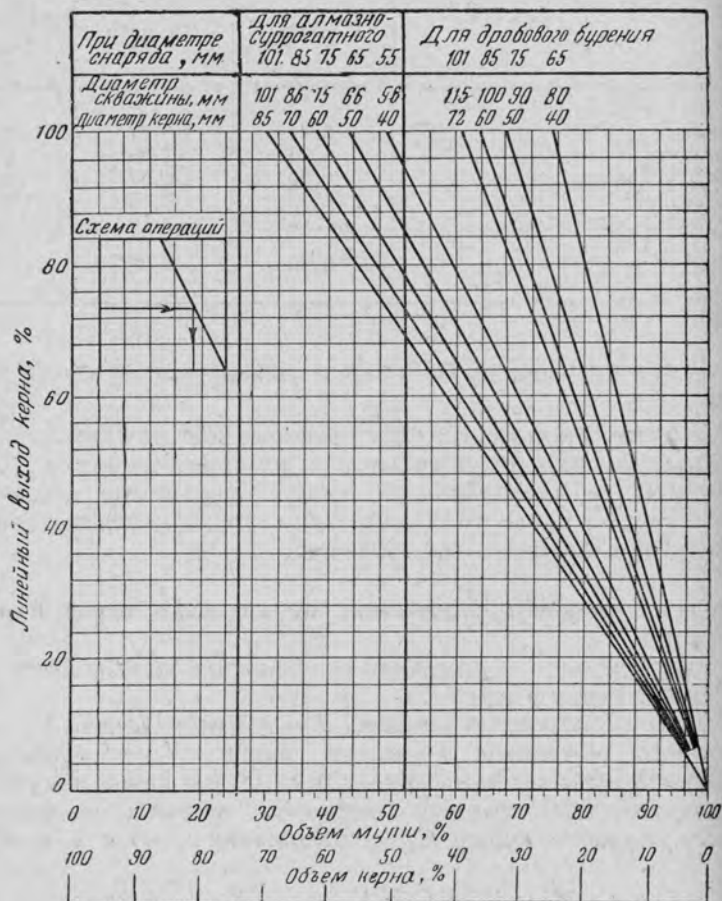
и

$$\frac{V_m}{V} = \frac{V - V_k}{V} = 1 - \frac{l}{L} \cdot \frac{d^2}{D^2}.$$

Отсюда:

$$C = C_k \cdot \frac{l}{L} \cdot \frac{d^2}{D^2} + C_m \left(1 - \frac{l}{L} \cdot \frac{d^2}{D^2} \right).$$

Для подсчета величин $\frac{l}{L} \cdot \frac{d^2}{D^2}$ и $\left(1 - \frac{l}{L} \cdot \frac{d^2}{D^2}\right)$ можно пользоваться диаграммой, приведенной на фиг. 32.



Фиг. 32. Диаграмма для определения выхода керна и мути

Здесь на координатной сетке нанесено восемь линий под углами, тангенсы которых равны $\frac{d^2}{D^2}$. Диаметры соответствуют стандартным размерам скважин алмазного и дробового бурения.

Для получения объемного выхода керна и мути в процентах поступаем следующим образом:

а) от точки, указывающей линейный выход керна в процентах, двигаемся по горизонтали вправо до пересечения с наклонной линией, соответствующей диаметру скважины и керна;

б) от точки пересечения двигаемся по вертикали вниз и здесь по шкале читаем объемный выход керна и муты в процентах.

Схема пользования диаграммой указана на чертеже. Точность определения выхода керна и шлама по диаграмме достаточна для практических целей.

5. Диаметр скважин и керна при дробовом бурении

При алмазном и суррогатном бурении диаметр скважин довольно точно определяется внешним и внутренним диаметрами коронки. При дробовом бурении ширина выбуриваемого кольца зависит от толщины стенок дробовой коронки, от диаметра дроби, от способа питания дробью, от характера проходимой породы. Обильное неравномерное питание крупной дробью приводит к увеличению диаметра скважины.

Диаметр керна может определяться непосредственным замером с помощью кронциркуля. Такой способ достаточно точен для практических целей. Более точно средний диаметр керна может быть определен измерением его объема погружением в мерную мензурку. В этом случае будут учтены неправильности в форме отдельных плашек керна.

Способов замера диаметра скважины на глубине не описано. Учитывая фактический материал, собранный М. А. Шибиковым на Коунраде и Алмалыке, можно при отсутствии собственных замеров для определения диаметра скважин пользоваться табл. 20.

Таблица 20

Диаметры дробовых скважин и керна при разных диаметрах буровой коронки

Диаметр, мм		
буровой коронки	скважины	керна
101	115	72
86	100	60
76	90	50
66	80	40

На диаграмме фиг. 32 нанесен объемный выход керна по данным табл. 20.

Диаграмма эта может быть легко пополнена проведением линий, соответствующих имеющемуся диаметру скважины и керна. Аналогичную диаграмму дает Лонгир [22]. Мэтсон и Уэлс

[23] рекомендуют производить подсчет по фактическому весу керна и мути.

В дискуссии некоторые американские инженеры высказали мысль, что метод Мэтсона и Уэлса приведет к неверным результатам.

Л. Д. Купер привел наблюдения, полученные при бурении на железные руды в районе Мичиган, где при извлечении мути, равном 84%, содержание металла в собранном материале отличалось только на 0,012% от содержания во всей мути в целом. Так как содержание металла в собранной мути близко к общему содержанию во всей мути, то правильнее расчет вести на теоретическое количество мути.

Джорелимон [20] указывает, что в Ахо (Аризона) подсчет проводился по теоретическому объему. При 30,3%-ном выходе керна было получено схождение с данными бороздового опробования в пределах 0,005% Си.

По его мнению, учет по весу будет давать резко искаженные результаты при большой потере мути, особенно при чередовании мягких истирающихся и твердых, идущих в керна, прослоев.

Лонгир и Мид [24] также считают неверным подсчет по фактическому выходу мути.

В некоторых русских руководствах указывается, что американцы производят подсчет среднего содержания по керну и мути по формуле:

$$C = \frac{C_k + C_m}{2},$$

где C — среднее содержание;

C_k — содержание в керна;

C_m — содержание в мути.

Возможно, что некоторые компании пользуются этой формулой, но американские инженеры считают это неправильным. Вообще, если уже решено муть и шлам принимать в расчет, то нужно их учитывать в соответствии с теоретическим объемом.

Опробование скважин проводится секционно интервалами, длина которых зависит от мощности, характера рудного тела и от требуемой детализации данных.

При разведке тонких рудных тел или залежей в один подъем керна может войти интервал, относящийся к рудному телу и к породам висячего и лежащего боков. Подсчет содержания по рудному телу применительно к этим условиям в нашей литературе не рассмотрен.

Если при разведке тонких рудных тел производится опробование шлама и мути, то отдельно в анализ передается:

а) керна по рудному интервалу,

б) керна по боковым породам,

в) шлам и муть от всего пробуренного интервала.

Для определения содержания ценных компонентов в шламе,

относящемся к рудному интервалу, необходимо произвести расчет по формуле:

$$C_1 = \frac{C_{1-2} \cdot M_{1-2} - C_k \cdot M_2}{M_{1-2} - M_2},$$

где C_1 — содержание компонентов в мути, относящейся к рудному интервалу;

C_{1-2} — содержание компонентов в мути по рудному интервалу и боковым породам вместе;

C_k — содержание в керне по боковым породам;

M_{1-2} — длина керна в рудном интервале и в боковых породах вместе;

M_2 — длина керна по боковым породам.

В этом расчете предполагается, что содержание в керне и шламе по боковым породам одинаково, так же, как одинаков и выход керна по руде и боковым породам.

Истирание керна различно для мягких и твердых прослоек в пределах одного подъема. Содержание металла также будет существенно различно для твердых и мягких прослоек.

В некоторых случаях существенно важно хотя бы приближенно определить содержание металла отдельно в твердых прослойках, сохраняющихся в виде керна, отдельно в мягких, истирающихся в шлам и муть.

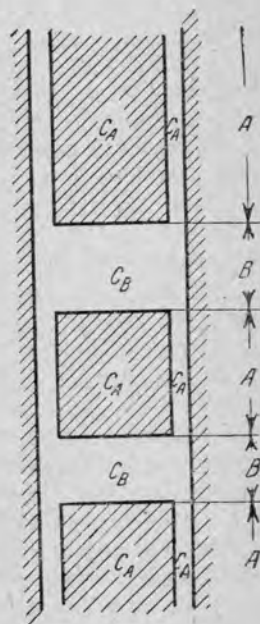
Уэллер с успехом применял такой расчет в практике разведки месторождения рассеянных золотых руд в риолит-порфирах в Round Mountain [32].

Уэллер исходит из предположения, что часть мути, соответствующая сохранившемуся керну, имеет одинаковое с ним содержание. Иначе говоря (фиг. 33), на интервалах A , соответствующих полному выходу керна, содержание в керне и в мути одинаково (C_A). На промежутках B , где kern истерт (интервалы B , фиг. 33), муть имеет иное содержание C_B , отличающееся от среднего содержания во всей мути и в керне.

Это предположение, являющееся, разумеется, условным, позволяет рассчитать, каково же содержание на интервале B .

Из опубликованных Уэллером данных легко видеть, что расчеты проводятся по формуле:

$$C_B = \frac{V \cdot C_V - V_A \cdot C_A}{V_B},$$



Фиг. 33. Схема распределения мути по содержанию металла

- где V — теоретический вес или объем шлама и мути, полученный со всего пробуренного интервала;
 V_A — теоретический вес или объем шлама и мути, полученный из кольцевого пространства, соответствующего сохранившемуся керну;
 V_B — теоретический вес или вес шлама и мути, полученный с интервалов, где керн истерт;
 C_V и C_K — соответственно содержание металла во всей мути и в керне;
 C_B — содержание металла в мути из тех интервалов, где керн целиком истерт.

Величины V , V_A и V_B легко вычислить, зная длины интервалов и диаметры керна и скважины.

В случае близкого схождения между анализами керна и мути нет нужды производить такой расчет. Но при резкой разнице он может привести к более отчетливой и полной интерпретации результатов бурения и помочь обратить внимание на присутствие богатых прожилков, соответствующих истертым интервалам либо оставшейся части керна. В частности, на Round Mountain аналогичный расчет установил наличие богатых золотом слабых полос, стирающихся при бурении.

В отдельных случаях таким способом может быть получено отрицательное содержание, что, понятно, указывает на приближенность метода и на неравномерность распределения металла в руде.

Если производится опробование не только керна, но и шлама и мути, то границы отдельных интервалов должны совпадать с подъемами. При этом не всегда необходимо анализировать материал каждого подъема; иногда целесообразно объединять несколько подъемов в один интервал. Для всего интервала вычисляется средний выход керна и мелких продуктов бурения — шлама и мути.

При разведке мощных пластообразных залежей типа медных порфириновых руд в американской практике принято производить опробование по полутораметровым интервалам, вполне обеспечивающим необходимую для проектирования детализацию сведений. При опробовании медных порфириновых месторождений в Советском Союзе (Коунрад, Бошекуль, Алмалык) производился анализ по отдельным подъемам в 0,5—0,7 м и даже меньше, что излишне удорожало разведку.

При менее мощных телах, в которых содержание металла в руде изменяется от всячего бока к середине и к лежащему боку, опробование производят интервалами 0,5—1 м и даже меньше.

На Джезказганском месторождении содержание меди в руденелом песчанике визуальным способом определить трудно. Требуется детальное опробование не только для установления общих границ промышленного оруденения по мощности, но и для выделения богатых руд. Поэтому при опробовании отдельные подъемы керна делят на интервалы 0,25—0,50 м.

На Тырнаузском месторождении, где при большой мощности скарнов можно визуальнo выделить интервалы с приблизительно одинаковой степенью минерализации, керн нескольких подъемов объединяется в интервалы длиной 1—5 м, характеризующиеся одинаковым содержанием молибденита и одинаковым минералогическим составом.

6. Погрешности при опробовании скважин. Осыпание пород

Осыпание стенок скважины приводит к резкому искажению результатов опробования. Примером погрешности такого рода может служить описанный Х. Л. Ботефордом [13] случай на железном руднике Верхнего Озера, где скважина прошла следующие напластования:

- а) мягкий сланец и пирит от глубины 43,5 до 64,6 м;
- б) полосчатую руду и роговик от глубины 64,6 до 144 м;
- в) мягкую железную руду от глубины 144 до 152 м;
- г) черные сланцы от глубины 152 до 183 м.

Керн в мягкой железной руде содержал на 5—8% больше железа, чем соответствующие шламы и мути. В керне были установлены только следы серы, а в шламе содержание серы было равно 0,36%. Керн из залегающих ниже сланцев содержал 5,1% Fe, а буровой шлам 40—50%.

При подвешивании буровых штанг и вращении их в скважине с нормальной скоростью в течение времени, необходимого для пробуривания нормального интервала, было получено почти столько же буровой мути, что и при обычной углубке скважины.

Этот опыт показывает, насколько большое «подсаливание» буровой мути может происходить за счет подскабливания стенок скважины буровыми штангами.

Еще более резкое искажение содержания меди в шламе и мути установлено М. А. Шибиковым при опробовании скважин дробового бурения на Алмалыкском медно-порфировом месторождении, где окисленная зона с высоким содержанием меди сменяется зоной убогих выщелоченных пород, а последние — зоной вторичного сульфидного обогащения с высоким содержанием меди.

В скважинах, пробуренных без изоляции зон различного состава обсадными трубами, наблюдалось следующее:

1. В зоне окисленных промышленных руд содержание в шламе на 47% ниже, чем содержание в керне. Обоеднение шлама, очевидно, происходило за счет осыпания убогих выщелоченных пород верха окисленной зоны и наносов.

2. В смешанных сульфидно-окисленных рудах, также за счет осыпания убогих выщележащих пород, содержание в шламе оказалось на 40% ниже, чем в керне.

3. В первичных убогих рудах, перекрытых богатыми халькозиновыми рудами, шлам на 44% богаче керна, что обусловлено осыпанием богатой руды халькозиновой зоны.

В меньшей степени такое «подсаливание» наблюдалось и на Коунрадском месторождении.

Искажение содержания происходит также и в случае потери мути. Мэтсон и Уэлс [23], исходя из практики разведки в Северной Родезии, считают необходимым производить обсадку труб в случае утечки воды свыше 5%. Они экспериментально установили, что извлечение мути при алмазном бурении падает быстрее, чем падает возврат промывной воды, вследствие более медленного поднятия частиц породы по сравнению со скоростью потока воды и оседания их в трещинах.

Для борьбы с загрязнением мелких продуктов бурения обвалившейся сверху породой необходимо своевременное опускание обсадных труб. При разведке медных порфировых месторождений Санта-Рита вращательным бурением различные зоны обязательно изолировали, опуская обсадные трубы [29]. При ударном бурении в Юта-Коппер [13] с самого начала разведки было выработано правило не проводить ударной скважины более чем на 15 м вперед по отношению к обсадным трубам.

Запаздывание мути. В практике часто отмечается запаздывание мути, т. е. выход ее на поверхность значительно позднее подъема керна с того же интервала. Запаздывание измеряется несколькими метрами и нередко достигает 10 м и более.

Это явление объясняется тем, что частицы мути поднимаются значительно медленнее потока воды и достигают поверхности после пробуривания нескольких следующих интервалов.

Запаздывание мути свойственно алмазному бурению, но еще более проявляется при дробовом бурении, когда кольцевое выбуренное пространство особенно велико.

Томсон [27] описывает явление, наблюдавшееся им при бурении четырех скважин в районе Поркьюпайн, в Онтарио. Рудное тело содержало золотосные кварцевые прожилки и линзы в сланце, причем самый сланец был незолотосным.

При бурении керн, извлекаемый на интервале 1,5 м, часто состоял только из коротких кусочков кварца общей длиной 20 см. Содержание золота в буровой мути не соответствовало более богатым секциям керна, содержащая золото муть показывалась при бурении скважины на 1,5—3 м глубже. Данные, показывающие запаздывание буровой мути, приведены в табл. 21.

Таблица 21

№ скважины	Глубина скважины, м	Запаздывание мути, м
1	107	4,5
2	235	7,5
3	218	4,5
4	385	11,7

Запаздывание золотосодержащей мути, как видно, было грубо пропорционально глубине пересечения руды. Томсон объясняет запаздывание слабой промывкой. Скорость подъема воды была 15—20 см/сек. Теоретически для поднятия кварцевой частицы диаметром 0,2 мм с глубины 210 м требуется 75 мин. Более тяжелые или более крупные частицы запаздывают и появляются у устья скважины позднее, чем соответствующий керн.

Аналогичное явление наблюдалось при опробовании алмазных скважин, пробуренных до войны на Дегтярском месторождении на Урале. Отставание мути здесь можно было заметить по систематической разнице в содержании меди в керне и в мути в лежащем боку рудного тела. Когда керн состоял из пустых сланцев лежащего бока рудного тела, анализы мути устанавливали высокое содержание меди, соответствующее более высоким рудным интервалам.

Геолог В. И. Булыго наблюдал такое же явление при бурении на Тетюхинском месторождении в ДВК.

Отчетливо явление запаздывания мути выражено при дробовом бурении на Алмалыкском и Коунрадском месторождениях.

При дробовом бурении в забое всегда (даже после промывки) остается большое количество тяжелого шлама, перемешанного с дробью. Этот тяжелый шлам будет вынесен в шламовую трубу после дополнительного измельчения в забое только в процессе бурения следующего интервала.

По наблюдениям автора, отставание устанавливается в пределах одной зоны, но особенно отчетливо проявляется на границе двух зон, резко отличающихся по содержанию меди.

Чтобы пояснить и подтвердить наличие прогрессивного запаздывания мути по сравнению с подъемами керна, рассмотрим диаграмму содержания меди в различных продуктах бурения скважины, пройденной на одном медно-порфировом месторождении (фиг. 34).

Проследим на диаграмме расположение по глубине наиболее заметных по содержанию меди интервалов, с одной стороны — керна, а с другой — шлама и мути.

Судя по керну, богатая халькозиновая руда в скважине была встречена на глубине 38 м. По анализам мути на этой глубине располагается пустая порода, а на 2 м ниже, на глубине 40 м, содержание меди в мути оказалось равным 1,3 условной единицы.

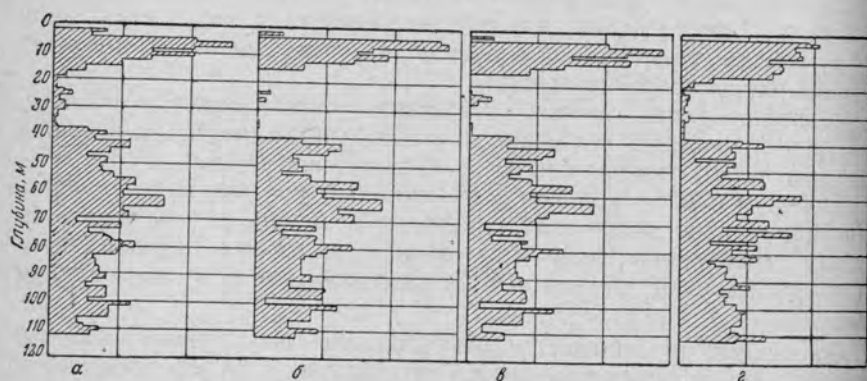
Подобно этому по керну на глубине 52 м имеется богатая руда с содержанием 1,3 условной единицы, по мути руда с содержанием 1,5 условной единицы оказалась на глубине 55 м, т. е. на 3 м глубже.

Сравнивая по диаграмме глубины интервалов керна и мути с высоким содержанием меди (табл. 22), можно видеть признаки прогрессивного запаздывания мути.

Таблица 22

По керну		По мути	
глубина м	содержание меди условные единицы	глубина м	содержание меди условные единицы
38	1,3	40	1,3
52	1,3	55	1,5
58	1,8	61,5	1,83
72	1,7	78	1,4
92	1,1	101	1,2

Прогрессивное запаздывание мути мало освещено в литературе и, очевидно, во многих случаях остается не замеченным. О серьезности этого явления можно судить уже по приведенным примерам.



Фиг. 34. Диаграмма содержания меди в керне, шламе и мути буровой скважины на медно-порфировом месторождении:

а — среднее содержание меди; б — содержание меди в шламе; в — содержание меди в мути; г — содержание меди в керне

Прогрессивное запаздывание особенно резко выражено при дробном бурении.

Для борьбы с искажением данных опробования вследствие осыпания стенок и запаздывания мути необходимо принять ряд мер:

1. Обязательно крепление скважин, когда встречается рудное тело или за несколько метров до него. При большой мощности

рудного тела необходима изоляция отдельных зон обсадными трубами.

2. После проходки интервала, подлежащего опробованию, необходима промывка полной струей, до тех пор пока возвратная вода не сделается относительно светлой. Полного осветления воды обычно достигнуть все же не удается.

3. Необходимо передавать в анализ керн и мусть на 1—2 м ниже рудного тела. Сравнение анализов керна и шлама, отобранных ниже рудного тела, позволяет установить, имеется ли запаздывание шлама и мути, и судить о том, занижено ли содержание в шламе и мути по рудному телу. Вопрос о способе учета прогрессивного запаздывания мути при расчете среднего содержания в рудном теле еще не разрешен.

ГЛАВА XIV

ОПРОБОВАНИЕ ПРИ МЕХАНИЧЕСКОМ УДАРНОМ БУРЕНИИ

1. Особенности техники ударного бурения

Механическое ударное бурение нашло широкое применение при поисках не выходящих на поверхность свинцово-цинковых месторождений в известняках, при глубокой разведке медных порфировых месторождений и при эксплуатационной разведке и разработке открытым способом многих месторождений железа, меди и апатита (в Хибинах).

Методика опробования скважин механического ударного бурения наиболее полно разработана при разведке медно-порфировых месторождений.

В группу месторождений медно-порфировых руд обычно входят залежи громадных размеров (площадью в плане 1—2 км²).

В огромном большинстве месторождений порфировых руд основными вмещающими руду породами, подвергшимися в порядке поствулканических явлений процессу гидротермального оруденения медью в форме вкрапленности и сети прожилков сульфидов, являются породы магматические — эффузивные или интрузивные, т. е. граниты, монзониты и сиениты, гранодиориты, диориты, с одной стороны, и порфировые разновидности пород той же магмы в виде гранит- и монзонит-порфиров, интрузивных андезитов, дацитов и т. д.

Оруденелыми могут быть также эффузивные и осадочные породы.

Руды этого типа имеют содержание меди примерно 1—2%. При этом в подавляющем большинстве случаев промышленные руды все же представляют вторично обогащенные нисходящими растворами зоны, ниже которых располагается еще более убогая первичная руда с содержанием 0,3—0,5% и до 1,0% Cu.

Представляя, по существу, верхнюю обогащенную часть глубоко идущего массива первичных руд, промышленные части месторождений медных порфировых руд обладают вертикальной зональностью.

В верхней части месторождения, ниже зоны пористых лимонитизированных выщелоченных пород (кэппингов), располагаются промышленные окисленные руды, за ними следует зона выщелоченных пород, затем зона халькозинового промышленного оруденения, сменяющаяся на глубине 150—250 м первичными убогими

рудами. Рудные минералы отлагаются главным образом по сети мелких трещин и в виде вкрапленности.

Таким образом, за небольшим числом исключений, промышленная часть месторождений этого типа образована целиком под действием вторичных процессов, которые определили и пластообразную форму рудного тела, и зональное изменение с глубиной, и глубину распространения промышленного оруденения.

При разработке месторождений этого типа обычно применяют систему грандиозных открытых работ, причем для целей взрывания пород проводится система скважин ударного бурения. Разведка этих месторождений по существу представляет опробование, к точности результатов которого предъявляются высокие требования.

В Советском Союзе еще мало опыта в разведке месторождений медных порфириновых руд с помощью ударного бурения. Только в последние годы оно проводится на Коунраде и Алмалыке. Поэтому сведения приходится брать главным образом из американской литературы. Освещая вопросы опробования, мы параллельно кратко коснемся тех вопросов техники бурения, которые, по замечаниям американских авторов, особенно важны для опробования и разведки.

Глубокие скважины в Бингхеме [12] начинались диаметром 0,65 м (26 дюймов). В большинстве случаев они бурились на краях открытого карьера через породу, слегка ослабленную взрывами. Бурение обыкновенно начиналось долотом 26 дюймов; 26-дюймовые обсадные трубы опускались до 25 или 30 м, где заканчивается распространение трещиноватости. Ниже переходили на меньший диаметр; 23-дюймовые обсадные трубы опускали насколько возможно.

В однородной породе, по мнению Райса [29], можно начинать бурение скважин диаметром 30 см (12,5 дюйма), будучи уверенным в возможности дойти до глубины 300 м.

Разведка месторождения округа Или, в штате Невада, велась скважинами с начальным диаметром 40, а чаще 20 см. На глубине 210—270 м конечный диаметр снаряда был обычно 10—12,5 см, редко 7,5 см.

Основания, которые оправдывают заложение скважин большого диаметра, заключаются в следующем [29]:

- 1) обеспечивается возможность добурить скважину до необходимой глубины;
- 2) получается возможность пользоваться большим ассортиментом ловильных инструментов и обеспечивается большее удобство выполнения операций по вылавливанию снаряда при аварии;
- 3) большой диаметр позволяет взять достаточно большую пробу на 1 м скважины.

Необходимо, чтобы промышленные руды были изолированы от перекрывающих пустых пород обсадными трубами.

Райс рекомендует проходить до рудного тела $8\frac{1}{2}$ -дюймовую скважину с $6\frac{1}{4}$ -дюймовой обсадкой в верхней части руды, для того чтобы предотвратить обвал в скважину и порчу проб пустой породой. Для закрытия трещин при бурении в самом рудном теле оставляется $4\frac{1}{2}$ -дюймовая обсадка. По Фалду [16], общая скорость бурения долотом 25 и 19 см почти одна и та же.

2. Опробование при ударном бурении

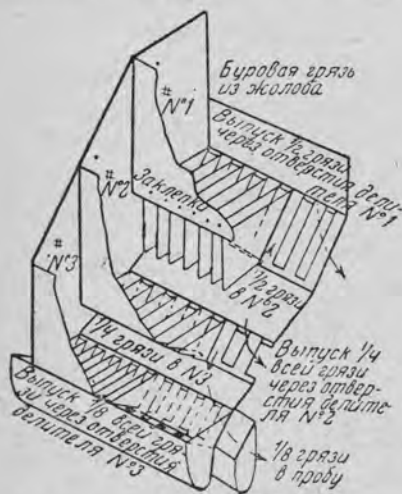
Из одной-двух первых скважин с самого верха нужно брать и анализировать пробы через каждые 1,5 м. Дальше можно обойтись без анализа проб выщелоченной породы, покрывающей руду. С приближением к рудной зоне пробы нужно брать через каждые 1,5 м, но не сушить их, а временно сохранять в баках. Как только рудное тело будет достигнуто, предыдущие пять проб должны быть просушены и посланы в лабораторию.

При разведке медных порфирировых руд переход от выщелоченной покрывающей породы к зоне, содержащей халькозин, обыкновенно резок, и первым показателем того, что халькозиновая

зона достигнута, оказывается появление на поверхности темной, свинцово-серой пены, состоящей из загрязненного халькозина. Опытный бурильщик узнает эту пену сразу.

Для контроля применяют также промывку грязи на лотке [11]. Как указывает Джентри [17], просмотр остатка после промывки дает возможность определить границу зон, породы и их изменения, дайки, зоны гранатизации и минералогический состав руд.

Проба состоит целиком или частично из материала, полученного бурением 1,5-м интервала скважины. Если скважина имеет малый диаметр, то в конечную пробу может входить весь материал. В противном случае буровая грязь пропускается через делитель.



Фиг. 35. Схема трехступенчатого делителя для сокращения буровой грязи при ударном бурении

Сухая проба должна, по мнению Райса, весить приблизительно 20—30 кг и помещаться в обыкновенный мешок для руды. Для сокращения применяют несколько последовательно поставленных отдельных или смонтированных вместе делителей Джонса (фиг. 35). Грязь выбрасывается прямо из желонки в приемный желоб, а оттуда идет самотеком в делитель; конечная проба собирается в бак или ведро, помещенное под одним из отверстий делителя.

Делитель должен быть тщательно вымыт после каждой пробы, а промывную воду и продукты промывки можно рассматривать как составную часть пробы. По мнению Райса, воду никогда не следует выливать из пробы, а нужно выпаривать в тазах на плите. Это трудно выполнимо и необязательно. Как показывают наблюдения на Коунраде, в тонкой мути содержание меди близко к тому, которое имеется в пробе, поэтому сливание воды не вносит чувствительной погрешности в результаты опробования.

Высушивание проб в чанах на угольном или дровяном огне недопустимо, так как на дне чанов происходит обжиг сульфидов. Довольно просто, но медленно просушивание грязи в тазах на плите.

Райс рекомендует производить сушку в специальном тазу при помощи пара, полученного от котла при буровых станках. Таз круглый, из котельного железа, с двойным дном, в которое пар направляется под полным давлением. Выход пара регулируется при помощи расходного клапана. Двойное дно удерживается от выпирания при помощи распорных болтов, как в котельной конструкции. Все распорные болты и заклепочные шляпки внутри таза стачиваются в уровень с поверхностью, чтобы облегчить чистку таза скребком и проволочной щеткой.

Брикен [12], исходя из практики работы на месторождении Бингхем, рекомендует более сложную методику обработки пробы буровой грязи.

Механический делитель сконструирован так, что могут быть получены три отдельные пробы от одного подъема бурового материала. Делитель имеет десять отверстий, над которыми проходят распределители. Пробы могут быть разделены до желаемой пропорции открыванием или закрыванием отверстий делителей. Таким образом, если бурится 25-дюймовая скважина, то одно отверстие должно быть оставлено открытым, чтобы дать пробу около 10 кг, если бурится скважина меньшего диаметра, то следует оставить два-три отверстия, чтобы получить тот же вес пробы.

Этот вращающийся делитель обеспечивает высокую надежность опробования.

Конструкция аппарата, предложенного Брикеном, довольно сложна. Работа с делителями типа Джонса проще и дает вполне надежные результаты.

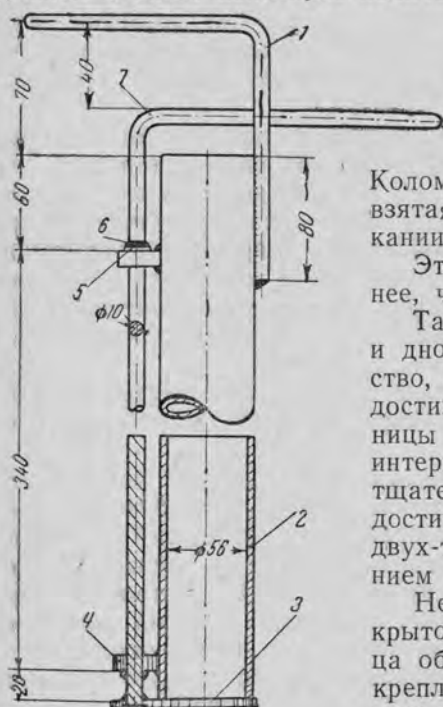
Операция пропускания грязи через делитель очень хлопотлива, особенно зимой, когда грязь быстро замерзает.

При эксплуатационной разведке на одном медно-порфировом месторождении был испытан более простой метод отбора проб буровой грязи с помощью пробоотборной желонки, сконструированной техником В. Д. Тихомировым. Проверка этого способа геологом Б. И. Галкиным подтвердила его высокую точность.

Из желонки ударного станка буровую грязь вываливают в бак и перед отбором пробы взбалтывают. Затем в бак погружают отборную желонку, снабженную крышкой внизу. Крышка приварена

к стержню и при вращении стержня может открывать или закрывать трубу снизу (фиг. 36).

После опускания отборной желонки до дна бака крышка поворачивается и закрывает трубу. Затем желонка поднимается и грязь из нее поступает в пробу. Весь процесс отбора пробы из бака (четыре—десять желонок) требует не более 2 мин. После этого грязи в баке дают осесть, со дна бака собирают, отмывают и складывают в пакет некоторое количество крупной щебенки для определения породы. В завершение процесса ящик опрокидывают, промывают чистой водой и устанавливают для приема новой порции грязи.



Фиг. 36. Желонка для отбора проб буровой грязи:

- 1 — ручка; 2 — труба; 3 — клапан;
4 — шарнирное ушко; 5 — шайба;
6 — электросварка; 7 — ручка
клапана

деления породы. В завершение процесса ящик опрокидывают, промывают чистой водой и устанавливают для приема новой порции грязи.

Опыты, проведенные С. М. Коломейченко, показали, что проба, взятая при трех-четырёхкратном опускании трубы, вполне надежна.

Этот метод гораздо проще и удобнее, чем пропускание через делитель.

Так как между клапаном желонки и дном скважины остается пространство, то полной очистки скважины не достигается. В случае большой разницы в оруденении между соседними интервалами иногда требуется особая тщательность очистки скважин. Этого достигают приливанием в скважину двух-трех ведер воды, перемешиванием и новым желонением [25].

Нежелательно иметь скважину открытой более, чем на 15 м ниже конца обсадных труб, так как в незакрепленных скважинах всегда бывает значительное обрушение пород, которое делает опробование скважин ненадежным. В случае глубоких скважин нет возможности производить обсадку труб через каждые 15 м из-за потери диаметра, но следует считать обязательной обсадку скважины трубами при переходе из одной зоны в другую.

Так как мелочь несет большую часть ценного компонента, то для получения верной пробы важно извлечь мелочь с той глубины, которая была пробурена. По мнению Райса, чтобы извлечь всю грязь, необходимо двенадцать тартаний в мокрой скважине и пять или шесть тартаний в сухой скважине, не имеющей естественного притока.

ОТБОР ПРОБ ПРИ РУЧНОМ УДАРНО-ВРАЩАТЕЛЬНОМ БУРЕНИИ

В рыхлых и неустойчивых породах бурение производится буровой ложкой, в вязких—змеевиком. Более твердые породы разбуривают долотом, а буровую грязь извлекают желонкой.

Обязательное условие правильного опробования рудоносной зоны—изоляция вышележащих рыхлых отложений опусканием обсадных труб. В сыпучих породах задавливают обсадные трубы до конца пробуренного интервала.

При бурении змеевиком по глинам подъемы снаряда делают не реже, чем через 30—40 см, с таким расчетом, чтобы весь выбуренный материал мог поместиться на змеевике и не выдавливался и не размазывался по стенкам скважины.

При бурении в чистых песках пробы отбираются через 0,3—0,4 м. В песках со включениями крупных кусков породы подъемы породы производятся через 0,15—0,25 см.

Поверхность породы, находящейся на змеевике, очищается от грязи, затем породу осторожно снимают лопаточкой. При этом змеевик надлежит посавить на доску, тщательно очищенную от предыдущих проб. Вынутую породу тщательно осматривают, разделяют на интервалы, заметно отличающиеся друг от друга по окраске или составу. Для каждого интервала отмечается глубина взятия образца. Затем породу укладывают в деревянные ящики с перегородками, образующими ячейки. Однородный материал с нескольких подъемов объединяется. Поднятые образцы не следует мять, и нужно стремиться сохранить их структуру [4].

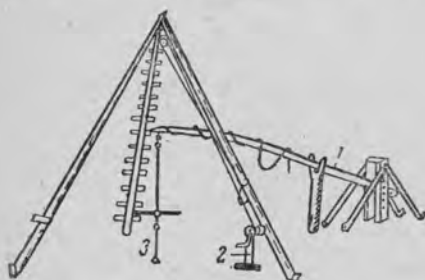
В нашей разведочной практике совершенно напрасно игнорируют ручное ударное бурение по коренным породам.

По Ч. Ф. Джексону и Нибелу [19], ручное ударное бурение по коренным породам применяется в Америке разведчиками в отдаленных районах для бурения неглубоких вертикальных скважин.

Оно применялось и у нас при небольших дополнительных разведках на Урале (Ауэрбаховский рудник). Успешные результаты достигаются при бурении этим методом в разрушенных или мягких породах, таких, как сланцы, некоторые песчаники или выветренные изверженные породы. В твердых породах бурение идет медленно, но во многих случаях мелкие скважины экономичнее бурить этим методом, чем расходовать много времени на установку вышки механического станка. Бурение вертикальных скважин возможно из подземных выработок, и в ряде случаев при

отсутствии пневматического хозяйства такими скважинами можно заменить проходку нисходящих гезенков.

Бурение этим методом может производиться до глубины 30—50 м, а в мягких и нетрещиноватых породах даже больше.



Фиг. 37. Схема ручного ударно-вращательного бурения по коренным породам (по Нибелу):

1 — упругий стержень; 2 — ручная лебедка; 3 — буровые трубы

бурении с промывкой таков же, как отбор проб мути при вращательном бурении. Обсадка скважин производится обычным способом.

Бурение осуществляется долотом, наращиваемым на полые или сплошные штанги. Выбуренный материал извлекается желонкой, либо промывкой через трубы с помощью насоса. Буровой снаряд можно прикреплять к упругому стержню; снаряд поднимают с помощью ручной лебедки, присоединяемой к треноге (фиг. 37).

Желонка должна опускаться до тех пор, пока из нее не будет выливаться чистая вода. Буровую грязь собирают в баки, вода из которых декантируется. Отбор проб при

ЛИТЕРАТУРА

1. Барышев, Н. В., Русинов, Л. А. и Левонин, Б. С., Разведочное дело, ч. IV, 1935.
2. Васильев, И. С., Барышев, Н. В., Крейтер, В. М. и др. Курс методики разведочного дела, 1933.
3. Данов, А. В., Опробование серных месторождений, ГГУ, 1931.
4. Деряголец, В. Ф., Основы ручного бурения, ОНТИ, 1933.
5. Звягинцев, Н. И., Методы и приемы получения жерна в сильно размываемых породах, «Разведка недр», 1934, № 5.
6. Крейтер, В. М., Опробование буровых скважин при разведке рудных месторождений, ГГУ, 1831.
7. Кумпан, С. В., Гуцевич, В. П. и др., Курс разведочного дела ОНТИ, 1934.
8. Меерсон, Е. Г., Опробование при колонковом бурении, «Разведка недр», 1933, № 18.
9. Скаковский, И. К., Разведка месторождений цветных металлов. Цветметиздат, 1933.
10. Трушков, Н. И., Опробование при разведке рудных месторождений «Горноразведочное дело Сибири», 1922, № 2.
11. Черняев, Н. П., Из практики дробового бурения на 1-м комбинате Башзолота, «Разведка недр», 1933, № 17.
12. Врескон, L. S., Sampling Churn-drill Sludge at the Utah Copper Mine, Eng. and Min. Journ., vol. 126, № 13, 1928.
13. Botsford, H. L. Notes on Diamond-drill Sampling, Eng. and Min. Journ., Jan. 4, 1913.

14. Carton William, Mining Methods, Practices and Costs of the Cananea Consolidated Copper Co, Somord, Mexico, Inf. Circ., 6247, U. S. of Mines, p. 41, 1930.
 15. Forster, S. N., Diamond drilling at Miami. Eng. and Min. Journ., vol. 97, № 21, 1914.
 16. Fuld, H. A., Prospecting with churn drills at Miami, Ariz., Eng. and Min. Journ., Oct. 22, 1910.
 17. Gentry, M. B., Detail of churn operation at Silverbell, Ariz., Eng. and Min. Journ., vol. 90, № 18, 1910.
 18. Grunow, W. R., Churn drill prospecting at Morenci, Ariz., Eng. and Min. Journ., vol. 101, № 23, 1916.
 19. Jackson, G. a. Knaebel, J. Sampling and Estimating of Ore in Mine, U. S. Bureau of Mines Bull., 356, 1932.
 20. Joralemon, I. B., The Ajo Copper Mining District, Tr. AIME, vol. 49, pp. 605—606, 1914.
 21. Haight, C. M., Notes on Diamond Drilling at the Michigan Copper Mine Rock Mich. Scholl of Mines Quarterly, vol. XXX, № 4, 1909.
 22. Longyer, R. D., Recovering and Interpreting Diamondcore drill sampling, Mining and Metallurgy, vol. 15, N 365, 1937.
 23. Matson, H. T. a. Wallis, G. A., Drill Sampling in Copper Fields of Northern Rodesia, Tran. of the Am. Inst. of Mining and Met. Eng., General, vol. 1931.
 24. Mead, W. J., Assaying Diamand Drill Samples, Eng. and Min Journ. May 6, 1911.
 25. Moses, F. G., Sampling of Churn Drill prospect holes. Eng. and Min. Journ., vol. 100, № 8, 1915.
 26. Mosier, Mc. Henry and Sherman, Gerald, Mining Practice at Morenci Branch, Phelps Dodge Corporation, Morenci. Ariz. Inf. Circ. 6107, U. S. Bureau of Mines, p. 34.
 27. Peele, Mining Engineers, Handbook, 1927.
 28. Pjoston Roy, H., Method and Cost at N 8, Mine, Southest Missuri District. Inf. Circ. 6160, U. S. B. of M., p. 22, 1929.
 29. Rice, E. R., Churn Drilling of Disseminated Copper Deposits, Eng. and Min. Journ., vol. 112, July, 1921.
 30. Stauber, I. J., Churn Drilling in New Mexico, Eng. and Min. Journ. vol. 94, № 11, 1912.
 31. White, E. E., Surveying and Sampling Diamond Drill Holes, Trans. of the Am. Inst. of Min. Eng. vol. XLIV, 1912.
 32. Weller, John. M., Interpretation of Sludge and Core Assays, Eng. and Min. Journ., vol. 139, № 7, 1938.
-

ОПРОБОВАНИЕ В ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

При опробовании коренных месторождений руд в подземных и поверхностных выработках применяют, в зависимости от условий и задач, различные методы.

Наибольшим распространением в нашей и заграничной практике пользуется метод борозд. В заграничной практике широко распространено горстевое (grab sampling), кусковое (pic sampling) и шпуровое опробование, которые у нас до сих пор применяются редко. Наоборот, у нас до недавнего прошлого было распространено задирковое и валовое фракционное опробование, почти не встречающееся в заграничной практике. Наконец, в случае особо неравномерных руд в нашей и заграничной практике применяется валовое опробование с обработкой руд на обогатительной фабрике.

Каждый из перечисленных методов имеет свои достоинства и недостатки и каждый может найти применение в соответствующих условиях.

I. Бороздовой метод

Расположение борозд. При бороздовом опробовании на обнаженной поверхности рудного тела отбивают канавки-борозды, материал которых после соответствующей обработки поступает в химический анализ.

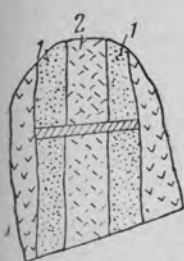
Борозды-канавки проводят по возможности в направлении наибольшего изменения состава рудного тела; некоторые отклонения от этого направления диктуются удобствами работы.

В маломощных крутопадающих жилах или пластах борозды проводят либо в направлении мощности, либо горизонтально (фиг. 38, 39). В пологих маломощных телах борозды проводят по мощности, либо вертикально (фиг. 41).

В мощных полого-наклонных телах при ясных границах между прослойками проводят ступенчатые борозды в направлении мощности (фиг. 40).

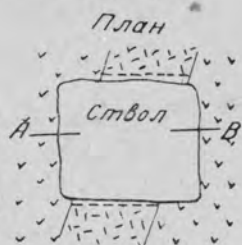
Если отбойка борозд по мощности неудобна или слоистость мощного тела неясна, пробы отбирают в зависимости от условий залегания горизонтальными или вертикальными бороздами (фиг. 42, 43).

Борозды в зависимости от удобства берут в концевом забое (фиг. 38), в кровле (фиг. 44) или в стенках горных выработок (фиг. 41).

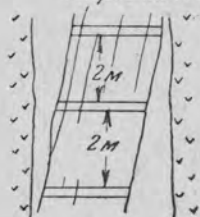


Фиг. 38. Секционные бороздовые пробы по мощности:

1 — оруденелые зальбанды; 2 — рудное тело



Разрез по А-В



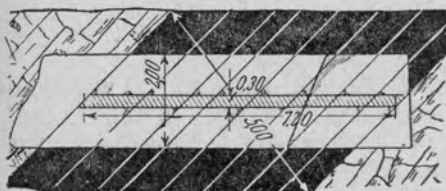
Фиг. 39. Отбор бороздовых проб в стволах шахт при крутом падении рудного тела



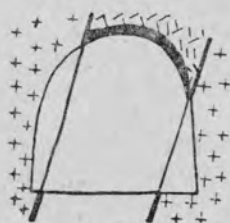
Фиг. 40. Борозды по мощности при ясных границах между слоями различной минерализации



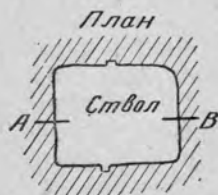
Фиг. 41. Отбор проб в стенке выработки



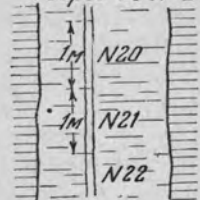
Фиг. 42. Горизонтальная бороздовая проба по орту в мощном рудном теле



Фиг. 44. Бороздовая проба в кровле выработки



Разрез по А-В



Фиг. 43. Вертикальная бороздовая проба по стенкам ствола шахты при пологом или горизонтальном залегании рудного тела

С точки зрения тщательности и надежности результатов предпочтительно в штреках производить опробование в концевом забое. Здесь можно более тщательно осмотреть рудное тело и провести борозду в нужном направлении.

Раздробление породы взрывом облегчает отбор пробы. При неравномерном распределении ценного компонента в концевом забое проводят иногда две-три борозды, образуя одну пробу (фиг. 45).



Фиг. 45. Тройная борозда в забое

Опробование по кровле — более трудоемкий, дорогой способ, к нему следует прибегать только при невозможности по той или другой причине отбирать пробы в забое.

При опробовании стенок пробы могут отбираться либо по одной стенке, либо в шахматном порядке, по двум противоположным стенкам.

В шахтах, шурфах и дудках борозды проводятся в стенках выработок (см. фиг. 39, 43). При неравномерном оруденении борозды иногда проводят в обеих стенках и материал противоположных борозд смешивают в одну пробу. Так же поступают при опробовании небольшого числа шахт или особо важных шурфов.

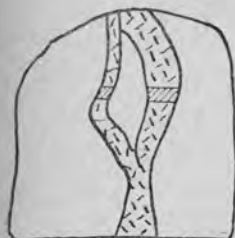
При отборе проб в почве выработок вода отводится через сплоток, почва тщательно очищается. Чтобы уменьшить влияние неизбежного загрязнения, сечение борозд увеличивается в два-четыре раза против нормального.

Во многих руководствах описывается опробование кольцевыми и спиральными бороздами. Эти способы расположения борозд в нашей и зарубежной практике не применяются, за исключением единичных случаев. В большинстве месторождений есть, хотя и слабо выраженная, полосчатость, которая позволяет ориентировать борозды. В случае же вполне однородной текстуры руды в большинстве случаев целесообразно применить другой метод опробования (например, горстевой).

Борозды должны пересекать всю вскрытую мощность рудного тела. При отбойке борозд необходимо избегать засорения руды пустой породой с бортов рудного тела.

В случае сетчатых или ветвящихся жил между отдельными ветвями встречаются глыбы или куски неоруденелых вмещающих пород, и приходится решать вопрос, отбивать или нет в пробу материал вмещающих пород. Решение зависит от характера оруденения и возможного способа эксплуатации. Если пустая порода между ветвями жилы при горных работах может быть отсортирована, то борозда не пересекает прослоек пустой породы (фиг. 46). Если куски вмещающей породы превращены в глину, мелко раздроблены и ручной сортировке не поддаются, то борозды должны проводиться без перерывов по руде и по пустой породе. Также без перерывов проводятся пробы по сетчатым жилам (фиг. 47).

Если рудное тело в забое разбивается на неправильные изолированные линзы, то борозды проводят по различным линзам, но материал отдельных борозд смешивают в одну пробу (фиг. 48).



Фиг. 46. Бороздовая проба по ветвящейся жиле



Фиг. 47. Бороздовая проба по сетчатой зоне



Фиг. 48. Бороздовое опробование жилы, разбитой на линзы

На некоторых предприятиях отдельно анализируют пробы с каждой борозды, а потом подсчитывают среднее содержание по нескольким бороздам. В столь дробном разделении обычно нет никакой необходимости.

При малой и средней мощности рудного тела (менее 2 м) при отчетливых границах промышленных руд рудное тело опробуют одной бороздой, без деления на секции.

При неясных границах рудного тела для более точного определения его промышленных контуров по мощности борозды разбивают на секции. Длина секций определяется в зависимости от мощности слоев с различной интенсивностью минерализации или различным минеральным составом. Секционное опробование по мере надобности применяют и при отчетливых границах рудного тела для более полной характеристики отдельных его слоев (см. фиг. 38). Обычно оно проводится не регулярно, а по разреженной сетке, намечаемой геологом. Регулярное секционное опробование имеет смысл и необходимо в том случае, если можно рассчитывать на раздельную выемку слоев.

При большой мощности рудного тела, вскрываемого ортами, также применяют опробование секциями 2—3—5 м. При однообразном характере оруденения длину секций выбирают постоянной. Если отдельные слои мощного тела различаются по минеральному составу или по степени минерализации, то длина секций определяется мощностями отдельных слоев.

Форма и поперечные размеры борозд. Для получения правильной пробы с каждого погонного дециметра истинной мощности рудного тела необходимо отбивать одинаковый объем

материала. Выполнение этого основного условия правильного опробования требует тщательного надзора за сохранением постоянного сечения пробной борозды, когда она идет под постоянным углом к направлению истинной мощности. Если же этот угол меняется, то глубину или ширину борозды следует соответственно уменьшить или увеличить с таким расчетом, чтобы с каждого дециметра истинной мощности отбивался один и тот же объем руды (см. фиг. 44).

В некоторых руководствах [4, 19] при отборе проб в кровле рекомендуется делать выемку, чтобы получить плоскость, перпендикулярную висячему или лежащему боку. В проведении этой трудоемкой операции нет необходимости, ибо тот же эффект получается сэкономившим изменением сечения борозды.

Особенно важно сохранить постоянные поперечные размеры борозды, когда прочность различных прослоек рудного тела неодинакова. Всегда существует опасность при проведении борозды по прослойке мягкой руды отбить материала больше, чем при проведении ее по прослойке твердой руды. В несоблюдении постоянства в поперечных размерах борозды кроется один из основных источников систематических погрешностей.

Для лучшего контроля над поперечным сечением канавкам придают прямоугольную форму.

Требование правильной формы сечения канавки с хорошо высеченными углами выполнимо только в мягкой руде, лишенной трещиноватости. В руде, разбитой трещинами, сохранить правильную форму борозды трудно: в этом случае особенно важно наблюдать за работой пробщиков и требовать сохранения постоянной площади сечения канавки.

Когда составляющие руды минералы имеют приблизительно одинаковую твердость или образуют тонкое срастание (например, многие железные руды, медистые пириты, пирротины и т. п.), нет необходимости высекать четырехугольную борозду. Возможно применять треугольные борозды. Применимость треугольной борозды доказана опытами для неравномерных руд Садонского месторождения [15], железных руд Кривого Рога [18] и уральских колчеданных месторождений [4].

Выбор поперечных размеров борозд приходится производить при ряде противоречивых условий. При разведке и эксплуатации весьма ценно, чтобы отдельная проба возможно точнее представляла содержание компонентов в руде прилежащего участка, поэтому желательнее, чтобы вес пробы, а значит и поперечное сечение борозд, было возможно больше. При достаточном поперечном сечении будет меньше сказываться систематическая погрешность, могущая возникать от излишней отбойки мягких или хрупких минералов.

В месторождениях с мягкой рудой не требуется много труда и времени на отбор борозд большого сечения, поэтому нет нужды стремиться к их уменьшению.

Видимо, из-за малой актуальности вопроса в практике не выработано определенных стандартов.

В общем, в случае мягких руд с равномерным содержанием металла удовлетворительные результаты получаются при сечении борозды $5-10 \times 2-3$ см.

При неравномерном содержании в мягкой руде размер борозд может быть без затруднения увеличен до 20×10 см.

Отбор проб большого сечения в месторождениях с твердой рудой связан с большой затратой средств и времени.

При выборе поперечного сечения борозд имеет значение величина вкрапленности минералов и неравномерность содержания металла в руде. При крупной вкрапленности минералов увеличивается опасность иметь систематическую погрешность за счет излишнего выкрашивания или недостаточной отбойки крупных рудных минералов при очень малом сечении борозд.

В ряде руководств указывается, что чем менее равномерно распределение полезных и вредных компонентов и чем ценнее полезное ископаемое, тем вес пробы и поперечные размеры борозд должны быть больше [4]. Это в общем правильное положение должно быть несколько ограничено.

В месторождениях осадочного генезиса с равномерным содержанием последнее в прилежащем участке длиной несколько метров довольно близко совпадает с данными анализа даже одиночной бороздовой пробы. Бороздовые пробы, взятые последовательно в одном сечении, дают близко совпадающие результаты. Чтобы уменьшить до практически ничтожных размеров систематическую погрешность, целесообразно брать бороздовые пробы достаточно большого сечения. Это вполне возможно, ибо обычно в этом случае пробы отбирают через значительные интервалы.

В рудных телах магматического генезиса содержание компонентов резко меняется даже на очень коротких интервалах. Опыты показывают, что последовательно в одном сечении отобранные пробы имеют далеко не одинаковое содержание компонентов.

Для иллюстрации приведем анализы опытных проб, отобранных бороздами 7×3 см в одних и тех же сечениях по кварцевой жиле с весьма неравномерным и крупным золотом (табл. 23).

Как следует из табл. 23, содержание в отдельных бороздах от среднего из трех слоев отклоняется на 68—81%. Можно привести примеры и еще больших колебаний.

Легко заключить, что борозда даже большого сечения освещает содержание в руде, непосредственно к ней примыкающей, только грубо приближенно, с большой погрешностью.

Содержание металлов в месторождениях с неравномерным распределением ценных компонентов резко изменяется также при переходе от одного сечения к другому. Поэтому в таких месторождениях увеличение размера борозд не разрешает вопроса, и вполне целесообразно увеличить не размеры борозд, а число мест опробования.

Таблица 28

№ проб	Содержание золота, г/т				Максимальное отклонение от среднего %
	I слой	II слой	III слой	среднее по трем бороздам	
333	3,4	2,5	2,5	2,8	11
334	46,1	215,0	172,0	144	68
335	117,0	172,0	—	144	19
336	10,0	14,0	30,5	18,2	68
336	178,0	205,0	—	191	7
339	59,0	163,0	48,0	90	81
340	40,1	28,0	41,0	36	22
341	118,0	72,0	84,0	91,3	30
342	23,0	21,0	5,8	16,6	68

Джексон и Нибел [35] указывают, что даже при очень однородной минерализации высокая степень точности при бороздовом опробовании зависит от большого числа проб, взятых аккуратно, так как погрешности отдельных проб взаимно компенсируются.

Анализ примеров из практики наших предприятий показывает, что при опробовании месторождений с твердой рудой применяют борозды близких размеров: глубина 2—3 и ширина 5—10 см. Такие размеры борозд оказывались вполне достаточными для месторождений с неравномерной минерализацией.

При выборе размера поперечного сечения борозд следует принимать во внимание и среднюю мощность рудного тела, чтобы вес проб не был слишком мал или велик.

В месторождениях с неравномерной минерализацией при мощности рудного тела более 1,5—2 м можно считать достаточным сечение $5 \times 1,5$ —2 см; при мощности 1—1,5 м можно принять сечение 7×2 —3 см. Наконец, при малой мощности жил (0,5—0,7 м) можно принять сечение 10 — 15×3 —5 см. В очень тонких жилах (0,4—0,3 м и меньше) ширину борозды делают 20—30 см при глубине 2—5 см, или производят задирку жилы на высоту забоя с целью отбить достаточное количество материала.

В случае резко неравномерной минерализации могут быть приняты эти же размеры, но в забое следует отбирать две-три борозды, материал которых смешивается в одну пробу.

Размеры борозд могут быть взяты меньше в случае тонко вкрапленных руд.

Можно привести ряд примеров, когда в практике применяются борозды меньшего размера. По Н. И. Трушкову [24], заграничная и главным образом американская горная и разведочная практи-

ка показывает, что 2 кг на 1 пог. м вполне достаточно для средних условий.

В американской практике встречаются примеры опробования бороздами очень малого размера.

В Porcupine District (Онтарио) руда залегает в брекчированной зоне осадочных пород; золото встречается и свободным, и в ассоциации с сульфидами. В общем, минерализация весьма неравномерная. Бороздовое опробование применяется для направления разведочных и эксплуатационных работ и для подсчета запасов. Размеры борозд $10 \times 0,6$ см; с метра борозды получается около 1,2 кг руды. Чтобы лучше выдержать постоянство сечения, борозды проводят отдельно по мягким и по крепким слоям.

На другом крупном месторождении этого района с мощностью более 2 м в борозду отбивается около 2 кг. При таких малых размерах борозд результаты опробования оказались близко сходящимися с данными отработки [35].

На Садонском цинковом месторождении были проведены опыты по сравнению результатов опробования бороздами различного размера. Эти опыты доказали возможность точного опробования треугольными бороздами $2,5 \times 1,5$ см [15].

Аналогичные опыты установили, что треугольные борозды $3 \times 1,5$ см дают вполне надежные результаты при опробовании уральских колчеданных месторождений, руда которых характеризуется тонкой и относительно равномерной вкрапленностью ценных минералов [4]. Опробование руд Кривого Рога оказалось возможным вести треугольными бороздами 3×2 см [18]. Указывая на возможность в случае тонко вкрапленных руд с равномерной минерализацией вести опробование бороздами малого сечения, следует одновременно предостеречь от увлечения этим упрощением и указать на необходимость опытной проверки применимости малых борозд.

Методика определения сечения борозд. Несомненно, на целом ряде полиметаллических месторождений окажется возможным уменьшить применяемые размеры борозд. Эту возможность важно подтвердить опытами.

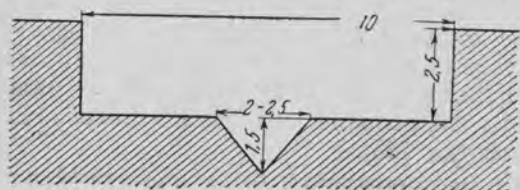
Метод проведения таких опытных работ прост и сводится к следующему.

В различных участках месторождения, в одних и тех же пунктах параллельно отбирают бороздовые пробы заведомо достаточного сечения и малого (испытуемого) сечения (фиг. 49). Отбор опытных проб не по одной выработке, а по различным участкам месторождения предпочтителен по двум причинам. Во-первых, выводы могут быть отнесены не к одной выработке, а ко всему месторождению. Во-вторых, при таком расположении опытных проб бесспорно приложим анализ методами вариационной статистики (отпадает возражение о локальной связи между соседними пробами).

Число проб должно быть достаточно как для получения вполне надежных средних значений содержания, так и для приложения формул вариационной статистики (не менее 25—30 проб).

В намеченных сечениях отбирают борозды нормального сечения ($10-7 \times 2-3$ см), а затем в дне их отбираются борозды малого сечения. Возможен и обратный порядок. Отбирают пробы отбитого материала и обрабатывают их обычным способом. За эталон принимают пробы обычного нормального сечения.

Для доказательства применимости проб малого сечения необходимо установить, что малые борозды не имеют отклонения



Фиг. 49. Борозда прямоугольного и треугольного сечений (в сантиметрах)

в одну сторону от нормальных проб, т. е. не содержат систематической погрешности в сторону занижения или завышения. Отдельные нормальные и малые пробы, конечно, будут отличаться одна от другой по содержанию металлов. Доказательством отсутствия систематической

погрешности является близкое среднее содержание по обоим видам проб и примерно одинаковое число положительных и отрицательных отклонений в содержании в малых пробах от содержания в соответствующих нормальных пробах.

Совпадение средних содержаний может быть проанализировано методами вариационной статистики, которая в данных условиях вполне приложима

В качестве примера приведем результаты опытных работ, проведенных на одном свинцово-цинковом месторождении.

Строение жилы поясовое. Оно обусловлено полосчатым расположением прожилков кварца, кальцита, прожилков и линзочек свинцового блеска, цинковой обманки и пирротина. По направлению от одного бока жилы к другому наблюдается резкое изменение в составе рудных минералов и в богатстве руды и ее крепости.

При опробовании следует опасаться обогащения проб хрупким свинцовым блеском.

При опыте отбирали нормальные пробы сечением $10 \times 2,5$ см; малые борозды треугольного сечения $2-2,5 \times 1,5$ см отбивали в дне нормальных.

Результаты опытов приведены в табл. 24.

Из таблицы следует, что по среднему содержанию металлов нормальные и малые пробы по всем металлам очень мало отличаются одна от другой.

Второй благоприятной особенностью является то, что число малых проб, показывающее содержание металлов, более высокое,

Таблица 24

Число проб	Тип руды	Среднее содержание в пробах, %					
		Pb		Zn		Fe	
		в нормальных	в малых	в нормальных	в малых	в нормальных	в малых
29	Богатая	7,97	7,96	18,00	17,99	11,01	10,48
22	Вкрапленная	0,45	0,50	3,42	2,73	7,61	7,68

чем в нормальных пробах, приблизительно равно числу малых проб, показывающих содержание металлов, более низкое, чем в нормальных пробах.

Однако оба эти обстоятельства могут быть сочтены случайным совпадением. Посмотрим, с какой точностью можно считать определенным среднее содержание металлов по столбцам нормальных и малых проб и в каких пределах можно ожидать разницу между средними содержаниями по этим столбцам.

В табл. 25 приведены величины средних содержаний металлов по пробам, стандартное отклонение показаний отдельных проб (σ), стандартное отклонение содержаний металлов отдельных малых проб от содержания металлов проб нормальных σ_1 , среднее квадратичное отклонение средних содержаний металлов по столбцам $\frac{\sigma}{\sqrt{n}}$, среднее квадратичное отклонение разности между средними содержаниями металлов по столбцам нормальных и малых проб $\frac{\sigma_1}{\sqrt{n}}$ и, наконец, утроенные величины средних квадратичных отклонений арифметических средних

$$\frac{3\sigma}{\sqrt{n}} \text{ и } \frac{3\sigma_1}{\sqrt{n}}.$$

Как видно из табл. 25, среднее квадратичное отклонение данных отдельных проб по столбцам достигает значительной величины. Это зависит не от ошибочности опробования, а от чрезвычайной изменчивости состава руды.

Точность среднего содержания для нормальных и малых проб весьма близка. Квадратичное отклонение арифметической средней разностей между пробами нормальными и пробами малыми значительно меньше среднего квадратичного отклонения средних содержаний по столбцам нормальных и малых проб.

Таблица 25

* Богатая руда

Металл	Нормальные пробы			Малые пробы			σ_1 %	$\frac{\sigma_1}{\sqrt{n}}$	$\frac{3\sigma_1}{\sqrt{n}}$	
	сред- нее содер- жание %	σ %	$\frac{\sigma}{\sqrt{n}}$	$\frac{3\sigma}{\sqrt{n}}$	σ %	$\frac{\sigma}{\sqrt{n}}$				$\frac{3\sigma}{\sqrt{n}}$
Свинец . .	7,97	6,03	1,12	3,36	6,06	1,13	3,39	1,95	0,36	1,08
Цинк . . .	18,00	8,76	1,63	4,89	7,70	1,43	4,29	3,52	0,63	1,93
Железо . .	11,01	3,54	0,66	1,98	2,61	0,49	1,47	2,11	0,39	1,17

Примечание. n — число проб, равное 29.

Отсюда вытекает, что ошибка (если она есть) в определении среднего содержания бороздами малого сечения не выходит из пределов точности определения среднего содержания пробами нормального сечения. Следовательно, опробование с той же точностью можно проводить и бороздами малого сечения.

Изложенная методика использовалась Н. В. Барышевым при опытах на уральских колчеданных месторождениях, И. П. Семеновко и А. И. Зеленкевичем в Кривом Роге и позволила доказать возможность уменьшения размера проб [4, 18].

Отбойку проб следует поручать опытным забойщикам. При отбойке и сборе материала необходимо присутствие коллектора, который одновременно производит зарисовки.

Систематическая ошибка может происходить от отбойки в пробу хрупких минералов, в избытке против нормальной пропорции. Чтобы уменьшить значение этой ошибки, перед началом отбойки борозд забой очищают и поверхность на всю длину и ширину канавки слегка насекают зубилом или острием молотка. При легкой насечке начальной поверхности борозды удаляется приблизительно такое количество хрупких минералов, какое будет в избытке отбито в дне борозды. Если перед отбойкой борозды производится выравнивание опробуемой поверхности, то в такой насечке нет необходимости.

Чтобы борозда проводилась необходимой ширины и глубины, на поверхности опробуемого забоя мелом или углем наносят линии, расстояние между которыми соответствует ширине борозды. По этим линиям с помощью зубил и молотка предварительно проводят необходимой глубины канавки, затем приступают к выемке участка между канавками.

Отбивают пробы молотками весом 2—2,5 кг, обычно применяемыми при одноручном бурении.

Кирки для крепких пород заправляются в форме заостренной пирамидки, скошенной под углом 80—85°. Для пород средней твердости удобнее зубила с лезвием в виде долота.

Удобная длина зубил (кирок) определяется условиями работы; удобны зубила длиной 25—40 см, приготовляемые из сработанных буров. При отбойке проб по крепким породам пробщик расходуется в рабочую смену до десяти — пятнадцати зубил.

Для отбора проб по мягким породам В. Г. Соловьев предложил топор-кайлу. Инструмент с одной стороны заправлен как топор, а с другой — устроен наподобие мотыги [21].

При отборе борозд по крепким рудам, представленным прослойками одинаковой твердости, возможно механизировать отбойку, используя отбойный молоток.

Сбор материала. Материал тщательно собирают в брезент размером 1,5 × 2,5 м, расстилаемый на почве выработки или подвешенный у забоя, в ящик или мешок. Куски боковой породы, случайно упавшие со стороны, выбрасывают. Отбитый материал ссыпают в плотный мешок. Туда же вкладывают хорошо завернутую этикетку, на которой указывают номер пробы, место взятия, дату и фамилию коллектора или пробщика. Полезно к мешку привязывать деревянную бирку с номером пробы или надписывать номер пробы на мешке.

Погрешности при бороздовом опробовании. Содержание и количество металла в руде отдельных блоков, подсчитанное по данным бороздового опробования, нередко заметно отличается от соответствующих данных, полученных при опробовании добытой руды на обогатительной фабрике или на заводе.

Расхождение может получаться от различных причин. В блоках с неравномерным распределением ценных компонентов расхождение может зависеть от недостаточного числа проб, или от того, что во внутренних частях блока оказалась руда иного состава, чем по его периферии. Эта ошибка имеет случайный характер с отклонениями — то в сторону завышения содержания, то в сторону занижения; при большом числе блоков эта погрешность уничтожается вследствие взаимной компенсации ошибок разного знака. Если погрешность этого рода достигает значительной величины, то необходимо сгустить сеть проб.

Расхождения между данными эксплуатации и данными опробования часто бывают обусловлены потерей ценного компонента при добыче, засорением руды пустой породой. Такие расхождения ничуть не опорочивают принятого метода опробования и служат для контроля правильности эксплуатации, учета потерь и разубоживания.

Но могут получаться систематические погрешности, обусловленные излишним (против нормальной пропорции) отбиванием слабого, хрупкого материала. Эта систематическая погрешность возникает в самом процессе отбора борозд.

Чтобы подчеркнуть важность этой погрешности, приведем в табл. 26 опытные данные, полученные П. П. Соловьевым на Кировском апатитовом месторождении.

Таблица 26

Выработка	Характер апатитовой руды	Число проб	Содержание P_2O_5 в пробах, условные единицы		Преувеличенное содержание P_2O_5 в борздовых пробах	
			в валовых	в борздовых	P_2O_5	о/о от содержания
Квершлаг № 2, горизонт 473-го м .	Богатая, средне - и крупнопятнистая руда	16	312	337	25	8,0
Орт № 2	Бедная, среднепятнистая руда	7	286	305	19	6,5
Квершлаг № 1 . . .	Линзовидно-полосчатая руда	5	245	276	31	12,5

Кировское апатитовое месторождение представляет мощную (60—100 м) пологую залежь среди толщи пород типа нефелиновых сиенитов. Руда имеет флюидалную полосчатую, пятнистую, иногда брекчиевидную текстуру. Такая текстура руды обусловлена чередованием мягких полос и пятен почти чистого апатита с более крепкими полосами и пятнами, обогащенными нефелином.

Преувеличение на 6,5—12,5% содержания в борздовых пробах происходит вследствие преобладания в отбитом материале крупного сахаровидного апатита и недостатка крепкого нефелина и эгирина против нормальной пропорции. Систематическая ошибка серьезно сказывается на работе такого крупного предприятия, как Кировский апатитовый рудник.

Некоторые экспериментальные данные о точности шпурового и борздового опробования имеются по месторождению вкрапленных медных руд Майами (Аризона). Месторождение Майами представляет залежь вкрапленных медных руд в метаморфических сланцах, дайках и небольших апофизах гранитов. В процессе первичного оруденения пирит, халькопирит, некоторое количество молибденита и кварц отлагались в трещинах сланцев, главным образом в тонких трещинах или вдоль плоскостей скольжения. При вторичном обогащении нисходящие медные растворы за

мешали халькопирит и пирит (полностью или частично) халькозином.

Работой Макленан [40] на медном месторождении Майами было установлено, что шпуровое опробование является самым точным из всех методов с пробами малого веса, бороздовое опробование в среднем завывает содержание на 13%.

Хенсли [33] устанавливает, что бороздовое опробование в Майами завывает содержание на 10%, повидимому, за счет излишнего выкрашивания хрупкого халькозина.

Из этих примеров видно, насколько значительной величины может достигать систематическая погрешность от излишнего или недостаточного против естественной пропорции отбора богатого или бедного материала жилы.

Для борьбы с этой погрешностью необходимо самое тщательное выполнение всех операций отбойки борозд и сбора материала. Особенно важно выравнивание стенок и насечка зубилом или молотком поверхности, где будет проводиться борозда.

Установить систематическую погрешность сравнением с результатами эксплуатации очень трудно, ибо нельзя точно учесть потери ценного компонента и руды, а также разубоживание руды. Гораздо удобнее систематическая погрешность определяется сравнением проб борозд с тщательно отобранными валовыми или большого веса задишковыми пробами.

Борозду следует располагать постоянно на одной высоте, например на высоте груди (1,2 м), от почвы и на постоянном расстоянии от соседней пробы. Отклонения от принятого расстояния или высоты допустимы только по техническим причинам: например, если в нужном месте поставлена крепь или имеется большой вывал и т. п.

Погрешность может возникать также из-за предварительного выбивания в забое или кровле богатых штуфов. Поэтому бороздовую пробу можно отбирать только на свежей поверхности.

Применимость бороздового опробования. Бороздовой метод благодаря своей дешевизне и простоте применим в большинстве случаев опробования рудных тел в горных выработках. Из-за своей гибкости он особенно удобен и часто незаменим для секционного опробования рудного тела. В графичной практике 65—70% месторождений опробуется этим методом.

В старых русских руководствах и инструкциях [3] считалось, что единственно надежными способами опробования месторождений редких металлов и олова являются валовой и задишковый. Это мнение не было обосновано экспериментом. Оно создано в тот период, когда у нас было известно очень мало вольфрамовых и оловянных месторождений и когда не было никакого опыта их разведки и эксплуатации.

Необоснованное мнение о незаменимости валового и задишкового опробования было повторено затем без критики в некоторых

учебниках [6, 11 и 19], вошло без проверки в практику и по традиции некоторое время считалось бесспорным.

Опробование валовыми и задишковыми пробами требовало чрезвычайно больших затрат и было медленным. В связи с этим Гиредмет на нескольких месторождениях предпринял экспериментальные работы, чтобы установить возможность опробования вольфрамовых жил обычным борздовым методом.

Опыты были поставлены на Джидинском, Саргардонском, Зундурском и Пешковском месторождениях.

Джидинское и Саргардонское месторождения представлены кварцевыми жилами в гранитах. Текстура жил поясовая. Оруденение неравномерное, представлено крупновкрапленным вольфрамитом в удлиненных кристаллах пластинчатой формы.

Зундурское месторождение представлено длинной кварцевой жилой также с неравномерно распределенным касситеритом. Оруденение в Пешковском месторождении частично имеется в кварцевой жиле, но главным образом приурочено к смятым тремолитизированным известнякам и окварцованным биотитоловошпатовым турмалиновым сланцам. Распределение шеелита весьма неравномерное, вкрапленность — крупная.

Экспериментальные работы доказали, что при борздовом опробовании получаются практически те же результаты, что и при задишковом опробовании.

Для подтверждения приводим табл. 27 содержания металла в жилах различных месторождений, опробованных параллельно борздами и задирками.

Таблица 27

	Содержание вольфрамита, %		Число проб %	
	по борздам	по задиркам	борздовых	задириков
Жила А	Следы	0,04	45	5
Рассечка	0,04	0,00	10	6
Жила Б	0,15	0,14	38	38
Жила В	0,20	0,21	38	38
Жила Г	0,42	0,53	72	8
Штольня	0,54	0,42	10	8
Жила Д	0,76	0,76	15	5
Жила Е	1,10	1,35	40	8
Рассечка	1,43	1,31	14	12
Штольня	1,25	2,06	54	28

Как следует из таблицы, по девяти опытным участкам получено совпадение в результатах опробования задирками и борздами. Что касается жилы в штольне одного месторождения, то можно предполагать, что при отборе задирок были взяты

в избытке гнезда вольфрамита, ибо результаты эксплуатации близко совпадали с данными бороздового опробования.

Полная возможность бороздового опробования, даже в месторождениях с весьма неравномерным оруденением вольфрама и олова, может быть подтверждена следующими соображениями.

1. Коренные месторождения золота во многих случаях еще более неравномерны, чем месторождения редких металлов, однако, их с успехом опробуют бороздами. В Советском Союзе нельзя назвать ни одного месторождения цветных или редких металлов, которое было бы неправильно оценено как непромышленное из-за того, что бороздовое опробование привело к неверному, резко заниженному содержанию.

2. В заграничной практике валовое опробование с дроблением многочисленных тяжелых проб и с химическим их анализом не применяется. Задирковое опробование также не применяется; в английской и американской литературе нет даже термина, соответствующего понятию «задирковая» проба.

3. На руднике Айма (США) кварцевые ферберит- и шеелит-содержащие жилы опробовали бороздами. Содержание в пробах колебалось от 0,25 до 5% WO_3 . Результаты опробования горных выработок вполне совпадают с данными головной пробы обогащательной фабрики.

4. После проведения опытов Гиредмета при разведке жильных оловянных и вольфрамовых месторождений начали широко применять опробование бороздами, и результаты по точности вполне удовлетворяют требованиям практики. Следует, наконец, отметить, что при современных темпах механизированной проходки горных выработок опробование тяжелыми пробами (валовыми или задирковыми) практически невыполнимо.

Однако в ряде месторождений при специфических условиях борозды оказываются неприменимыми или менее удобными, чем другие методы:

1. Совершенно неприменим и ненадежен бороздовой метод, если при отбойке проб будет нарушаться естественное соотношение между количеством рудных и нерудных минералов. Примером такого месторождения является Никитовское. Под ударами молотка киноварь из жил легко выкрашивается и в одних местах вываливается в пробу в избытке против нормальной пропорции, в других — киноварь превращается в мелочь или порошок, размазывается по забою и не может быть собрана.

2. Пригоден, но мало удобен и дорог метод борозд в случае мощных месторождений (5—10—20 м мощности) с равномерным оруденением и весьма крепкой рудой. В таких месторождениях можно получить бороздами точные результаты, но гораздо скорее и дешевле производить опробование другими способами, например шпурами или горстевым методом. Примером таких месторождений является Тырнаузское, Лянгарское и т. п.

3. Неприменим борздовой метод в тех месторождениях, где рудой считается концентрат, получаемый ручной сортировкой добытой горной массы. Примером таких месторождений являются слюдяные и некоторые штокверковые месторождения редких металлов и золота.

Опробование мощных месторождений в поперечных канавах производится борздами сечением 10×5 см. При разведке мало-мощных жил продольными канавами предпочтительно опробование задирами или борздами большого сечения. Переход к задирам или борздам большого сечения вызван необходимостью отбирать в пробу больше руды, чтобы уменьшить систематическую погрешность, легко возникающую при опробовании выветренных выходов рудных тел. Условия, когда борзды, хотя и применимы, но неудобны, и предпочтителен другой метод, будут рассмотрены далее.

2. Отбор проб задиркой

Задирковое опробование состоит в отбойке на обнаженной поверхности рудного тела слоя толщиной 5—10—20 см. При опробовании забоев рудных штреков задира отбирается от висячего бока до лежащего и на всю высоту забоя.

При опробовании рудной жилы в кровле горной выработки задира отбирается на интервале в 1—2 м. Обычно между интервалами, где взята задира, оставляют пропуски в 1—2 м и более.

При разведке рудного тела канавами по простиранию задиры проводятся в почве канав на глубину 5—10 см, интервалами 1—4 м, с пропусками или сплошь. В поперечных канавах задиры проводятся на всю ширину канавы.

Задирка по существу соответствует борзде, ширина которой увеличена до высоты забоя, до интервала, обычного между борздами или до ширины поперечной канавы.

Отбойка материала производится непосредственно с помощью кирок и молотков, или в соответствующем месте предварительно бурится серия коротких шпуров с целью раздробления породы.

Вес задирковой пробы в зависимости от ее глубины и мощности рудного тела колеблется от 6—10 кг до нескольких сотен килограммов.

Применимость задирок. Применение задиркового способа должно быть ограничено теми природными условиями, при которых другие более легкие методы (борздовой, горстевой, шпуровой) вследствие специфических условий не обеспечивают необходимой точности. При опробовании в подземных выработках задиры или широкие и глубокие борзды применяются в весьма тонких жилах (мощностью 10—20 см). Здесь переход на задирку или широкую борзду связан с необходимостью отобрать достаточно материала (6—8 кг).

Основное применение задиры находят при опробовании жил малой и средней мощности в продольных и поперечных канавах

я в шурфах. В этих условиях при опробовании бороздой обычного размера может легко возникнуть систематическая погрешность вследствие загрязнения, потери ценного компонента и других причин.

Чтобы ослабить влияние неблагоприятных условий для пробоотбора, в дне поверхностных выработок целесообразно увеличить количество породы, поступающей в пробу, т. е. отбирать задирко-вые пробы.

При отборе проб в канавах рудное тело обычно несколько выветрено, и отбойка большого веса проб (25—100 кг) не составляет большого труда. В этом случае пробы отбираются по сравнительно редкой сетке (одна проба освещает интервал в 4—5 м).

3. Горстевое опробование (Grab sampling)

Перевод термина grab sampling производится разными авторами различно. Так, в русском переводе книги «Справочник по обогащению полезных ископаемых» Таггарта термин grab sampling переведен как «простая отборка» [23]. Почти такой же смысл имеет термин «вычерпывание», применяемый проф. Мостовичем и Прейгерзоном [16].

В курсе «Разведочное дело» С. В. Кумпана, В. П. Гудевича и др. применяется термин grab sampling как «случайное кусковое опробование», «простая отборка». По описанию авторов, метод состоит в отборе из забоя или из отбитой и лежащей в забое руды «на-глаз» нескольких кусочков руды. Авторы подчеркивают, что «случайное, кусковое опробование» недопустимо при разведках.

По Н. В. Барышеву [4], «сущность способа grab sampling — случайного, точечного (кускового) опробования заключается в том, что из передового забоя или стенки выработки или из отбитой и лежащей у забоя руды берутся случайные ее куски, которые потом смешиваются, и вся масса идет в обработку как отдельная проба».

Определение Н. В. Барышева и Чечотта [27] неточно в том отношении, что при опробовании методом grab sampling материал не отбивается из целика, а отбирается из отбитой руды.

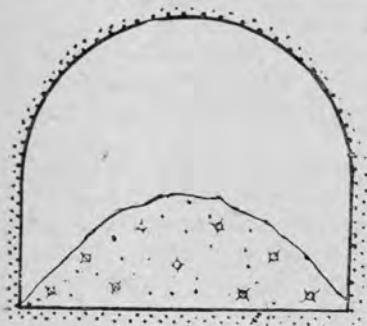
Насколько можно установить из просмотра американской литературы, трактовка термина grab sampling как отбора отдельных кусков не соответствует хорошей современной американской практике. Метод опробования посредством отбора одиночных кусков применялся лет 20—30 назад, когда методика опробования была в примитивном состоянии, и самое опробование производилось несистематично и подчас неправильно. Такой метод опробования был осужден еще в 1903 г. Т. А. Рикардом [44].

В современной американской практике сущность метода grab sampling существенно изменилась. В современном понимании метод, называемый нами «горстевым», состоит в отборе по пра-

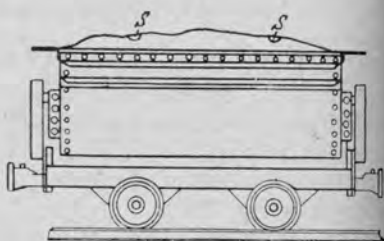
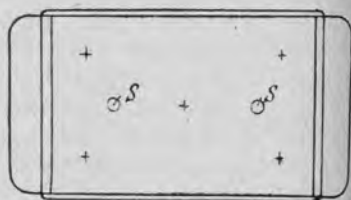
вильной сетке не отдельных кусков, а небольших порций руды горстями, либо специальными совками или лопатой. Если в пункте, где должна быть взята порция, встречается глыба или большой кусок руды, от него молотком отбивают куски, по весу соответствующие обычной порции. Во всех случаях стремятся сохранить в пробе исходное соотношение крупной и мелкой фракций; выполнение этого требования особенно важно, чтобы избежать систематической ошибки. Наиболее точные результаты получаются при опробовании мелкой руды. При крупноглыбовой руде этот метод дает значительную погрешность.

Для правильного горстевое опробование можно рекомендовать отбор 10—20—25 порций руды весом 0,5—2 кг по узлам правильной сетки, мысленно разбиваемой на навале руды, в забое (фиг. 50). Расстояние между пунктами отбора порций берут примерно 0,5 м, отмеривая его ручкой совка соответствующей длины. Для удобства работы на одном конце деревянной ручки иногда прикрепляют молоток, а на другом — совок.

При мелкой равномерной руде общий вес горстевой пробы может быть небольшим (5—10 кг), при неравномерной



Фиг. 50. Расположение порции при опробовании руды в забое горстевым методом



Фиг. 51. Опробование руды в вагонетках

крупности руды и неравномерном распределении в ней ценных компонентов вес пробы следует делать больше (20—30 кг).

Аналогично горстевое опробование применяется для опробования отбитой руды в очистных выработках, магазинах и т. п.

Горстевое опробование исключительно широко применяется при опробовании добытой руды в вагонетках и вагонах.

В американской практике при опробовании горстевым методом руды в рудничных вагонах порции располагаются либо в двух

точках (S), либо в пяти точках — письмом (фиг. 51). Второй способ точнее.

Отметим, что товарные руды опробуют в большинстве случаев горстевым методом.

Горстевым методом по правильной сетке опробуют отвалы из штабеля руды.

Чтобы опровергнуть распространенное в русской литературе представление о принципиальной неправильности и неприменимости горстевого метода, приведем примеры и опытные данные из практики американских и русских месторождений.

Нибел [35] при описании рудников компании Хэновер Бессемер Айрон энд Коппер указывает, что для точного контроля столь многих химических элементов, как в данном месторождении (железо, сера, кремнезем, фосфор, медь и марганец), требуется надежный метод опробования. На рудниках этой компании принято брать пробы в тех пунктах, где руда больше всего измельчена. В подготовительных выработках отбираются горстевые пробы при погрузке руды в вагонетки. Установлено, что дробление руды при взрывании создает равномерную смесь, поэтому пробы, взятые из отбитой взрывом руды, более ценны, чем борозды. Когда же в забое имеется несколько сортов руды, то применяется бороздовое опробование. Таким образом, Нифин считает горстевые пробы более точными даже тогда, когда оба метода одинаково применимы.

На руднике Пиларс (Мексика) мощные (до 30 м) линзообразные тела медных руд залегают в сильно брекчированных и перебитых сбросами андезитах и монзонит-порфирах; медные минералы отлагались между обломками брекчии. Там, где в подготовительных выработках макроскопически заметна минерализация, отбираются горстевые пробы. Для контрольного опробования промышленных участков применяется шпуровое опробование.

Залегающие в зонах смятия мощные рудные тела на медном руднике Энгельс в Калифорнии опробуют в подготовительных выработках, отбирая пробы точечным методом (pic sampling) с поверхности забоя и горстевыми пробами из отбитой руды после каждого выпала.

На Eighty-five Mines (Новая Мексика) руда встречается в минерализованных сбросовых трещинах в гранодиорите. Жильное выполнение представлено кварцем, боковые породы замещены сульфидами, окварцованы и содержат прожилки халькопирита и пирита. Руда равномерная. Опробуют подготовительные работы горстевыми пробами.

На свинцовом руднике Хомстек опробуют сомнительные в отношении промышленного содержания металла участки очистных работ, отбирая горстевые пробы из вагонов.

На месторождении рудника Аляска-Джюно оруденение приурочено к кварцевым прожилкам и изолированным линзам в сланцах. Мощность прожилков колеблется от сантиметров до метра

и более. Мощность штокверкового рудного тела свыше 100 м. Золото в кварцевых жилках распределено неравномерно. При среднем содержании золота в руде 85 центов в тонне отдельные пробы дают содержание на несколько тысяч процентов более высокое. Считается, что систематическое опробование бороздами слишком дорого. Сведения о составе руды получают горстевым опробованием в процессе подготовительных работ. Главное значение горстего опробования по руднику в целом — определять содержание золота в той массе, которая по визуальной оценке отнесена к руде, а также контролировать визуальную оценку.

Брэдли [28] приводит следующие данные сравнения горстего позабойного опробования с данными обработки на фабрике на рудниках Дуглас Айленд (табл. 28).

Таблица 28

	Рудник Трэдвелл за 17 лет долл/т	Рудник 700 за 14 лет долл/т	Мексикан- ский рудник за 16 лет долл/т	Рудник N за 15 лет долл/т
Среднее содержание по пробам из отбитой руды	2,37	2,20	2,88	2,7
Извлечение плюс хвосты .	2,47	2,33	2,83	2,24

Для золотой руды, отличающейся чрезвычайной неравномерностью, схождение данных опробования горстевыми пробами с данными отработки можно считать близким.

На Кировском апатитовом руднике П. П. Соловьевым производились опытные работы по сравнению валового и горстего опробования. Результаты опытов приведены в табл. 29.

Таблица 29

Выработки	Число проб	Содержание в пробе P_2O_5 , условные единицы		Разница в содержа- нии P_2O_5 % /
		валовой	горстевой	
Квершлаг № 2	16	312	317	+ 5
Орт № 2	7	286	286	- 0
Квершлаг № 1	5	245	239	- 6
Штольня № 2	3	94	10	+ 7
	31	274	276	+ 2

Из табл. 29 следует, что горстевые пробы дают весьма точные результаты, хотя апатит имеет тенденцию в повышенном количестве переходить в мелочь.

Горстевые пробы для опробования апатитовых руд оказались более точными, чем борзодовые; последние систематически завышают содержание на 6—12,5% (относительных).

На Тырнаузском молибдено-вольфрамовом месторождении по инициативе геолога Н. А. Хрущева производились опытные работы по сравнению валового, горстевого и шпурового методов опробования.

Тырнаузское месторождение представляет мощную залежь, имеющую форму антиклинали, круто погружающейся к востоку. Внутренняя часть антиклинально изогнутой залежи представлена молибден- и шеелитсодержащим скарном. Мощность скарнового тела в средней части достигает 70 м, к флангам мощность убывает. В всячем боку скарнов залегает толща молибденоносных песчаников, в которых промышленное оруденение также распространяется на несколько десятков метров.

Молибденит в скарнах приурочен к тонким и тончайшим трещинам и к сети мелких кварцевых жилок. Шеелит представляет очень тонкую вкрапленность и располагается в интерстициях минералов скарнов. Молибденит в песчаниках также приурочен к сети мелких трещин.

Ввиду невысокого содержания в руде ценных металлов требуется высокая точность опробования.

Опыты установили, что результаты опробования горстевыми пробами на содержание вольфрама близко совпадают с результатами валового опробования (Пожарицкий, Хрущев); но горстевые пробы показывают значительно более высокое содержание молибдена, чем получено в головной пробе обогатительной фабрики.

На Никитовском месторождении проводилось сравнение результатов опробования валовыми (вагонными) и горстевыми пробами подготовительных выработок (по материалам Гиредмета).

Никитовское месторождение представляет антиклинальную складку. В южном крыле этой складки оруденение приурочено к сбросовым трещинам в песчанике. В середине трещин располагается брекчия и глиноподобная масса с обломками песчаника. Киноварь отложена в основной трещине, пропитала глиноподобную массу и заключена в сети мелких боковых трещин. Мощность рудных тел (отрабатываемая) 2 м и более.

В северном крыле оруденение приурочено к неправильным, но в общем пластообразным телам («пластам»), совпадающим по простираению со слоистостью песчаников, ограниченным с боков сбросовыми трещинами. Мощность пластов 3—5 м и более. Киноварь отложилась в сети тонких трещин песчаника.

В валовые пробы из отбитой взрывом руды отбиралось из одной вагонетки руды, которую в дальнейшем измельчали и сокращали. Горстевые пробы весом около 30 кг отбирали из взорванной руды по сетке в 20—25 точках.

Результаты опытов приведены в табл. 30.

Таблица 30

Число проб в каждом пункте	Содержание ртути в пробах, условные единицы	
	в вагонных	в горстевых
21	7	8
6	7	7
13	4	5
41	6	7
8	62	55
8	105	117
7	101	112
11	25	26

Из табл. 30 следует, что горстевые пробы не имеют сколько-нибудь ощутимой систематической погрешности и достаточно близко устанавливают содержание металла в руде, даже на небольшом отрезке горной выработки. Несмотря на легкое выкрашивание киновари, горстевые пробы оказались вполне пригодными для целей опробования ртутной руды Никитовского месторождения.

Применимость горстевое опробование при опробовании горных выработок. Горстевое опробование может найти широкое применение при разведке и подготовке месторождений цветных, редких металлов, золота и черных металлов, когда горная выработка целиком проходит по мощному рудному телу. В этих условиях нет засорения отбитой взрывом руды боковой породой, и горстевая проба может представить содержание металла в целике.

Горстевое опробование приложимо для мощных жил, месторождений замещения, штокверковых месторождений с равномерным и неравномерным распределением ценных компонентов.

Горстевой метод делается незаменимым в тех случаях, когда в борздовой, шпуровой и другой пробе нельзя сохранить исходного содержания металла в целике вследствие резко различной твердости оруденелой зоны. Например, в жилах южного крыла Никитовского месторождения киноварь сосредоточена в трещинах песчаника. Вдоль оруденелых трещин порода раздроблена и превращена в мягкую глиноподобную массу с обломками песчаника. Провести правильную борзду нет возможности; в пробу в одних местах резко в избытке попадает оруденелый материал, в других случаях он оказывается резко в недостатке. Борзды и шпурь.

здесь оказались неприменимыми, а горстевые пробы дали вполне удовлетворительные результаты.

В качестве другого примера можно взять приводимое проф. Чечоттом месторождение золота в Колорадо. Это месторождение представляет пластовую залежь обломочного брекчиевидного материала, сцементированного частью золотосодержащим колчеданом, частью рыхлой глинистой породой (фиг. 52). В таких породах, указывает Г. О. Чечотт, чрезвычайно трудно провести борозду правильной формы, ибо брекчия и валуны не откальваются по определенной плоскости; некоторые из них выступают из борозды, другие выпадают, образуя более глубокие углубления, отчего материал пробы не отвечает по своему составу породе, происходит обогащение пробы цементирующей массой.

В этих условиях Г. О. Чечотт считает необходимым валовое опробование, но здесь возможно также опробование и горстевыми пробами достаточного веса.

Горстевое опробование, как правило, неприменимо для опробования маломощных рудных тел, так как к взорванной руде будет примешиваться пустая порода.

Неудобен горстевой метод и в случае необходимости секционного опробования рудных тел, представленных слоями различного минерального состава. Но он может найти применение для опробования рудного тела при пересечении его ортами, гезенками или шурфами, если подвигание горных выработок за отпалку комплекта шпуров соответствует по длине намеченным секциям отбора проб.

В маломощных жилах горстевое опробование может найти применение только в особых условиях.

Так, некоторые ветвящиеся жилы крепко спаяны с боковыми породами. Здесь при выемке неизбежно приходится брать в руду значительную часть боковых пород.

На Кольванском руднике в таких условиях практиковался отбор горстевым методом 50—100 кг отбитой взрывом породы. Сортировкой удаляли пустую породу и определяли выход руды на 1 м ухода штрека. Такой способ опробования является в практике редким.

В русских руководствах либо отрицательно относятся к горстевому опробованию [11], либо допускают его применение к рудам с достаточно равномерным содержанием исследуемых компонентов в условиях массового опробования, т. е. в условиях, когда число проб на том или ином участке значительно [4].

Наконец, в более поздних работах, не опубликованных в печати, рекомендуют горстевое опробование, но при условии пред-



Фиг. 52. Характер руды месторождения в Колорадо (по Г. О. Чечотту)

варительных опытов, которые должны подтвердить его применимость.

Все указания на принципиальную неприменимость горстего опробования совершенно несправедливы. Ограничение применимости горстего метода только рудами с равномерным содержанием также не может быть признано правильным, ибо очень многие месторождения золота, ртути и редких металлов с неравномерным оруденением с успехом опробуются горстевым методом. Напротив, для таких руд горстевое опробование может дать даже более точные результаты, чем борозды, ибо при взрывании руда частично перемешивается, и в пробу легко отобрать большое количество материала. Эти достоинства горстевых проб отмечают американские инженеры.

В литературе указывают примеры, когда результаты горстего опробования имели существенную систематическую погрешность. Например, на серебряном руднике Lucky Tiger (Мексика) добытая руда каждого рудоспуска опробуется отбором из каждого вагона двух горстей. Горстевые пробы показывают содержание, завышенное на 9%.

В Криплъ Крик (Колорадо) руда из рудоспусков опробуется в вагонах отбором горсти с каждого вагона. Эти горстевые пробы завышают содержание на 20%.

Возможность погрешности не исключается и при других методах. Для ее уменьшения необходим более тщательный отбор проб и увеличение их веса.

Расстояние между горстевыми пробами в горных выработках принимается таким же, как и при бороздовом опробовании.

4. Точечное опробование отбойкой кусков в забое по сетке (метод pic sampling)

Этот метод состоит в отбойке кусков от целика рудного тела в забое или в стенке горной выработки по равномерной сетке, мысленно разбиваемой на опробуемой поверхности. Строго говоря, метод pic sampling состоит из отбойки маленьких кусков весом 50—200 г. Отбор более крупных кусков весом 0,5—1 кг при их достаточном числе, конечно, делает пробу более точной. Сетка для отбора кусков может быть прямоугольной, ромбической, или куски могут отбиваться по линиям, образуя род пунктирной борозды.

Отбивают куски в пробу с помощью кирки и молотка, а в случае трещиноватой руды — только молотка.

Удобно отбирать материал в пробу в забое непосредственно после взрыва шпуров. Поверхность забоя от взрыва растрескивается, и куски для пробы оказывается возможным отбирать в течение нескольких минут. Строгое распределение отбираемых в пробу кусков не имеет особого значения; важно только, чтобы точки отбора кусков были распределены равномерно.

В нашей практике метод точечного опробования до сих пор применяется редко. Точечное опробование может найти применение для опробования подготовительных и очистных выработок только в случае руд, однородных по прочности, весьма равномерных по содержанию металлов. В частности, опыты Н. В. Барышева [4] показали близкое схождение результатов опробования бороздами и точечным методом уральских колчеданных месторождений, характеризующихся мелкой вкрапленностью медных минералов среди пирита. В забое при выполнении опытов отбивалось 20—25 кусков весом по 20—30 кг.

Метод *pic sampling* применяется в подготовительных и очистных выработках на рудниках United Verde [35]. Пробы отбираются из кусков руды или породы до 2,5 см в диаметре четырьмя линиями на всю мощность. В массивных сульфидах халькопирит и другие медные минералы распределены весьма равномерно; постепенное обеднение их к границам рудного тела дает вкрапленные руды. Погрешность точечного опробования здесь очень невелика: в среднем пробы дают содержание, завышенное только на 2%.

Удобство опробования отбором по сетке достаточно больших кусков после взрыва состоит в быстроте и экономичности. Недобудство заключается в том, что пробу нужно отбирать до очистки забоя бурильщиками от отбитых взрывом кусков.

Геологом К. И. Сатпаевым на некоторых месторождениях Джезказганского района, представленных мощными пластовыми залежами медных руд, проводились опыты по сравнению бороздового и точечного опробования. Точечные пробы брались в виде кусочков размера $2 \times 0,5 \times 1$ см непосредственно у правой стенки пробной борозды. Интервал между точками был в средних и бедных рудах 0,25 м, в богатых 0,1 м. Результаты приведены в табл. 31.

Таблица 31

Участок	Число проб	Содержание меди в пробах, условные единицы	
		в бороздовых	в точечных
Залежь № 1	29	2,76	3,51
	18	6,69	6,85
Залежь № 2	18	2,23	3,08
	10	11,54	9,85
Залежь № 3	7	14,95	14,78
Среднее	82	5,62	5,88

По опытам К. И. Сатпаева выясняется, что среднее содержание по большому числу бороздовых и точечных проб близко. При малом числе проб (10—18—29) среднее содержание в бороздо-

вых пробах сильно отличается от среднего содержания в точечных пробах. Отсюда видно, что точечный метод в данных условиях является приемлемым, но для уменьшения случайной погрешности следует увеличить вес кусковых проб.

Систематическая погрешность была отчетливо выражена при сравнении результатов опробования разными методами одного сфенового месторождения (материалы геолога Р. Г. Коскар). Руда этого месторождения представлена минералами сфеном, эгирином, нефелином и апатитом, распределенными в виде полос и пятен. В табл. 32 приведено сравнение результатов борздового и кускового (pic sampling) опробования.

Таблица 32

Выработки	Число проб	Содержание в пробах, условные единицы			
		TiO ₂		P ₂ O ₅	
		в борздовых	в кусковых	в борздовых	в кусковых
Орт:					
№ 2	16	10,01	14,51	12,74	8,52
№ 3	22	12,70	14,13	5,12	8,25
№ 4	33	6,61	9,72	7,27	7,46
№ 5	25	7,54	8,88	9,27	7,72
№ 6	36	11,64	14,95	7,74	5,74
Штрек № 1	39	7,57	9,96	12,8	8,76
	359	9,42	12,01	8,63	7,07

Из табл. 32 на большом числе проб видно, что содержание TiO₂ в борздовых пробах на 25% ниже, чем содержание в кусковых пробах. Наоборот, содержание P₂O₅ в борздовых пробах на 22% выше, чем в кусковых. Эти расхождения объясняются тем, что в борзды в избытке против нормальной пропорции отбивался мягкий сахаровидный апатит и в недостатке — твердый сфен. Куски в стенках можно было отбить только на выступах. Эти выступы состояли из твердой, богатой сфеном и бедной апатитом руды. Более слабые полосы, богатые апатитом, образовывали в стенках выработок углубления, поэтому отбить куски апатита было трудно, и его оказывалось недостаточно.

Из этих примеров видно, что в рудах, неравномерных по содержанию ценного компонента, и в рудах, неравномерных по прочности прослоек или минеральных скоплений, точечное опробование дает значительную случайную или систематическую погрешность. Отсюда ясна и ограниченная применимость точечного опробования вообще.

5. Опробование шпурами

При шпуровом опробовании в химический анализ поступает буровая грязь или буровая мука, получаемые при бурении шпуров. Чаще для этой цели бурятся специальные шпуры, реже для опробования используются шпуры, пробуриваемые для взрывания породы при проходке горных выработок.

При ручном бурении операция сбора буровой муки или буровой грязи чрезвычайно проста — материал извлекают из шпура ложкой и помещают в мешки, к которым привязывают этикетки.

При проходке специально для опробования горизонтальных или полого наклонных шпуров механическое бурение удобно производить без продувки (заклепанными бурами) с тем, чтобы отработанный воздух не распыливал буровой муки. Последнюю удаляют из шпура ложкой, как при ручном бурении, и собирают в мешок. Этот способ с успехом применяли для опробования никеленосных пирротиновых жил Ниттис-Кумужье (Монче-Туидра) (фиг. 53).

При проходке подготовительных выработок на этом месторождении жила целиком остается в борту, шпуры служат для определения ее мощности и для опробования. Изменение цвета буровой муки с черного на белый указывает на границу рудного тела.



Фиг. 53. Расположение шпуров при опробовании никелевых жил Ниттис-Кумужье

Опробование круто наклонными шпурами на руднике Верхнем (Тетюхе ДВК) описано В. И. Смирновым [20].

Тетюхинское полиметаллическое месторождение представляет плоскую пологопадающую залежь сульфидных руд в известняках. Вскрытие и подготовку месторождения производят проведением штольни (штрека) по известнякам лежащего бока и пересечением рудного тела ортами через 30 м вкрест простирания до порфиоров висячего бока.

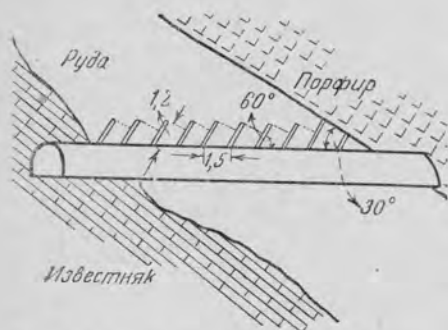
Опробуют, пробуривая телескопным перфоратором в кровле орта наклонные скважины.

Буровая мука собирается в специальную воронку из листового железа, в широкой части которой имеется отверстие для прохода бура. Из воронки буровая мука по трубке поступает в полотняный мешок (фиг. 54, 55). Средний вес пробы с 1,2 м шпура равен 3 кг. На работу задалживается 2 человека — бурильщик и коллектор. Буры сплошные с крестовой головкой диаметром 1¼".

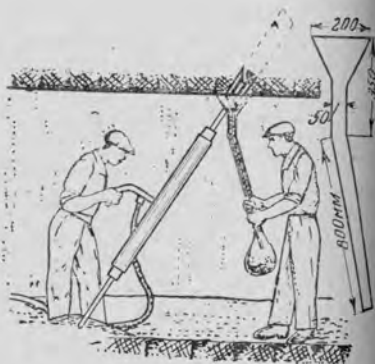
Достоинства метода: а) в четыре-пять раз большая скорость; б) в два-три раза меньшая стоимость по сравнению с борздовым

способом; в) дробление материала производится в процессе взятия пробы.

По мнению В. И. Смирнова, некоторое распыливание буровой муки не влияет на точность. Опробование капризных вкрапленных руд по одному орту бороздами дало содержание свинца 1,7%, а скважинами 1,8%.



Фиг. 54. Расположение шпуров в кверцшлаг (по В. И. Смирнову)



Фиг. 55. Отбор проб телескопным перфоратором (по В. И. Смирнову)

Вертикальные шпурь были с успехом испытаны на месторождении Сопча (Монче-Тундра) для опробования и определения мощности залежи вкрапленных никелевых руд. Улавливание буровой муки составляло 77—90%.

Нибел [37] рекомендует для сбора буровой муки при сухом бурении матерчатый мешок, придерживаемый у отверстия шпура. Резиновая прокладка, надеваемая на бур внутри мешка, уменьшает потери пыли. Иногда для сбора буровой муки просто подставляются ящики, но при этом происходит большая потеря буровой муки, и проба может оказаться неточной, если мелкая и крупная фракции буровой муки имеют различное содержание металла.

На одном молибдено-вольфрамовом месторождении при бурении шпуров для взрывных работ для сбора буровой муки подстилался брезент во всю ширину забоя, длиной 1,5—2,5 м.

При этом способе потери буровой муки составили 40—50%. Несмотря на столь большие потери буровой муки, шпуровой метод опробования оказался самым точным. опыты показали, что теряемая тонкая фракция буровой муки имеет то же содержание молибдена и вольфрама, что и более крупная фракция, оседающая на брезенте.

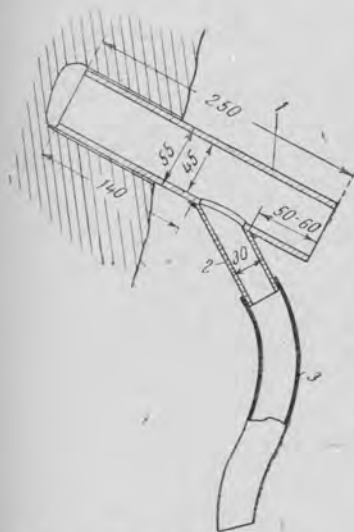
Практика показывает, что полный сбор буровой муки без пылеуловителей трудно обеспечить при обычном бурении шпуров

с продувкой. Для тщательного опробования лучше производить бурение специальных шпуров без продувки.

При опытных работах на Никитовском ртутном месторождении автор предложил следующий простой способ сбора буровой грязи при бурении шпуров с промывкой (по материалам Гиредмета).

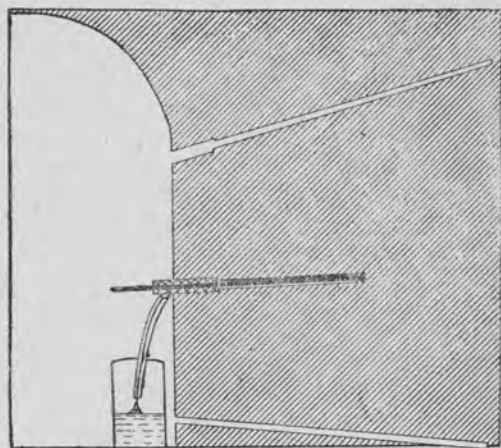
Бурение шпуров начинается специальным забурником длиной 0,75—1 м, с крестовой, армированной победитом головкой диаметром 56—57 мм.

В широкий шпур вставляют патрубок-тройник с отводной трубкой, укрепленной под углом приблизительно 30° к основной трубке. Внешний диаметр патрубка равен 55 мм, внутренний 45 мм. Патрубок изготовляют из отрезка обсадной трубы, в которой проделывают боковое отверстие и приваривают отводную трубку из кус-



Фиг. 56. Патрубок для отвода буровой грязи (размеры в миллиметрах):

1 — кусок обсадной трубы;
2 — газовая труба; 3 — резиновый шланг



Фиг. 57. Схема сбора буровой грязи при шпуровом опробовании

ка водопроводной трубы. Необходимые размеры приведены на фиг. 56, 57.

В нужных местах бурильщик специальным крестовым забурником с диаметром головки 56—57 мм забуривает шпур глубиной 10—15 см, в который загоняется патрубок с резиновым шлангом, спускаемым в ведро для приемки и отстаивания буровой грязи.

На забуривание шести—восьми шпуров широким забурником в Никитовке требовалось 10—20 мин.

С помощью описанного патрубка с отводником на Никитовке удавалось улавливать в трещиноватых породах от 60 до 70% буровой грязи. В плотных породах выход грязи доходил до 85%. Техника отбора пробы настолько проста, что при соответствующем контроле ее может выполнять попутно бурильщик.

Шпуровое опробование на Никитовке, как правило, производилось при бурении с промывкой. Несколько раз случалось, что подача воды прекращалась, однако, сбор буровой муки проходил удовлетворительно и без воды.

Буровая мука собиралась только из верхних шпуров (на высоте не менее 0,5—0,6 м от почвы забоя и из пробуриваемых вверх). Из шпуров, заложенных у почвы, этим способом собирать буровую муку нет возможности.

Материал шпуровых проб не содержит частиц более 2—3 мм. Поэтому после отстоя, слива воды и просушивания буровая мука подвергалась перемешиванию и сокращению без дробления.

В настоящее время для сбора буровой пыли разработаны специальные пылеуловители. При существенном отличии в их конструкции принцип действия всех их аналогичен [5, 7, 12].

Обычный пылеуловитель представляет баллон, в котором помещен инжектор для создания частичного вакуума.

Если инжектор расположен в нижней части баллона, то в верхней его части помещается мешок для сбора буровой пыли, верхняя часть баллона с помощью шланга и тройника присоединяется к шпuru. Вследствие вакуума в баллоне воздух с буровой мукой отсасывается из шпура в баллон, а мешок выполняет роль фильтра.

В настоящее время на заводах производятся пылеуловители Гормашпроекта ПУ-2 для сухого перфораторного бурения. Эти пылеуловители с удовлетворительными результатами были испытаны на ряде рудников.

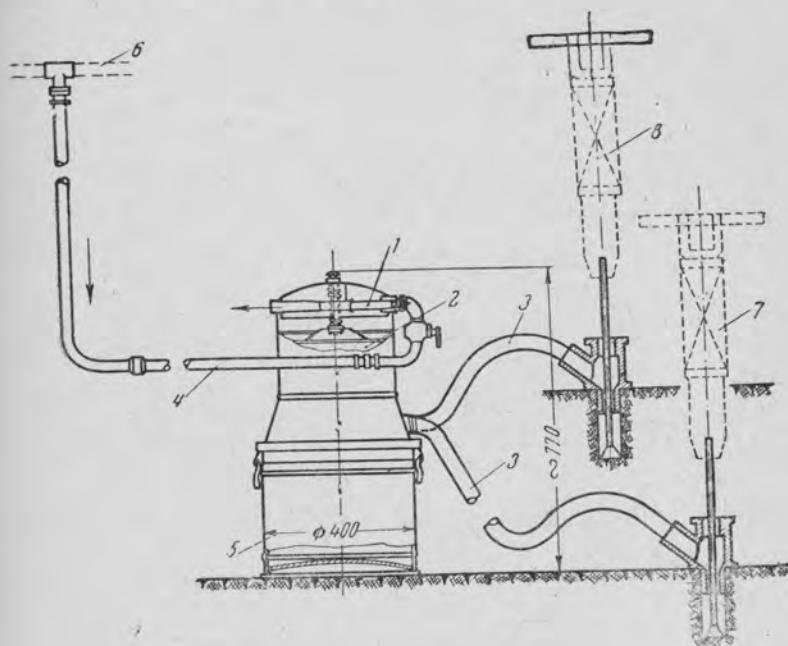
Пылеуловитель ПУ-2 (фиг. 58) состоит из двух разъемных частей, соединенных накидным замком. Верхняя часть содержит в себе инжектор 1 для создания разрежения в вакуум-камере и матерчатый фильтр 2. К верхней части присоединяется воздушный шланг 3 и отсасывающий шланг 4. Нижняя часть содержит резервуар для пыли 5.

Всасывающий шланг присоединяется к шпuru патрубком, длинный цилиндрический конец которого продольно разрезан так, что образует ряд пружин, удерживающих патрубок в скважине.

Габариты пылеуловителя: высота 70 см, диаметр 40 см. Вес 8—10 кг. Расход воздуха 0,2—0,3 м³/мин. В смену пылеуловитель собирает 60—70 кг пыли. Работа пылеуловителя сводится к следующему: 1) забуривают шпур на 6—7 см; 2) в шпур вставляют длинный с разрезами конец патрубка отсасывающего шланга; 3) в инжектор пускают воздух, и начинается нормальный процесс бурения.

По проспекту Углемашпроекта пылеуловители ПУ-2 изготовляют на Ростокинском заводе (Москва) и на Кыштымском заводе.

С помощью пылеуловителя оказывается возможным из шпура извлечь 80—95% буровой пыли и более.



Фиг. 58. Общий вид пылеуловителя ПУ-2 Гормашпроекта:

- 1 — инжектор; 2 — фильтр; 3 — воздушный шланг; 4 — отсасывающий шланг;
5 — резервуар для пыли; 6 — воздухопровод; 7 — перфоратор № 1;
8 — перфоратор № 2

Большую часть пылеуловителей конструируют для уменьшения количества пыли в забое, для борьбы с силикозом. Однако из-за несовершенства конструкций пылеуловителей они до сих пор не находят широкого применения. Но для целей опробования эти недостатки не имеют решающего значения. Сбор буровой муки с помощью существующих типов пылеуловителей представляет превосходный метод опробования. Конструкция пылеуловителя довольно проста: он может быть изготовлен в мастерской.

Погрешности при шпуровом опробовании. Шпуры соответствуют чрезвычайно тщательно проведенным бороздам, т. е. по технике отбойки шпуры являются почти идеальными пробами. Но все же иногда шпуровые пробы именно за счет непропорциональной отбойки мягкого и крепкого материала руды име-

ют систематическую погрешность. Так, на Кукисвумчорском апатитовом месторождении (Хибины) руда представлена чередующимися полосами и пятнами мягкого сахаровидного апатита и более твердого нефелина. Во многих горных выработках порода оторвана вдоль шпуров, и можно ясно наблюдать, что, проходя по сахаровидному апатиту, шпур расширяется.

Результаты опытов П. П. Соловьева и М. Д. Петрова, приведенные в табл. 33, устанавливают, что в шпуровых пробах содержание апатита завьшается на 8—32% (относительных).

Таблица 33

Сравнение результатов валового и шпурового опробований месторождений на Кукисвумчорском апатитовом месторождении

Место отбора проб	Число проб	Содержание в пробах P_2O_5 , условные единицы		
		в валовых пробах	в шпуровых пробах	завышение содержания P_2O_5 в шпуровых пробах
Квершлаг № 2	16	312	338	25
Орт № 2	7	287	313	27
Квершлаг № 1	5	245	266	21
Штольня № 2	3	94	123	29

К счастью, столь неблагоприятные условия редко бывают.

Применимость шпурового метода. Во многих случаях доказана высокая точность шпурового метода. Так, тщательные работы на медном месторождении Майами (Америка) показали, что шпуровые пробы были гораздо более точны, чем небольшие борозды, которые завьшали содержание на 13% [40].

Расположение, направление и глубина скважин зависят от характера минерализации и структуры, если руды не являются однородными.

Для правильного опробования скважины должны пересекать слоистость руды.

По мнению Нибела [37], для рудных тел с неравномерной минерализацией шпуровые пробы являются наиболее точными из всех видов проб малого веса. Прескотт [43], описывая применение шпурового опробования в рудах, отложившихся путем замещения в известняках, рекомендует вертикальные шпуровые глубиной 15—30 см, расположенные через 30—50 см для руд, лишенных заметной слоистости. В случае горизонтальной слоистости применяются вертикальные шпуровые глубиной 1 м или больше. При вертикальной слоистости применяются шпуровые с углом наклона 45°

и такой длины, чтобы предыдущий шпур заканчивался на том слое, где начинается следующий.

Шпуровой метод может широко применяться для опробования рудного тела за пределами горных выработок.

В виде опыта этот метод был применен на Никитовском ртутном месторождении для предварительного определения рудоносности пород в стороны от выработок. Скважины глубиной 1,5-4 м, регулярно пробуриваемые в оба борта жилы, часто применяются в американской практике.

В Pilares [38] наклонные 1,5-метровые скважины пробуриваются в кровле через 1,5-метровые интервалы. Шпуровые пробы употребляются для контроля горстевых проб (grab). Подобные скважины пробуривают по углам гезенков через 1,5-метровые интервалы по вертикали. Буровые скважины применяют для опробования сомнительных блоков в ходе эксплуатационных работ.

В Тек-Хьюз [34] (Онтарио) 1,5-метровые скважины бурят в стенках подготовительных выработок через 3-метровые интервалы для опробования стенок и для того, чтобы держать забой в лучшей руде. Опробование производится двумя секциями. Данные опробования используют для подсчета запасов.

На медном руднике Энгельс в Калифорнии буровую муку двух-трех скважин ежедневно объединяют для контроля выемочных операций. Скважины горизонтальные пробуривают на глубину 2,5 м.

В Кананеа буровые скважины пробуривают на поверхности каждого оклада крепи при системе разработки с квадратными окладами. Опробование производят с той целью, чтобы определить, относится ли вырабатываемая порода к руде или к пустой породе.

Таким образом, шпуровое опробование применяется с весьма различными целями во многих американских рудниках и считается вполне надежным методом, а в некоторых случаях и контрольным. Несомненно, в нашей практике во многих случаях весьма удобно и экономично применение этого метода. Нужно только обеспечить полный сбор бурового материала. Необходимо помнить, что при сухом и мокром бурении в шпуре могут осаждаться и оставаться в повышенном количестве более тяжелые минералы. Поэтому необходимо тщательно продувать или промывать шпур. Кроме того, при неполном сборе буровой муки может непропорционально много теряться обедненной либо обогащенной пыли. Это заставляет особо заботиться о полноте сбора буровой муки.

В руководствах уделяют много внимания сбору пыли с помощью пылеуловителей. В связи с этим может создаться неверное представление, что при опробовании шпурами обязательно применять пылеуловители. Пылеуловители весьма удобны, но без них легко обойтись, ведя опробование бурением специальных шпуров заклепанными бурами без продувки, как это делается в Америке.

6. Опробование и разведка с помощью глубоких скважин-шпуров

Бурение глубоких скважин-шпуров. Бурение глубоких скважин-шпуров с помощью тяжелых перфораторов и секционных стальных стержней — сравнительно недавнее изобретение в практике подземного опробования и разведки.

Повидимому, впервые эксперименты по применению перфоратора для целей разведки были сделаны в Бьоте в 1922 г. В 1923 г. при проведении опытов в районе Тинтик была разработана аппаратура. В 1925 г. уже удавалось пробуривать скважины глубиной до 81 м (272 фута) [30].

Для бурения глубоких скважин можно применять тяжелые перфораторы различных систем. По мнению Н. И. Трушкова [26], для этих целей пригодны перфораторы завода «Коммунист», типа ПС, весом 85 кг, Невьянского завода НК, весом 85 кг, а также Ингерсоль-Ранд S-70 и S-80. При рядовом бурении шпуров до глубины 6 м в Кривом Роге применяли телескопные перфораторы R-51 и R-13.

Тяжелые перфораторы монтируют на раме, соединенной с двумя вертикальными колоннами. При небольшой глубине скважин перфоратор можно монтировать на одной колонне.

Свинчивающиеся буры применяют в ряде предприятий за границей и в Советском Союзе (Кривой Рог) при бурении длинных шпуров для взрывания.

Эти же конструкции свинчивающихся буров вполне применимы для опробования и разведки из подземных выработок.

Свинчивающийся бур конструкции Криворожского НИГРИ [13] изображен на фиг. 59.

Комплект состоит из следующих частей: 1) бур с головкой диаметром 75—80 мм; 2) комплект хвостовиков; 3) комплект свинчивающихся штанг; 4) соединительные муфты; 5) направляющие фонарики; 6) ключи двухсторонние для муфт и буровой стали.

Бур изготовляют из 32-миллиметровой пустотелой стали. Головка бура армируется пластинками твердого сплава РЭ-8, РЭ-15.

Противолежащий головке конец бура снабжен нарезкой для соединения его соединительной муфтой с промежуточными стержнями или с хвостовиками. Хвостовики делают из пустотелой стали диаметром 22 или 25 мм. Один конец хвостовика снабжается нарезкой, другой заправляется соответственно с формой отверстия втулки перфоратора. Комплект состоит из четырех хвостовиков различной длины.

Промежуточные штанги обычно имеют длину 2 м, число штанг в комплекте зависит от глубины скважины.

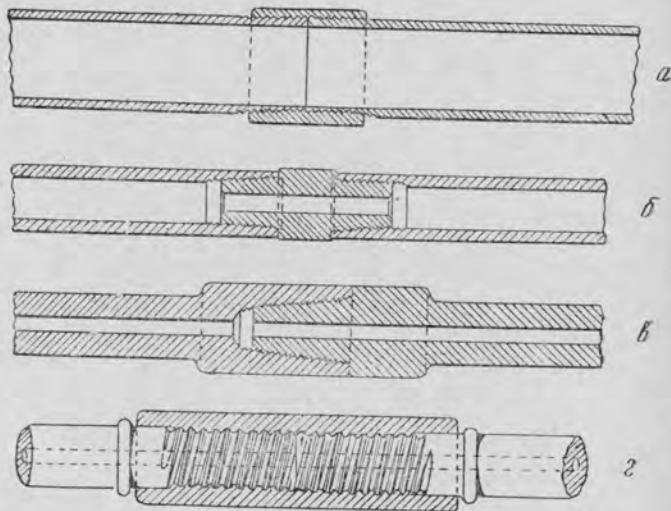
Нарезка бура хвостовиков и стержней одинаковая — левая, пилообразная. Шаг резьбы 6 мм, глубина 1,5 мм.

Концы, подлежащие нарезке, предварительно утолщают осаживанием. Все необходимые размеры приведены на фиг. 59. Соединительные муфты делают из более мягкой стали.

Для предотвращения искривления скважины между головкой бура и муфтой штанги или между двумя муфтами надевают направляющий фонарик. При свинчивании необходимо, чтобы концы стержней бура и хвостовика плотно соприкасались.

Производительность бурения свинчивающимися бурами в Кривом Роге достигает 10—15 пог. м в смену.

На руднике Анаконда [31] первоначально для штангового бурения применяли обычно 1½-дюймовые трубы, затем штанги алмазного станка Е с подачей промывной воды непосредственно в трубы через штуцер. Потом перешли к стержням (фиг. 60).



Фиг. 60. Развитие конструкции секционных буровых стержней:

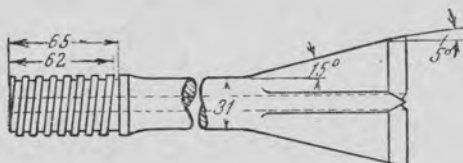
а — обычные сварные трубы; б — буровые штанги алмазного станка «Е»; в — стержень Braly-North Butte Mining Co; г — стержень Waugh-Denver Rock Drill Mfg. Co.

По предложению стахановца тов. Панчакова, конструкция свинчивающихся буров в Кривом Роге в последующем была изменена — штанги начали изготовлять не из пустотелой стали, а из цельнотянутых стальных труб диаметром 40 мм. Кроме того, инструмент был снабжен специальным штуцером для подвода в штангу сжатого воздуха. Такая конструкция позволяет непрерывно продувать шпур сильной струей сжатого воздуха.

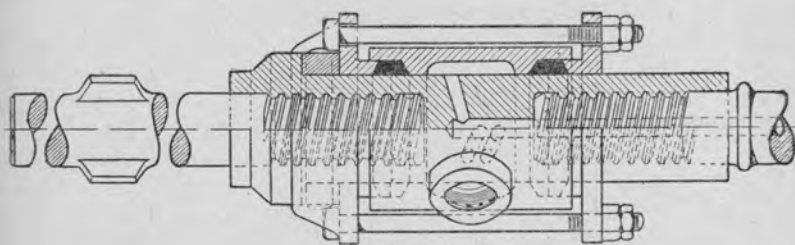
Н. И. Трушков [26] приводит чертежи свинчивающихся буров с несколько другой нарезкой и с крестовым долотом (фиг. 61).

На фиг. 62 показана схема устройства вертлюга для промывки скважины водой. Вода под давлением поступает не в перфоратор, а непосредственно в буровую сталь через вертлюг. Вертлюг насаживают близ втулки перфоратора.

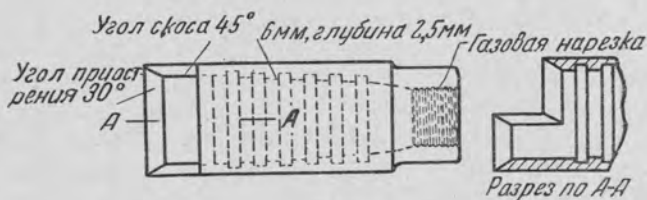
Штанги для жесткости свинчивают вплотную, впритык.



Фиг. 61. Крестовое долото свинчивающихся буров (по Н. И. Трушкову)



Фиг. 62. Вертлюг



Фиг. 63. Ловитель застрявших кусков стали (по Н. И. Трушкову)

На фиг. 63 показан ловитель для вытаскивания застрявших обломков стали или головки бура. Ловитель представляет открытую и срезанную углом муфту, имеющую на конце (внутри) квадратную нарезку. На другом конце ловителя имеется нарезка для соединения с 25-миллиметровой штангой. Ловитель вводят

в скважину выступом вверх; он заходит сверху застрявшего бура. При повороте ловителя на 180° выступ приподнимает застрявшую штангу, последняя входит в него, вращением закрепляется и захватывает застрявшую часть бура.

Выбор начального диаметра скважины зависит от крепости пород и глубины скважин. В ряде американских предприятий начинали глубокие скважины диаметром 3—3,5 дюйма и заканчивали диаметром 2 и даже $1\frac{3}{4}$ дюйма. Последовательные диаметры головок буров отличались один от другого на $\frac{1}{8}$ дюйма.

При использовании коронок, армированных пластинками твердых сплавов, возможно применять и меньшие диаметры.

Наклон и глубина скважин. Скважины можно бурить под любым углом наклона, но наиболее удовлетворительные результаты получались при пробуривании скважин с восстанием под углом 5— 30° к горизонту. В этом случае условия наиболее благоприятны для извлечения буровой грязи. Наибольшая производительность при угле наклона 20— 30° ; при угле наклона менее 10° затрудняется промывка скважин. При крутых углах требуется устройство противовеса. Бурение крутых или вертикальных восстающих скважин также возможно, хотя сбор буровой грязи делается более трудным.

Глубина, до которой может быть пробурена скважина, широко варьирует в зависимости от условий. Главным лимитирующим условием является твердость пород — при твердых породах происходит относительно быстрая потеря диаметра. По американским данным, в очень крепких окварцованных породах редко удается пробуривать скважины глубиной более 15 м, в то время как в благоприятных породах глубина скважины достигала 80 м. В настоящее время при применении буров, армированных твердыми сплавами, крепость пород, повидимому, представляет менее значительное препятствие.

Оседание буровой грязи в скважине уменьшенного диаметра не только обуславливает застревание долота и поломку стержней, но также влияет и на точность результатов опробования. Уменьшение диаметра стали против нормального (1 дюйм против нормального $1\frac{1}{4}$ дюйма) на Chief Consolidated привело к значительной вибрации и понижению эффективности бурения.

Трещиноватость пород представляет для бурения этим методом препятствие, как и при других методах. Наличие открытых трещин обычно обуславливает потерю скважины, так как, с одной стороны, возрастают препятствия в отношении бурения, а с другой стороны, — буровая грязь теряется. Открытые пространства иногда могут быть перекрыты трубами. Для этого предварительно на небольшую глубину пробуривают удаленную стенку подошты, затем вводят и заклинивают обсадные трубы, и бурение продолжается меньшим диаметром. Бэйнс описывает удовлетворительные результаты применения этого метода в Мемфисе (Новая Мексика).

Скорость бурения, по американским данным, колеблется от 2,5 м в смену в особо твердых породах до 15 м в благоприятных породах. В среднем в смену пробуривают 7,5 м.

В общем стоимость 1 пог. м при этом способе бурения в два-четыре, а иногда в шесть—пятнадцать раз меньше, чем при алмазном бурении, и во столько же раз быстрее.

Практика опробования. Обычно у устья глубокой скважины ставят банку из-под карбида. Смена их производится через интервал, принятый для опробования.

При сухом бурении удовлетворительные результаты такого сбора буровой муки достигаются в том случае, если тонкий и более крупный материал имеет одинаковое содержание ценных компонентов. Однако часто содержание в крупной и мелкой фракциях различно, и неполный сбор материала может быть источником крупной погрешности.

Некоторые американские специалисты находили, что скважины исключительно полезны для того, чтобы доказать присутствие или отсутствие руды, но мало надежны в отношении определения содержания в руде. Во многих случаях, действительно, физические свойства пород и руд препятствовали точному опробованию с помощью перфоратора, но нередко неверные результаты были обусловлены недостаточной техникой работы по сбору буровой грязи.

Для точного опробования шпуров-скважин должны быть соблюдены два требования: во-первых, необходимо принять меры, чтобы был вымыт весь отбитый материал, во-вторых, весь этот материал или, по крайней мере, действительно представляющая его часть, должен быть собран.

Из скважин, пробуриваемых вверх под углом 5—30°, буровая грязь легко вымывается водой.

В скважинах, пробуриваемых вниз, обычно в добавление к воде требуется и воздух, чтобы поднять буровую грязь.

Полная очистка нисходящих скважин промывкой через буровые штанги вообще трудно достижима. Поэтому для тщательной промывки буровые штанги извлекают и опускают в скважину трубы, в которые накачивают воду. Таким образом, способ промывки нисходящих скважин совпадает с тем, какой применим при алмазном или дробовом бурении.

Сбор буровой грязи из длинных скважин в Топорап (Новая Идрия) и других местах [37] производился следующим способом.

Кусок трубы диаметром 7,5 см и длиной 30—60 см вставляют в специальную короткую скважину, пробуриваемую снизу, до встречи с длинной скважиной (фиг. 64).

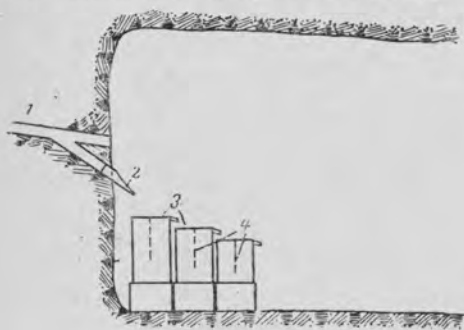
Из этой трубы буровая грязь поступает в банки из-под карбида. Такой способ позволяет избежать потери буровой грязи.

В случае круто наклонных скважин полный сбор буровой грязи затрудняется вследствие стремления у грязи стекать по буровым стержням.

Иногда буровая грязь сокращается на месте делителем Джюсса или квартовальной трубкой.

Длинные скважины-шпурсы должны документироваться тем же способом, что и скважины ударного бурения.

Применимость длинных скважин-шпуров. Длинные скважины получили главное применение при подземной разведке и поисках. Они особенно удобны в тех случаях, где требуется быстрый и недорогой метод разведки боков жилы. При разведке на длину 45—50 м этот метод часто имеет преимущества по сравнению с алмазным бурением (фиг. 65, 66).

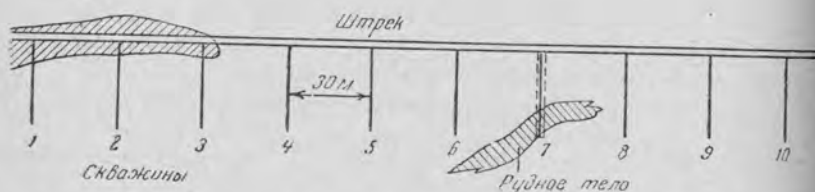


Фиг. 64. Сбор буровой грязи (по Нибелу):

1 — глубокий шпур; 2 — жолоб; 3 — банки от карбида; 4 — перегородки

Применение этого метода дает весьма ценные результаты там, где имеются неправильные тела и рассеянные руды, столь типичные для месторождений замещения.

Не менее эффективно его применение в жильных месторождениях, расположенных в трещинных зонах, где отдельные слепые жильные тела встречаются без геологических признаков, указывающих на их присутствие (фиг. 65).



Фиг. 65. Схема поисков рудных тел длинными шпурсами (по Нибелу)

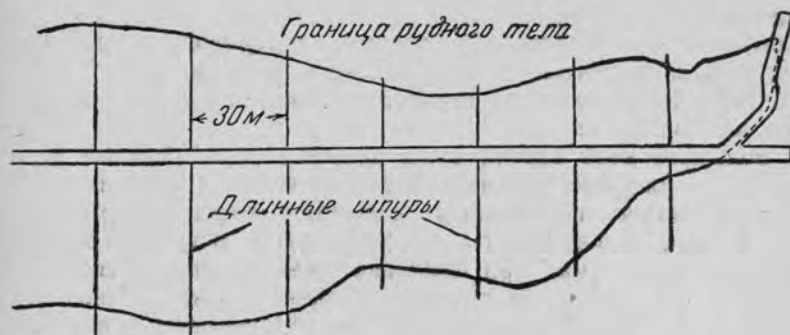
Буровые скважины в таких условиях дают вполне удовлетворительные результаты с гораздо меньшей затратой средств и времени, чем горные работы или алмазное бурение.

Буровые скважины пробуривают и с чисто геологическими целями, например, для выяснения положения зон трещиноватости, в которых могут быть рудные тела, для выяснения положения даек, трещин, контактов и т. п.

В американской практике этот метод разведки имеет широкое применение. Нибел [37] дает примеры применения этого метода

более, чем на двадцати предприятиях с чрезвычайно благоприятными результатами. В ряде предприятий таким методом были открыты слепые рудные тела.

В Советском Союзе еще очень мало примеров применения длинных скважин-шпуров. Опыты по бурению сравнительно коротких скважин (глубиной 8 м) на Гумбейском шеелитовом месторождении оказались благоприятными и привели к открытию шеелитоносных гнезд.



Фиг. 66. Оконтуривание рудного тела длинными шпурами (по Нибелу)

На Гумбейском месторождении буровые скважины бурили веером вверх. Буровая грязь собиралась интервалами по 1 м и поступала на химический анализ на содержание окиси вольфрама.

Длинные шпуров широко применяются в районе юга Миссури. Легкими молотками типа Джек опробуется кровля старых работ, почва и прилежащие участки на расстоянии 7—8 м. В современных выработках штанговое бурение производится до выемки руды. Интервалы опробования 0,60 м. Применение длинных шпуров привело к нахождению руд в кровле и в почве и по соседству со старыми блоками.

На железных рудниках Хановер (Новая Мексика) [39] бурят опережающие забой шпуров глубиной 7 м. Много ценных линз было открыто этим методом; при отсутствии скважин такие линзы были бы потеряны. Содержание в руде подсчитывается на основе анализов проб продуктов бурения. Этим методом устанавливается также мощность даек, пустые блоки в руде и углы падения рудного тела.

ВАЛОВОЕ ОПРОБОВАНИЕ

Валовой метод применяют в качестве эталонного для контроля результатов бороздового, горстегового, шпурового опробований. а иногда и самостоятельно для подсчета запасов.

По технике выполнения валовое опробование может быть разделено на два вида:

1. Большого веса партии руды целиком обрабатывают на обогатительных или специальных опробовательских фабриках. Этот вид опробования американцы называют «bulk sampling», его можно назвать валовым — фабричным опробованием.
2. Руда, получаемая при проходке 0,5—1 м горной выработки, или часть этой руды (вагонетка, пятая—десятая тачка) весом 0,5—1—2 т подвергается измельчению, сокращению и передается в химический анализ. Этот вид опробования называют фракционным (fractional sampling).

1. Валовое фабричное опробование

Опробование это состоит в обработке на обогатительной фабрике значительной по весу партии руды и в определении в ней содержания металла по балансу металла в различных продуктах обогащения. Механобр сконструировал и изготовляет передвижной агрегат для валового опробования и предварительных испытаний руд на обогатимость. Этот агрегат представляет небольшую передвижную обогатительную фабрику [22].

Наиболее часто валовое фабричное опробование применяют в золотой промышленности: валовые пробы руды обрабатывают на бегунных фабриках.

Опробование на бегунной фабрике сводится к обработке партии руды, определению количества золота, извлеченного и оставшегося в хвостах. При среднем или богатом содержании золота в руде М. Н. Альбов [2] считает достаточным вес пробы в 10 т, что соответствует примерно 12 час. работы фабрики¹. В случае бедных руд 10 т, как правило, мало, так как заметно начинают сказываться погрешности, связанные с засорением золотом бегунной чаши, листов шлюза или амальгамы. Поэтому валовая проба

¹ М. Н. Альбов для определения веса исходной валовой пробы применяет формулу Ричардса-Чечотта. С таким использованием этой формулы нельзя согласиться. Формула Ричардса-Чечотта и другие формулы предназначены только для определения веса пробы при ее сокращении.

убогой руды должна иметь вес не менее 30 т. Чем больше обработано на фабрике руды, тем точнее результат. Результат будет еще надежнее, если несколько валовых проб с одного месторождения обрабатывают непосредственно одну за другой. Когда бегунная чаша располагается поблизости от разведываемого месторождения, лучше всего руду, добытую из подготовительных выработок, целиком обработать на обогатительной фабрике и по возможности в один период.

Перед отбором валовой пробы забой подравнивается, почва выработки на расстоянии 4—5 м от забоя очищается. Добыча руды для валовой пробы производится обычным методом. Добытая руда подвергается ручной сортировке. Интервал, с которого отбирают валовые пробы, зависит от мощности рудного тела. В мощных рудных телах он составляет 2—3 м, в маломощных — увеличивается до 10 м. Иногда в обработку на фабрику направляют $\frac{1}{2}$ — $\frac{1}{4}$ добытой с интервала руды. Результаты опробования фиксируют на планах обычным способом.

Подготовка бегунной чаши и техника опробования. Бегуны и чаша перед обработкой пробы должны быть тщательно очищены и обмыты водой. Подготовка, амальгамация листов и уход за ними должны быть обычными, как при нормальной работе фабрики.

При ручной завалке руда сваливается на очищенную и подметенную площадку у фабрики, а лучше всего на помост из плотно пригнанных досок.

При механической завалке руды необходимо очистить и обмыть рудный ларь и питатель.

Весь процесс работы бегунной фабрики — завалка, питание водой чаши, скорость вращения бегунов, сполоск чаши и шлюза — тот же, что и при обычной работе фабрики. Количество обработанной руды определяют, взвешивая ее или обмеряя в мерном ларе.

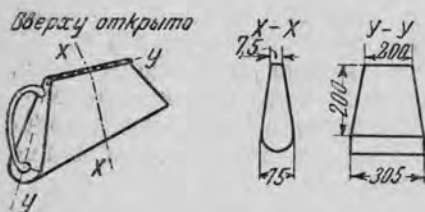
По окончании обработки валовой пробы производится «выхаживание» чаши — бегуны некоторое время вращаются вхолостую для выноса последних порций измельченной руды. Собранную внутреннюю (из чаши) и внешнюю (с листов и ловушек) амальгаму отжимают, отпаривают обычным способом и взвешивают с точностью до 1 г. В лаборатории определяют пробу золота. Сполоск, отжим амальгамы и отпарка должны производиться обязательно в присутствии десятника или коллектора.

Опробование хвостов производится отсечкой пульпы в конце шлюза пробоотборником через 15—30 мин. (фиг. 67). Из пробоотборника порции пульпы сливают в металлический бак емкостью 25—30 л воды. Пульпе дают отстояться до полного осветления и воду удаляют через резиновую трубку, употребляемую как сифон.

Хвосты выкладывают на противень, оставшиеся в баке хвосты смывают сюда же водой, и весь материал просушивают на сла-

бом сгне. Просушенный материал после перемешивания подвергают сокращению с помощью делителя Джонса до веса 1—2 кг. Проще и скорее сначала сократить пульпу путем многократного пропускания через делитель Джонса или квартовальную трубу, затем после отстаивания декантировать воду и пробу хвостов просушить.

Пробы хвостов помещают в мешочки из плотной материи, внутрь которых вкладывают этикетки. При непрерывной работе опробовательской чаши необходимо не менее трех сменных пробников, работающих под руководством десятника.



Фиг. 67. Эскиз пробоотборника

При обработке руды на бегунной фабрике часть шлихового золота в виде амальгамы проникает под вкладыши бегунной чаши. После обработки проб с одного участка или из группы жил необходимо произвести подъем вкладышей и сбор этого золота. Нужно также учитывать, какому общему количеству извлеченного золота¹ соответствует золото, собранное из-под вкладышей. В шлиховое золото, собранное при обработке пробы, вводится поправка — добавляется часть золота из-под вкладышей, пропорциональная весу золота валовой пробы.

Опробование обработкой значительных количеств руд цветных, редких металлов и золота, хотя и редко, но все же применяется в практике. Содержание металла в руде определяют по балансу фабрики.

Тщательный учет веса обработанной руды и концентрата, тщательное выполнение всех операций при опробовании на фабрике составляют обязательные условия, обеспечивающие точные результаты. Малый вес проб и небрежное выполнение операций опробования на фабрике обеспечивают результаты этого дорогостоящего метода. Нередко устанавливается, что содержание в руде по данным обработки на фабрике отличается от содержания по пробам малого веса. Эта разница далеко не всегда указывает на наличие погрешности в пробах малого веса. Иногда она зависит от потерь ценного компонента, от засорения руды пустой породой или от неучтенного содержания ценного компонента в боковых породах и от дефектов опробования на фабрике. Все это должно быть учтено прежде, чем вводить поправки в данные опробования малыми пробами.

¹ М. Н. Альбов рекомендует учитывать золото из-под вкладышей пропорционально количеству обработанной руды. Автору этот метод представляется менее точным.

Погрешности при валовом опробовании обработкой валовых проб золотой руды на бегунных фабриках. В некоторых работах (Альбов, Барышев, Ашгирей, Розин) по методике опробования золотых руд имеются указания, что бороздовые пробы, особенно в случае крупного золота, дают заниженное содержание.

При изложении методики бороздового опробования мы указывали на возможность систематической погрешности при опробовании, если при отбойке в пробы попадает в избытке против естественной пропорции богатый или, наоборот, убогий материал. Неравномерность руды и, в частности, присутствие крупного золота, также могут быть источником погрешности. Но эта погрешность имеет характер случайный: по одним пробам в сторону преуменьшения, по другим — в сторону преувеличения. При большом числе проб она поэтому компенсируется.

Нельзя согласиться с мнением, что при наличии крупного золота бороздовые пробы систематически занижают содержание золота. В работе А. А. Иванова приводятся несколько примеров систематического расхождения между данными бороздового и валового методов опробования, которые в ряде случаев правильнее объяснять погрешностями при опробовании на бегунной фабрике.

Рассмотрим в качестве примера месторождение А. Результаты бороздового и валового опробования на бегунной фабрике приведены в табл. 34 (по материалам геолога Л. Н. Ивановой).

Месторождение А, представленное мощной зоной минерализованных сланцев, разведывалось горными выработками. В стенке ортов, пройденных через всю мощность рудоносной зоны, отбирались две борозды сечением 10×5 см, материал которых смешивался в одну пробу. Вес бороздовой пробы с 1 пог. м выработки был равен 26 кг. Золото в общей массе сланцев чрезвычайно мелкое. Вес валовых проб был от 5—6 до 30 т, в среднем 10—15 т. Производительность чаши Бильдон была 30—35 т в сутки.

Ввиду значительного веса бороздовых проб и преобладания в руде мелкого золота трудно ожидать существенной систематической погрешности. Данные, приведенные в табл. 34, доказывают факт неточного опробования на фабрике или «подсаливания» валовых проб золотом из руды, ранее обработанной на бегунной чаше.

Как видно из табл. 34, содержание по бороздовым пробам составляет 8—19% от содержания золота в валовых пробах.

Предположим для доказательства от противного, что верны валовые пробы. Значит, в бороздовые пробы поступает только 8—19% Au, имеющегося в руде, а 81—92% Au теряется. Неправильность такого предположения очевидна, так как нельзя даже искусственно выделить из руды 81—92% Au. Неверное опробование на фабрике особенно отчетливо заметно по пересечению № 6, где среднее содержание в хвостах валовых проб (3,52 г/т) в одиннадцать раз выше, чем среднее содержание в 69 бороздовых пробах.

Таблица 34

Сравнение результатов валового и фабричного опробований месторождения А
(по Л. Н. Ивановой)

№ развешенного пересечения	Длина пересечения, м	По валовым пробам				по борздовым пробам				Расхождение
		обработано валовых проб	извлечено золота г/г	содержание в хвостах г/г	общее содержание г/г	число проб	среднее содержание золота г/г	распределение борздовых проб по содержанию золота		
2	87,5	321	0,09	1,47	1,56	59	0,19	Следы Менее 0,5 г/г 0,5-1 г/г 1-1,5 г/г 3-4 г/г	45 проб 7 4 пробы 1 проба 2 пробы	1 : 8,6
3	70	254	0,12	2,3	2,4	44	0,23	Следы До 0,6 г/г До 0,7 г/г До 1,5 г/г 9 г/г	21 проба 19 проб 1 проба 2 пробы 1 проба	1 : 10,5
6	36	33	0,5	3,52	4,02	69	0,32	Следы-0,6 г/г 0,6-0,7 г/г 1,2 г/г	66 проб 2 пробы 1 проба	1 : 12,7
4	67	194	0,35	1,51	1,86	72	0,35	Следы-0,6 г/г 0,6-1 г/г 1-2 г/г	60 проб 5 проб 6	1 : 5,3

По другому месторождению Д—М (по А. А. Иванову) по бороздам было получено содержание золота 0,27 г/т, а по одиннадцати валовым пробам 1,15 г/т. Содержание в бороздовых пробах составляет 23% от содержания в валовых пробах. В этом случае несомненно, что опробование на бегунной фабрике произведено неверно, ибо невозможно, чтобы из материала, отбитого для бороздовых проб, терялось 77% Au.

Из этих примеров видно, что только при обработке большого веса валовых проб, при непрерывном последовательном процессе обработки ряда проб и тщательном опробовании хвостов валовое опробование делается надежным.

Подобно этому нельзя слепо доверять и данным опробования со слива классификатора обогащительных фабрик. Можно привести много примеров, когда проба слива классификатора занижала содержание металла в руде на 15—20% (Тырнауз, Никитовка и др.). В сомнительных случаях необходимо составлять баланс металла по фабрике.

2. Валовое фракционное опробование

Валовой пробой считается вся руда или значительная часть руды, полученной при проходке 0,5—2 м разведочной выработки. Обычно вес валовой пробы равен 0,5—2 т. Если валовая проба в дальнейшем подвергается обработке с целью ручной отборки богатых штуфов, то вес ее должен быть не менее 3—4 т.

Если мощность рудного тела невелика, и с 1 м уходки получается 1—2 т руды, то в валовую пробу обычно идет вся сырая руда. При большой мощности в валовую пробу выделяется часть добытой руды одним из следующих приемов:

1. В валовую фракционную пробу отбрасывают третью, пятую или десятую лопату с таким расчетом, чтобы вес валовой пробы оказался равным 0,5—1 т. Этот метод самый точный, но вместе с тем он медлен и дорог. Прибегать к нему имеет смысл только в немногих случаях при рудах с исключительной неравномерностью минерализации и при необходимости достижения особо высокой точности опробования.

2. В валовую фракционную пробу поступает третья, пятая или десятая гачка, бадья. Этот способ проще и дает точные результаты. Почти всегда достаточно в пробу отобрать десятую или двадцатую часть добытого в забое материала. На Коунрадском и Алмалыкском месторождениях медно-порфириновых руд отбиралась каждая пятая, десятая и двадцатая бадьи. Исследования М. А. Шibaкова показали, что при отборе двадцатой бадьи получается вполне точная проба.

3. Из отбитой взрывом руды насыпается вагонетка, которая и представляет пробу.

На Никитовском месторождении киновари, несмотря на неравномерность минерализации руды и сильно выраженную склон-

ность киновари уходить в мелочь, вагонные пробы оказались вполне точными.

Джорелимон [36] считает валовое фракционное опробование настолько точным, насколько это вообще возможно. «Подсаливание» богатой мелочью, попадающей из рыхлых слоев, незаметно. Единственная ошибка, пишет Джорелимон, происходит от странного импульса, который побуждает самых невежественных и незаинтересованных рабочих бросать в пробу куски богатой руды. По этой причине в Ахо, в разведочной шахте, большие валовые пробы показали на 0,15% меди завышенное содержание.

Валовое опробование до недавнего времени широко применялось при начальной стадии разведки месторождений редких металлов и олова. При развертывании эксплуатации и механизированных методах проходки разведочных выработок валовое опробование, а также тяжелые задиры приходилось оставлять, как методы практически невыполнимые в нормальном ходе работы рудников.

Действующие рудники, добывающие молибденовую, вольфрамовую и оловянную руду (Умальта, Чикой, Белуха, Букука, Джида, Тырнауз, Лянгар) безболезненно перешли на бороздовое, шпуровое или горстевое опробование.

Валовой способ опробования, как чрезмерно медленный, трудоемкий и дорогой, должен применяться только в немногих случаях.

Можно наметить следующие условия, при которых валовое опробование является рациональным:

1. В случае небольших убогих месторождений, содержащих крупную кустовую вкрапленность касситерита, шеелита или вольфрамита, часто бывает важно определить распределение компонента в богатой и убогой фракции и мелочи, получаемых при ручной рудоразборке, и установить выход фракций. Нередко такая обработка проб позволяет наметить пути использования месторождений и установить возможность старательской добычи концентрата. Эти задачи могут быть решены путем отбора небольшого числа валовых проб, сортировки руды, определения выхода каждой фракции, последующей обработки проб по фракциям и их химического анализа.

2. При разведке гнездовых месторождений со спорадической вкрапленностью рудных минералов (например, Балканское месторождение шеелита, гнездовые скопления платины в дунитах и т. п.). В таких небольших месторождениях нередко слишком велика неправильность в распределении ценных компонентов и слишком мало критериев для выбора точек опробования и для равномерного расположения малых проб. Точное опробование таких месторождений малыми пробами трудно, а подчас и невозможно. Поэтому приходится идти на повышенные расходы, связанные с валовым опробованием.

А. А. Иванов приводит результаты опробования платиноносных дунитов параллельно бороздами и валовыми пробами. Результаты приведены в табл. 35.

Таблица 35

Содержание платиноидов в пробах руды г/т	Число проб с содержанием, указанным в столбце 1	
	бороздовых	валовых
1	2	3
Следы	14	Нет
0,01—0,06	9	1
0,07—1,0	7	40
1,0—1,8	3	Нет
3,4—4,28	3	1
6,0—9,7	3	Нет
20,80—47,8	2	»
Среднее содержание	2,93 г/т	0,42 г/т

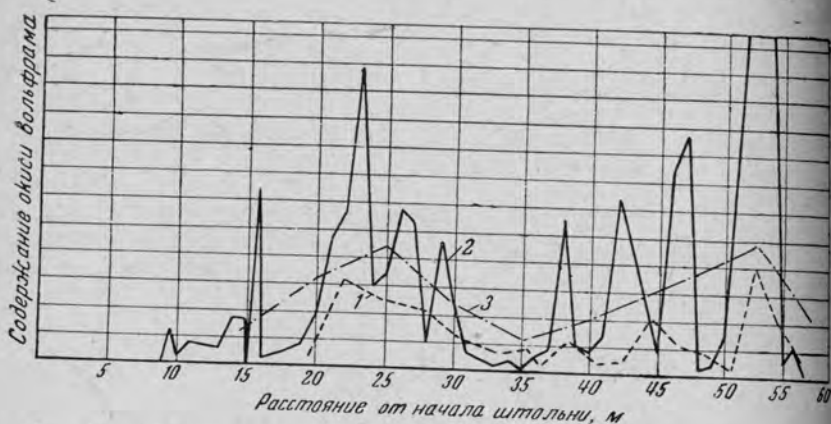
Из этих данных видна исключительная неравномерность распределения платины в дунитах. Из 42 проб три пробы с содержанием 6,0—9,7 г/т и 2 пробы с содержанием 20,80—47,8 г/т резко поднимают общее среднее содержание и, вероятно, завышают его против действительности. Чтобы исключилось чрезмерное влияние особо высоких бороздовых проб, общее число проб должно быть очень велико. Валовые пробы благодаря их большому весу позволяют получить устойчивое среднее содержание при гораздо меньшем количестве проб.

3. В случае мощных месторождений валовые фракционные пробы незаменимы, как эталонные, при экспериментальных работах по выбору рационального способа опробования (бороздового, шпурового, горстеевого).

Обычно требуется, чтобы по данным опробования можно было судить о содержании металла в рудном теле. В случае рудных жил малой мощности при проходке разведочных и подготовительных выработок отбитая руда значительно засоряется пустой породой. Очевидно, что содержание металла в валовых пробах в таких случаях будет заниженное.

На диаграмме (фиг. 68) показаны результаты параллельно проведенного валового и бороздового опробования на одном вольфрамовом месторождении. Расхождение между результатами валового и бороздового опробования здесь не показывает неправомерности последнего, а устанавливает засорение валовых проб

пустой породой. Валовое опробование из-за засорения руды боковой породой не может дать содержания металла в маломощных рудных телах, если не предусмотрено специальных мер.



Фиг. 68. Диаграмма содержания окиси вольфрама по данным валового и бороздового опробования по штольне № 2 вольфрамового месторождения: 1 — кривая содержания по валовым пробам; 2 — кривая содержания по данным бороздового опробования; 3 — сглаженная кривая содержания окиси вольфрама по данным бороздового опробования

Применимость различных методов опробования. Сфера применимости различных методов схематично приведена в табл. 36.

Таблица 36

Метод опробования	Сфера применения
Бороздовой	Жилообразные тела малой и средней мощности. Секционное опробование боковых пород, мощных жил и залежей полосчатого строения. Опробование мощных тел в поперечных канавах (бороздами увеличенного сечения)
Горстевой	Мощные жилы, метасоматического тела и штокверки. Опробование руды в магазинах, штабелях, вагонетках
Кусковой (точечный, pic-sampling)	Мощные жилы и метасоматические залежи с равномерной рудой. Иногда для секционного опробования мощных тел
Задирки	Весьма тонкие жилы в горных выработках. Опробование рудных тел малой мощности в канавах. Отбор руды для технологических испытаний

Продолжение табл. 36

Метод опробования	Сфера применения
Шпурь	Опробование жил, оставленных в боку штреков, мощных залежей в ортах. Опробование не вскрытой горными выработками мощности рудных тел. Поиски и опробование рудных тел за пределами горных выработок. Опережающее опробование в подготовительных и очистных выработках
Валовое	Отбор руды для технологических испытаний. Эталонные пробы при опытных работах. Для контроля данных опробования другими методами. В редких случаях при исключительно неравномерных рудах. В процессе опытной эксплуатации

3. Расстояние между пробами

При выборе расстояния между пробами в горных выработках, прослеживающих рудное тело по простирацию, учитывается степень равномерности распределения компонентов в рудном теле, постоянство и выдержанность рудного тела, длина отдельных рудных тел и требуемая точность опробования.

При большой изменчивости в содержании исследуемых компонентов, при значительных колебаниях в мощности или при малой длине отдельных рудных тел пробы следует отбирать через небольшие интервалы. При опробовании длинных рудных тел с равномерным распределением ценных компонентов в руде пробы можно располагать через значительные интервалы.

Вопреки указаниям некоторых руководств удельный вес руды не оказывает влияния на выбор расстояния между пробами.

В равномерных по мощности и по содержанию в руде компонентов и достаточно крупных месторождениях расстояние между пробами принимают равным 3—6 и до 10 м.

В месторождениях с неравномерным распределением компонентов в руде расстояние между пробами в нашей практике принимается равным от 1 до 3 м.

В некоторых руководствах указывается, что для месторождений с неравномерным распределением компонентов в руде и со значительной ценностью полезного ископаемого расстояние между отдельными пробами при детальных разведках принимается равным 0,5—1 и реже 2 м. Это не совсем верно: расстояния в 0,5 м не практикуются. Расстояние между пробами в 1 м принято в сравнительно немногих месторождениях золота и редких металлов, представленных короткими рудными телами с весьма неравномерным распределением ценных компонентов

(золотоносные жилы Балей, Кулуджун, ртутные жилы южного крыла Никитовки и др.).*

В горноподготовительных и разведочных выработках по длинным кварцевым золотоносным жилам и в полиметаллических и медных месторождениях опробование в большинстве случаев производится через интервал в 2 м.

В американской практике при опробовании подземных горных выработок нет общераспространенных норм для расстояний между пробами; в литературе нет и работ, в которых бы на основе экспериментов разбирался этот вопрос.

Приведем несколько примеров расстояний между пробами на американских рудниках.

На руднике Энгельс (Калифорния) минерализация борнитом, халькопиритом и отчасти халькозином встречается в смятых зонах. Опробование подготовительных работ производится точечным методом и горстевыми пробами после каждого выпала, т. е. примерно через 1,5—2 м.

В подготовительных выработках (штреках и гезенках) рудника Рей (Аризона) [45], разрабатывающего медные вкрапленные руды, применяется борздовое и горстевое опробование. Борздовые пробы отбираются через интервалы 4 м по различным стенкам выработок. Расстояние 1—1,5 м принято в районе Jarbidge (Невада) [42], где разрабатываются кварцевые золотоносные жилы с самородным серебром, и в районе Zaruma (Эквадор) [32], где производится разработка кварцево-кальцитовых жил с сульфидами меди, сфалеритом и галенитом.

В подавляющем числе американских месторождений золота, полиметаллов, серебра расстояние между пробами равно 1,5 м (5 футам).

В несколько меньшем числе месторождений расстояние между пробами равно 3 м (10 футам).

Из этих данных видно, что в нашей и иностранной практике принимается приблизительно одно и то же расстояние между пробами. К этим расстояниям пришли не на основе анализа материалов, а по традиции.

Сравнение месторождений по степени равномерности распределения ценных компонентов в руде и сопоставление принятых расстояний между пробами позволяют вполне определенно сделать некоторые выводы.

В. Красников проделал большую и интересную работу с целью дать числовое выражение изменчивости месторождений. Для выражения изменчивости была принята величина среднего квадратичного отклонения σ или более удобная величина — коэффициент изменчивости V_c , представляющий выраженное в процентах отношение σ к среднему содержанию металла:

$$V_c = \frac{\sigma \cdot 100}{C}$$

В. Красников установил, что коэффициент изменчивости V_c различен для различных блоков одного и того же месторождения, но все же он может использоваться для приближенной числовой характеристики неравномерности оруденения. В. Красников установил, что коэффициент изменчивости велик в большинстве месторождений редких металлов и особенно золота.

Среди группы месторождений с неравномерным оруденением особенно большими значениями коэффициента изменчивости отличаются месторождения золота Троицкое ($V_c = 181\%$), Георгиевское ($V_c = 139\%$), Джетыгаринское ($V_c = 136\%$), Крылатовское ($V_c = 135\%$). Очевидно, что в месторождениях, характеризующихся наибольшим значением коэффициента вариации V_c , должно быть наименьшее расстояние между пробами. Однако, несмотря на резкую изменчивость, эти жилы с успехом опробуются бороздовыми пробами с интервалом 2 м. На Дарасунских жилах ($V_c = 59-125\%$) опробование с успехом ведется бороздами через 2,5—3,5 м.

Нет примеров, чтобы в случае длинных жил, даже с неравномерным распределением ценного компонента, практикой была установлена недостаточная густота опробования при 2-метровом интервале между пробами.

Эти соображения позволяют считать 2-метровый интервал между пробами всегда достаточным при разведке длинных жил. На некоторых коротких жилах с весьма неравномерным оруденением пробы отбирают через 1 м. Несомненно, и здесь возможно увеличение расстояния между пробами до 2 м при условии, что в забое будет отбираться не одна, а две-три борозды, группируемые в одну пробу. В равномерных по распределению металлов в руде месторождениях возможно принимать расстояние между пробами в 3—5 м. Для анализа на второстепенные компоненты передаются не все пробы, а часть их по более редкой сетке. Во многих месторождениях редких, цветных металлов и золота возможна и более редкая сеть проб, чем принятая сейчас в практике. Рациональное расстояние между пробами лучше всего определить экспериментом и подсчетами.

МЕТОДИКА ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ ПРОБАМИ

Вопрос об определении расстояния между пробами представляется весьма сложным; совершенного метода для его решения до сих пор не выработано.

Некоторые авторы для определения целесообразного расстояния между пробами предлагают использовать методы вариационной статистики. Применимость этих методов не является общепризнанной и встречает возражения с точки зрения математической теории. Изложение сферы и условия приложения математической статистики к опробованию и, в частности, к решению вопроса о расстоянии между пробами ради удобства дано нами в отдельной главе. Здесь мы опишем только метод разрежения, как наиболее простой, который с успехом применялся на практике, не вызывая возражений:

1. По нескольким блокам, разведанным горными выработками, или по отрезкам выработок, идущим вдоль рудного тела, подсчитывается среднее содержание по такой сетке проб, которая может считаться достаточно густой.

2. По тем же блокам подсчитываются средние содержания по разреженной сетке проб (например через одну или через две пробы).

3. Средние содержания, подсчитанные по разреженной сетке проб, сравниваются со средним содержанием по всем пробам. Если содержание по разреженной сетке проб отличается в практически нечувствительных пределах от содержания по полному числу проб, значит, для практических целей подсчета запасов вполне допустимо опробование по разреженной сетке.

4. В том случае, если руда является комплексной, то по полной и разреженной сетке проб подсчитываются средние содержания не только основного, но и сопутствующих компонентов. Этим методом может быть установлена возможность анализировать на сопутствующие компоненты не каждую пробу, а через одну, через две.

В табл. 37 приведен пример подсчета по полной и разреженной сетке проб среднего содержания по выработкам Кукисвумчорского апатитового месторождения. На месторождении требуется высокая точность сведений о содержании P_2O_5 в руде.

Как видно из табл. 37, разреженная в два раза сеть проб вполне обеспечивает необходимую точность.

Опробование не только должно позволять определять среднее содержание в блоке в целом, но также устанавливать границы промышленной части рудного тела по его простиранию и характеризовать распределение богатых и бедных участков.

Таблица 37

Результаты опробования горных выработок Кукисвумчорского апатитового месторождения полной и разреженной сетками проб

Опробованная выработка	Среднее содержание P_2O_5 , условные единицы			Полное число проб
	по полному числу проб	пробы через одну		
		четный ряд	нечетный ряд	
Штрек № 3 446-го горизонта	186	186	186	63
„ № 1 473-го „	240	238	—	70
„ № 3 446-го „	197	194	200	81
„ № 3 от квершлага № 13	305	302	—	82
„ № 3	293	280	306	49
Квершлаг № 13	274	272	276	64
Обходной рудного двора 473-го горизонта	269	268	271	29
Обходной рудного двора 446-го горизонта	246	242	249	45
Квершлаг № 2	251	248	254	41

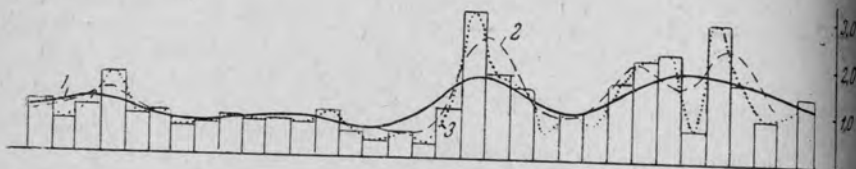
Общее распределение металла в рудном теле устанавливается построением сглаженной диаграммы содержания, методом скользящего окна. Диаграммы полезны, чтобы решить вопрос, достаточно ли характеризует распределение металла разреженная сетка проб.

На диаграмме по горизонтальной оси откладывают расстояния проб от некоторой точки. По вертикальной оси откладывают содержание металла в руде. При построении сглаженной кривой по вертикальной оси откладывают содержание, подсчитанное по группе соседних проб. Число проб, которое объединяют в группу при проведении кривой, будет характеризовать величину так называемого «скользящего статистического окна» [10]. Размер скользящего статистического окна зависит от изменчивости руды и подбирается в каждом отдельном случае опытным путем. При выборе его следует руководствоваться следующими соображениями:

1. «Окно» не должно быть настолько большим, чтобы сглаженная кривая приближалась к прямой, и смазывалась картина распределения содержания металла в рудном теле.

2. Окно не должно быть настолько малым, чтобы повторять беспорядочную картину, получаемую по одиночным пробам.

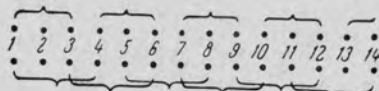
На фиг. 69 приведен характер кривых, построенных по окну в одну, две, четыре пробы. Из просмотра диаграммы видно, что кривая, построенная группировкой четырех проб, удовлетворяет требованиям.



Фиг. 69. Сглаженные кривые содержания:

1 — кривая при статическом окне в четыре пробы; 2 — кривая при статическом окне в две пробы; 3 — по данным отдельных проб

Группы проб составляются либо последовательно, либо с перекрытием (фиг. 70). Второй способ обеспечивает большую надежность диаграммы.



Фиг. 70. Варианты скользящего окна

Для проверки возможности разрежения проб в два раза строятся сглаженные кривые по четному и по нечетному рядам проб. При относительном сходстве в характере обеих кривых можно заключить о достаточной детализации опробования и при разреженной сетке проб.

Такого рода простые подсчеты и анализ могут привести к упрощению опробования, сохранению времени и средств.

СМЕШИВАНИЕ НЕСКОЛЬКИХ ПРОБ В ОДНУ ГРУППОВУЮ ПРОБУ

В настоящее время в связи с механизацией и улучшением организации горных работ резко возросла скорость проходки разведочных и подготовительных выработок. В ряде рудников средняя скорость подвигания подготовительных выработок в месяц превышает 50—60 м, а при форсированной проходке достигает 120 м и больше. На многих месторождениях подготовка и эксплуатация идут широким фронтом, и число проб, которые отбираются в сутки, становится громадным. Химическая лаборатория перегружается и не может своевременно производить анализы. Плавный ход документации нарушается, результаты опробования получаются с большим опозданием, из-за чего теряют значительную часть своей ценности. Подсчеты, связанные с большим числом анализов, требуют много времени и труда, сильно запаздывают и не обеспечивают своевременного контроля эксплуатационных работ.

В целом существующая методика опробования не соответствует современной горной технике. Это несоответствие все больше обостряется. Очевидна необходимость введения новых приемов, чтобы приспособить опробование к современным темпам подземной горной разведки и эксплуатации.

Усовершенствование может пойти в направлении механизации опробования и по пути отказа от ненужной детализации.

Мы уже указывали, что при неравномерном распределении ценных компонентов в руде оценка содержания делается не по отдельным пробам, а по группам соседних проб. Чрезмерное увеличение расстояний между точками опробования значительно снижает точность подсчета среднего содержания по блоку, что нежелательно. Есть другой путь — сохранение достаточно густой сети опробования и передача в анализ материала, полученного смешиванием нескольких соседних проб, отобранных в штреках, прослеживающих рудное тело по простиранию. Такое смешивание может быть сделано при любом виде опробования — борздовом, шпуровом, горстевом, кусковом (точечном) и валовом. Очевидно, о распределении ценного компонента в рудном теле мы будем судить не по отдельным пробам, а по их группам.

В принципе метод объединения проб не нов. На ряде месторождений принято отбирать в пробу материал двух-трех борзод, проведенных в забое. При опробовании комплексных месторожде-

ний на примеси принято в анализ передавать материал групповых проб. Новым является объединение проб при анализе на основной компонент.

Так как это упрощение не имеет широкого применения в практике и не нашло отражения в учебниках, необходимо подтвердить опытами правильность предложения.

С этой целью в 1936 г. при камеральной обработке результатов опробования одного вольфрамового месторождения параллельно с анализами отдельных бороздовых проб были сделаны анализы навесок, полученных смешиванием этих проб. При составлении смешанных навесок учитывалась длина борозд отдельных проб. Результаты опытов по одной из жил приведены в табл. 38.

Таблица 38

№ бороздовых проб	Содержание WO_3 в бороздовых пробах %	Средневзвешенный процент WO_3 , подсчитанный по анализам отдельных проб	Содержание WO_3 в смешанных навесках %	Разница в содержании WO_3 %
Ж и л а № 1				
425	1,63			
426	1,55	1,28	1,36	- 0,08
427	0,92			
428	0,28			
429	0,50	1,08	1,06	+ 0,02
430	2,33			
431	0,56			
432	1,33	1,01	0,94	+ 0,07
433	1,08			
434	1,54			
435	0,82	1,05	1,16	- 0,11
436	0,75			
437	0,66			
438	1,25	1,11	1,05	+ 0,06
439	1,25			
440	0,25			
441	0,27	0,27	0,30	- 0,03
442	0,28			
443	0,21			
444	1,00	0,51	0,50	+ 0,01
445	0,33	0,90	0,91	

Примечание. Содержание по нескольким бороздовым провам подсчитывалось с учетом мощностей по каждой пробе.

Из табл. 38 видно, что химические анализы трех отдельных проб и последующий расчет содержания (среднего) по ним дают

тот же результат, что и непосредственный химический анализ, пропорциональный смеси трех проб.

Только в единичных случаях расхождение достигает 0,2—0,25% WO_3 , но оно объясняется, конечно, в основном неточностью химических анализов.

Среднее содержание по жилам, подсчитанное по анализам отдельных проб, отличается от среднего, подсчитанного по анализам групповых навесок, только на 0,02% WO_3 , т. е. практически совпадает.

Такие же опыты были проделаны по нескольким жилам с весьма неравномерным оруденением и с различным средним содержанием. Опыты показали, что для определения среднего содержания по жиле вместо анализов отдельных проб можно производить анализы материала, полученного смешиванием двух—трех—пяти проб.

Аналогичные опыты попарного смешивания горстевых проб были проведены в 1937 г. на весьма неравномерных жилах одного ртутного месторождения. Результаты приведены в табл. 39.

Таблица 39

Результаты химических анализов индивидуальных и смешанных горстевых проб по некоторым жилам ртутного месторождения

Интервал м	Содержание ртути в пробах, %		
	в одиночных пробах	среднее, подсчи- танное по двум пробам	в смешанной пробе
7,6—8,0	0,40	0,59	0,54
8,0—9,0	0,55		
9,0—9,6	1,73	1,80	1,73
9,6—10,6	1,85		
10,6—11,1	0,52	0,60	0,57
11,1—12,6	0,63		
16,75—17,45	0,63	0,54	0,55
17,45—18,15	0,37		
19,6—20,2	1,08	0,82	0,87
20,2—21,2	0,62		
21,2—22,5	1,56	1,49	1,46
22,5—23,1	1,36		
23,1—23,5	0,13	0,47	0,44
23,6—24,0	0,74		
24,0—24,8	0,84	1,09	1,22
24,8—25,4	2,09		
25,4—26,0	0,73	1,04	0,82
26,0—26,8	1,35		

Здесь приведена только часть экспериментальных материалов. Опыты по другим жилам подтвердили возможность попарного смешивания проб.

Группировка проб позволяет в несколько раз уменьшить число необходимых анализов и резко упрощает как опробование, так и все счетные операции при подсчете запасов.

Участки в 3—6 м, опробованные бороздами через 1—2—3 м, со вполне достаточной для практических целей детализацией устанавливают распределение металла в рудном теле.

К аналогичному выводу приходит и Н. В. Барышев, рекомендуемый смешивать борозды при опробовании золотых месторождений.

Смешивание материала борозд может быть произведено следующим способом:

а) материал нескольких борозд или горстевых шпуровых проб смешивают без предварительного дробления и сокращения. При выдержанных постоянных размерах сечения борозд анализ групповой пробы будет соответствовать среднему содержанию из нескольких борозд, взвешенных в соответствии с их длинами (мощностями рудного тела);

б) материал каждой пробы обрабатывается индивидуально. После окончательного измельчения и сокращения составляется навеска, соответствующая группе проб. При составлении групповой навески отбираются количества, пропорциональные мощностям рудного тела.

Второй способ требует больше времени на обработку проб, но зато оставляет возможность в последующем произвести отдельно анализы индивидуальных проб. Второй способ можно рекомендовать геологу, который еще сомневается в возможности смешивания проб.

Группировка соседних проб вполне приложима ко всем месторождениям с неравномерным распределением ценных компонентов в процессе предварительной, детальной разведки или эксплуатации.

Вполне понятно, что нельзя производить группировки проб в том случае, когда важны анализы каждой отдельной пробы для определения границы промышленного оруденения по мощности или по простиранию рудного тела.

Целесообразно широко объединять пробы при анализе на второстепенные компоненты и на примеси, например, при анализе свинцово-цинковых руд на серебро, кадмий. Наконец, целесообразно объединять пробы, отбираемые в очистных работах по жилам.

Предложение группировать пробы для анализа по три было нами сделано при консультации разведки Белухинского вольфрамового месторождения в 1934 г. Редметразведка послала это предложение на экспертизу в ЦНИГРИ. Экспертная комиссия нашла предложение правильным. В 1939 г. опытные работы, проведенные местными работниками по совету геолога Пуркина на Саргардонском месторождении, подтвердили возможность группировки проб, и она применялась в практике.

На Всесоюзном совещании по технике и методике геолого-разведочных работ была принята резолюция следующего содержания:

1. Существующая система опробования рудных месторождений предусматривает получение раздельных химических характеристик рудного тела в выработках по интервалам длиной от 1 до 2—3 м. Эта система базируется на представлении о невозможности получения достаточно точных средних характеристик отдельных участков и блоков рудного тела при более редком расположении проб и на невозможности улавливания переходов от одного типа оруденения к другому.

Проведенный анализ понятия изменчивости оруденения с выделением различных типов изменчивости, а также доказанная возможность объединения материала смежных проб в одну групповую пробу свидетельствуют о возможности в большинстве случаев резкого увеличения длины интервалов выработок, характеризующихся одним анализом.

2. Для большинства случаев массового опробования подготовительных выработок в жильных месторождениях редких металлов величину интервалов, представляемых групповыми пробами, можно увеличить до 4—6 м, объединив материал двух-трех соседних проб.

3. Для большинства случаев опробования подготовительных выработок в полиметаллических месторождениях жильного типа величина характеризующихся отдельно интервалов может быть увеличена до 6—10 м объединением в одну групповую пробу материала пяти проб.

4. Особенно следует рекомендовать уменьшение числа проб за счет объединения в одну пробу материала, отбитого с различных работающих одновременно забоев данного блока при эксплуатационных работах.

5. Рекомендуемый метод на действующих рудниках резко сократит число отдельно обрабатываемых и анализируемых проб, упростит и рационализирует организацию опробовательских работ, устранит отставание опробования и химических анализов проб от горнопроходческих и эксплуатационных работ, упростит обработку материалов и подсчет запасов и резко снизит стоимость опробования без ущерба качеству его результатов.

6. Совещание отмечает необходимость проведения дополнительных исследовательских и экспериментальных работ на медно-колчеданных месторождениях Урала в целях выяснения возможности значительного сокращения числа раздельно обрабатываемых и анализируемых проб. Особенно важно разрешить эти вопросы в приложении к очистным работам.

ОСНОВНЫЕ ВОПРОСЫ ОПРОБОВАНИЯ В ПРОЦЕССЕ ЭКСПЛУАТАЦИИ

Опробование и геологическая документация очистных горных выработок являются средствами для определения промышленного контура рудного тела, подсчета подлежащих выемке запасов, для выбора селективной или валовой системы разработки, для рационального направления очистных работ и для контроля над правильностью эксплуатации с точки зрения полноты выемки месторождения, борьбы с потерями и разубоживанием руды.

В связи с этим в задачи опробования и документации в процессе эксплуатации входит:

а) детализация результатов опробования, проведенного в процессе подготовительных работ, и более точное определение содержания ценных и вредных компонентов в руде в пределах обрабатываемых блоков;

б) регулярное определение границ руд различных технологических сортов и общих границ промышленного оруденения по мощности и по простиранию в пределах обрабатываемых блоков, а иногда даже частей блоков;

в) определение содержания ценных и вредных компонентов в добытых рудах;

г) получение данных для подсчета запасов, для учета разубоживания и потерь руды и ценных компонентов в процессе эксплуатации.

Опробование в тесной связи с геологической документацией месторождения в очистных работах позволяет самым детальным образом изучить его строение и часто способствует нахождению новых, еще неизвестных, рудных тел.

На конкретных объектах в одних случаях перед геологом стоят все перечисленные задачи, в других случаях некоторые из них выпадают.

Изучение минералогического состава и, хотя приближенная, визуальная оценка содержания основных рудных минералов на отдельных месторождениях не менее важны, чем определение содержания металла по химическим анализам. Так, например, на Коунрадском месторождении, помимо химических анализов проб, дается характеристика по минералогическому составу, чтобы ориентировочно оценить качество руд в отношении обогатимости. Руды, в которых медь пропитывает каолинизированную породу, не

обогащаются и, несмотря на кондиционное содержание по пробам, идут в отвал.

При эксплуатационном опробовании применяются те же способы отбора проб, что и при разведке, но условия выполнения работы существенно отличны. Своеобразие условий состоит в сокращении промежутка времени между отбором проб и выемкой руды до одного-двух дней, а иногда и нескольких часов. Запаздывание в получении результатов опробования резко их обесценивает, так как либо выемка должна задержаться, либо она будет произведена без учета результатов опробования.

Задержке и в неправильностях выемки руд часто оказывается повинной геологическая служба предприятия. В эксплуатационном опробовании и фиксации его результатов на планах нельзя допускать задержек более одного-двух дней, а в некоторых случаях — даже нескольких часов.

Эксплуатационное опробование связано с необходимостью отбора большого числа проб, с затратой крупных средств, труда и времени. Поэтому всегда важно выделить основные требования эксплуатации, чтобы систематически удовлетворять их и вместе с тем сократить число проб до необходимого минимума. Это выполнимо при тщательно продуманной системе, правильной организации, выборе соответствующего метода отбора проб и сочетании опробования с тщательной геологической документацией.

а) Опробование в месторождениях большой мощности. Мощные месторождения могут быть от всячего до лежачего бока сложены однотипной промышленной рудой и резко ограничены с лежачего и всячего боков пустыми породами. Очистные выработки в таких месторождениях могут опробоваться одной пробой на всю отрабатываемую мощность. Если по техническим условиям неудобно отбирать пробу на всю мощность, то возможен секционный отбор проб с последующей их группировкой. Так как рудное тело однородно, а граница его выражена резко и хорошо определяется при геологической документации, то в секционном опробовании нет необходимости.

Наоборот, в ряде мощных месторождений нет четких границ между рудами различных технологических сортов и между промышленными рудами и слабо оруденелыми боковыми породами. При детальной разведке границы сортов и общие промышленные границы рудного тела устанавливаются посредством детального секционного опробования. Оно необходимо и при опробовании очистных работ.

Примером месторождений, где опробование должно установить границы разных сортов руд и границы промышленного оруденения, являются многие уральские колчеданные месторождения. В них вкрест мощности наблюдается смена промышленных медистых руд безмедистыми пиритами, за которыми идут непромышленные бедные и медью, и пиритом руды. Изменчивость в содер-

жани меди и смена промышленных медных руд маломедистых пиритами наблюдаются по простиранию рудных тел.

В настоящее время на многих уральских колчеданных месторождениях опробование эксплуатационных блоков производится пробами, отстоящими одна от другой по простиранию и по падению на 3—4 м. Пробы отбирают бороздами малого сечения секциями по 2 м. От этой стандартной длины секции имеются только отдельные отклонения. Так, если мощность рудного тела колеблется от 2 до 3 м, то на всю мощность берется одна проба. Сланцы внутри рудного тела опробуются отдельной секционной пробой. На каждые 50—100 т руды отбирается одна проба, а в эксплуатационном блоке размером 30×30 м и мощностью 6 м отбирается до 200—300 проб.

Такая система опробования представляется громоздкой, дорогой, отнимает много времени, внимания и вместе с тем не лишена недостатков.

Во-первых, в секцию длиной 2 м может попасть часть руды медистой, часть безмедистой серноколчеданной, и, следовательно, граница между этими рудами не будет установлена точно.

Во-вторых, из-за большого числа проб и плохой организации лаборатории результаты химических анализов задерживаются, и данные опробования наносятся на планы несвоевременно. В итоге нередко выемку приходится производить, не имея данных опробования.

Путь уменьшения числа проб состоит в переходе от стандартной 2-метровой длины секций к отбору одной секционной пробы в пределах макроскопически однородной по составу рудной толщи.

Геолог Иванов (Ленинградский горный институт) предпринял попытки установить зависимость между составом и текстурой руд и получить макроскопический признак для выделения промышленных руд. Он ставит задачу путем осмотра и документации без отбора и анализа проб не только определять границы руд разного сорта, но и подсчитывать среднее содержание по ним. Для опробования, по мнению Иванова, останется роль контрольного метода, и пробы будут отбираться только с интервалами в 10 м. Вряд ли возможно определять содержание меди в руде с необходимой надежностью только по визуальной оценке. Но несомненно чрезвычайная полезность тесной увязки документации, изучения минералогического состава и опробования. Она позволит определять длину секционных проб, производить их объединение в пределах мощности макроскопически однородных по содержанию металла руд (медистых, пиритных и убогих). Возможно, что детальное секционное опробование окажется необходимым только вблизи перехода медистых руд в пиритные и пиритных в убогие.

В американской практике для выяснения границ промышленных руд широко используется опробование длинными шнурами. Можно думать, что длинные шнуры вкрест простирания могли бы

найти широкое применение и на Урале для определения и мощности рудных тел и границ между сортами руд.

Особенно большое значение визуальное определение границ промышленного оруденения приобретает в случае трудно опробуемых месторождений с неравномерным распределением ценного компонента.

Как пример, можно привести «пласты» северного крыла Никитовского ртутного месторождения. Киноварь распределена в песчанике весьма неравномерно в виде тончайших прожилков и примазок. Из-за неравномерности руды любой из видов проб малого веса содержит погрешности случайного характера, и одиночная проба не может обеспечить получения точных данных о содержании ртути в руде в забое. Вместе с тем красная киноварь отчетливо видна на сером фоне песчаников, и после некоторого навыка оказывается возможным довольно точно определять содержание металла визуальной оценкой. В таких условиях тщательная геологическая документация с визуальной оценкой содержания (при постоянном контроле опробованием) может служить для оперативного определения границ рудного тела в очистных выработках.

Для разведки и опробования рудного тела по мощности за пределами очистной выработки может найти применение шпуровой метод.

В Мичиганском медном районе самородная медь залегает в амигдалоидных и конгломератовых отложениях. Ни один метод опробования не дает реальных результатов, так как отдельные куски меди колеблются в размерах от мелких пятен до масс в несколько тонн. Опыты по опробованию подземных выработок ставились несколько раз, но результаты оказались неудачными.

Обычный способ обработки проб непригоден, ибо самородная медь не измельчается. В практике содержание меди в руде определяется по визуальной оценке. Длительный опыт и сравнение с результатами обработки позволяют делать эту оценку довольно точно.

На Коунрадском месторождении медно-порфиновых руд на глубину 10 м вдоль бортов карьера проводятся ударным способом скважины, отстоящие одна от другой на расстоянии 5 м. Первое время скважины опробовались интервалами по 2 м. Число проб было чрезмерно большим, и требовалось много времени на подсчеты. Так как разделение руд на сорта по вертикали в пределах 10-метрового уступа для эксплуатации не было необходимым, то позднее перешли к отбору одной пробы. Результаты опробования тщательно фиксируются на сортовых планах, где отмечается и минералогический состав, и наносятся контуры промышленных руд. В процессе документации используются не только пробы буровых скважин, но и осмотр обнаженных стенок карьера.

Опробование вместе с визуальной оценкой минералогического состава руд позволяет достаточно точно определить содержание

в руде и указать, куда должна быть направлена добываемая экскаватором руда: на завод или в отвал убогих руд. Результаты эксплуатационного опробования сходятся с головной пробой обогатительной фабрики.

На Магнитогорском железном руднике работы ведутся открытым способом — уступами высотой 10 м. Взрывные скважины опробуются регулярно секциями по 2 м. В химический анализ передается только незначительная часть проб. Большинство проб из взрывных скважин отмывается для удаления глины; по весу шлиха и по его составу дают оценку руды. Одновременно ведут тщательную документацию и картирование бортов карьера. На основе этих материалов оконтуриваются участки кондиционных руд. В практике такая система до сих пор оказывалась удовлетворительной.

б) Опробование жильных месторождений малой и средней мощности с неравномерным оруденением. В жильных месторождениях с резкими границами по мощности, но с неравномерным убогим содержанием ценных компонентов, даже при оконтуривании блока с четырех сторон, иногда нет уверенности, что во всем блоке будет руда кондиционного качества. Регулярное опробование рудного тела в очистной выработке делается необходимым для того, чтобы судить о содержании металла в руде следующей, подлежащей выемке ленты или в оставшейся части блока. Обычно производится бороздковое, а при очень малой мощности жил — задиговое опробование. Пробы отбираются только в пределах мощности жилы, не захватывая пустых боковых пород. В американской практике применяют опережающее опробование бурением вверх вдоль рудного тела длинных наклонных шпуров с отбором проб буровой муки.

Если результаты эксплуатационного опробования показывают некондиционное содержание металла в руде, то выемка блока должна быть приостановлена. Остановка может быть временной до проведения более детальной разведки проходкой восстающих, подэтажных штреков или шпуров. Разведка может показать, что промышленной является только часть блока.

В зависимости от степени неравномерности пробы отбираются в каждой ленте или через одну.

Обычно расстояние между пробами принимают в полтора-два раза большим, чем в подготовительных выработках. Выполнение отдельных анализов всех проб приводит к чрезмерным расходам и к загрузке лаборатории. Поэтому при эксплуатационном опробовании особенно рекомендуется производить анализы после группировки смежных проб по две-три-четыре.

Чрезмерно широкая группировка проб не позволяет установить распределение металла в пределах блока и выделить непромышленную часть блока.

При высоком и неравномерном содержании металлов задача эксплуатационного опробования сводится к уточнению среднего

содержания полезных компонентов в руде той части блока, которая обрабатывается за месяц. Сетка эксплуатационных проб может быть более редкой, но должна быть достаточной для получения точного среднего содержания и подсчета разубоживания и потерь каждый месяц по каждому блоку. Возможна широкая группировка проб при передаче их в анализ. Одновременно по редкой сетке отбираются пробы и по боковым породам, если они содержат, хотя и убогое, оруденение. Как правило, достаточно производить анализы только на основные ценные и вредные компоненты в руде.

В нашей практике нередко производится опробование очистных выработок в жильных месторождениях с резкими зальбандами и с весьма равномерным оруденением. Если в боковых породах нет оруденения, то обычно в опробовании очистных выработок на таких месторождениях нет необходимости. Среднее содержание и запас руды, степень разубоживания и потери могут быть надежно определены по пробам из подготовительных выработок, по замерам мощности рудной жилы и по ширине очистных выработок.

Для определения степени разубоживания и потерь при добыче производится опробование добытой руды при ее выпуске из люков или из вагонеток при транспортировании. Методика опробования добытых руд изложена в специальной главе. Здесь следует отметить только желательность отдельного опробования и учета качества руд и движения запасов по отдельным блокам (паспортная защита блоков). Если отбитая руда в очистных выработках мелкая, то возможно ее опробовать горстевым методом по сетке, пробами весом 20—26 кг. Порции весом 1,5—2 кг отбираются равномерно с поверхности отбитой руды. Такое опробование позволяет определять степень разубоживания еще до выпуска руды. При крупнокусковой руде с неравномерным содержанием горстевой метод не дает точных результатов.

Порядок опробования в процессе эксплуатации месторождения находится в зависимости от принятой системы разработки.

Этот вопрос настолько сложен, что рассмотреть его в настоящей работе нет возможности.

ЛИТЕРАТУРА

1. Альбов, М. Н., Опыт точечного опробования отбитой руды, «Золотая промышленность», 1938, № 12.
2. Альбов, М. Н., Валовое опробование золоторудных месторождений, «Цветные металлы», 1932, № 7—8.
3. Артемьев, Б. Н., Опробование и техническая документация пегматитовых и пневматолитических рудных месторождений, Горгеолнефтеиздат, 1931.
4. Барышев, Н. В., Разведочное дело, ч. IV, ОНТИ, 1935.
5. Бутвиловский, А. Г. и Левицкий, В. К., Применение пылевловителя в практике шпурового опробования, «Цветные металлы», 1938, № 4.
6. Васильев, И. С., Крейтер, В. М., Барышев, Н. В., Курс методики разведочного дела. Горгеолнефтеиздат, 1933.

7. Демчаков, Пылеулавливающий аппарат при бурении шпуров, «Горный журнал», 1939, № 1.
8. Замятин, П. М., Рудничное опробование при системе Raise stoping и ее видоизменениях в практике Красногвардейского рудника, «Цветные металлы», 1935, № 7.
9. Крейтер, В. М., проф. Поиски и разведка полезных ископаемых, Госгеолиздат, 1940.
10. Крениг, А. А., Пожарицкий, К. Л., Ярошенко, К. А., Подсчет запасов месторождений редких металлов, литографированное издание, Редметразведка, 1938.
11. Кумпан, С. В., Гуцевич, В. П. и др., Курс разведочного дела, ч. I, Горнонефтеиздат, 1934.
12. Матвеев, М. А. и Пушкарева, Н. В., Улавливание рудничной пыли, «Золотая промышленность», 1938, № 12.
13. Мухин, Л. В., Развитие буровой техники в Криворожском бассейне, Кривбасс к годовщине стахановского движения, Криворожское отделение Всесоюзного научно-инженерно-технического горного общества, 1936.
14. Пожарицкий, К. Л., Комиссаров, А., Дудыкина, А., Экспериментальные работы на Джидинском коренном месторождении, «Цветные металлы», 1938, № 7.
15. Пожарицкий, К. Л., Сравнительные результаты опробования пробами разного размера, «Известия Главного геологоразведочного управления», т. I, вып. 3, 1931.
16. Прейгерзон, Г. И. Опробование полезных ископаемых, ОНТИ, 1933.
17. Русаков, М. П., Глубокая разведка руд при помощи перфораторов, «Опыт предприятий цветной и золото-платиновой промышленности», 1931, № 5.
18. Семенов, И. П. и Зеленкович, А. И., Методика опробования железных руд Кривого Рога, «ДОМЕЗ», 1935.
19. Скаковский, Н. К., Разведка месторождений цветных металлов, Цветметиздат, 1933.
20. Смирнов, Н. И., Перфораторное опробование горных выработок на руднике Верхнем (Тетюхе, ДВК), «Разведка недр», 1934, № 15.
21. Соловьев, В. Г., Топор-кайла, Сборник изобретений и технических усовершенствований ЦНИГРИ, 1937.
22. Соловьев, П. П., Опробовательская обогатительная установка для геологоразведочных партий, «Разведка недр», 1938, № 12, стр. 50—52.
23. Таггарт, Справочник по обогащению полезных ископаемых. Опробование и испытания, ч. III, ОНТИ, 1933.
24. Трушков, Н. И., Опробование рудных месторождений, ГГГУ, 1931.
25. Трушков, Н. И., Опробование забоев на железных рудниках Урала, «Уральский техник», 1927, № 3—4.
26. Трушков, Н. И., Бурение при разработке рудных месторождений, ОНТИ, 1937.
27. Чечотт, Г. О., Опробование и испытание полезных ископаемых, Горгеолнефтеиздат, 1932.
28. Bradley, P. R., Mining Methods in Alaska-Juneau Mine., Tr. Am. Inst. Min. and Met., vol. 72, pp. 103—109, 1925.
29. Brown, R. K., Exploratory Deep-Hole Drilling, Comp. Air. Mag., vol. 31, pp. 1593—1594, April, 1926.
30. Doble, Ch. A., Deep-Hole Prospecting at Chief Consolidated Mines, Tr. Am. Inst. Min. and Met. Eng., vol. 72, pp. 677—684, 1925.
31. Drullard, H. R., Drilling Holes with Hammer Drills and sectional Drill Rodes. Eng. and Min. J. — P., v. 117, N 9, 1924.
32. Emmel, Rudolf, Mining Methods in Zuruma District, Ecuador. Trans. of Am. Inst. Min. and Met. Eng., vol. 72, pp. 447—464, 1925.
33. Hensley, J. H., Mining Methods of Miami Copper Co, Trans. of Am. Inst. Min. and Met. Eng., vol. 72 pp. 78—99, 1925.
34. Henry, W. J., Mining Methods and Costs at the Teck-Hughes Gold Mines, Kirkland Lake, Ontario. Inf. Cir., 6322, Bureau of Mines, p. 2—3, 1930.

35. Jackson, Ch. F. a. Knaebel, J. B., Sampling and Estimation of Ore Deposits, U. S. Bureau of Mines Bull., 356, 1932.
36. Joralemon, Ira, Sampling and Estimating Disseminated Copper Deposits, Trans. of Am. Inst. Min. and Met. Eng., vol. LXXII, 1925.
37. Knaebel, John B., Sampling and Exploration by means of Hammer Drills, U. S. Bureau of Mines Information Circular, 6594, 1932.
38. Leland, E., Mining Methods and Costs at the Pilares Mines, Mexico, U. S. Bureau of Mines Inf. Circ., 6307, p. 6, 1930.
39. Kniffin, Lloyd M. Mining and Engineering Methods and Costs of the Hanover Bessemer Iron and Copper Co, Fierro, N. M. U. S. Bureau of Mines, Inf. Circ., 6307, p. 6, Nov., 1930.
40. Macleannan, F. W., Miami Copper Company Method of Mining Low-Grade Ore Body, Trans. Am. Inst. Mining and Met. Year. Book, p. 40, 1930.
41. Nelson, W., Mining Methods and Costs at the Engels Mine Plumas Country Calif, U. S. Bureau of Mines Inf. Circ., 6260, p. 22, 1930.
42. Park, John Furness, Mining Methods at Jarbidge District, Trans. Am. Inst. Min and Met. Eng., vol. 72, pp. 518—528, 1925.
43. Prescott, Basil, Sampling and Estimating Cordilleran Lead-Silver Limestone Replacement Deposits, Trans. Am. Inst. and Met. Eng., vol. 72, pp. 674—676, 1925.
44. Rickard, T. A. The Sampling and Estimating of Ore in Mine, 1904.
45. Thomas, Robert W., Mining Practice at Ray Mines, Nevada Consolidated Copper Co., Ray, Ariz. Inf. Circ. 6167, Bureau of Mines, 1929.

ОБРАБОТКА ПРОБ. ПРИНЦИПЫ СОКРАЩЕНИЯ ПРОБ

Вес материала, отбираемого в виде пробы, в зависимости от условий колеблется от нескольких килограммов до нескольких тонн.

Вес навески, передаваемой в рядовой химический анализ, измеряется всего одним или несколькими граммами. В связи с этим возникает задача сократить пробу до навески, сохранив исходное содержание металла в руде.

При делении пробы богатые куски, попадая в избытке или находясь в недостатке, будут нарушать пропорции и изменять исходное содержание металла в пробе. Необходимо общее число кусков в пробе иметь настолько большим, чтобы избыток или недостаток нескольких кусков мог изменить содержание лишь в практически ничтожных размерах.

1. Принцип Брантона [15]

Теоретически вопрос о соотношении между степенью измельчения и весом пробы был разработан Брантоном.

При расчете Брантон ориентируется на максимальные куски богатейшего минерала, т. е. минерала с наиболее высоким содержанием данного металла.

Вес куба богатейшего минерала равен $d^3 \gamma$ мг, где d — диаметр отверстия сита, мм; γ — удельный вес богатейшего минерала.

Зерно может быть игольчатой формы, или сито может быть неравномерным. Поэтому действительный вес зерна, которое пройдет через сито, будет $d^3 \gamma f$ мг, где f — фактор, выражающий отношение действительного объема зерна к объему куба с ребром, равным расчетному отверстию сита. Допустим, что в богатейшем минерале содержание ценного металла равно $k\%$. Тогда в наиболее крупном зерне «богатейшего» минерала содержится металла:

$$d^3 \cdot f \cdot \gamma \cdot k.$$

При среднем содержании металла в руде $c\%$ в таком же зерне содержится металла:

$$\frac{d^3 \cdot f \cdot \gamma \cdot c}{100} \text{ мг.}$$

Избыток или недостаток одного максимального зерна «богатейшего» минерала меняет количество металла в пробе на

$$\frac{d^3 \cdot f \cdot \gamma (k - c)}{100} \text{ мг.}$$

Если в избытке или в недостатке будет не одно, а n зерен, то изменение в количестве металла соответственно выразится:

$$\frac{d^3 \cdot f \cdot n \gamma (k - c)}{100 \cdot 10^6} \text{ кг.}$$

Количество металла в пробе равно $\frac{q \cdot c}{100}$, где q — вес пробы, кг.

Если допустимая относительная ошибка опробования равна $p\%$, то допустимый избыток или недостаток металла в пробе будет равен:

$$\frac{q \cdot c \cdot p}{100 \cdot 100} \text{ кг.}$$

Для того чтобы обеспечить надлежащую точность опробования, необходимо:

$$\frac{q \cdot c \cdot p}{100 \cdot 100} \geq \frac{d^3 \cdot f \cdot n \gamma (k - c)}{100 \cdot 10^6}$$

Иначе

$$q \geq \frac{d^3 \cdot f \cdot n \gamma (k - c)}{c \cdot p \cdot 10^4},$$

где q выражен в килограммах, а d в миллиметрах.

Брантон при выводе формулы ошибочно полагает, что удельный вес крупнейшего зерна при среднем содержании металла равен удельному весу крупнейшего зерна богатейшего минерала γ .

Исправим эту ошибку. Пусть γ_1 — удельный вес крупнейшего зерна при среднем содержании металла.

Тогда при избытке или недостатке n зерен изменение в количестве металла будет

$$\frac{d^3 \cdot f \cdot n (\gamma k - \gamma_1 c)}{100 \cdot 10^6}$$

И в конечном виде исправленная формула примет вид

$$q \geq \frac{d^3 \cdot f \cdot n (\gamma k - \gamma_1 c)}{10^4}$$

В этой формуле величины d , k , c , γ , γ_1 могут быть легко установлены или приняты с достаточным приближением. Гораздо менее ясными являются величины f и n . Недостатки формулы сводятся к следующему:

1) совершенно ясно, что величина f резко отличается для различных минералов, при неодинаковых способах измельчения и раз-

Таблица 40

Надежный вес пробы золотосодержащей руды
для различной степени измельчения

Диаметр мм	Надежный вес кг	Коэффициент k , рассчитанный по формуле $q=kd^2$	Диаметр мм	Надежный вес кг	Коэффициент k , рассчитанный по формуле $q=kd^2$
50,8	4500	1,7	4,8	45	2,2
38,7	3250	2,2	3,2	34	2,5
25,4	950	1,5	—	—	—
19,1	450	1,2	1,65	11	4,1
12,7	180	1,1	0,85	4,5	6,2
9,7	135	1,5	0,57	1,8	5,6
6,4	90	2,2	0,20	0,45	10

Итак, нет никаких теоретических, ни экспериментальных данных, которые подтверждали бы формулу $q = kd^2$. В заграничной практике таблицей Ричардса не пользуются.

3. Метод Демонда и Хальфердаля [16, 17]

Американские инженеры Демонд и Хальфердаль пошли путем чистого эксперимента.

При тонком измельчении руды пустая порода и ценный минерал находятся в отдельных частицах, но когда мы переходим к крупным размерам, то обнаруживается все больше и больше кусков, содержащих оба минерала. Это позволяет при крупной стадии дробления брать меньшее количество частиц, чем при более мелких стадиях. Другими словами, вес пропорционален менее, чем кубу диаметра. Более общая формула равенства такова:

$$q = kd^a,$$

где a — коэффициент, меньший, чем 3 (в дальнейшем будем q выражать в килограммах, а d — в миллиметрах).

В действительности руда не раскалывается в кубах, и существует большая градация в размерах зерен какой-либо стадии дробления. Это затрудняет математическое решение вопроса.

Поэтому, по мнению Демонда и Хальфердаля, необходимо применять экспериментальный метод определения веса для различных размеров дробления.

Такой метод, проверенный на практике Демондом и Хальфердалем, заключается в следующем: 2 т руды измельчают до испытуемого размера (например 5 см). После смешивания от этой партии руды посредством тщательных операций квартования отбирают несколько (например 16) порций, каждая весом по 100 кг. Каждую из этих порций измельчают и просеивают через сито

150 меш (0,1 мм). Из такой порции готовят тщательным квартованием навеску для анализа.

Конечно, указанные веса и размеры приведены как примеры и могут быть иными.

По среднему содержанию из шестнадцати анализов и по отклонению отдельных анализов от среднего легко подсчитать степень точности каждой отдельной пробы. Вероятно, при размере кусков в 5 см столь малые пробы, как в 100 кг, приведут к результатам, неудовлетворительным для обычной работы.

В других опытах с применением более тонкого дробления результаты анализов позволяют определить вес проб, обеспечивающий необходимую точность. Имея определенные таким образом веса проб для нескольких размеров (при которых было сделано испытание), можно найти для данной руды величины k и a в общем уравнении.

Чтобы гарантировать очень точные результаты, достаточно проба в 1 г при анализе металлических руд на кремнезем, окись кальция, медь, свинец, цинк, вольфрам, молибден, никель, сурьму, ртуть, висмут и большинство других недргоценных металлов, если материал измельчен до 150 меш. При анализе на драгоценные металлы обычно берут 25—50 г.

Таким образом, имеется один размер, при котором вес определенно фиксирован для всех руд.

Если решено считать достаточным определение двух размеров, то за один из них, по мнению Демонда и Хальфердаля, можно считать вес в 1 г при дроблении до 0,1 мм (150 меш), или для руд драгоценных металлов — минимально 25 г.

Другой вес должен быть определен возможно ближе к грубой стадии дробления, при которой правильное опробование будет производиться в практике.

Демонд и Хальфердаль предлагают экспериментальный способ приближенного решения той сложной задачи, которую до сих пор не удается в приемлемом для практики виде решить математическим путем.

Демонд и Хальфердаль не претендуют на установление строгого закона. Их задача проще: установить форму связи, которая была бы удовлетворительной и стандартной основой для практического опробования руд на обогатительных и опробовательских фабриках.

Предложенная ими формула позволяет с большим приближением к действительности (и, вероятно, ближе к природе и свойствам руды) найти вес пробы в промежуточной стадии дробления интерполированием между конечным весом навески и между весами, определенными опытом. Выражаемая этой формулой зависимость может меняться при переходе от мелкой стадии к крупной.

Поэтому одного экспериментально определенного веса пробы достаточно только в том случае, если начальные веса проб до

сокращения невелики и в промежутке между начальным и конечным весом пробы резкого изменения значения a не ожидается. \angle

Измельчение большого количества материала всегда обременительно. В этом случае последовательное проведение принципа Демонда и Хальфердаля очень важно и плодотворно.

Полагая конечный вес пробы руд простых металлов при дроблении до 0,1 мм равным 1 г, мы для небольших по весу проб будем иметь значительно более легкую схему обработки проб.

Если в нашей практике долгое время не встречала возражений формула Ричардса-Чечотта $q = kd^2$, то, конечно, не должна вызывать принципиальных возражений более общая формула Демонда и Хальфердаля: $q = kd^a$.

Никто не станет возражать против положения, что чем менее равномерна руда, тем больше должен быть показатель степени a .

Одним из недостатков формулы является дробный показатель степени.

Это препятствие легко устранить.

Логарифмируя уравнение $q = kd^a$, мы приведем его к виду

$$\lg q = \lg k + a \lg d,$$

т. е. к уравнению прямой линии.

В логарифмическом масштабе это уравнение с разными значениями k и a графически будет изображаться прямыми линиями, тангенсы углов которых с вертикальной осью будут равны показателям степени a .

На фиг. 71 изображена такая логарифмическая диаграмма с прямыми, соответствующими уравнениями:

$$q = 0,06 d^{1,8};$$

$$q = 0,1 d^2;$$

$$q = 0,18 d^{2,25}.$$

Логарифмическая диаграмма позволяет освободиться от всякого рода вычислений, как только проведена линия, соответствующая выбранному уравнению. Нужное соотношение между диаметром дробления и весом пробы находится легко, быстро и безошибочно.

4. Экспериментальные работы

Руководствуясь изложенным выше простым методом Демонда и Хальфердаля, в Гиредмете [9] проделали значительное число испытаний с целью определить рациональную методику обработки проб руд молибденита, вольфрамита, шеелита, киновари, вульфенита, лопарита и т. д. (табл. 41).

Таблица 41

Основные показатели, характеризующие результаты опытов по определению рациональной схемы обработки проб руд редких металлов

№ по пор.	Месторождение	Ценный минерал	Исходная крупность материала проб мм	Проверенное положительным результатом уравнение обработки проб	Число сделанных испытаний
1	Нинчуртское	Лопарит	12	$q = 0,06 d^{1,8}$	1
2	Дарбазинское	Вульфенит	12	$q = 0,06 d^{1,8}$	1
3	коробское	Молибденит	10	$q = 0,1 d^2$	1
4	Адрасманское	Висмутин	10,4 и 1 10,6 и 2	$q = 0,06 d^{1,8}$ —	— 6
5	Пяя-Варское	Молибденит	10	$q = 0,1 d^2$	1
6	Туимское	Шеелит	8	$q = 0,08 d^{1,9}$	1
7	Кадамжайское	Антимонит	—	$q = 0,18 d^{2,25}$	—
8	Раздольнинское	То же	—	$q = 0,1 d^2$	—
9	Лянгарское	Шеелит	8	$q = 0,18 d^{2,25}$	1
10	Саргардонское	Вольфрамит	1	$q = 0,18 d^{2,25}$	1
11	Антоновогорское	То же	14	$q = 0,18 d^{2,25}$	1
12	Джидинское	» »	4; 0,6; 0,3; 3; 2; 1; 3; 2; 1	$q = 0,18 d^{2,25}$	9
13	Чикойское	Молибденит	—	$q = 0,18 d^{2,25}$	1
14	Никитовское	Киноварь	—	$q = 0,18 d^{2,25}$	—
15	Чаган-Узунское	То же	—	$q = 0,18 d^{2,25}$	—

При постановке экспериментальных исследований мы после внимательного ознакомления с характеристикой руды старались заранее наметить подходящую схему обработки проб и для опыта подобрать такое значение показателя степени a в формуле $q = kd^a$, чтобы сразу получить совпадающие содержания по восьми параллельным опытными пробам. Опыт, законченный с благоприятным результатом, доказывал возможность в практике вести обработку проб по испытанной схеме.

Сначала при выполнении опытов руководствовались методом Демонда и Хальфердаля в чистом виде.

После нескольких экспериментов, законченных с благоприятным результатом, порядок выполнения опытов был изменен таким образом, что испытания проводились по заданной схеме, не исключая промежуточных стадий дробления и квартования.

Новый порядок выполнения опытов был следующий:

а) материал измельчали до начального испытываемого диаметра и делили на восемь опытных проб начального испытываемого веса; начальный диаметр и вес пробы выбирались в соответствии с предположительно приемлемыми значениями k и a в формуле Демонда и Хальфердаля;

б) в дальнейшем каждую из восьми проб дробили и квартовали последовательно в соответствии с выбранным для испытания уравнением и доводили до крупности — 150 меш; от материала затем отбирали навеску для химического анализа.

Для пояснения и иллюстрации приводим схему обработки руды Джидинского месторождения вольфрама (фиг. 72).

Выполнение опытов по предложенному нами измененному порядку имеет следующие преимущества:

1) пригодность схемы испытывается сразу для всех последовательных операций дробления и сокращения, какие будут встречаться в практике обработки проб;

2) при выполнении опытов по этому порядку число необходимых анализов уменьшается;

3) количество времени и работы, необходимые на обработку проб, резко сокращаются.

При всех опытах мы считали, что испытанное уравнение пригодно для обработки проб, если разница в содержании отдельной пробы отклоняется от среднего из восьми — шестнадцати проб не более, чем на допустимую погрешность химического анализа.

При принятой нами методике бесспорно доказывалась применимость испытанного уравнения для практики.

Недостаток методики заключается в том, что не изучена возможность дальнейшего упрощения обработки проб. Например, опытом было доказано, что для руды Пешковского или Б. Синанчинского месторождений бесспорно надежной является обработка проб по уравнению $q = 0,18 d^{2,25}$, но не проверено, можно или нельзя вести обработку проб по еще более простой схеме, например, по уравнению $q = 0,1 d^2$ или $q = 0,05 d^{1,7}$.

Причин ограничения опытов несколько:

во-первых, постановка опытов стоит дорого;

во-вторых, опытами над джидинскими и никитовскими рудами было установлено, что при дальнейшем упрощении обработки проб погрешность быстро растет. По Джидинскому месторождению при обработке по формуле $q = 0,1 d^2$ погрешность отдельной пробы достигала 13% от содержания. На Никитовском месторождении при обработке богатых руд по формуле $q = 0,06 d^{1,8}$ погрешность достигала 30—35% от содержания.

Геологами рудников, сотрудниками Цгинцветмета, ЦНИГРИ, Гиредмета был проделан ряд экспериментов с различными рудами цветных и редких металлов и олова. В табл. 42 даны уравнения, применимость которых была доказана экспериментами.



Фиг. 72. Схема обработки опытных проб Дзидинского месторождения

Таблица 42

Месторождение	Характер руды и минерала	Уравнение, проверенное экспериментально	Фамилия экспериментатора
Тихвинское	Боксит, весьма равномерная руда	$q = 0,05 d^{1,7}$	Е. Д. Карпова и К. Л. Пожарицкий
Юкспорское	Ловчорритовая неравномерная руда. Ловчоррит хрупок и легко переизмельчается	$q = 0,06 d^{1,8}$	Д. И. Михалев
Дегтярское, Красноуральское и другие колчеданные месторождения Урала, Бурунское (Северный Кавказ)	Равномерные руды с мелкой вкрапленностью халькопирита	$q = 0,06 d^{4,8}$ и $q = 0,1 d^2$	Н. В. Барышев и сотрудники Цгинцветмета
Ачисайское свинцовое и ряд мышьяковых месторождений	Равномерные руды	$q = 0,02 d^2$	—
Алмалыкское	Средняя по равномерности медная руда	$q = 0,1 d^2$	М. А. Шибиков и И. П. Морозов
Сиванчинское (ДВК)	Олово - свинцово-цинковая неравномерная руда с мелкой вкрапленностью минералов	$q = 0,18 d^{2,25}$	Б. М. Косов
Карагоинское, Калай-Топканское, Ленинское (Калбинский район), Зунундурское, Сохондинское (Забайкалье)	Неравномерные руды с крупной вкрапленностью касситерита	$q = 0,18 d^{2,25}$	А. Г. Бутвиловский и сотрудники Гиредмета

5. Стандарты для обработки проб цветных и редких металлов

Большое число опытов, проделанных с различными рудами, доказывает возможность вести обработку проб по уравнению $q = kd^a$.

Величины k и a выбирают в соответствии с характером руд.

По характеру вкрапленности и по равномерности руды можно разделить на три группы и соответственно наметить три стандартных уравнения.

По уравнению $q = 0,06 d^{1,8}$ могут обрабатываться пробы руд первой группы — с равномерной и мелкой вкрапленностью ценного минерала и руды, в которых ценный минерал в процессе дробления имеет склонность к переизмельчению.

К первой группе могут быть отнесены:

1) руды редких металлов с равномерной мелкой вкрапленностью полезного компонента (тип руд Адрасманского висмутового, Нынчуртского допаритового, месторождений ловчорритовой руды), аналогичные руды медных и полиметаллических, мышьяковых, серно- и медноколчеданных месторождений (тип руд Дегтярского, Красноуральского, Буронского, Ачисайского и прочих месторождений);

2) руды с неравномерным оруденением, в которых ценный минерал имеет склонность к весьма легкому измельчению, например, вольфенитовая руда Южнодарбинского месторождения;

3) бокситы, железные руды при анализе на железо, кальций, магний и т. д.

По уравнению $q = 0,1 d^2$ могут обрабатываться руды второй группы с неравномерным оруденением.

К ним можно отнести молибденовые руды Коробского, Пя-Варского месторождений, ртутные руды северного крыла Никитовского месторождения, руды медных порфириновых месторождений, сурьмяные и свинцово-цинковые руды.

К этой же группе могут быть причислены руды редких металлов, в которых ценный компонент распределен неравномерно и имеет склонность к легкому измельчению (шеелитоносные скарны Туимского месторождения).

По уравнению $q = 0,18 d^{2,25}$ обрабатываются пробы руд третьей группы с крупной и весьма неравномерной вкрапленностью ценного компонента.

В группу третью можно отнести с крупной и неравномерной вкрапленностью руды молибденита, шеелита, вольфрамиты, киновари, касситерита (тип руд Саргардонского, Антоновогорского, Джидинского, Пешковского вольфрамовых месторождений, Чикойского молибденового, Кадам-Джайского сурьмяного, Никитовского, Чаган-Узунского ртутного месторождений). К этой третьей группе следует отнести руды оловянных месторождений типа Карагойнского, Калаи-Топканского, Ленинского, Зунундурского, Сохондинского, Б. Синанчинского.

Веса проб при разной степени измельчения могут быть найдены по логарифмической диаграмме или по табл. 43.

Таблица 43

Веса проб (после сокращения) в зависимости от диаметра кусков (размера отверстий сит)

Диаметр кусков мм	Весьма равномерные руды ($q = 0,06d^{1,8}$)	Неравномерные и средние руды ($q = 0,1d^2$)	Весьма неравномерные руды с крупной вкрапленностью ($q = 0,18d^{2,25}$)
	вес пробы после сокращения, кг		
20	15	40	160
10	4	10	35
8	2,5	6	20
5	1,2	2,5	7
3	0,45	0,9	2,5
2	0,2	0,4	0,9
1	0,06	0,1	0,18
0,5	0,018	0,025	0,04
0,1	0,001	0,001	0,001

При разведках содержание в выработке или в блоке определяется не по одной пробе, а по значительному числу проб. Погрешности от обработки проб, даже если они достигнут заметной величины, будут иметь разные знаки (то положительные, то отрицательные), и при значительном числе проб отклонения взаимно компенсируются.

Эти соображения позволяют без предварительного испытания и без всякого беспокойства за надежность опробования при разведке проводить обработку проб по одному из приведенных уравнений, выбранному в соответствии с характером руды. Намечая схему обработки проб для нового месторождения, лучше всего ориентироваться на аналогичное месторождение, для которого были сделаны испытания.

Предлагаемая табл. 43 и диаграмма (см. фиг. 71) широко применяются в практике опробования руд редких металлов, которые, как известно, являются наиболее трудными для опробования. К тому же к опробованию месторождений олова и редких металлов предъявляются наиболее высокие требования. Автору не приходилось встречать инженеров, которые, испытав предложенную таблицу, нашли бы, что она не обеспечивает нужной точности.

Наоборот, Н. В. Барышев приходит к выводу, что обработку проб можно вести по еще более простым формулам и производить сокращение проб до меньшего веса, чем указано в табл. 43. Для некоторых руд это, вероятно, правильно. Но было бы неос-

торожно применять более простую обработку, чем указано в табл. 43, без предварительных опытов.

Обработка проб по предлагаемой таблице настолько проста, требует столь мало времени, что экономический эффект от дальнейшего упрощения невелик, а риск испортить опробование значителен. Чрезмерное уменьшение веса проб также имеет свои недостатки, ибо начинает сказываться загрязнение руды пробы при ее измельчении в дробилках, ступах, валках или истирателях.

6. Обработка проб золотых руд

Обработка проб золотых руд имеет ряд особенностей. Анализ делается плавкой с навесками 25 и 50 г; содержание золота в руде в сотни раз ниже, чем содержание других металлов; золото обладает ковкостью, которая затрудняет его измельчение. В общем при мелкой стадии дробления для золотых руд требуется гораздо более тонкое измельчение, чем для руд других металлов.

Что касается зависимости между крупностью дробления и весом проб золотых и платиновых руд, то к настоящему времени ни в нашей, ни в заграничной литературе не опубликовано обобщающих работ по этому вопросу. Экспериментальные работы Н. В. Барышева и П. Л. Каллистова касаются руд еще немногих месторождений. Их опыты проведены различными методами, поэтому материалов для обобщения недостаточно.

В практике опробования золотосодержащих руд на уральских заводах постоянно имеется расхождение между данными опробования у завода и у рудников. Допустимым считается, если содержание, установленное рудником, отличается от содержания, установленного заводом, не более чем на 6%. По исследованиям же С. Г. Котляра (Цинцветмет) видно, что только в 19% проб расхождение между результатами опробования завода и поставщика (Березовского рудника) меньше указанной величины. В 52% проб это расхождение превышает 15% от содержания. Такая погрешность наблюдается в рудах, издробленных до 10 мм и мельче.

Погрешность опробования, конечно, частично зависит от метода отбора проб, но не малая часть погрешности обусловлена методом обработки проб. Из работы Брантона и данных Таггарта [10] видно, что в заграничной практике имеются также значительные погрешности при опробовании товарных золотых руд. Поэтому вряд ли возможно значительно уменьшить вес проб по сравнению с весом, применяемым в практике.

Табл. 40 по Вудбриджу [23], широко применяется в западных штатах Америки. Эта таблица рекомендуется справочником Ричардса и проф. Мостовичем и очевидно может считаться надежной для золотых руд.

В случае руд с равномерным содержанием возможна и более простая обработка проб. Возможность упрощения отмечается

в справочнике Пиля; это же устанавливается и работами Н. В. Барышева и П. Л. Каллистова [6].

При разведке и эксплуатации золотых месторождений содержание в блоке подсчитывается не по одной, а по значительному числу проб. Поэтому к разведочным и рудничным пробам можно предъявлять меньшие требования в отношении точности их обработки.

В случае разведочных проб можно допустить в два раза большую погрешность, чем это допустимо в отношении проб, отбираемых на заводах, обогатительных фабриках и т. п. Согласно теории ошибок, это позволяет иметь веса проб при обработке в четыре раза меньшие, чем требуется табл. 40. Для руд с тонким невидимым золотом или с золотом, связанным с сульфидами, возможна и еще более простая схема обработки разведочных проб.

При таком допущении мы приходим к табл. 44.

Таблица 44

Веса разведочных проб при разной стадии дробления

Диаметр мм	Вес пробы, кг		Диаметр мм	Вес пробы, кг	
	руды с тонким или невидимым золотом, с золотом в сульфидах	неравномерные руды с видимым золотом		руды с тонким или невидимым золотом, с золотом в сульфидах	неравномерные руды с видимым золотом
12,7	22	45	3,2	4,2	8,5
9,7	15	30	1,65	1,3	2,7
6,4	11	22	0,85	0,5	1,1
4,8	5,5	11	0,1— —0,15	0,025	0,05

Предлагаемая нами таблица указывает такую степень измельчения, которая обеспечит достаточную точность проб и которая в практике разведки выполнима без больших затрат труда и времени.

ТЕХНИКА ДРОБЛЕНИЯ И СОКРАЩЕНИЯ ПРОБ

Как мы указывали выше, для того чтобы последовательно сократить пробу до навески, направляемой для химического анализа, необходимо материал измельчить до соответствующей крупности. Процесс обработки пробы состоит последовательно из: а) дробления; б) вспомогательного и поверочного грохочения; в) смешивания; г) сокращения. Все эти операции и аппаратура просты, что позволяет изложить их весьма кратко.

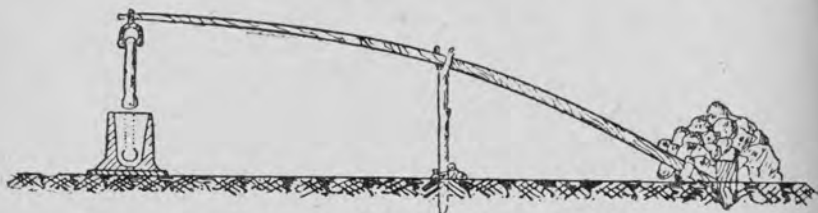
1. Дробление

В полевых условиях разведочных партий до сих пор преобладает ручное дробление проб.

Крупное и среднее дробление вручную выполняется на чугунных или стальных плитах с помощью буровых молотков. Удобны молотки весом 4—6 кг с ручками длиной 0,3—0,5 м.

При измельчении материала крупностью 2,5—5 см для предохранения от разбрасывания осколков применяется железное кольцо диаметром 10—12 см и высотой 4—5 см. Материал измельчается внутри кольца, помещаемого на плиту.

Мелкое и среднее дробление производится в чугунных или стальных ступах с помощью пестов. Удобные размеры ступ: диаметр 20—25 см, высота 25—30 см. При небольших размерах ступ вес песта 4—5 кг. При измельчении большого количества материала удобны большие ступы с тяжелыми пестами. Тяжелый пест привязывают к пружинящему деревянному шесту или сухой дюймовой доске, один конец которой закреплен наглухо (фиг. 73).



Фиг. 73. Балансир для дробления проб в полевых условиях

Вес песта — около 10 кг. Такое несложное приспособление облегчает процесс дробления и делает его более эффективным.

Опыт работы на Садонском месторождении показал, что при плоском дне ступки и плоском широком бойке тяжелого песта измельчение идет быстрее, чем при круглой форме дна ступки и бойка песта.

Тонкое дробление (1—0,1 мм) производится на чугунной плите с закраинами с помощью башмака с рукояткой.

Механическое дробление проб выполняется на различного устройства лабораторных щековых дробилках (Блека, Доджа) или гирационных дробилках, описанных в курсах обогащения полезных ископаемых.

Нормальная степень измельчения для дробилки Блека 4—5. При дроблении проб за счет уменьшения ширины выводной щели степень измельчения может быть доведена до 8—10. С помощью лабораторной дробилки может быть достигнуто измельчение до крупности 8—12 мм.

Более тонкое механическое измельчение производят на валках. На лабораторных валках соответствующей регулировкой ширины зазора между валками можно довести измельчение до 1,5—2 мм.

Для тонкого измельчения (2—0,1 мм) служат дисковые истиратели различных систем или специальные лабораторные шаровые мельницы. Все эти машины подробно описаны в курсах обогащения.

2. Грохочение

Перед каждой стадией измельчения производится вспомогательное грохочение.

При крупном дроблении грохочение производится на колосниковых грохотах, при среднем дроблении применяются решетчатые грохота с квадратными или круглыми отверстиями, при мелком дроблении — сита с отверстиями различной величины.

3. Сокращение проб

В зависимости от веса проб и крупности материала сокращение проб производят различными способами.

Пробы большого веса сокращают: а) квартованием после смешивания по методу кольца и конуса; б) фракционной отборкой. При сокращении проб малого веса также применяют квартование или используют разного рода делители.

а) Метод кольца и конуса и квартования является одним из самых старых приемов опробования. В течение многих лет за границей и у нас он применялся как стандартный.

Перемешивание по методу кольца и конуса производится на достаточно просторной площадке, с гладким из плотно пригнанных в стыках обструганных досок полом или с полом, покрытым листами котельного железа.

Подлежащую сокращению руду ссыпают по краям площадки в виде кольца так, чтобы в середине ее было место для перемешивания.

Руду для перемешивания ссыпают в конус лопатами, причем высыпают материал все время обязательно на вершину конуса.

Двое рабочих при насыпании в конус располагаются друг против друга на диаметрально противоположных сторонах конуса и двигаются по кругу в одну сторону.

Когда весь крупный материал ссыпан в конус, пол вокруг конуса подметают и собранный тонкий материал высыпают также на вершину конуса. Подметать материал к конусу не допускается.

Иногда для более тщательного перемешивания конус снова раскладывают в кольцо, и производится повторное ссыпание в конус.

Для обеспечения точного опробования весьма важно, чтобы конус был правильным. С этой целью в центр ставят палку, на которую и выгружают лопаты.

Перед квартованием конус выравнивают в диск «разворачиванием» или, что лучше, материал сгребают с вершины кучи к основанию по радиусам. При разворачивании в вершину конуса ребром погружают доску и поворачивают ее по кругу.

Затем диск делят на четверти, либо с помощью доски по двум взаимно перпендикулярным диаметрам, либо крестом, сделанным из досок или из железа. Крест кладут так, чтобы его центр совпал с вершиной конуса.

Иногда конус сразу насыпают в центр креста. Два противоположных сектора отгребают лопатами в стороны, пол на местах отброшенных секторов подметают. Материал оставшихся двух секторов смешивают и вновь делят тем же способом.

Достоинства метода заключаются в его простоте. Он не требует почти никакого оборудования, кроме тачек, лопат, метел. Вероятно, простота, а также очевидная объективность и являются причиной того, что этот метод удерживается в практике.

Следует отметить существенные недостатки этого метода.

Необходимость в многократных операциях перелопачивания для смешивания делает опробование дорогим. Главный же недостаток заключается в естественной и неизбежной сегрегации материала: Когда материал ссыпается в конус, то более крупные куски скатываются вниз к подножию конуса, а более мелкие остаются у его вершины. Сегрегация получается даже при самом тщательном насыпании материала в конус. Это явление, отмеченное еще Вудбриджем [23], приводит к неравномерному распределению металла в конусе и потом в диске [10].

В. М. Третьяков [11] проводил опыты для выявления сегрегации. В первом опыте 60 кг угля, измельченного до 25 мм, троекратно перемешивались и распластовывались в диск. По черте трех concentрических окружностей были взяты пробы, подвергнутые анализу на зольность (А^С).

Второй такой же опыт был проделан с углем, измельченным до 3 мм.

Результаты анализов приведены на графике (фиг. 74).

На графике видно, что с удалением от центра содержание золы резко растет для угля крупностью 25 мм. При крупности 3 мм это явление незаметно.

Таким образом, хорошее перемешивание при методе кольца и конуса не достигается; наоборот, имеется расслаивание по крупности и составу.

Чрезвычайно трудно поддерживать ось конуса в вертикальном положении. Если же ось наклонена, то [10] более тонкий материал будет накапливаться с той стороны, на которую ось наклонена. Таггарт указывает, что к этому (упущению, отклонению центра) нередко прибегают для получения более богатой или более бедной пробы по желанию оператора.

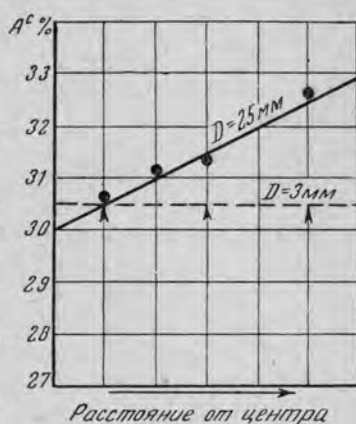
При образовании из конуса плоского диска существует опасность неправильного распределения более тонкого материала. Это явление особенно возможно при «разворачивании» конуса в диск. Кроме того, указывает Таггарт, при этом методе чрезвычайно трудно уберечься от влияния небрежной и злонамеренной работы.

Из этого видно, что метод кольца и конуса является несовершенным способом смешивания, а метод квартования — неточным способом деления проб в случае крупного материала.

Для более равномерного распределения материала иногда применяют систему ступенчатого насыпания конуса. Она состоит в том, что сначала насыпают часть материала в небольшой конус, этот конус разворачивают в диск, и на диск насыпают второй небольшой конус и т. д. Такой метод позволяет уменьшить влияние случайной погрешности опробования.

б) Фракционная отборка перелопачиванием. При этом методе в пробу поступает каждая вторая, третья, пятая, десятая и т. д. полная лопата или тачка, в зависимости от количества опробуемой руды и от веса, который намечено отобрать в пробу. Обычно в практике при опробовании вагонов отбирают пятую или десятую лопату или тачку.

Метод весьма прост, экономичен, особенно при опробовании больших партий руды. Он более точен и надежен, чем метод



Фиг. 74. Диаграмма содержания золы в угле на различном расстоянии от центра конуса (по В. М. Третьякову)

кольца и конуса и квартования. В преимуществах его перед методом квартования легко убедиться, если учесть, что сокращение материала производится отбором весьма большого числа малых порций (лопат), равномерно распределенных по партии руды.

Согласно теории, разработанной Груммелем и Дуннингхемом, этот метод следует признать одним из наиболее совершенных способов ручного опробования. Погрешность может возникнуть оттого, что в пробу отбирают мелочь или, наоборот, преимущественно крупный материал. Чтобы избежать этого, нужно отбор материала в пробу и в отброс производить из одних пунктов.

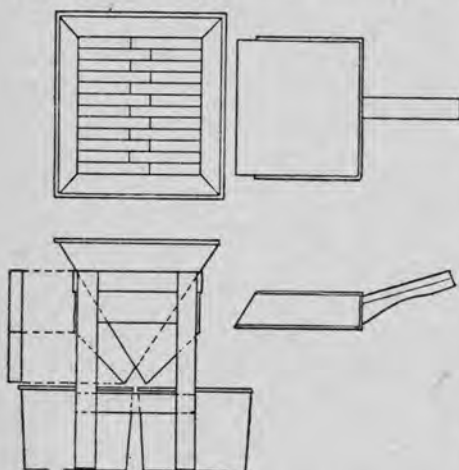
Для руды, находящейся в покое, можно предложить следующий порядок операций по отбору пробы или сокращению ее фракционным методом:

- 1) руда смешивается перелопачиванием;
- 2) материал в пробу и в отброс отбирается из одного места. Мелочь, остающаяся на полу, подметается и делится с помощью делителя Джонса.

При опробовании большой партии руды в пробу отбирается пятая или десятая лопата. После сокращения до 1—2 т в пробу отбирают каждую вторую лопату.

Когда таким образом материал будет уменьшен до веса примерно 0,3—0,5 т, дальнейшее сокращение следует проводить проскакиванием через делитель Джонса.

Опыты по применению фракционного метода при отборе проб на Никитовском месторождении показали его высокую точность, несмотря на неравномерность минерализации руды.



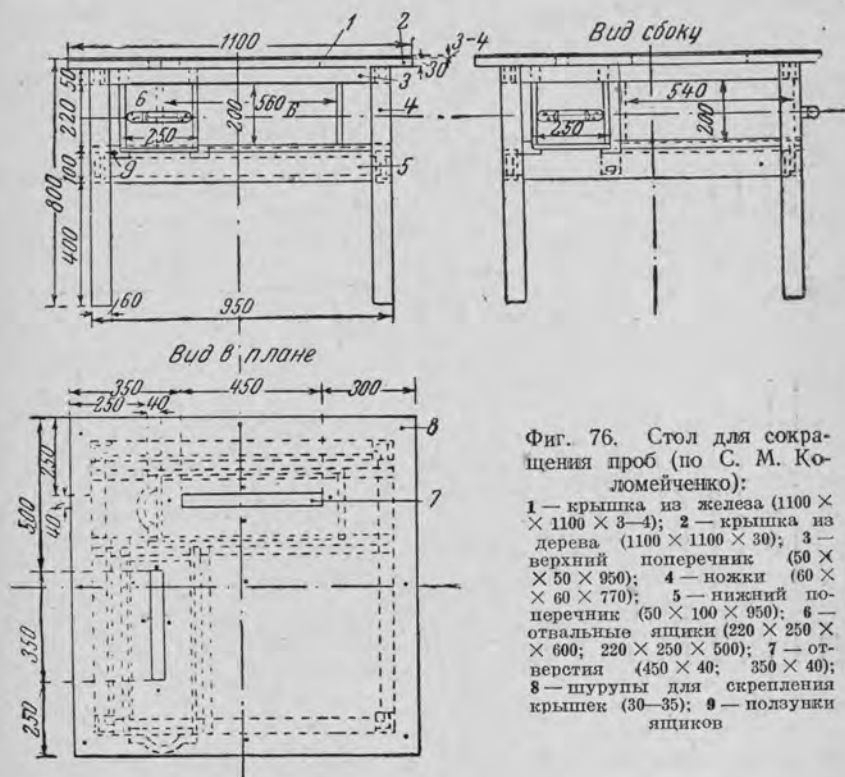
Фиг. 75. Делитель Джонса

изготовления делитель Джонса типа фирмы Браун. Угол наклона делительных ячеек должен быть 50—60°.

Описанное в большинстве учебников сокращение с помощью параллельно и вплотную один к другому поставленных ящиков ничуть не точнее сокращения простой фракционной отборкой лопатами, но более громоздко и медленно.

в) Сокращение проб делителями. Весьма удобным прибором для сокращения проб после измельчения до 10 мм и меньше является делитель Джонса (фиг. 75). Он достаточно известен, поэтому нет нужды давать его описание. Следует только отметить, что наиболее прост для

На Коунрадском месторождении сокращение проб производят на специальном столе, покрытом железом, с помощью так называемого секционного совка. На столе имеются две взаимно перпендикулярные щели, под которыми расположены выдвижные ящики (фиг. 76). Измельченная проба высыпается на стол и после перемешивания разравнивается в диск.



Фиг. 76. Стол для сокращения проб (по С. М. Коломейченко):

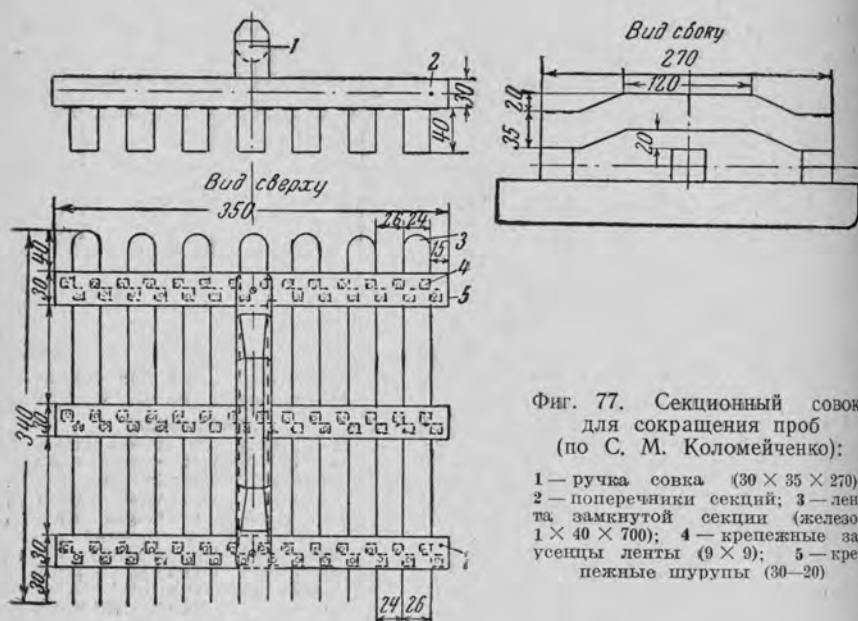
1 — крышка из железа ($1100 \times 1100 \times 3-4$); 2 — крышка из дерева ($1100 \times 1100 \times 30$); 3 — верхний поперечник ($50 \times 50 \times 950$); 4 — ножки ($60 \times 60 \times 770$); 5 — нижний поперечник ($50 \times 100 \times 950$); 6 — отвальные ящики ($220 \times 250 \times 600$; $220 \times 250 \times 500$); 7 — отверстия (450×40 ; 350×40); 8 — шурупы для крепления крышек (30—35); 9 — ползунки ящиков

Секционный совок (фиг. 77) состоит из семи замкнутых с одной стороны V-образных параллельных секций из тонкого железа, между которыми имеются промежутки. Замкнутые секции связаны поперечниками. При движении совка в направлении, указанном стрелкой, от пробы отделяется половина (семь полос) материала, и он высыпается через щель в выдвижной ящик. Движением в перпендикулярном направлении выделяется половина оставшейся части.

Легко видеть, что совок действует по тому же принципу, что и делитель Джонса. Этот сконструированный С. М. Коломейченко прибор позволяет вести сокращение быстро и аккуратно.

В разведочной и лабораторной практике нередко предпочитают сокращение проб квартованием, что нельзя признать правильным.

Опыты Н. В. Барышева показывают, что погрешность сокращения квартованием в несколько раз больше, чем погрешность сокращения на делителе Джонса. По опытам П. П. Соловьева, погрешность, возникающая при квартовании, достигала 8—10% от содержания, т. е. в ряде случаев была весьма чувствительной. Погрешность сокращения на делителе Джонса была в четыре—восемь раз меньше.



Фиг. 77. Секционный сбок для сокращения проб (по С. М. Коломейченко):

- 1 — ручка сбка (30 × 35 × 270);
 2 — поперечники секций; 3 — лента замкнутой секции (железо, 1 × 40 × 700); 4 — крепежные заусенцы ленты (9 × 9); 5 — крепежные шурупы (30—20)

Недостаточное смешивание, сокращение квартованием и пренебрежение употреблением делителя Джонса составляют одну из причин погрешности в определении содержания металла в пробе.

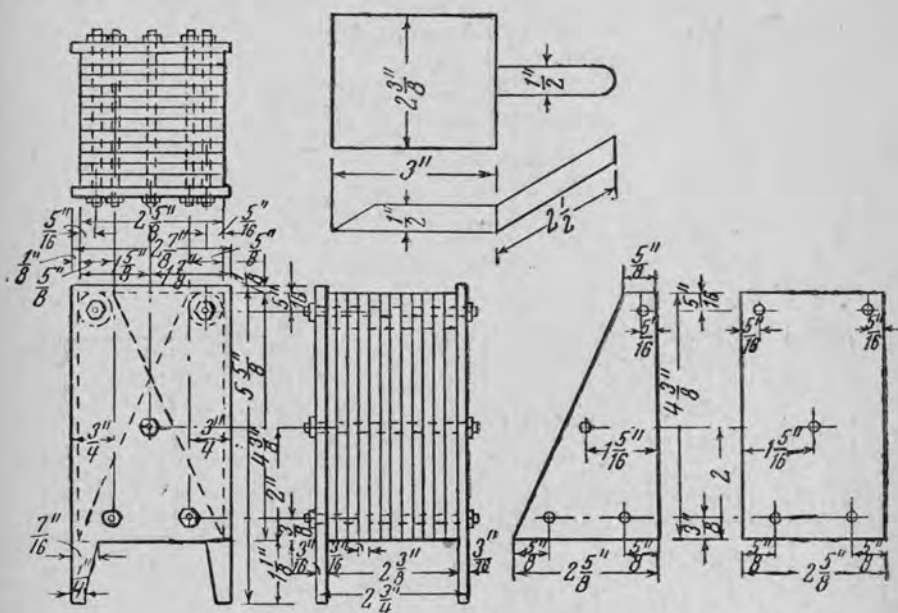
Американские инженеры придают большое значение тщательности сокращения проб.

Для точного деления малых количеств материала в университете Юта сотрудниками испытательной станции горного бюро был сконструирован микроделитель, представляющий в миниатюре делитель Джонса.

Микроделитель показал прекрасные результаты в тех случаях, когда простое квартование приводило к значительным расхождениям и большой путанице из-за неточности при сокращении проб. Точные и надежные результаты, получаемые при пользовании микроделителем, с избытком компенсируют несколько большие затраты времени.

На фиг. 78 показаны детали микроделителя, который дает особенно хорошие результаты при делении пробы до количеств, требуемых для химических анализов.

Он состоит из 12 распределительных пластинок размером $2\frac{5}{8} \times 4\frac{3}{8} \times \frac{3}{16}$ дюйма. Предпочтительны алюминиевые пластинки, так как латунные делают микроделитель слишком тяжелым. Распределительные пластинки устанавливаются таким образом, что наклоны их направлены в разные стороны. Они разделяются одиннадцатью тонкими металлическими листами размером $2\frac{5}{8} \times 4\frac{3}{8}$ дюйма каждый.



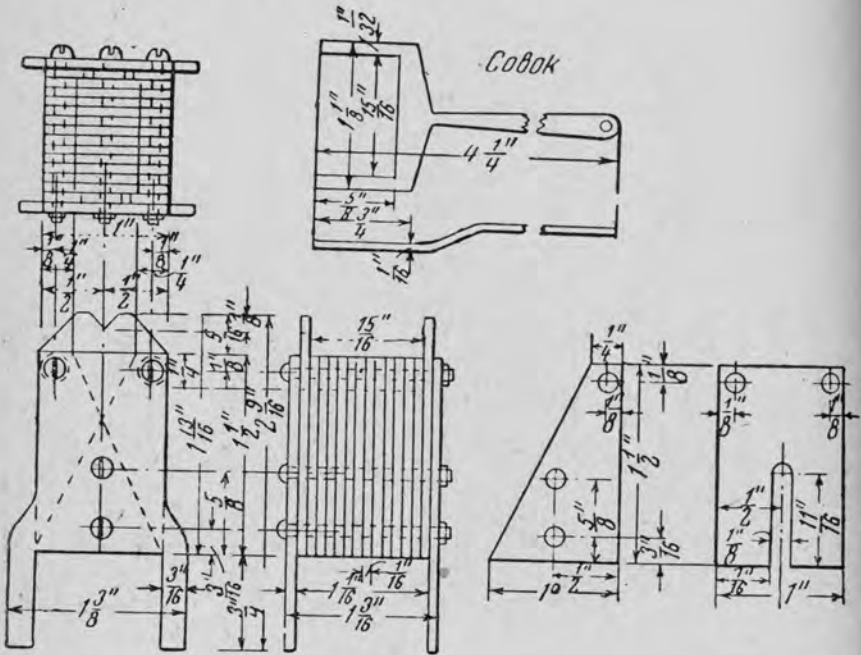
Фиг. 78. Микроделитель

Два боковых элемента — стенки делителя — вырезаны из плит размером $2\frac{7}{8} \times 5\frac{5}{8} \times \frac{3}{16}$ дюйма. Они образуют собой ножки и выступают над распределительными пластинками. Перечисленные выше части скрепляются болтами длиной 3, диаметром $\frac{3}{16}$ дюйма. В распределительных пластинках, отделяющих листы, просверлены отверстия для болтов. Лопаточка-совок вырезывается из листового металла.

На фиг. 79 представлен небольшой микроделитель для количественных микроскопических исследований, при которых нужно иметь надежную пробу, состоящую из нескольких сот частиц минералов. В этом аппарате 12 латунных распределительных пластин размером $1 \times 1\frac{1}{2} \times \frac{1}{16}$ дюйма, одиннадцать отделительных листов $1 \times 1\frac{1}{2}$ дюйма. Два боковых элемента, образующих

ножки, вырезаются из пластин размером $1\frac{3}{8} \times 2\frac{1}{4} \times \frac{1}{16}$ дюйма.

Около каждого из этих элементов предусматривается добавочная пластина размером $1 \times 1\frac{13}{16} \times \frac{1}{16}$ дюйма с вырезами наверху. Наличие добавочных пластинок обеспечивает зазор внизу и позволяет на вырезы расположить лопатку-совок во время высыпания пробы. Микроделитель скрепляется наверху и внизу двумя болтами.

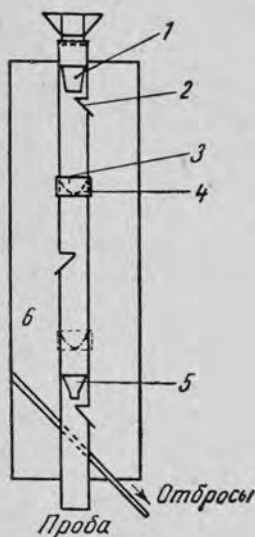


Фиг. 79. Малый микроделитель для минералогических анализов

Для многократного быстрого сокращения тонкоизмельченных проб может применяться трубчатый сократитель.

Трубчатый сократитель в простой форме состоит из вертикальной железной или стальной трубы с вырезанными до ее оси отверстиями (фиг. 80). Каждое отверстие располагается под прямым углом к предыдущему. Против отверстий внутри трубы помещаются под углом 45° к горизонту стальные пластины, верхний край которых располагается по линии диаметра трубы. Каждая стальная пластина отсекает половину струи. Перед отсекательными стальными пластинами ставят воронки, направляющие струю материала более равномерно.

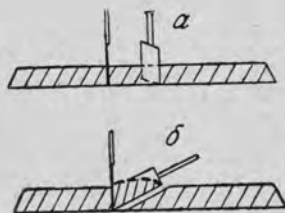
Материал засыпается в трубу через воронку и после многократного деления проходит до конца трубы. Делительная труба помещается в сосуд для сбора отбросов от сокращения.



Фиг. 80. Трубчатый сократитель:

1 — направляющая воронка; 2 — стальная пластинка, отсекающая половину струи; 3 — вырез; 4 — стальная пластинка; 5 — воронка; 6 — сосуд для помещения трубы

Преимущества трубчатого делителя — в дешевизне установки, простоте и скорости сокращения проб. Недостаток — в меньшей по сравнению с делителем Джонса точности сокращения пробы. Износ краев или неправильности делительных пластинок обуславливают изменение пропорций потока, нарушение однородности, и могут создать систематическую погрешность.



Фиг. 81. Схема отбора навески (по В. М. Третьякову):

а — первое положение; б — второе положение

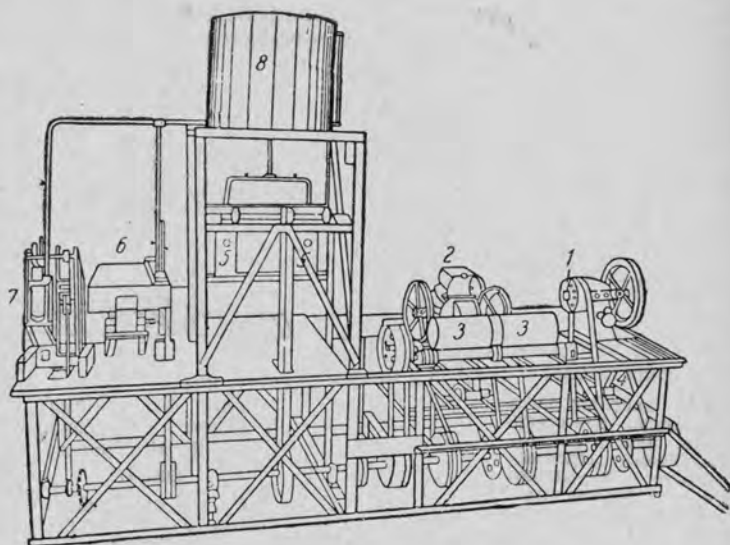
Разного рода делительные лопаты, совки не находят применения в практике разведки, так как сокращение делителем Джонса точнее и скорее.

При отборе для анализа небольшого количества материала в лабораториях пользуются ложечками. При этом материал отбирается сверху. Так как частицы с высоким удельным весом стремятся вниз, то пробы, отобранные таким образом с поверхности, могут иметь систематическую погрешность. В. М. Третьяков для отбора проб предлагает пользоваться маленьким совком и лопаткой. Совок и лопатка погружаются в распластованный материал вертикально до дна (фиг. 81, а). Материал, прижимаемый лопаткой, затем нагребается в совок (фиг. 81, б). Разного рода механические делители описаны в курсах обогащения. При разведке они не имеют применения.

4. Опробовательско-обогащительная установка для геологоразведочных партий

Для механизации процесса измельчения проб, а также для проведения предварительных испытаний обогатимости руд институтом Механобр спроектирована и построена опробовательско-обогащительная установка.

По описанию П.П. Соловьева [96] она состоит из двух сопряженных отделений — дробильного и обогащительного, смонтированных на общей разборной раме из уголкового железа (фиг. 82) без связи со стенами здания.



Фиг. 82. Опробовательско-обогащительная установка для геологоразведочных партий (по П. П. Соловьеву):

- 1 — щековая дробилка; 2 — валковая дробилка; 3 — шаровые мельницы; 4 — грохота Феррариса; 5 — флотационные аппараты; 6 — концентрационный стол; 7 — отсадочная машина; 8 — водонапорный бак

Сопряжение отделений на раме осуществляется железными накладками, а на трансмиссионном валу — гибкой муфтой [10].

Дробильное отделение имеет следующее оборудование:

1. Щековую однобалансируемую дробилку 1 стального литья весом 72 кг, с размером пасти 60×75 мм и регулируемой выходной щелью минимальной шириной до 1,5 мм. Производительность дробилки в среднем 40 кг в час; при увеличении щели до 10 мм производительность возрастает до 100 кг в час.

2. Валковую дробилку 2 стальную сварную, с диаметром валков 200 мм, производительностью 40 кг в час, позволяющую проводить измельчение с 10 до 0,5 мм.

3. Две шаровые мельницы 3 размером 180 × 250 мм для измельчения материала до 0,1 мм.

4. Два грохота 4 типа Феррариса под щековой и валковой дробилками для поверочного грохочения.

Обогащительное отделение имеет следующее оборудование:

1. Отсадочную машину 7 со стеклянным цилиндром, позволяющим наблюдать процесс. Наибольшая крупность кусков для отсадки 12 мм, оптимальная крупность 6 мм.

2. Концентрационный стол 6 для обработки материала крупностью 1—0 мм.

3. Два флотационных аппарата 5 типа МС на 1000 и 250 г; первый аппарат для первичной флотации, а второй для перечистки или для малых проб. Производительность аппаратов две-три пробы в час.

4. Водонапорный бак 8 емкостью 27 л с трубопроводом для питания аппаратуры.

5. Вакуумный насос для ускорения фильтрации тонких продуктов обработки проб (флотационных).

6. Комплект склянок Бунзена с воронками Бюхнера для фильтрации продуктов флотации.

7. Сушильный электрический шкаф.

Кроме того, установка снабжена комплектом сит, сократителями Джонса, запасными частями, набором ходовых реагентов флотации.

Вес установки 1,2 т; тяжелые аппараты разбираются, что позволяет производить перевозку даже вычным путем. Установка приводится в движение двигателем внутреннего сгорания.

Такая установка, несомненно, чрезвычайно полезна. Она позволяет ускорить обработку проб и делать ее более тщательно. Проведение несложных испытаний на обогатимость непосредственно в процессе разведки позволит сократить период освоения месторождения.

Полевые технологические испытания на обогатимость позволяют установить соотношение между трудно извлекаемыми окисленными молибденсодержащими минералами и молибденитом, заранее определить трудности, могущие возникнуть в процессе обогащения.

При весьма убогом содержании молибдена в руде (порядка 0,05—0,1%) химические анализы в лабораториях, не имеющих хорошего опыта, иногда ненадежны и могут содержать систематическую ошибку. Грубая флотация, анализ концентрата, хвостов и составление баланса позволяют надежнее определять содержание металла в руде.

5. Требования, предъявляемые к обработке проб в химической лаборатории и к точности химических анализов

В практике нередки примеры, когда геологи производят правильную обработку и сокращение проб до веса 1 кг, а в химической лаборатории от этих проб без всякого дальнейшего измельчения отбирают навеску в 1 г для химического анализа. В результате все старания по тщательной обработке проб в первой стадии оказываются напрасными — ошибка обработки проб возникает уже в лаборатории.

Не меньшее значение имеют погрешности от недостаточно тщательного перемешивания материала при отборе навески. В этой стадии очень хорошим способом смешивания можно считать просеивание материала через сито с отверстиями более крупными, чем диаметр зерен руды. Проф. Мостович считает просеивание лучшим способом смешивания.

Во всяком случае геологу необходимо наблюдать за системой обработки проб в химической лаборатории. Если химические анализы лаборатории содержат значительную случайную (то со знаком плюс, то со знаком минус) погрешность, то прежде всего следует проверить правильность приготовления навесок.

При представлении подсчета запасов требуются данные о контроле химических анализов в какой-нибудь авторитетной лаборатории, имеющей хороший опыт по данному металлу.

Цель контрольных анализов — проверить правильность работы рудничной лаборатории, главным образом в отношении систематической погрешности в сторону завышения содержания или его занижения. Обычно достаточно 25—30 контрольных анализов, чтобы убедиться в правильности работы лаборатории.

Пробы для контрольных анализов выделяются квартованием после полного измельчения до — 150 меш (0,1 мм).

На диаграмме (фиг. 83) приведены средние размеры случайной погрешности анализов на олово, вольфрам, молибден, сурьму и ртуть, которые могут быть, как предел, приняты в практике разведки. Вместе с тем обусловленная диаграммой точность анализов вполне достижима обычными методами в хорошо поставленной районной лаборатории.

Пределы средних погрешностей при анализе руд цветных металлов представлены в табл. 45.

Для железных, марганцевых и хромитовых руд весьма важны не только достоверные сведения о содержании основного компонента, но и точные данные о содержании вредных примесей.

В среднем погрешности анализов этих руд не должны выходить за пределы, указанные в табл. 46.

Если погрешность анализа значительно больше указанной в табл. 45 и 46 и диаграмме (фиг. 83), то категория подсчитанного запаса во Всесоюзной комиссии запасов снижается.

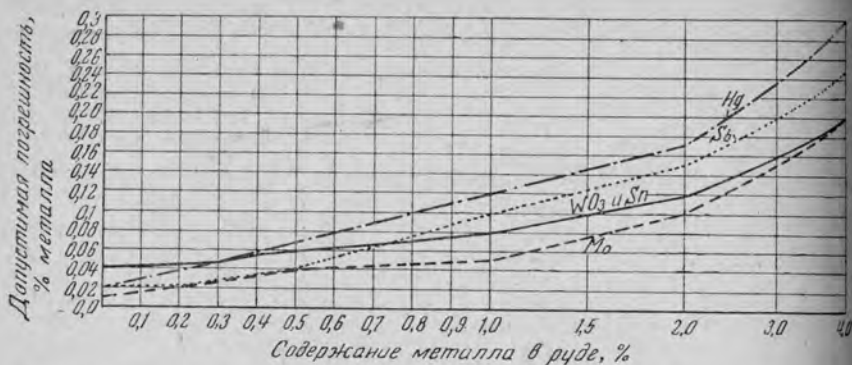
Таблица 45

Металл	Порядок содержания в руде ‰	Предельно-допустимая ошибка в абсолютных процентах при массовом техническом анализе
Медь	Целые	0,25
	Доли	0,10
Свинец ¹	Десятки	0,5
	Единицы	0,3
Цинк	Десятки	0,5
	Единицы	0,3
	Доли	0,2
Мышьяк	Десятки	0,6
	Единицы	0,3
	Доли	0,2
	Единицы	0,1
Никель	Доли	0,05
Висмут	Целые	0,25
	Доли	0,05
Ванадий	Доли	0,05
Алюминий	—	1,5
Хром	В хромитах	0,3—0,5

¹ В присутствии больших количеств бария точность определения свинца понижается, и пределы допустимых ошибок должны быть расширены.

Таблица 46

Элементы	Порядок содержания в руде (порode) ‰	Средняя предельно-до- пустимая ошибка в аб- солютных процентах при массовом техни- ческом анализе
Валовое железо	Больше 25	1
Кремнезем	Десятки	1,0
	Единицы	0,5
Фосфор	Больше 0,5	0,10
	0,10—0,5	0,03
	Меньше 0,1	0,01
Сера в окисленных ру- дах:		
а) в рудах, содер- жащих сульфиды	Меньше 0,10	0,02
	Десятые доли и целые	0,10
б) в пирите и пиро- тине	Большие количества	0,25
Марганец	Целые	0,50
	Порядка 0,5	0,10
	Меньше 0,20	0,05
Алюминий	—	1,5
Хром	В хромитах	0,3—0,5
	В бедных рудах	0,3



Фиг. 83. График для определения допустимой погрешности химического анализа на ртуть, окись вольфрама, олово, молибден, сурьму

Для отдельных полезных ископаемых возможно для подсчета запасов пользоваться количественными минералогическими анализами, надежно проверенными химически.

ЛИТЕРАТУРА

1. Барышев, Н. В., Каллистов, П. Л. и Гудименко, А. И., Результаты опытной обработки проб мышьяковых руд, «Советская золотопромышленность», 1936, № 3.
2. Барышев, Н. В., Опыты определения постоянных k и a для различных металлических руд, Труды МГРИ, вып. 3, 1936.
3. Барышев, Н. В. и Громов Л. В., К вопросу о методике опробования, труды МГРИ, вып. I, 1936.
4. Барышев, Н. В., Каллистов, П. Л., Красников, В. И., Новые данные по обработке проб металлических руд, «Цветные металлы», 1937, № 3.
5. Глазковский, В. А. Техническое опробование месторождений полезных ископаемых, Георазведиздат, Л., 1932.
6. Каллистов, П. Л., Методы экспериментального определения рациональных схем обработки проб, «Советская геология», 1932, № 10.
7. Котляр, Н. И., О теоретических обоснованиях в деле взятия и сокращения проб полезных ископаемых, Труды Всесоюзного горнотехнического съезда, т. 8, 1926.
8. Мостович, В. Я., Методика исследования золотосодержащих руд, Цветметиздат, М.—Л., 1932.
9. Пожарицкий, К. Л., Бутвиловский, А. Г. и др. Основные вопросы опробования месторождений редких металлов, ОНТИ, М.—Л., 1938.
- 9а. Соловьев, П. П., Опробовательско-обогащительная установка для геологоразведочных партий, «Разведка недр», 1938, № 12.
- 9б. Пожарицкий, К. Л., Инструкция по классификации запасов месторождений металлических руд (проект). В сборнике «Классификация запасов твердых полезных ископаемых» (проект), Институт горного дела Академии наук СССР, 1939.
10. Таггарт, Справочник по обогащению полезных ископаемых, ч. III, «Опробование», 1933.

11. Третьяков, В. М., Применение принципов математической статистики при отборе проб твердого топлива, «Заводская лаборатория», 1939, № 3.
12. Трушков, Н. И. Опробование рудных месторождений, ГГРУ, 1931.
13. Чечотт, Г. О., Опробование и испытание полезных ископаемых, Горгеолнефтеиздат, 1932.
14. British Standard Specification for the Sampling and Analysing of Coal for Export. British Engineering Standards Association, London, 1930.
15. Brunton, D. W., Theory and Practice of Ore Sampling, Tr. of the Am. Ins. of Min. and Met. Eng., v. XXV, 1898.
16. Demond, C. and Halferdahl, A., Mechanical Sampling of Ore. Eng. and Min. J.-Press, 4, 1923.
17. Demond, C. and Halferdahl, A., Mechanical Sampling of Ore. Eng. and Min. J.-Press, 7, 1922.
18. Grummel, E. S. and Dunningham, A. C. Report on the Sampling of small Fuel. British Eng. Standards Association, London, 1930.
19. Mica, J., Theoretische Beiträge zur Probenahme. Zeitschrift für analytische Chemie, München, 1928.
20. Peele, Mining Engineers Handbook. Section Ore Sampling, 1927.
21. Richards, R., Ore Dressing, 1904.
22. Richards, R., Text Book of Ore Dressing, 1909.
23. Woodbridge, T. R., Ore Sampling Condition in the West, Technical Paper U. S. Bureau of Mines 86, 1916.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОПРОБОВАНИЕ

Технологическим опробованием называется совокупность операций по отбору и обработке проб, предназначенных для проведения технологических испытаний с целью найти наиболее рациональный способ технологической обработки руды данного месторождения, выяснить детали, специфические трудности и установить качественные и количественные показатели технологического процесса.

Технологические испытания руд представляют обязательный этап исследований в процессе освоения промышленных месторождений. Отсюда ясна важность технологического опробования в процессе разведочных работ.

Методика технологического опробования в литературе освещена мало. В иностранной литературе нам не удалось найти ни одной работы, посвященной этому вопросу.

В русской литературе вопросы технологического опробования освещены в нескольких статьях, написанных до 1935 г. на основе опыта отдельных работ обогатительных лабораторий научно-исследовательских институтов. В этих статьях правильно изложены общие принципы технологического опробования.

Вместе с тем экспериментальные работы по общей методике опробования и опыт технологического опробования за последние шесть-семь лет позволяют внести изменения и уточнения в применявшуюся раньше методику. Эти изменения существенно упрощают и удешевляют работу по технологическому опробованию.

1. Требования, предъявляемые к технологическим пробам

Технологическими, или техническими, пробами называют пробы, отбираемые с целью испытания методов технологической обработки добываемых руд.

Н. Н. Котляр, В. А. Глазковский [2, 4] и другие авторы подразделяют технологические пробы на качественные и количественные. По определению Н. Н. Котляра, качественные технические пробы используются для изучения свойств полезного ископаемого, для того чтобы наметить качественную схему, а количественные пробы служат для проведения систематических испытаний, согласно намеченной качественной схеме, чтобы получить количественные показатели.

В практике, однако, нет резкого подразделения на испытание качественной и количественной схемы. В отчетах об испытаниях

на обогатимость всегда приводятся количественные показатели извлечения, содержания ценного компонента в концентрате, в хвостах и т. д.

Поэтому было бы неправильно отбирать отдельно качественные, а позднее, особо, количественные пробы. Следует стремиться, чтобы технологические пробы обеспечивали получение количественных показателей, т. е. всегда были количественными.

Самые же количественные технологические испытания довольно отчетливо делятся на лабораторные, выполняемые в лабораториях и испытательных станциях, и полужаоводские и заводские, выполняемые на опытных обогатительных фабриках.

Г. О. Чечотг [5] правильно указывает, что исследования на обогатительных фабриках (за редким исключением) обыкновенно связываются с пробной эксплуатацией. Тогда вся или большая часть добываемой руды поступает на фабрику, а собственно акт опробования исчезает, превращаясь в эксплуатацию.

Таким образом, в подавляющем большинстве случаев технологическое опробование сводится к отбору проб для испытаний в обогатительных лабораториях или испытательных станциях.

Для того чтобы результаты технологических испытаний были использованы в практике обработки руд, необходимо, чтобы пробы достаточно точно представляли состав и характер руды, которая будет поступать в технологическую обработку в процессе эксплуатации. Чтобы обеспечить выполнение этого требования, нужно отчетливо представлять общий характер горных работ при эксплуатации месторождения.

2. Типовые количественные пробы

На одном месторождении могут быть территориально разоб-щенные руды, различающиеся по химическому или минералогическому составу. В зависимости от химического, минералогического состава и физической характеристики руд процесс обогащения может значительно меняться. Поэтому технологические испытания производятся отдельно для различных разоб-щенных территориально типов (сортов) руды. В связи с этим и пробы отбираются отдельно для каждого технологического типа (сорта) руд. Консультация со специалистами-обогатителями позволяет более уверенно выделить минимально необходимое количество технологических типов руд и установить число технологических проб. Так как технологические испытания на обогатимость весьма дороги, то число технологических проб стремятся сделать возможно меньшим. Поэтому, если на месторождении несколько типов руд будут выниматься одновременно и при добыче будут смешаны, то в испытание идет средняя проба, образованная пропорциональным смешиванием таких типовых проб.

Целесообразно отбирать и отправлять типовые пробы отдельно, предоставляя их смешивание компетенции обогатителей. В графических материалах, прилагаемых к пояснительной записке, следует указать местоположение различных типов руд и места отбора проб, а в пояснительной записке — примерное соотношение руд отдельных типов. Такие пояснения полезны при решении вопроса о последующем объединении отдельных типовых проб в группу.

Типовая технологическая проба должна возможно ближе соответствовать среднему составу того типа руды, который она представляет. Если содержание данного компонента в пробе окажется существенно завышенным или резко заниженным по сравнению с обычным составом руды, то результаты испытаний окажутся недостаточно характерными для этого типа руд.

Вместе с тем скрупулезная точность вряд ли целесообразна в большинстве случаев. Дело в том, что вскрытая при разведке руда обычно не может считаться идеально точно представляющей среднее содержание ценного компонента в руде месторождения в целом. Кроме того, в процессе добычи содержание в руде, поступающей на фабрику, меняется.

3. Крупность руды технологических проб

В ряде случаев для технологических испытаний важно, чтобы руда технологических проб имела такую крупность, какую будет иметь руда при нормальной эксплуатации. Сохранение естественной крупности имеет большое значение при испытании руд плавкой, обжигом, при обогащении железных и марганцевых руд промывкой и в аналогичных случаях. В таких условиях необходимо заботиться, чтобы технологические пробы характеризовали руду не только по составу, но и по крупности. Выполнение этого требования значительно увеличивает трудность и расходы по технологическому опробованию.

В процессе обогащения руд цветных, редких металлов и золота производится специальное тонкое измельчение. Поэтому крупность материала не имеет решающего значения при испытаниях на обогатимость руды. Это позволяет отбирать материал для технологических проб простыми приемами; копировать эксплуатационные условия делается ненужным. Вместе с тем следует избегать излишнего дробления руды технологических проб, ибо мелочь при транспортировании легко теряется, и содержание металла в пробе искажается. Целесообразно избегать излишнего измельчения также для колчеданных легко окисляемых руд.

На многих месторождениях требуется определять выход крупных классов и мелочи, а также определять содержание металла по классам крупности. Иногда эти задачи решаются попутно при отборе технологических проб, но чаще в процессе опытной добычи ставятся специальные опыты со значительными массами руды.

4. Виды технологических проб

Для технологических испытаний могут использоваться:

- а) керн буровых скважин;
- б) пробы руды из очистных или подготовительных и разведочных подземных горных выработок;
- в) пробы руды из отвалов.

а) **Пробы керна.** Керн буровых скважин иногда используется для предварительных технологических испытаний, если месторождение не вскрыто горными работами. Например, керн буровых скважин широко используется при испытании на обогащаемость халькозиновых и первичных руд, залегающих на значительной глубине на Коунрадском и Алмалыкском месторождениях, на разведанных бурением уральских медноколчеданных месторождениях [1], на железистых кварцитах Курской магнитной аномалии [3]. Никакой специфики при отборе керна, используемого для технологических испытаний, нет. Испытания на материале из керна буровых скважин имеют предварительный характер, и всегда при вскрытии глубоких горизонтов месторождения горными работами требуется отбор новых технологических проб.

б) **Отбор проб в горных выработках.** Наиболее надежны технологические пробы, отобранные в горных выработках из целика рудного тела. Чтобы типовая проба действительно отражала свойства руды, необходимо ее отобрать в типичных средних по свойствам руды участках. Выбирают место для отбора технологических проб на основе осмотра, геологической документации, результатов текущего опробования горных выработок и минералогического изучения руд.

В мощных месторождениях отбирают руду для технологических проб в процессе проходки горных выработок. При этом из руды, отбитой взрывом, в пробу в намеченных пунктах поступает одна вагонетка, пятая—десятая тачка, или перелопачиванием выделяют 0,25—1 т руды. Таким образом, процесс отбора материала в технологическую пробу тот же, что и при валовом опробовании.

Если отбирают материал для технологической пробы после проходки горных выработок, то в кровле или борту выработки пробуривают несколько шпуров, с расчетом взорвать нужное количество руды. Если выработка была пройдена давно, и поэтому руда в стенке выработки могла подвергнуться окислению или выветриванию, то сначала пробуривают и взрывают короткие шпуровы, чем удаляют окисленный слой, а затем уже отбивают руду для технологической пробы.

При отборе технологических проб в маломощных жилах нужно стараться получить материал такого состава, какой будет в процессе эксплуатации.

Если жила имеет резкий зальбанд, и выемка руды будет производиться без существенного засорения пустой породой, то в пробу отбирается только руда без примеси боковых пород.

Если же при добыче к руде будут примешиваться пустые вмещающие породы, то нужно, чтобы разубоживание при отборе технологической пробы приблизительно отвечало тому, какое будет в процессе эксплуатации. В этом случае технологические пробы не следует брать попутно при проходке подготовительных выработок, где из-за большой ширины забоя будет чрезмерное засорение руды. Гораздо лучше в кровле штрека проходить по рудному телу короткие (0,5—1 м) восстающие, ширина которых равна обычной ширине очистного забоя (0,8 м). При отборе проб из таких восстающих разубоживание руды будет близко к тому, какое ожидается при эксплуатации.

Следует предостеречь от отбора для технологических испытаний руд, долгое время пролежавших в магазинах под землей, или на поверхности в штабелях. Эти руды могут оказаться частично окисленными, и по технологическим свойствам они могут отличаться от свежих руд.

в) Отбор проб из отвалов. Иногда на месторождениях накапливаются значительные по размерам отвалы. Отбирают материал для технологического испытания, проводя на отвалах редкую сеть шурфов. Часто отбор технологических проб совмещают с разведкой отвалов.

Таким же образом отбирают технологические пробы при разведке россыпей.

5. Вес технологических проб

Количество руды, необходимое для проведения технологических испытаний, зависит от состава руд, сложности испытаний и от содержания в руде ценных компонентов.

Общий вес типовой технологической пробы средней руды, отправляемой для обычных испытаний на обогатимость, должен быть около 1—2 т. Для весьма убогих руд вес проб увеличивается до 5—10 т с таким расчетом, чтобы количество получаемого при опытах концентрата было достаточно для его пересчетки.

При особо сложных испытаниях на обогатимость иногда требуется очень большой вес технологических проб, доходящий до нескольких десятков тонн.

Целесообразно одновременно с типовой пробой отбирать небольшое количество богатых штучков весом 3—5 кг для опытов с чистыми минералами.

Указать вес пробы, необходимый для испытания в металлургическом процессе, нет возможности, ибо количество материала, идущего на испытание, зависит от размеров печей и характера испытаний. Обычно он измеряется несколькими десятками и даже сотнями тонн.

Типовая технологическая проба только в очень редких случаях может быть отобрана из одного забоя, так как в этом случае

последний должен характеризовать как руду, так и вмещающие породы во всем месторождении.

Лучше типовую пробу составить из материала, полученного из пяти — десяти пунктов, распределенных так, чтобы смесь отбитого материала действительно представляла данный тип руды в месторождении.

Проф. Г. О. Чечотт [5] для отбора генеральной (по существу, технологической) пробы считает необходимым ставить специальные длительные работы, копирующие пробную эксплуатацию. Он полагает необходимым отбирать в пробу значительный тоннаж (иногда несколько сот тонн) руды, которая после соответствующего измельчения подвергается сокращению до 1—3 т.

Отбор генеральных проб весом в несколько сот тонн теперь не практикуется.

Н. Н. Котляр и В. А. Глазковский совершенно правильно указывают на невыполнимость и ненужность столь сложной работы. Тот же результат может быть достигнут отбором руды из нескольких точек, соответственно распределенных по месторождению.

Вводя большое упрощение по сравнению с методом Г. О. Чечотта, В. А. Глазковский все же указывает в своих примерах на большой тоннаж руды, отбираемой для технологических проб. Так, по Первоначальному руднику Ононского месторождения исходный вес технологической пробы был определен в 40 т; по основной руде Карпушинского месторождения 77 т. Другие авторы в примерах также указывают исходный вес проб в несколько десятков тонн.

Отбор в технологическую пробу без нужды большого количества руды широко распространен в практике.

В подавляющем большинстве случаев нет необходимости иметь большое исходное количество руды в технологической пробе. Нельзя считать обязательным отбирать материал в четыре или несколько раз больше, чем требуется для отправляемой на испытание пробы. Можно просто отобрать необходимое количество руды и не производить потом сокращения. Можно, например, для технологической пробы, необходимый вес которой определен в 5 т, просто отобрать по 1 т в пяти пунктах или по 0,5 т в десяти пунктах, лишь бы технологическая проба по своему составу представляла данный тип руды.

Разумное использование этого предложения позволяет резко упростить, ускорить и удешевить работы по отбору технологических проб без всякого ущерба для точности. В том же случае, когда необходимый вес пробы определен в 1 т, и материал нужно отобрать из пяти—десяти пунктов, по условиям отбора материала удобнее взять больше руды (по 0,25—0,5 т) из каждого пункта. Но всю исходную руду технологической пробы не обязательно свозить в одно место и потом после смешивания сокращать в два — четыре раза. Можно сокращение производить отдельно для каждой порции на месте ее отбора.

6. Рудоразборка при технологическом опробовании

В типовую технологическую пробу должна быть отобрана руда, по возможности, того состава, который будет иметь руда, поступающая на фабрику. В случае маломощных месторождений руда при эксплуатации будет засоряться пустой породой, которую отсортировывают из горной массы непосредственно в забое или на лентах транспортера на поверхности. Учитывая эти условия нормальной эксплуатации, нужно добытую из маломощных тел горную массу технологической пробы, не начиная дробления, подвергнуть рудоразборке.

Рудоразборка производится в следующем порядке:

1) всю добытую для технологической пробы горную массу пропускают через грохот с диаметром отверстия 4—5 см;

2) сортируют только фракцию, оставшуюся на грохоте, т. е. фракцию, крупнее 4—5 см;

3) сортируют крупную фракцию, отбрасывая куски пустой породы. Разбивают только крупные, ясно видимые сrostки руды и пустой породы диаметром более 15 см. Средние и мелкие сrostки не разбивают. Куски, в которых трудно установить, отнести ли их к руде или к пустой породе, нужно оставить в рудной фракции. Таким образом, получают три фракции:

а) мелкая руда,

б) крупная руда,

в) крупная отсортированная пустая порода;

4) взвешивая или определяя объем тарированными ящиками, устанавливают весовой выход каждой фракции в процентах.

Приводим пример записи.

Технологическая проба окисленной руды №

Крупность мм	Материал	Вес кг	Выход, %	
			руды	горной массы
Мельче 50 . . .	Мелкая несортированная руда	2400	67	—
Крупнее 50 . . .	Сортированная руда (крупная)	1200	33	—
	Итого руды	3600	—	72
Крупнее 50 . . .	Хвосты от рудоразработки	1400	—	28
	Горная масса	5000	—	—

Повторяем, что специального дробления с целью отсортировать полностью пустую породу производить не следует. При сортировке стремятся приблизиться к тем условиям, которые обычно существуют при массовой добыче руды на рудниках. Разрешение вопроса о целесообразности применения сортировки для крупного материала после его додраблывания обычно входит в задачу испытаний по обогащению.

7. Сокращение технологических проб

Если в забоях отобрано руды больше, чем необходимо для отправки на испытание, то после сортировки, необходимого додраблывания и перемешивания производится сокращение отобранной руды до необходимого веса (1—5 т). Опыт показывает, что излишнее измельчение часто неблагоприятно отзывается на точности пробы. Дело в том, что в полевых условиях дробление, квартование и смешивание приходится производить на открытом воздухе, на ветре; не всегда удается тщательно устроить деревянный пол на площадке для обработки пробы, вследствие чего нередко имеют место потери мелочи. Поэтому правильно производить только минимально необходимое измельчение.

Сокращать технические пробы можно, руководствуясь табл. 47.

Таблица 47

Диаметр кусков см	Вес проб после сокращения, т	
	равномерные руды	неравномерные и весьма неравно- мерные руды
20	1—1,5	4—5
10	—	1—1,5

При сокращении отдельных порций для определения крупности дробления в расчет принимается суммарный вес типовой пробы.

При операциях с крупными пробами (в несколько тонн) нет необходимости производить контрольное грохочение. Достаточно визуально оценивать крупность кусков и разбивать крупные куски до допустимого размера. Рекомендованное здесь упрощение вызвано не желанием экономии, а стремлением уменьшить часто встречающиеся погрешности систематического характера от потери мелочи. Допустимость упрощения при обработке технологических проб

доказывается многими экспериментами, установившими возможность весьма простой обработки разведочных проб.

Необходима высокая тщательность в выполнении всех операций по сокращению технологических проб. Операции смешивания и сокращения нужно производить либо на специальной площадке с полом из плотно пригнанных в паз досок или на площадке, покрытой брезентом. Недопустимо операции по обработке проб производить на земле.

При сокращении руда смешивается перелопачиванием или пересыпанием в конус. Сокращают, отбрасывая в пробу каждую вторую лопату.

8. Упаковка и документация

В практике мы встречаем слишком много примеров порчи технологических проб из-за того, что ящики разбиваются, и мелочь теряется при транспортировании. Поэтому надо отметить особую важность прочной и плотной упаковки. Ящики должны быть обязательно из прочных досок, сшитых впаз. После укупорки ящики сверху необходимо прочно обить проволокой или полосовым железом.

Одновременно с отправкой технологической пробы должны быть высланы: а) геологический план с указанием мест взятия проб; б) краткое описание мест взятия проб, зарисовки забоев, где были взяты пробы; в) анализы проб, взятых в местах отбойки материала для технологических проб; г) описание способов взятия и обработки проб.

9. Место технологического опробования и испытания руд в цикле разведки месторождения

Промышленной можно считать только руду, из которой ценный компонент может быть извлечен тем или иным технологическим способом. Строго говоря, ценность руды определяется не валовым содержанием ценного компонента в руде, а извлекаемым в процессе добычи и технологической обработки содержанием.

Месторождение не может считаться промышленным до тех пор, пока не доказана возможность извлечения из руды металла.

Можно назвать немало месторождений, детальная разведка которых оказалась преждевременной, так как не было известно способов извлечений ценного компонента из сплошных руд.

Как пример приведем Мукуланское оловянное месторождение. Изучение руд под микроскопом показало их сложность, чрезвычайную тонкость касситерита и тесное срастание его с магнетитом. В данном случае после предварительной разведки необходимо было прежде всего решить вопрос с технологией обработки руды и только после этого производить затраты на детальную разведку. Впоследствии оказалось, что месторождение представляет интерес не по олову, а по хорошо извлекаемому висмуту.

Следует считать за правило, что когда на основе разведочных работ месторождение оформляется как промышленный объект, необходимо произвести технологические испытания руд.

Вместе с тем нужно иметь в виду, что техника обогащения полезных ископаемых в настоящее время находится на очень высоком уровне, и руды, не поддающиеся обогащению, представляют относительную редкость. В подавляющем большинстве месторождений вопрос об обогащении руд разрешается положительно. Поэтому обычно не следует отбирать технологические пробы и производить технологические испытания раньше, чем предварительная разведка установит, что месторождение заключает достаточное количество руд с промышленным содержанием металлов.

Отступление от этого правила нередко приводит к напрасной затрате сил в средств. Можно назвать немало примеров, когда вскоре после открытия месторождения, еще не разведав его, отбирали технологические пробы и производили испытания на обогатимость. Дальнейшие разведки устанавливали, что месторождение непромышленное.

Большое значение в ускорении испытаний обогатимости руд новых месторождений (особенно редких металлов) могут иметь переносные обогатительные фабрики.

ЛИТЕРАТУРА

1. Барышев, Н. В., Русинов, Л. А. и Левонин, В. С., Разведочное дело, ч. IV, ОНТИ, 1935.
2. Глазковский, В. А., Техническое опробование месторождений полезных ископаемых, Георазведиздат, 1932.
3. Глазковский, В. А. и Соловьев, П. П., К вопросу о техническом опробовании, «Горнообогатительное дело», 1932, № 6—7.
4. Котляр, Н. Н., Техническое опробование, «Горнообогатительное дело», 1932, № 6—7.
5. Чечотт, Г. О., Опробование и испытание полезных ископаемых, Горгеолнефтеиздат, 1932.

ОПРОБОВАНИЕ ДОБЫТЫХ И ТОВАРНЫХ РУД

Опробование добытых руд может производиться в различных условиях: а) полезное ископаемое находится в движении (на конвейере в трубах); б) полезное ископаемое находится в покое (в вагонах, судах, штабелях, отвалах).

Первый случай — опробование руд, находящихся в движении, бывает чаще всего в процессе работы обогатительной фабрики и здесь не рассматривается.

Второй случай чаще всего наблюдается в процессе разведки и эксплуатации месторождения.

В первом и втором случаях отбирают материал для пробы относительно небольшими порциями, которые стремятся распределить равномерно. Когда полезное ископаемое находится в покое, то равномерности добиваются соответствующим выбором точек для отбора порций. При опробовании движущегося полезного ископаемого равномерность достигается отбором порций через равные промежутки времени.

Вопросу опробования добытой руды уделяют совершенно недостаточное внимание. Весьма простые операции выполняют небрежно или неправильно, в результате чего возникают грубые погрешности.

Г. А. Классен [3], проделавший ряд экспериментов по методике отбора проб руд, указывает, что погрешность опробования уральских колчеданных руд из девяти случаев в пяти достигала 17% от содержания меди, в трех случаях 54% и в одном случае 72%.

Если такие ошибки бывали при опробовании равномерных колчеданных руд, то при рудах с неравномерной минерализацией без тщательного опробования ошибки могут достигать еще больших значений.

1. Теория отбора проб из скоплений добытого полезного ископаемого

При выработке стандартов по опробованию многие исследователи проводили большие экспериментальные работы и теоретические исследования, которые установили чрезвычайно важные положения.

Теория опробования угля в скоплениях — штабелях, вагонах и т. п. рассмотрена и экспериментально проверена английскими исследователями Е. С. Груммелем и Дуннингхемом при разработке английского стандарта по опробованию углей [12]; Г. А. Клас-

сен [3, 4] в своих экспериментальных работах нашел подтверждение этой теории также в отношении медных и свинцово-цинковых руд.

Как будет видно дальше, теоретические положения Груммеля и Дуннингхема принципиально приложимы для большинства добытых полезных ископаемых, требующих химического опробования.

а) Понятие о «средней погрешности». Основные рассуждения Груммеля и Дуннингхема в отношении опробования углей сводятся к следующему.

Мелкий уголь размером до 3 дюймов (76 мм) представляет неоднородную смесь угля, сланцев и других примесей. Очевидно, способ опробования, в частности число порций, которое нужно отобрать в пробу, зависит от степени неоднородности угля.

Степень неоднородности может быть выражена посредством средней погрешности, смысл которой можно пояснить следующим образом.

Положим, взято 100 десятитонных вагонов угля и каждый вагон подвергнут точному опробованию и анализу на содержание золы. Пусть среднее содержание золы во всей партии угля оказалось равным 15%, а содержание золы в угле по отдельным вагонам колебалось от 10 до 20%.

Если абсолютные значения отклонений содержания золы по отдельным вагонам от среднего содержания сложить и разделить на число опробуемых вагонов (в данном примере на 100), то мы получим среднюю величину отклонений. Эту величину Груммель и Дуннингхем называют средней погрешностью. В данном случае средняя погрешность характеризует неравномерность угля при опробовании вагонами.

При опробовании не вагонами, а порциями меньшего веса средняя погрешность будет иной, очевидно, большей величины.

Опытами было доказано, что при заданном весе порций средняя погрешность характерна для данного сорта угля. В частности, опытами установили, что средняя погрешность в общем возрастает с увеличением зольности и колеблется для различных углей.

Г. А. Классен [3] путем опытов с рудами уральских медных колчеданных месторождений установил, что средняя погрешность, действительно, характеризует неоднородность руд. Средняя погрешность для руд и месторождений одного и того же типа колеблется в небольших пределах. Для руд различных месторождений средняя погрешность испытывает значительные изменения. Средняя погрешность возрастает с увеличением содержания меди в рудах и убывает с увеличением количества мелочи в руде.

Таким образом, положения Груммеля и Дуннингхема приложимы и для руд.

б) Значение веса порции. Выше было указано, что числовое выражение средней погрешности зависит от неравно-

мерности полезного ископаемого и от веса отдельных порций. Очевидно, что для порций большого веса средняя погрешность меньше, чем для порций малого веса. Однако опытами Груммеля и Дуннингхема установлено, что с уменьшением веса отдельных порций средняя погрешность возрастает медленно.

Для иллюстрации и доказательства приведем часть данных Груммеля и Дуннингхема о величине средней погрешности при отборе порций весом 4,5 кг и по 11,7 кг (табл. 48).

Таблица 48

	Содержание в порции, %			
	весом 4,5 кг		весом 11,7 кг	
	зола	сера	зола	сера
Содержания:				
среднее	3,74	1,02	4,10	1,04
наибольшие	6,47	1,40	7,20	1,87
наименьшие	1,25	0,67	2,17	0,74
Средние погрешности	1,21	0,19	0,95	0,17

Из таблицы следует, что при уменьшении веса порций в $2\frac{1}{2}$ раза средняя погрешность возросла только на 22%.

Из этого факта, проверенного многочисленными экспериментами, делается важный вывод: для точного опробования в известных пределах в пробу предпочтительнее отбирать большее число малых порций, чем малое число больших порций.

в) Определение необходимого числа порций в пробе. Зная числовое выражение средней погрешности полезного ископаемого (по порциям принятого веса), можно определить, какое число порций необходимо отобрать в пробу для опробования с заданной точностью вагона, группы вагонов или штабеля.

Такой расчет делается на основе формул теории погрешностей.

Вероятная погрешность обладает следующим свойством: число испытаний с погрешностями меньшими, чем вероятная погрешность, равно числу испытаний с погрешностями большими, чем вероятная погрешность. Иными словами, 50% испытаний лежат в пределах вероятной погрешности, 50% — за ее пределами.

Упрощенная формула Петера для определения вероятной погрешности такова:

$$r = 0,85 \frac{\sum p}{n}, \quad (1)$$

где r — вероятная погрешность порции;
 p — абсолютные значения отклонений содержания металла в порциях от среднего содержания в партии руды;
 n — число порций, отобранных в пробу.

Таким образом $\frac{\sum p}{n}$ есть средняя погрешность порции.

Легко видеть, что вероятная погрешность равна 0,85 от средней погрешности.

Проба представляет сумму порций. Вероятная погрешность пробы, т. е. вероятная погрешность среднего из серии порций, согласно теории, равна:

$$R = \frac{r}{\sqrt{n}}, \quad (2)$$

где R — вероятная погрешность пробы (суммы порций);
 r — вероятная погрешность порции;
 n — число порций в пробе.

Задавшись допустимой величиной вероятной погрешности пробы R , можно подсчитать и нужное число порций по формуле

$$n = \left(\frac{r}{R}\right)^2. \quad (3)$$

Использование выводов и формул математической статистики возможно для стихийно-случайного характера выборки. Когда варианты распределяются симметрично вокруг среднего значения и подчиняются закону нормального распределения Гаусса-Лапласа, то возможно подсчитать процент испытаний, лежащих в любых пределах погрешности.

Согласно данным Груммеля и Дуннингхема, эмпирическая кривая погрешностей мало отклоняется от нормальной кривой распределения Гаусса. Груммель и Дуннингхем для углей, а Классен для медных руд Урала и полиметаллических руд Средней Азии установили, что значения, вычисленные по формулам, приложимым для нормального распределения вариантов, близко согласуются с наблюдаемыми при выполнении опытов.

Не приводя ради простоты самых формул, можно сказать, что:

а) в 82% случаев погрешность пробы не превышает $2R$;

б) в 96% случаев погрешность пробы не превышает $3R$;

в) в 99% случаев погрешность пробы не превышает $4R$.

Задаваясь допустимой величиной погрешности пробы с учетом нужного процента гарантии, можно подсчитать и необходимое число порций.

Если мы желаем иметь гарантию в 82, 96 или 99%, то при расчете в формуле мы должны взять R соответственно 0,5, 0,33 или 0,25 от допустимой погрешности. Например, необходимое число порций:

$$n = \left(\frac{r}{0,5 \cdot R} \right)^2.$$

если нам достаточно гарантии в 82%.

По опытам Г. А. Классена, средняя погрешность для более равномерных по содержанию уральских медноколчеданных руд равна 0,40—0,47% Cu ; для неравномерных руд Северо-Первомайского рудоуправления 0,87% Cu .

Если ориентироваться на величину средней погрешности 0,87% Cu , то вероятная погрешность $r = 0,76\%$ Cu [по формуле (1)].

Если считать допустимой погрешность пробы в 0,2% Cu (т. е. 6—7% от ее содержания в руде), то при гарантии 82% необходимо из партии руды отобрать:

$$n = \left(\frac{0,76}{0,5 \cdot 0,2} \right)^2 = 58 \text{ порциям.}$$

Для более равномерных руд, по подсчетам Г. А. Классена, требуется отбирать в пробу по 25—30 порций.

Опытами со свинцовыми рудами Г. А. Классен установил, что по сульфидным и окисленным рудам Кансайского и Ачисайского месторождений средняя погрешность равна 1,22—2,60% Pb , или 8,1—18,75% от содержания металла в руде.

Если ориентироваться на максимальную величину и считать допустимой среднюю относительную погрешность в 5%, то необходимое число порций оказывается равным:

$$n = \left(\frac{0,85 \cdot 18,45}{0,5 \cdot 5} \right)^2 = 37 \text{ порциям.}$$

Выводы Груммеля и Дуннингхема могут быть распространены на различные условия: на отбор проб полезного ископаемого в штабелях, в вагонах, при разгрузке лопатами, при движении полезного ископаемого по конвейеру или в трубах.

Разница в условиях оказывает влияние на выбор способа отбора порций, но значение числа и веса порций, поступающих в пробу, сохраняется.

Эти выводы можно конкретизировать следующим образом:

а) вес пробы не зависит от веса общей партии полезного ископаемого, подлежащего опробованию. Например, для опробования с одной и той же заданной точностью одного вагона или целого поезда полезного ископаемого необходимо отобрать одно и то же число порций, т. е. одного и того же веса пробу. Если с увеличением опробуемой

партии руды требуется более высокая точность, то число порций увеличивается, но относительно медленно;

б) число порций в пробе зависит от неравномерности полезного ископаемого и в меньшей степени — от веса отдельных порций. Это позволяет отбирать для пробы значительно меньший вес полезного ископаемого, чем требовалось ранними стандартами. Например, по американскому стандарту требуется в пробу отбирать не менее 1 т угля, а согласно исследованиям Груммеля и Дуннингхема, по британскому стандарту, вес проб колеблется от 45 до 227 кг;

в) зная величину средней погрешности, можно рассчитать число порций в пробе и определить минимально необходимый вес пробы.

В соответствии с теорией о зависимости числа проб от неравномерности минерализации руды намечается следующий путь экспериментального определения числа порций и веса пробы, необходимых для надежного опробования:

1) отбор достаточного числа опытных порций заданного веса и их химический анализ;

2) подсчет по приведенным формулам средней погрешности полезного ископаемого;

3) по средней погрешности, по заданной точности и заданной гарантии по приведенным выше формулам вычисляется число необходимых порций и вес пробы.

Вопрос о приложении этого метода к золотым рудам с неравномерной минерализацией в литературе не рассмотрен. Возможно, что в случае таких руд кривая распределения погрешностей будет существенно асимметричной.

2. Отбор проб руды из вагонов

а) Распределение порций. Брать пробу из вагонов рекомендуется во время их погрузки или выгрузки. Если это неосуществимо, то порции отбирают с поверхности вагонов.

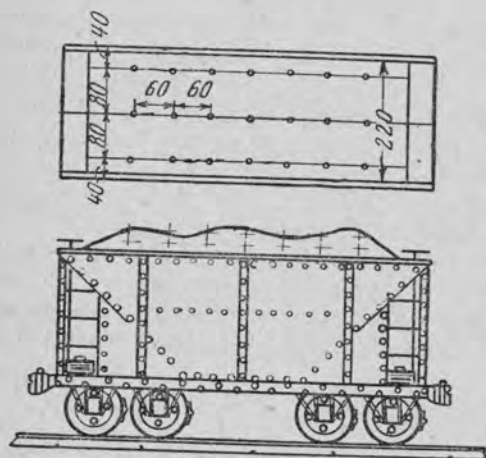
Необходимое число отдельных порций должно быть равномерно распределено по всем вагонам партии, от которой отбирается проба.

Расположение порций в вагоне можно наметить, набросив на вагон веревку, на которой узлами надо отметить пункты для отбора порций (фиг. 84).

На Кировском апатитовом руднике А. М. Вороной провел в крупном объеме опытные работы по опробованию в вагонах экспортной руды, требующей весьма высокой точности результатов опробования. Опыты показали, что при различных вариантах в расположении точек отбора порций точность получилась практически одна и та же. В практике было принято с каждого вагона отбирать порции в семи пунктах по схеме, изображенной на фиг. 85. Эта схема удобна тем, что легко фиксируются по-

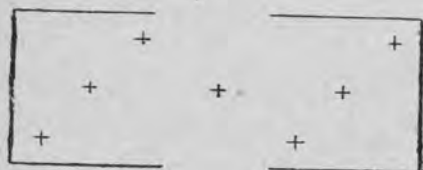
стоянные места отбора порций: два — по углам вагона, два — у противоположных дверей, два — в центре половин вагона и одна — в центре вагона.

Отдельные порции должны быть равномерно распределены по всему числу вагонов партии, от которой отбирается проба.

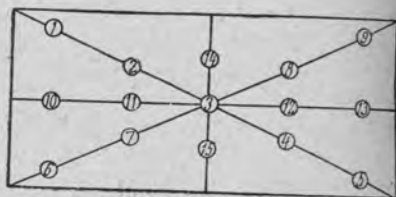


Фиг. 84. Расположение порций при опробовании вагонов (по Нибелу). Размеры в сантиметрах

навливают число порций, которое нужно отобрать с каждого вагона. В некоторых работах рекомендуется места отбора порций в вагонах последовательно менять от вагона к вагону. Так, в проекте Бельгийского комитета стандартизации места отбора отдельных партий распределяются в вагонах по схеме, представленной на фиг. 86.



Фиг. 85. Расположение порций при опробовании вагонов на Кировском апатитовом руднике



Фиг. 86. Расположение порций при опробовании углей в вагонах по бельгийскому проекту стандарта

В этой схеме предусматривается пятнадцать мест отбора. Номера, поставленные на схеме, определяют порядок отбора проб

в том случае, если опробованию подвергаются не один, а несколько вагонов. Отбор проб начинается со взятого на удачу номера и продолжается в возрастающем порядке номеров. Число порций, которое нужно отобрать из нескольких вагонов, зависит от числа вагонов.

Минимальное общее число отбираемых порций определяется в зависимости от числа вагонов:

Число вагонов	Число порций
1	5
2	8
3—12	12
13—20	15
31—50	20

Как на Кировском руднике, так и в бельгийском проекте стандарта вес пробы и число порций медленно увеличиваются с увеличением партии руды. Это не противоречит теории и объясняется желанием получить более высокую точность для больших партий руды.

3. Техника отбора порций

При изложении теории внимание было сосредоточено только на случайной погрешности опробования и не учитывалась систематическая погрешность, которая может возникнуть из-за отбора в избытке против нормальной пропорции мелочи или, наоборот, крупного материала, если содержание в них отличается от среднего. Чтобы этой систематической погрешности не возникало, нужно, чтобы в каждой порции находилось значительное число кусков опробуемого полезного ископаемого. Размер совка или лопаты должен превосходить размер кусков полезного ископаемого. Таким образом, вес порции зависит и от крупности руды.

Нередко поверхностный слой полезного ископаемого в вагоне или штабеле по составу и крупности отличается от среднего состава. Чтобы избежать погрешности, обусловленной этим, для отбора порций в намеченных пунктах выкапывают ямки. Ямки должны быть возможно глубокими и узкими; считается, что глубина их должна быть не менее 30 см.

Если в точке, где намечено отобрать порцию, встречаются крупные глыбы, то от них отбивают куски, по возможности вкрест слоистости.

Порции, отобранные с верхней части вагона, не могут быть показательными для содержания влаги в руде. Если пробу на влажность нельзя отобрать во время выгрузки вагонов, то порции отбирают из дна ямки, углубленной возможно ближе к половине толщины всего слоя полезного ископаемого [5].

При отборе проб из вагонов во время разгрузки (тип разгрузки снизу) применяют специальную «ложку» с ручкой длиной 1,5 м. Самая ложка имеет сверху диаметр 30 см, у дна диа-

метр 22, глубину 24 см и вмещает 11—14 кг ископаемого. При опробовании ложку держат под вагоном во время его опораживания. Число ложек, отбираемых с вагона, зависит от характера ископаемого и от его крупности. По Тагарту [6], обычно при опробовании углей берут две такие ложки с вагона.

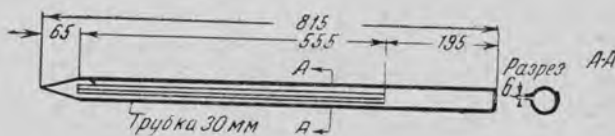
4. Отбор проб из вагонеток

Отбирают пробы во время доставки руды вагонетками; порции берут лопатой или совком. Если число вагонеток велико и они движутся одна за другой, то достаточно отбирать равномерно по одной-две лопаты с каждой третьей, пятой или даже десятой вагонетки. Подобным же образом поступают при доставке руды по канатной дороге. При отборе проб предпочтительно следовать некоторому порядку в расположении точек для порции. Так, например, можно принять за правило располагать порции письмом. Тогда в первой вагонетке порция отбирается в центре вагонетки, во второй — из переднего правого угла и т. д. Если нет уверенности, что руда на поверхности вагонетки одинакова с рудой в ее глубине, то лучше отбирать пробы в момент разгрузки вагонетки. Если это неудобно, то перед отбором пробы на поверхности в руде выкапывают небольшую ямку, из которой и отбирают руду для пробы. Если в точке, где должна быть отбрана порция для пробы, лежит большой кусок руды, то от него отбивают молотком необходимое количество материала.

В процессе нагрузки или разгрузки грейферными кранами порции отбирают лопатой с каждого грейфера или две-три лопаты с каждого десятого или пятнадцатого грейфера.

5. Опробование мелких продуктов

Для опробования мелких концентратов в вагонах, бункерах, песков в чанах, а также рудных тонкоизмельченных материалов в кучах применяют буры.



Фиг. 87. Эскиз шула для отбора проб мелких материалов

Существует несколько разновидностей буров. Самый простой бур представляет отрезок трубы диаметром 25—38 мм. Один конец трубы разделан копьём, другой — снабжен поперечным патрубком, сквозь который проходит короткая рукоятка. Вдоль трубы проделан прорез с несколько отогнутым краем (фиг. 87).

Такой бур погружают до дна опробуемой массы и поворачивают для заполнения трубки опробуемым материалом. Он применим для опробования мало сыпучего материала.

Для сыпучего материала удобнее двойной бур, состоящий из двух трубок, которые входят одна в другую. Обе трубки (А и В на фиг. 88) снабжены продольными прорезами и ручками на одном конце. Другой конец внешней трубки В разделан копьем. Внутренняя трубка А может поворачиваться относительно внешней, благодаря чему прорез открывается и закрывается.

Бур погружают толчками в опробуемую массу в закрытом состоянии (положение а на фиг. 88), поворотом внутренней трубки прорез открывают (положение б на фиг. 88), вращением рукоятки внешней трубки бур заполняется опробуемым материалом, затем прорез снова закрывают и бур извлекают.

Длину бура, в зависимости от толщины опробуемого слоя, делают 1—1,5 м. Диаметр бура — от 25 до 75 мм.

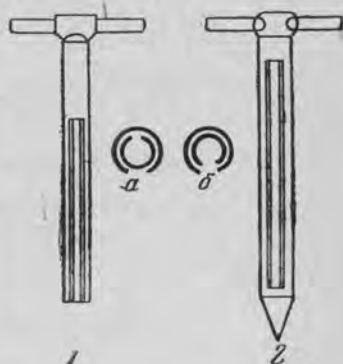
Небольшие буры применяют для опробования концентрата в мешках, для опробования тонких продуктов в вагонетках. Этот способ опробования не требует много времени, дешев и дает достаточно точные результаты.

При опробовании вагонов, чанов, отвалов скважины располагают по правильной сетке. При опробовании вагонеток порции отбирают через правильные интервалы.

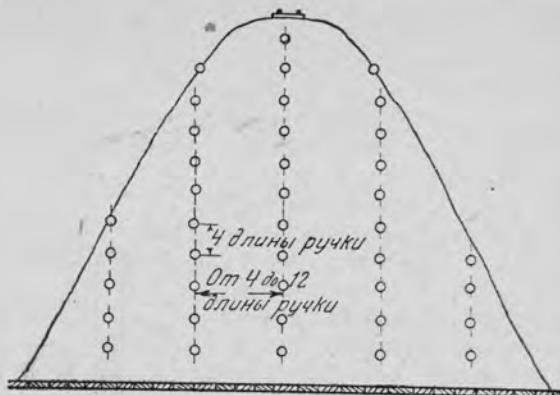
6. Опробование штабелей, куч и отвалов

Методика опробования штабелей, куч и отвалов меняется в зависимости от распределения полезного ископаемого.

Если поверхностный слой отражает среднее содержание ценного компонента в куче, то опробование производится отбором порций по правильной сетке совком или лопатой. Отмеривают расстояния между точками отбора порций ручкой совка. На фиг. 89 дано расположение пунктов отбора порций, применяемое на руднике Хановер в Новой Мексике при опробовании куч породы. Расстояние между точками отбора порций выбирают в зависимости от величины кучи и равномерности полезного ископаемого, согласно общим принципам, изложенным выше. В случае, если отвал или куча представлены слоями различного состава, необходимо вскрыть всю мощность с помощью сетки шурфов или скважин и произвести опробование выработок.



Фиг. 88. Эскиз щупа для опробования сыпучих материалов



Фиг. 89. Расположение порций при опробовании куч породы на руднике Хановер

7. Опробование товарных золотых руд

В настоящее время большое количество золотосодержащих руд направляется на заводы в качестве флюсов.

Опробуют эти руды на рудниках и на заводах по одной и той же временной инструкции Горнотехнической инспекции Министерства цветной металлургии СССР.

В частных случаях могут допускаться отклонения от инструкции в сторону упрощения. На заводах для стандартизации процесса опробование разнообразных руд выполняется одинаково.

Так как инструкция имеет очень широкое применение и апробирована на практике, то мы приводим ее полностью, тем более, что в ней детально рассмотрен весь процесс.

Нормальный вес партии золотосодержащих материалов, поставляемых заводом цветной промышленности, считается равным 50 т.

Для материалов крупностью до 8 мм допускается вес партии в один вагон (16,5 т).

Все золотосодержащие материалы разбиваются по крупности на три класса:

- а) 1-й класс ватержакетных руд от 30 до 200 мм;
- б) 2-й класс конвертерных руд от 8 до 30 мм;
- в) 3-й класс отражательного материала от 0 до 8 мм.

Кроме того, по характеру включения золота все золотосодержащие материалы разбиваются на две категории:

- а) 1-я с равномерным распределением золота;
- б) 2-я с неравномерным распределением золота.

Способ отбора исходной пробы указан в табл. 49.

Таблица 49

Крупность руды мм	Равномерное распределение золота	Неравномерное распределение золота
От 30 до 200	Десятая тачка емкостью 50 кг или десятая совковая лопата	Седьмая тачка емкостью 50 кг или седьмая совковая лопата
От 8 до 30	Пятнадцатая тачка или лопата	Десятая тачка или лопата
От 0 до 8 (навал) . . .	Двадцатая тачка или лопата	Пятнадцатая тачка или лопата
Тонкий материал (в мешках)	Совком 0,5 кг с каждого мешка или пятнадцатый мешок	Совком 1 кг с каждого мешка или десятый мешок

В табл. 50 указан вес, до которого проба может быть сокращена после соответствующего измельчения.

Таблица 50

Характеристика материалов	Рекомендуемый коэффициент k в уравнении $q = kd^2$	Надежные веса, кг										
		Измельчение, мм										
		50	40	30	25	15	8	6	5	4	3	2
Материал с мелким самородным золотом и золотом, связанным сульфидами	1,8	4500	2880	1620	1125	405	115	65	45	28	16	7
Материал с неравномерным, относительно крупным и крупным самородным золотом	3,1	7750	4960	2790	1938	698	198	112	78	50	28	12

Обработка проб ватержакетных руд (крупностью 30—200 мм). 1. Первоначальная проба весом не менее 5000 кг

для руды с равномерным распределением золота и не менее 7000 кг для руды с неравномерным распределением золота целиком (без квартования) пропускается через дробилку Блека для измельчения до 30 мм.

2. Измельченный материал просеивается через грохот с отверстиями в 30 мм, а не прошедшие через грохот куски руды додрабливаются.

3. Материал подвергается перемешиванию методом кольца и конуса, после чего повторным квартованием сокращается до веса 1600 кг в случае равномерных руд и 2800 кг в случае неравномерных руд.

4. Материал отсеивается на грохоте с отверстиями 15 или 8 мм, в зависимости от дробилки, которая установлена для второго цикла измельчения.

Таблица 51

Крупность мм	Руда, кг	
	равномерная	неравномерная
15—0	400	700
8—0	115	200

Оставшийся на грохоте материал подвергается дроблению с последующим просевом через то же сито.

5. Материал перемешивают методом кольца и конуса, после чего сокращают с помощью делителя Джонса или повторным квартованием до веса, указанного в табл. 51.

6. Материал крупностью

8 мм отсеивается на сите с отверстиями 2 мм. Фракция крупнее 2 мм измельчается на валковой дробилке до крупности 2 мм с контрольным просеиванием.

Примечание. Металлические частицы, не прошедшие сито при повторном измельчении, взвешиваются и подвергаются анализу на золото. Кроме того, точно взвешивается вся проба, к которой относится отсев металлических частиц.

7. После перемешивания методом кольца и конуса материал крупностью 2 мм сокращается делителем Джонса или повторным квартованием до веса 7 кг (равномерная руда) или 12 кг (неравномерная).

8. Проба, измельченная до крупности — 2 мм, весом 7—12 кг помещается в полотняный мешочек, этикируется и при описи передается в химическую лабораторию.

9. Проба на влажность руды отбирается также при разгрузке вагонов; в пробу отбирается 1—2% от веса руды.

Вся проба (вес 160—320 кг) быстро пропускается через дробилку Блека и валки для измельчения до крупности в —15 мм. Эта проба перемешивается и сокращается до веса 10 кг, после чего измельчается до —2 мм и сокращается до веса 1 кг. Проба крупностью —2 мм помещается в сосуд с притертой пробкой и передается в лабораторию для определения влажности.

Все операции по обработке пробы при определении на влажность должны быть выполнены в течение одной смены с момента ее взятия.

Обработка проб конвертерных руд (крупностью от 8 до 30 мм). 1. Первоначальная проба весом 3300 или 5000 кг (в зависимости от категории руды) повторно перемешивается методом кольца и конуса, квартуется до веса 1600 или 2800 кг (в зависимости от неравномерности).

2. Эта проба может быть обработана по одному из двух вариантов.

А. По первому варианту дробление и сокращение производятся по ступеням в следующем порядке;

а) проба просеивается через грохот с отверстиями 15 мм. Крупные частицы руды, оставшиеся на грохоте, направляются в валковую дробилку и после измельчения с целью контроля пропускаются через тот же грохот;

б) материал — 15 мм перемешивается методом кольца и конуса и сокращается повторным квартованием до веса 400 или 700 кг (в зависимости от категории руды);

в) сокращенная проба просеивается через грохот с отверстиями 8 мм. Остающийся на грохоте класс + 8 мм измельчается на валках с контрольным просеиванием. Измельченный материал после перемешивания сокращается с помощью делителя Джонса, либо квартованием до веса 115 или 200 кг в зависимости от неравномерности руд.

Б. По второму варианту вся проба измельчается до крупности — 8 мм с применением контрольного просева, после чего перемешивается и сокращается с помощью делителя Джонса или квартованием до веса 115 или 200 кг (в зависимости от категории руды).

3. Обработка материала крупностью — 8 мм производится так же, как и ватержетных руд (пп. 6, 7, 8 и примечания раздела по обработке ватержетных руд).

4. Проба на определение влаги отбирается при разгрузке вагонов в количестве 1% от веса руды. Вся проба немедленно пропускается через дробилку Блека и затем через валки для измельчения до крупности от 15 до 0 мм. Этот материал перемешивается, сокращается до веса 10 кг и измельчается до крупности — 2 мм. После перемешивания и сокращения берется проба 2 кг, которая помещается в сосуд с притертой пробкой и передается в лабораторию для определения содержания влаги. Вся обработка пробы на влажность должна быть выполнена в течение одной смены с момента ее взятия.

Обработка проб отражательных руд (— 8 мм). 1. Исходная проба весом 2500 или 3750 кг в зависимости от категории руды перемешивается методом кольца и конуса, после чего квартованием сокращается до веса 115 или 200 кг.

2. Эта проба весом 115—200 кг (в зависимости от категории руды) обрабатывается, как и ватержакетные руды, согласно пп. 6, 7, 8 раздела обработки ватержакетной руды.

3. Проба на определение влаги отбирается при разгрузке вагонов в количестве 1% от веса руды, быстро перемешивается и сокращается с помощью делителя Джонса или квартованием до веса 10 кг.

Этот материал измельчается далее до —2 мм и обрабатывается согласно п. 4 раздела обработки конвертерных руд настоящей инструкции.

Примечание. Отступления от настоящей инструкции допускаются только в случаях некондиционной крупности материалов или при отсутствии дробильной аппаратуры, когда измельчение производится вручную.

В этих случаях допускается введение дополнительных стадий измельчения при обязательном условии, чтобы веса проб при различной крупности материалов соответствовали данным настоящей инструкции.

В практике опробования флюсовых руд на заводах бывают отклонения от инструкции. В частности, обработка проб при $k=3,1$ не практикуется.

При наличии дробилок, валков и истирателей обработка проб в соответствии с инструкцией не представляет особого труда. Из опытов Н. Н. Котляра (Цинцветмет) видно, что при опробовании по инструкции нередко наблюдаются значительные погрешности, поэтому вряд ли возможно резкое упрощение обработки проб против указанной в инструкции. Можно только думать, что точность опробования золотых руд сохранится, а обработка несколько упростится, если обработку проб вести по таблице, применяемой в западных штатах Америки (табл. 40). Рассматривая рекомендуемую американцами таблицу, можно заметить, что они особое внимание обращают на тщательную обработку проб при мелкой стадии измельчения и облегчают обработку проб в крупной стадии.

ЛИТЕРАТУРА

1. Адамович, М. П., Ануфриев, В. И., Береневич, Я. В. и Шмидт, А. К., Отбор проб ископаемых углей, ч. II, Материалы к проекту стандартного метода СССР, Стандартгиз, 1936.
2. Груммель, Е. С. и Дуннингхем, А. Ч., Общие принципы отбора проб каменного угля, перев. с англ., Сборник «Стандартизация методов испытания твердого топлива», 1936.
3. Классен, Г. А., К вопросу о стандартизации опробования добытого медного колчедана, «Цветные металлы», 1937, № 4.
4. Классен, Г. А., Влияние числа частичных проб на точность опробования добытых полиметаллических руд, «Цветные металлы», 1937, № 10.
5. Отбор проб ископаемых углей, Британские стандартные методы отбора проб каменного угля, Стандартгиз, 1936.
6. Таггарт, Справочник по обогащению полезных ископаемых, т. III, Опробование и испытание, 1933.
7. Третьяков, В. М., Применение принципов математической статистики при отборе, сокращении и анализе проб твердого топлива, «Заводская лаборатория», 1940.
8. Woodbridge, T. R., Ore Sampling Condition in the West, Technical Paper, U. S. Bur. of Mines, 86, 1916.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМНОГО ВЕСА РУДЫ

1. Влияние ошибки в определении объемного веса руды на подсчет запаса

Так как все замеры мощности рудного тела делаются в природном его состоянии, то при определении веса 1 м^3 руды должна быть учтена природная трещиноватость, пористость и кавернозность руды. В физике под удельным весом или плотностью понимают отношение веса к объему или вес единицы объема вещества в плотном состоянии (без пор). В геологоразведочном и горном деле в практику прочно вошел термин «объемный вес», под которым понимается вес 1 м^3 руды в природном состоянии, т. е. с природной пористостью и трещиноватостью. Объемный вес должен определяться для сухой руды, ибо содержание по химическим анализам дается для руды, высушенной при 105° .

Ошибка в определении объемного веса приводит к существенной ошибке в определении весового количества руды.

Так, например, если объемный вес руды, равный 2,5, определен с ошибкой в 0,1, то ошибка в запасе руды и металла будет равна 4%.

Но только в сравнительно благоприятном случае (при плотной руде, при удовлетворительном выполнении опыта) можно рассчитывать, что точность одного определения выше 0,1. В пористых, кавернозных рудах абсолютная точность одного опытного определения объемного веса руды обычно ниже.

Кроме того, объемный вес руды в различных частях месторождения колеблется из-за различия в содержании металлов или в структуре руды. Для получения с удовлетворительной точностью среднего объемного веса руды месторождения необходимо произвести 15—25 опытных определений, чтобы компенсировать случайные ошибки опыта и природные колебания объемного веса.

Неудачно выбранный способ определения объемного веса руды иногда может привести к систематической погрешности в 15—20% от общего запаса руды.

Так, например, объемный вес руды Турланского месторождения, определенный в кусочках, оказался равным 3—3,2, в то время как определение его выемкой из целика привело к цифре 2,6 [6].

Конечно, совершенно недопустимо при подсчете запаса определять объемный вес на-глаз.

В практике встречались случаи, когда при подсчете запасов, объемный вес на-глаз был принят равным 4, а простой расчет указывал, что он не мог превышать 2,9. На Садонском руднике объемный вес в течение долгого времени принимался равным 3, а в результате опытов величина его оказалась равной 3,4—3,5.

2. Способы определения объемного веса руд плотного сложения

Каким бы плотным ни казалось строение руды, в ней всегда наблюдаются трещины и имеются поры (хотя бы небольшого размера). Однако во многих случаях пористость плотных руд бывает ничтожна, и при определении объемного веса руды для практических целей ею можно пренебречь. При этом допущении определение объемного веса можно производить несколькими простыми способами:

а) взвешиванием образцов и определением их объема погружением в измерительный цилиндр (мензурку) с водой; этот способ дает хорошую точность;

б) взвешиванием в воздухе и воде (в пакете из батиста).

Объемный вес руды подсчитывается по формуле

$$p = \frac{a}{a - c + b},$$

где p — объемный вес руды;

a — вес руды в воздухе;

c — вес руды и батистового пакета в воде;

b — вес пакета в воде.

Этот способ очень прост, точен и удобен.

Когда материала сравнительно много или когда часть его находится в виде мелочи, лучше определение объемного веса производить следующим способом:

1) материал пробы взвешивается в воздухе, стеклянный сосуд или жестяную банку емкостью 5—10 л ставят несколько наклонно, наливают водой так, чтобы вода сбегала через край и взвешивают с водой;

2) часть воды из банки выливают, вместо нее насыпают материал пробы, перемешивают для удаления пузырьков воздуха, ставят в точно то же наклонное положение, затем сосуд дополняют водой так, чтобы вода сбегала через край, и снова взвешивают.

Вычисление производят по формуле:

$$p = \frac{a}{a + b - c},$$

где p — удельный вес руды;

a — вес руды в воздухе;

b — вес сосуда с водой;

c — вес сосуда с водой и рудой.

Поступающая для определения удельного веса руда должна быть столь же сухой, как порошок руды, поступающей в химический анализ. Повторные определения показывают, что ошибки определения объемного веса этим способом не превышают 3—4% от измеряемой величины.

Этот способ лучше других, так как для определения можно взять достаточно много руды (5—10 кг).

3. Определение объемного веса пористых и кавернозных пород

а) Метод обволакивания. Для предотвращения доступа воды внутрь пористого образца последний обволакивают тонким слоем водонепроницаемого материала. В качестве таких материалов применяют цапоновый лак, заключающий в себе растворенный целлулоид, а также парафин.

При обволакивании с помощью цапонового лака образец погружают в раствор, затем его вынимают и просушивают. При просушивании растворитель испаряется, и образец оказывается покрытым тонкой эластичной пленкой, закрывающей поры. Для того чтобы пленка сделалась более прочной, операцию погружения и просушивания повторяют несколько раз.

Достоинство этого способа заключается в следующем: образец почти не меняет своего объема, ибо объем пленки ничтожен. Недостаток способа: пленка, несмотря на повторение смачивания и просушивания, все же остается непрочной. При работе необходимо следить, чтобы температура образца, раствора, комнатного воздуха, при которой происходит обволакивание, а также температура воды и воздуха при непосредственном определении объемного веса была одна и та же. При несоблюдении этого условия может создаться разница в давлении воздуха внутри образца и вне его, что приведет к разрыву оболочки.

Обволакивание парафином производят, погружая образец в расплавленный парафин или обливая образец расплавленным парафином. Корка парафина довольно толстая, и при определении объемного веса необходимо объем и вес парафина принимать во внимание. Определение делают в следующем порядке: 1) взвешивают высушенный кусок руды, вес его равен a ; 2) кусок погружают в парафин; 3) кусок, покрытый парафином, снова взвешивают, вес его равен A ; 4) погружением в воду в мензурке определяют объем образца, покрытого парафином, равный V . Ввиду того, что удельный вес парафина равен 0,9, вычисление объемного веса руды производится по формуле:

$$p = \frac{a}{V - \frac{A - a}{0,9}}$$

Третий и, пожалуй, самый удобный и простой способ состоит в покрывании поверхности образца лаком. Лак пропитывает по-

верхность образца и делает ее непроницаемой для воды. Перед пропитыванием образец взвешивают, и затем объемный вес образца определяют так же, как вес плотной руды.

Этими способами можно определить объемный вес только образцов сравнительно небольшого размера.

Основным недостатком всех способов является то, что часто отдельный кусок не характеризует объемного веса руды. В самом деле, если руда имеет в общем рыхлое строение, то для определения объемного веса этими способами берут кусок более прочный. Очевидно, структура образца будет отличаться от средней структуры руды, а следовательно, и объемный вес его будет отличаться от среднего объемного веса руды. Более прочные куски обычно имеют более плотное строение. Поэтому нередко лабораторные определения обволакиванием все же преувеличивают объемный вес руды.

б) Определение объемного веса руд погружением в песок. 1) берут стеклянный цилиндр диаметром 10—15 см и высотой 25—30 см. Наливая в цилиндр 1 и затем 2 л воды, отмечают уровни стояния воды чертами;

2) проградировав таким образом цилиндр, насыпают в него до уровня нижней или верхней черты мелкий, сухой, чистый и легко подвижный песок. Для того чтобы поверхность песка выравнялась и приняла горизонтальное положение, цилиндр несколько раз быстро поворачивают. Взвешивая песок, заполняющий цилиндр до черты, сразу же определяют объемный вес песка P_n ;

3) затем кладут в цилиндр образцы и насыпают до одной черты песком; чтобы песок плотно облекал образцы, цилиндр многократно (раз 50—100) быстро поворачивают, не отрывая его дна от поверхности стола; если уровень песка не доходит до черты, то его немного добавляют;

4) образцы из песка вынимают и песок взвешивают, если вес песка будет Q_n , то его объем V будет:

$$V = \frac{Q_n}{P_n};$$

5) общий объем образцов и песка равен 1000 см^3 , значит объем образцов

$$V_{\text{обр}} = 1000 - V;$$

6) зная определенный предварительно вес образцов $Q_{\text{обр}}$ можно определить и их объемный вес $P_{\text{обр}}$ по формуле:

$$P_{\text{обр}} = \frac{Q_{\text{обр}}}{1000 - V}.$$

При этом способе можно определить объемный вес сразу нескольких образцов или пробы, если она состоит из кусков, во

много раз превышающих размеры песчинок. Этот способ определения объемного веса удобен тем, что с помощью его можно определять объемный вес больших масс руды в полевой обстановке. Стекланный цилиндр при этом может быть заменен деревянным ящиком. Точность же работы с большими массами будет даже выше. Все эти четыре способа определения объемного веса пористых руд применимы в тех случаях, когда руда не слишком рассыпается.

в) Определение объемного веса руды выемкой из целика. В случае сильно рассыпающейся, а также кавернозной руды единственный, хотя и дорогой способ определения объемного веса состоит в выемке значительной массы руды из целика и тщательном замере вынутого пространства. Желательно, чтобы выемочное пространство было правильной формы, с ровными стенками, кровлей и подошвой.

На Урале для измерения объема вынутой породы применяли прямоугольную вертикальную раму, высотой и шириной соответствующую приблизительно размерам выработки. На раме через 10 см вертикально и горизонтально натягивалась проволока, образующая правильную сетку. Измерения расстояний в стороны, вверх и вниз от рамы служили для измерения площади сечения выработки. Расстояния по перпендикуляру от узлов сетки до соответствующих точек забоя служили для определения средней длины подвигания забоя.

Отбитая руда выдавалась на поверхность и взвешивалась.

При этом способе определяется объемный вес сырой руды, содержащей некоторое количество воды. Поэтому взвешивание руды нужно производить без промедления и одновременно брать пробу на влажность руды.

Достоинство этого способа в том, что он дает возможность учитывать структурные особенности строения рудного тела — каверны, пористость руды и пр.

Этим способом удобно определять объемный вес мягкой руды, когда границы рудного тела отчетливы и всячий бок сложен устойчивой породой, например, крепким песчаником или вязкой глиной. Когда руда крепкая, а всячий бок рудного тела сложен, наоборот, рыхлой, осыпающейся породой, то определение становится гораздо более трудным и менее точным. Здесь для выемки приходится применять взрывные работы, поверхность забоя и кровли получается неровной, руда при взрыве разбрасывается, вмещающая пустая порода осыпается и смешивается с рудой.

Для получения более точных результатов необходим достаточно большой объем извлекаемой массы (10—20 м³).

4. Подсчет удельного веса по минералогическому составу

Когда нет возможности определить удельный вес руды путем опыта, приближенное представление о нем может быть получено путем вычисления по минералогическому составу. По данным

химических анализов определяется минералогический состав, и удельный вес подсчитывается по следующей формуле:

$$P = \frac{100}{\frac{a}{P_a} + \frac{b}{P_b} + \frac{c}{P_c}},$$

где P — минералогический удельный вес руды;
 a, b, c — содержание отдельных минералов в руде в процентах;

P_a, P_b, P_c — удельные веса соответствующих минералов¹.

Так как по неполным химическим анализам точный количественный минералогический состав установить нельзя, то обычно этот способ дает удельный вес руды только приближенно. Чтобы, исходя из установленного таким образом минералогического удельного веса, найти объемный вес, нужно тем или иным способом внести поправку на пористость.

5. Определение влажности

Химические анализы производят обычно после предварительного просушивания полезного ископаемого и дают содержание полезного компонента в сухой руде. Содержание полезного компонента в сырой руде можно определить по формуле:

$$A_{\text{сыр}} = \frac{A_{\text{сух}} \cdot 100}{100 + k},$$

где $A_{\text{сыр}}$ — процентное содержание полезного компонента в сырой (влажной) руде;

$A_{\text{сух}}$ — процентное содержание полезного компонента в сухой руде;

k — абсолютная влажность, %.

Подсчет абсолютной влажности производится по формуле:

$$k = \frac{100(B_{\text{сыр}} - B_{\text{сух}})}{B_{\text{сух}}},$$

где $B_{\text{сыр}}$ — вес сырой руды;

$B_{\text{сух}}$ — вес просушенной руды;

k — процентное содержание влаги.

При взятии проб на влажность необходимо взятую на влагу иробу помещать в сосуд с притертой пробкой.

¹ Нам приходилось встречать подсчеты удельного веса руды по формуле:

$$P = \frac{aP_a + bP_b + cP_c}{100},$$

где обозначения те же, что и у нас. Эта формула неверна, так как в ней неправильно принято, что весовое процентное содержание соответствует объемному процентному содержанию минерала.

6. Определение состава по удельному весу

При полевой работе, а также для определения содержания ценного компонента в концентрате старательской добычи может быть использовано определение удельного веса концентрата с помощью пикнометра.

Л. О. Хорвард [7] выводит формулу для расчета состава двухкомпонентной смеси следующим образом:

Пусть A есть вес твердого компонента, имеющего удельный вес S_A , и B — вес другого твердого компонента с удельным весом S_B . Пусть S_A меньше, чем S_B . Соответственно объемы компонентов равны $\frac{A}{S_A}$ и $\frac{B}{S_B}$. Объем смеси будет равен $\frac{A}{S_A} + \frac{B}{S_B}$; вес смеси равен $A + B$ и пусть удельный вес смеси равен S .

Удельный вес смеси будет равен

$$S = \frac{A + B}{\frac{A}{S_A} + \frac{B}{S_B}} = \frac{A + B}{\frac{AS_B + BS_A}{S_A S_B}} = \frac{(A + B) S_A \cdot S_B}{AS_B + BS_A}$$

Отсюда

$$A (SS_B - S_A S_B) = B (S_A S_B - SS_A)$$

Тогда

$$\frac{A}{A + B} = \frac{S_A S_B - SS_A}{(S_A S_B - SS_A) + (SS_B - S_A S_B)} = \frac{S_A S_B - SS_A}{SS_B - SS_A}$$

При двухкомпонентной руде $A + B$ составляют 100% веса. Величины A и B выражаются в процентах.

Следовательно, процент по весу компонента A равен:

$$\frac{100 \cdot S_A (S_B - S)}{S (S_B - S_A)} ;$$

подобно этому процент по весу компонента B равен

$$\frac{100 \cdot S_B (S - S_A)}{S (S_B - S_A)}$$

Зная удельный вес смеси и удельные веса компонентов, по этой формуле можно подсчитать содержание компонентов в процентах по весу. Такой подсчет применим только для плотной руды или для смеси минералов. В случае пористых руд может иметь место грубая погрешность.

ЛИТЕРАТУРА

1. Большин, Б., Покровская, А. И., Об определении удельного веса руд Липецкого района, «Вестник ВГРО», 1932, № 7—8.
2. Вейнберг, В. П. и Тонидловский, Краткое руководство по практическим занятиям по физике, Одесса, 1901.
3. Драверт, П. Л., Определитель важнейших минералов Сибири с указанием их месторождений, Труды Западносибирского отделения Русского географического общества, Омск, 1922.
4. Зильберминц, В. А. и Крестовник, В. И., К вопросу о методике определения пористости горных пород, ОНТИ, 1934.
5. Кардеев, В. В. и Ферсман, А. Е. О погрешностях при определении удельного веса твердых тел пикнометром, Геологический и минералогический музей Академии Наук СССР, 1914.
6. Петров, И. И., Определение удельного веса пород и руд, ВГРО, 1931.
7. Соловьев, В. Г., Методика определения физических свойств руд на примере Турланского месторождения, Труды ЦНИГРИ, вып. 92, 1937.
8. Hogward, L. O., Determination composition by specific gravity, Eng. and Min. Journ., № 15, 1928.

**ПРИЛОЖЕНИЕ ВАРИАЦИОННОЙ
СТАТИСТИКИ К ОПРОБОВАНИЮ**

В литературе имеется ряд статей, посвященных изложению вариационной статистики в применении к вопросам геологоразведочного дела, и приводятся примеры ее использования в практике опробования.

Тем не менее в кругу геологов нет единого взгляда на этот метод.

Существуют две резко противоположные точки зрения. Одни геологи без всяких оговорок прилагают обычные формулы математической статистики для определения необходимого числа проб в блоке, для расчета расстояния между пробами, для исчисления погрешности подсчета запасов. Другие геологи, наоборот, полагают, что математическая статистика вообще неприменима вследствие особых условий, имеющих место в рудных месторождениях.

Оба эти взгляда представляются крайними. Полное отрицание возможности использования вариационной статистики в геологоразведочном деле скорее всего создано вследствие того, что бесконтрольное и подчас неправильное использование формул математической статистики нередко приводило к выводам, противоречащим здравому смыслу и опыту.

В связи с этим представляется актуальным рассмотреть условия и наметить сферу применения математической статистики в практике опробования. Этим вопросам и посвящена четвертая часть книги.

ОСНОВНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ И ФОРМУЛЫ

Представим партию руды или руду в блоке, целиком разделенную на большое число отдельных проб. Пробы проанализированы. Всю партию руды (руды в блоке) можно рассматривать как общую (генеральную) совокупность проб. Значения отдельных объектов, в данном случае содержаний по пробам, носят название *вариант*. Истинное содержание во всей партии руды равняется среднему содержанию по всем пробам.

В практике в пробы поступает только небольшая часть партии руды. Пробы представляют не генеральную, а так называемую *выборочную совокупность*. Среднее содержание, определенное из выборочной совокупности, отличается от истинного содержания генеральной совокупности. Разница зависит от случайного попадания в выборочную совокупность высоких или низких вариантов (проб с высоким или низким содержанием) в избытке или в недостатке, против пропорции их в генеральной совокупности.

Вариационная статистика рассматривает только случайные погрешности.

При отборе и химическом анализе проб совокупности может иметь место систематическая погрешность в сторону занижения или в сторону завышения. Такого рода систематические погрешности математической статистикой не учитываются.

В практике истинное содержание неизвестно. О нем судят по среднему содержанию выборочной совокупности.

Пусть среднее содержание по отобраным пробам равно M_{cp} , содержание по отдельным пробам $c_1, c_2, c_3, \dots, c_n$, а число проб n .

Тогда отклонение содержаний в отдельных пробах от среднего содержания будет равно:

$$x_1 = c_1 - M_{cp};$$

$$x_2 = c_2 - M_{cp};$$

$$\dots$$

$$x_n = c_n - M_{cp}.$$

В одних случаях отклонения будут иметь знак плюс, в других — знак минус.

Сумма абсолютных значений частных отклонений, разделенная на число проб, называется *средним отклонением*, или

средней погрешностью. Иначе говоря, среднее отклонение равно:

$$\frac{\sum_1^n (c_i - M_{\text{ср}})}{n} \quad (1)$$

Среднее отклонение характеризует неоднородность, вариабельность совокупности, или в нашем случае — изменчивость содержания в отдельных пробах.

В математической статистике принято пользоваться другим показателем вариабельности, так называемым стандартным отклонением (средним квадратичным отклонением).

Стандартное (среднее квадратичное) отклонение вычисляется по формуле

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (c_i - M_{\text{ср}})^2}{n - 1}} \quad (2)$$

где σ — стандартное отклонение.

Выбор стандартного отклонения в качестве показателя вариабельности объясняется большей его точностью и удобством алгебраических манипуляций с ним.

В самом деле, три варианта с отклонением от среднего по 0,25 дают такое же среднее отклонение, как и одна варианта с отклонением 0,75. Между тем очевидно, что ряд с варианттой 0,75 более изменчив, чем ряд с тремя вариантами по 0,25 [17].

Если распределение вариант нормальное и число вариант выборки достаточно велико, то по формуле Петера можно подсчитать стандартное отклонение по величине среднего отклонения:

$$\sigma = 1,25 \times \text{среднее отклонение} \quad (3)$$

При использовании формулы (3) необходимо иметь в виду, что коэффициент 1,25 точен только для большого числа вариант. При малом числе вариант коэффициент нужно брать из табл. 52 [12].

Использование формулы (3) избавляет от хлопотливой работы по подсчету σ обычным способом.

Стандартное отклонение может охарактеризовать вариабельность только в том случае, если оно вычислено по достаточному числу вариант. При малом числе объектов (проб) выборочная совокупность может оказаться нехарактерной, а стандартное отклонение — завышенным или заниженным против действительности.

Таблица 52

Число объектов в выборке	Коэффициент
9	1,33
10	1,32
15	1,30
20	1,29
50	1,27
Большее число	1,25

Л. И. Шаманский [17] поступает неправильно, вычисляя стандартное отклонение всего при двух вариантах (скважинах). В. Г. Соловьев [13] полагает, что даже при малой вариабельности объекта число вариант меньше десяти — пятнадцать обычно не позволяет сделать надежных выводов. Чем более неоднородна партия руды, тем больше проб необходимо взять для надежного определения стандартного отклонения. В. М. Третьяков считает необходимым брать 50—100 проб. Обычно в случае руд необходимо отобрать не менее 30—50 проб, чтобы характер вариационного ряда и величина σ были определены более или менее надежно.

Средняя квадратичная погрешность σ_2 стандартного отклонения может быть исчислена по формуле:

$$\sigma_2 = \frac{\sigma}{\sqrt{2n}}, \quad (4)$$

где n — число вариант.

Из этой формулы следует, что при малом числе проб σ будет иметь слишком малую точность, и, кроме того, нет возможности проанализировать характер вариационного ряда.

Величина σ характеризует абсолютную величину изменчивости. Гораздо показательнее относительная величина изменчивости.

Эта величина называется коэффициентом вариации (V), выражается в процентах и вычисляется по формуле

$$V = \frac{\sigma \cdot 100}{M_{\text{ср}}}. \quad (5)$$

Точность определения среднего тем выше, чем больше вариант заключено в выборочной совокупности и чем меньше вариабельность признака.

Стандартная (средняя квадратичная) погрешность среднего σ_M определяется из уравнения:

$$\sigma_M = \frac{\sigma}{\sqrt{n}}. \quad (6)$$

Относительная стандартная погрешность среднего в процентах

$$m_M = \frac{\sigma_M \cdot 100}{M} = \frac{\sigma \cdot 100}{\sqrt{n} \cdot M} = \frac{V}{\sqrt{n}}. \quad (7)$$

Зная стандартное отклонение и задавшись допустимой величиной квадратичного отклонения среднего σ_M можно подсчитать количество необходимых вариант по формуле:

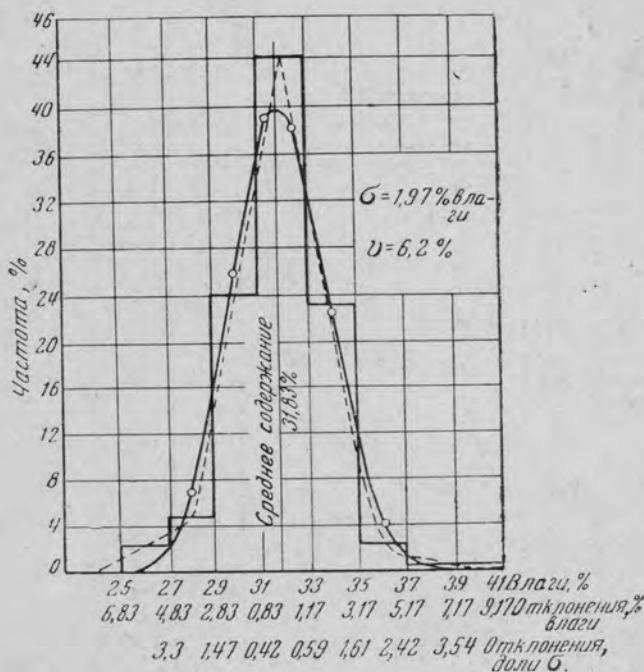
$$n = \frac{\sigma^2}{\sigma_M^2}. \quad (8)$$

или

$$n = \frac{V^2}{m^2 M} \quad (8a)$$

Кроме количественной стороны вариационного процесса, необходимо знать и характер варьирования. С этой целью выборочную совокупность разбивают на классы по величине вариант (содержаний в пробах), подсчитывают число вариант (проб) в каждом классе или процент вариант (численность) в каждом классе. На основе этих величин строится гистограмма распределения вариант, а по последней вычерчивается эмпирическая кривая распределения вариант. При небольшом числе вариант интервалы классов делают укрупненными, разбивая совокупность на пять — десять классов.

Приведем для иллюстрации два примера (по В. М. Третьякову) построения гистограмм и кривых распределения содержания влаги и содержания серы в пробах партии угля (табл. 53, фиг. 90, 91).



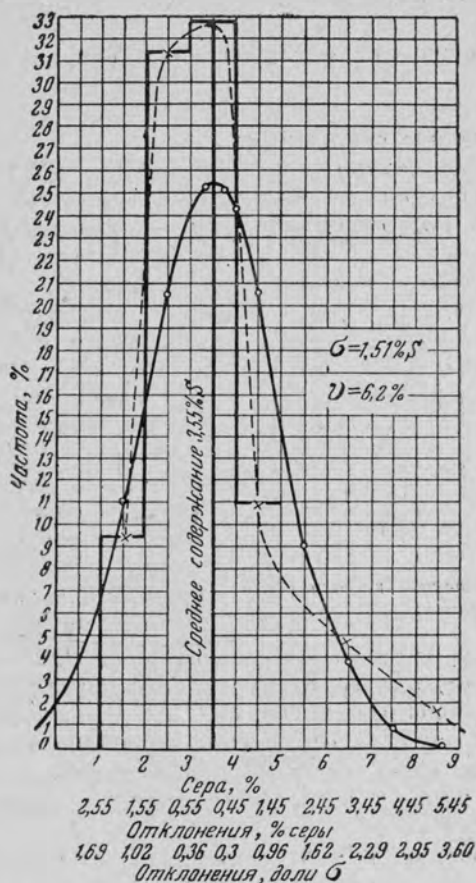
Фиг. 90. Вариационная кривая по содержанию влаги в пробах угля Подмосковского бассейна (по В. М. Третьякову)

По численностям, взятым из табл. 53, построены гистограммы вариационных рядов и эмпирические кривые (пунктирные) рас-
17*

Таблица 53

	По содержанию влаги											Общий объем выборки	
	Границы классов в процентах влаги												
	25	27	29	31	33	35	37	39	41				
Число проб в классах . . .	3	6	31	58	30	3	—	1				132	Мвлагн = 31,83% $\sigma = 1,970\%$ $V = 6,2\%$
Численность в процентах (к 132 пробам) .	2,27	4,55	23,49	43,93	22,73	2,27	0,38	0,76				100%	
	По содержанию серы											Общий объем выборки	
	Границы классов в процентах серы												
	1	2	3	4	5	6	7	8	9				
Число проб в классах . . .	6	20	21	7	4	3	2	1				64	$M_s = 3,55\%$ $\sigma_s = 1,510\%$ $V_s = 42,50\%$
Численность в процентах (к 64 пробам) .	9,4	31,3	32,7	10,9	6,3	4,7	3,1	1,6				100%	

пределения вариант (фиг. 90, 91). На фиг. 90 видно, что эмпирическая кривая содержания влаги, обозначенная пунктиром, располагается в общем симметрично вокруг среднего содержания. На фиг. 91 видно, что эмпирическая кривая содержания серы, наоборот, несимметрична.



Фиг. 91. Вариационная кривая по содержанию серы в пробах угля Подмосковского бассейна (по В. М. Третьякову)

Для стихийно-случайного характера выборки, при условии, что варианты распределены симметрично вокруг среднего и подчиняются закону нормального распределения Гаусса, можно подсчитать, какое количество вариант будет иметь отклонения от среднего, не превышающие заданную величину.

Уравнение кривой Гаусса таково:

$$y = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{x^2}{2\sigma^2}} = \frac{1}{\sigma \sqrt{2\pi}} e^{-\frac{x^2}{2}}, \quad (9)$$

где y — величина ординаты кривой, соответствующая абсциссе x или α ;

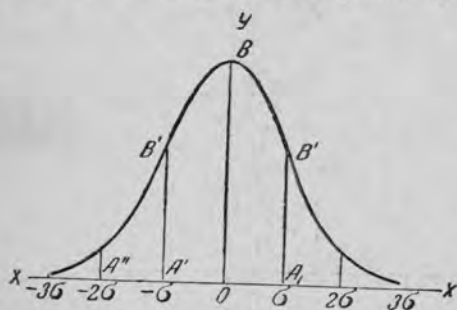
α — отклонение отдельных значений вариант от среднего;

$$x = \frac{\alpha}{\sigma};$$

σ — стандартное отклонение;

e — основание натуральных логарифмов (2,718).

Для нашего случая α — отклонение содержаний по отдельным пробам от среднего содержания, а y — частота этого содержания.



Фиг. 92. Нормальная вариационная кривая

Форма кривой Гаусса для $\sigma = 1$ изображена на фиг. 92. При малых значениях σ кривая будет сжата с боков, при больших значениях σ она будет более широкой.

В формуле (9) общая площадь, ограниченная кривой, принимается равной единице. Чтобы найти выражение для закона, относящегося к n наблюдениям, правую часть уравнения следует умножить на n .

Если распределение варьирующего признака, например содержания по пробам, близко следует нормальному закону, то доля площади под кривой между A' и A'' измеряет вероятность, что у пробы, взятой наудачу, отклонение от среднего окажется между этими пределами. Если эту вероятность умножить на 100, то получим процент проб, у которых отклонение от среднего лежит в пределах между A' и A'' .

Приведем краткую таблицу интеграла вероятности (табл. 54).

В табл. 54 общая площадь под кривой Гаусса принята за 100. Площадь между ординатой отклонения и средним, т. е. вероятность отклонения выражена в процентах.

Вследствие симметричности вероятность отклонения на некоторую долю σ в обе стороны от среднего равна удвоенной величине, приведенной в таблице.

Беря из таблицы соответствующие значения и удваивая их, можно видеть что:

- а) в 68 случаях из 100 отклонений не выйдет из пределов $\pm \sigma$;
- б) в 95 случаях из 100 отклонений не выйдет из пределов $\pm 2\sigma$;
- в) в 99 случаях из 100 отклонений не выйдет из пределов $\pm 3\sigma$.

Эти значения справедливы только для нормального распределения вариант или близкого к нему. Последнее обстоятельство необходимо подчеркнуть, так как во многих работах [1, 4, 7, 8, 17] оно игнорируется.

Как мы увидим дальше, распределение вариант в данных опробования далеко не всегда подчиняется закону Гаусса.

Таблица 54

Отклонение от среднего в долях σ	Вероятность отклонения %	Отклонение от среднего в долях σ	Вероятность отклонения %
0,00	0,0	0,45	17,4
0,05	2,0	0,50	19,1
0,10	4,0	0,55	20,8
0,15	6,0	0,60	22,6
0,20	7,9	0,65	24,2
0,25	19,9	0,70	25,8
0,30	11,8	0,75	27,3
0,35	13,0	0,80	28,8
0,40	15,5	0,85	30,2
0,90	31,6	1,75	46,0
0,95	32,9	1,80	46,4
1,00	34,1	1,85	46,8
1,10	36,4	1,90	47,1
1,15	37,5	2,00	47,7
1,20	38,5	2,10	48,2
1,25	39,4	2,20	48,6
1,30	40,3	2,30	48,9
1,35	41,1	2,40	49,2
1,40	41,9	2,50	49,4
1,45	42,6	2,60	49,5
1,50	43,3	2,70	49,6
1,55	43,9	2,80	49,7
1,60	44,5	2,90	49,8
1,64	45,0	3,00	49,9
1,70	45,5		

Математическим критерием соответствия эмпирического вариационного ряда нормальному служит коэффициент точности

$$H = \frac{1}{S-1} \sum \frac{y_t - y_e^2}{y_t} \quad (9a)$$

где S — число интервалов, на который разбит весь объем выборки;

y_t — численность теоретического распределения в данном интервале;

y_e — численность эмпирического распределения в том же интервале.

Практически можно принять, что при $N < 2'$ совпадение эмпирического распределения с теоретическим вполне удовлетворительно [15].

Для подсчета значения H С. Н. Бернштейн [2] рекомендует брать интервалы, не равные между собой, но такие, которым соответствуют теоретически равные значения y_t , например $y_t = \frac{n}{10}$. На теоретической (нормальной) кривой соответствующие точки деления на интервалы будут равны: $-\infty$; $-1,28 \sigma$; $-0,84 \sigma$; $-0,524 \sigma$; $-0,253 \sigma$; $0,253 \sigma$; $0,524 \sigma$; $0,842 \sigma$; $1,28 \sigma$; ∞ . Численности мы получаем из таблицы интеграла уравнения нормальной кривой равными $-0,5$; $-0,4$; $-0,3$; $-0,2$; $-0,1$; 0 ; $0,1$; $0,2$ и т. д., а численность в каждом интервале между соседними делениями равной $0,1$.

Произведем для примера подсчет значения H для выборки из 64 проб на содержание серы (табл. 55).

Таблица 55

	Границы интервалов, выраженные в долях σ										
	$-\infty$	$-1,28 \sigma$	$-0,842 \sigma$	$-0,524 \sigma$	$-0,253 \sigma$	0	$+0,253 \sigma$	$+0,524 \sigma$	$+0,842 \sigma$	$+1,28 \sigma$	$+\infty$
Нормальный теоретический y_e . . .	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	100%	
Эмпирический по содержанию серы y_e	3,1	15,7	15,7	17,2	10,9	10,9	4,7	3,1	7,8	10,9	
$y_t - y_e$. . .	6,9	-5,7	-5,7	-7,2	-0,9	-0,9	+5,3	+6,9	+2,2	-0,9	
$(y_t - y_e)^2$. . .	47,7	32,6	32,6	52	0,8	0,8	28,2	47,6	4,8	0,8	

$$H_{\text{по сере}} = \frac{1}{10 - 1} \cdot \frac{247}{10} = 2,75.$$

При таком значении H ряд по сере нельзя считать достаточно близким к нормальному ряду для подсчета вероятности погрешностей по табл. 55.

Если эмпирическая кривая значительно отклоняется от нормальной, то количество вариантов, находящихся внутри некоторого

определенного отклонения x от среднего, все же больше величины, определяемой по следующему уравнению:

$$\frac{100 \cdot (x^2 - 1)}{x^2}, \quad (10)$$

где x — доля квадратичного отклонения.

При $x=2$, т. е. при отклонении в обе стороны от средней на 2σ :

$$\frac{100(4-1)}{4} = 75\%.$$

По формуле (10) можно подсчитать, что при любом распределении вариант отклонения в 75% случаев не превысит $\pm 2\sigma$; в 84% случаев не превысит $\pm 2,5\sigma$ и в 89% случаев не превысит $\pm 3\sigma$.

При опробовании руд в целиках эмпирическая кривая обычно сильно отличается от нормальной. Поэтому при определении возможной погрешности среднего содержания приходится принимать именно эти величины.

Ошибка Δ произведения величин M_1, M_2, M_3, M_4 , определенных соответственно с погрешностями m_1, m_2, m_3, m_4 , выражается формулой:

$$\Delta = \sqrt{m_1^2(M_2^2 M_3^2 M_4^2) + m_2^2(M_1^2 M_3^2 M_4^2) + m_3^2(M_1^2 M_2^2 M_4^2) + m_4^2(M_1^2 M_2^2 M_3^2)}. \quad (11)$$

Эта формула верна только для величин, не связанных функциональной зависимостью.

Запас металла в месторождении выражается произведением площади рудного тела, его мощности, удельного веса руды и содержания в руде ценного компонента.

В связи с этим Л. И. Шаманский [17] и В. Г. Соловьев [13] предлагают для исчисления общей погрешности подсчета запасов в месторождении пользоваться формулой (11). Погрешности в определении мощности и содержания В. Г. Соловьев принимает равными квадратичным отклонениям средней мощности и среднего содержания.

ХАРАКТЕР ВАРИАЦИОННОГО РЯДА ПРИ ОПРОБОВАНИИ ТОВАРНЫХ РУД И РУД В ЦЕЛИКЕ

Товарные руды. В опытах Е. Г. Бейли [18], Груммеля и Дуннингхема [16], при отборе проб товарных углей, в опытах Г. А. Классена [6], при опробовании добытых медных руд на Урале и полиметаллических руд, поступающих на Чимкентский завод, распределение содержаний по порциям довольно близко соответствовало нормальному закону.

Близкое соответствие нормальному закону получено В. М. Третьяковым [15] при анализе порций товарного подмосковного угля на содержание влаги и на содержание летучих.

Для углей при анализе на содержание влаги и летучих, а также для товарных металлических руд черных и цветных металлов асимметрия в эмпирических кривых распределения в большинстве случаев невелика; поэтому здесь после соответствующей проверки приложимо исчисление погрешности среднего по уравнению Гаусса. Это объясняется, очевидно, перемешанностью материала и его большей однородностью.

При анализе порций на содержание серы В. М. Третьяковым получена кривая распределения, резко отличная от нормальной. Несомненно, кривая распределения содержания золота в пробах неравномерных золотых товарных руд будет резко асимметричной.

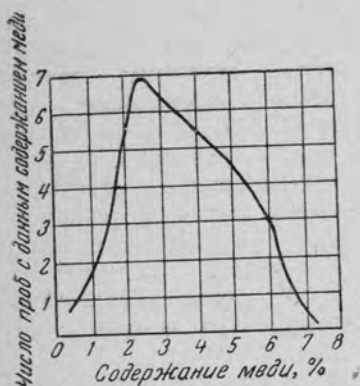
Руды в целике. Распределение содержания в пробах, отобранных в целике рудного тела, как правило, отличается неравномерностью. Большая изменчивость в содержании в пробах из целика вместе с тем сопровождается и значительной асимметрией эмпирической кривой распределения, что ускользает от внимания большинства авторов [7, 9, 10, 11, 13, 15, 17].

Это явление можно видеть на кривых, построенных различными исследователями. На фиг. 93, 94, 95, 96 изображено несколько таких кривых, по В. Г. Соловьеву [13], Л. И. Шаманскому [17] и Г. И. Вилесову [3].

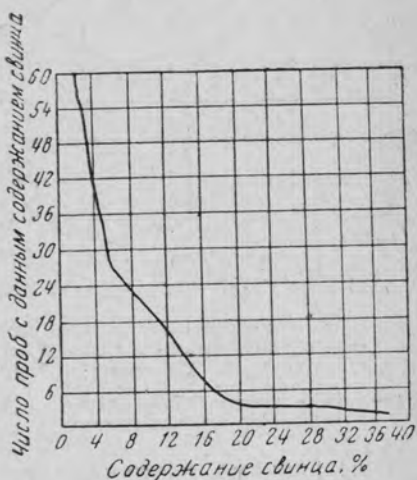
Асимметрия отчетливо видна по всем металлам на Риддерском месторождении и особенно резко выражена в отношении золота и серебра [7].

Правая асимметрия отчетливо выражена на кривых распределения содержания железа на горе Магнитной [13] и на Дашкесанском месторождении, а также содержания марганца Мазульского месторождения [17].

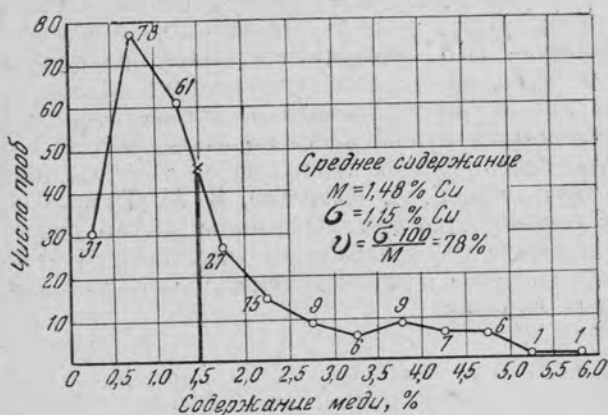
Асимметрия в кривых распределения, несомненно, имеет место для подавляющего большинства неравномерных месторождений золота, вольфрама, молибдена, олова, меди и для многих место-



Фиг. 93. Вариационная кривая по содержанию меди месторождения медистых песчаников (по В. Г. Соловьеву)



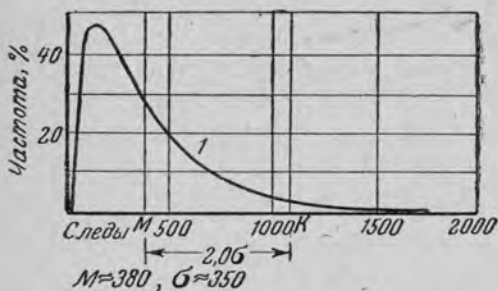
Фиг. 94. Вариационная кривая по содержанию свинца на месторождения в известняках (по В. Г. Соловьеву)



Фиг. 95. Вариационная кривая по содержанию меди на руднике (по Л. И. Шаманскому)

рождений свинца, цинка и железа. В этом легко убедиться из следующих соображений. В этих месторождениях появление проб

держанием, превышающим среднее в три — пять — десять раз, представляет частое явление. Очевидно, одной пробе, превышающей среднее содержание в три — пять — десять раз, должно



Фиг. 96. Вариационная кривая по содержанию золота в россыпи (по Г. И. Вилесову):

1 — кривая распределения разведочных выработок по содержанию

соответствовать несколько убогих проб. Обычное в природе широкое рассеяние высоких содержаний в пробе приводит к тому, что число проб с содержанием, меньшим среднего, резко превышает число проб с содержанием, большим среднего. Резкая асимметрия обязательно имеет место в неравномерных месторождениях с $V_c \geq 100\%$.

В свете изложенного становится ясным следующее:

а) необходимо построение гистограмм распределения и проверка степени совпадения эмпирической и нормальной кривых распределения путем вычисления коэффициента точности по формуле (9);

б) для подсчета возможной погрешности среднего содержания табл. 54 приложима только в случае нормального распределения вариант или близкого к нему;

в) если эмпирическая кривая распределения значительно отличается от нормальной, расчет возможного отклонения следует вести по формуле (10). Этот случай имеет подавляющее распространение в условиях опробования рудных месторождений; поэтому, если кривой распределения не составлено, то расчет возможной погрешности нужно вести по формуле (10).

Указанные здесь условия учитываются в работах Бейли, Грумеля и Дуннингхема, Г. А. Классена, В. М. Третьякова, но игнорируются у большинства других авторов. Легко понять, что расчеты по нормальному интегралу вероятности (табл. 56, см. стр. 270) оказываются неправильными для резко асимметричного распределения вариант.

СТАНДАРТНОЕ ОТКЛОНЕНИЕ И КОЭФИЦИЕНТ ВАРИАЦИИ КАК ИЗМЕРИТЕЛИ НЕРАВНОМЕРНОСТИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Стандартное отклонение и коэффициент вариации в математической статистике являются мерой рассеяния отдельных измерений признака.

Величиной σ или V , подсчитываемой из замеров мощности или по анализам проб, пользуются для характеристики изменчивости мощности рудного тела или неравномерности содержания металла в руде. Эти же величины используются для сравнения двух или нескольких месторождений.

Нельзя высказать возражений против полезности количественно выразить изменчивость месторождений по мощности или по содержанию металлов в руде, но нужно отчетливо знать, какие факторы не принимаются во внимание при такого рода количественной характеристике и какова ее точность.

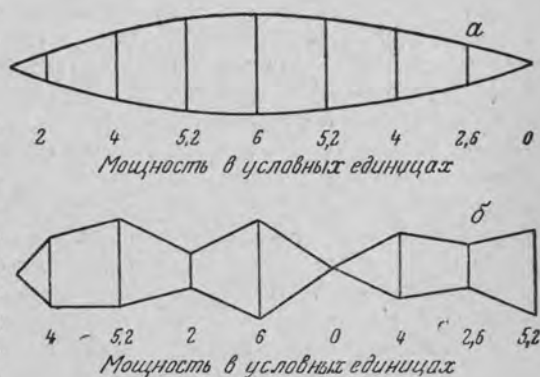
1. При характеристике неравномерности мощности или содержания металла величинами σ или V совершенно не учитывается расположение проб в пространстве.

Взаимная зависимость между замерами в соседних, близко расположенных точках игнорируется.

Между тем, она в практике геологоразведочного дела имеет значение. Возьмем для примера линзу, пересеченную рядом скважин (фиг. 97, а). В стороне от середины линзы мы имеем постепенное, плавное снижение мощности.

На фиг. 97, б дано изображение рудного тела с теми же мощностями, но расположенными в беспорядке.

Легко заметить, что рудное тело б с точки зрения разведки и подсчета запасов представляется более неправильным и неравномерным, чем тело а. Между тем, σ и коэффициент вариации у них один и тот же. Таким образом, характеристика



Фиг. 97. Залежи с измерением мощности:
а — закономерное; б — беспорядочное

неравномерности месторождения величинами σ и V является в известной степени абстрактной и неполной.

2. В работе В. И. Красникова устанавливается, что величина вариационного коэффициента по мощности и, особенно, по содержанию, выведенная для различных блоков одного месторождения, колеблется довольно резко.

Величина вариационных коэффициентов по различным блокам ряда месторождений приведена в табл. 56.

Таблица 56

Месторождение	Металл	Величина вариационного коэффициента по содержанию $V_c = \frac{\sigma \cdot 100}{M}$ по блокам	
		минимальный	максимальный
Риддерское	Золото	137	166
	Свинец	33	303
Центральный рудник (Степняк)	Цинк	26	84
	Золото	52	224
Алгачинское	Цинк	42	126
Дегтярское	Медь	52	136
Текели (убогие руды)	Свинец	49	119
Антоновогорское	Вольфрам	85	130

Есть месторождения и с меньшим колебанием вариационного коэффициента в различных блоках. Отмечается, что чем выше содержание металла в месторождениях золота, меди, цветных и редких металлов, тем больше коэффициент вариации и тем больше его колебания от блока к блоку.

Из этих данных видно, что вариационный коэффициент может быть только грубо приближенным измерителем неравномерности. Он может найти применение только при крупном делении месторождений на группы по степени неравномерности, являясь дополнением к словесной качественной характеристике.

Ясное геологическое представление о неравномерности месторождения и подсчет коэффициентов вариации позволяют оценить целесообразность и эффективность применения различных видов выработок для разведки месторождения. Но, так как величины σ и V весьма сильно колеблются от блока к блоку, то основанные на них всякого рода расчеты расстояний между выработками и между пробами не могут претендовать на сколько-нибудь высокую точность.

УСЛОВИЯ И СФЕРА ПРИМЕНИМОСТИ ФОРМУЛ ВАРИАЦИОННОЙ СТАТИСТИКИ ДЛЯ РАСЧЕТА ПОГРЕШНОСТИ ДАННЫХ ОПРОБОВАНИЯ

Использование формул математической статистики возможно для стихийно-случайного распределения вариант. Применительно к содержаниям металла по пробам или величинам мощности это условие будет соблюдено, если все содержания или мощности будут распределены совершенно беспорядочно.

В. Г. Соловьев [13] поясняет это условие следующим образом. Представим себе рудное тело опробованным столь большим числом проб, что вся рудная масса вошла в материал проб. Результаты анализа выписаны на одинаковые бирки, опущенные в ящик и перемешанные. Если выбрать из ящика большое число бирок, то содержания по соответствующим пробам будут представлять совокупность со стихийно-случайным распределением содержаний. В этом случае исключена взаимная пространственная связь между пробами. Это условие можно считать выполненным в следующих встречающихся в практике опробования случаях:

1. При опробовании перемешанных товарных руд. По формулам вариационной статистики оказывается возможным подсчитать число порций и вес пробы, которые обеспечивают опробование с заданной точностью. Математик Э. Пирсон приводит пример использования статистических методов в этом отношении [12]. Этот вопрос нами рассмотрен в главе об опробовании товарных руд (стр. 232).

2. Для сравнения точности сокращения проб различными методами (методом отборки, квартования или делителем). Стандартное (среднее квадратичное) отклонение содержания металла в отдельных пробах, выделенных путем сокращения от общего среднего содержания, характеризует точность сокращения. Этот вопрос рассмотрен В. М. Третьяковым [15].

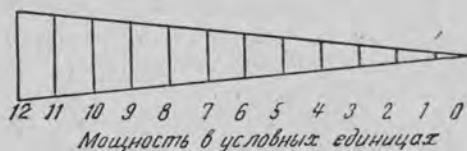
3. Для определения погрешности анализов лаборатории. С этой целью по ряду проб вычисляется разница между основными и контрольными анализами. Среднее или среднее квадратичное значение этой разности, вычисляемое по формулам (1) и (2), характеризует точность работы лаборатории. Методы вариационной статистики для анализа точности работы ряда лабораторий были использованы А. А. Кренигом.

При опробовании месторождений в коренном залегании мы встречаемся с рядом особых условий.

При рассмотрении данных опробования месторождений в коренном залегании легко заметить наличие так называемой локальной зависимости. В отношении мощности рудного тела локальная зависимость выражается в том, что изменение мощности между двумя соседними замерами происходит более или менее постепенно.

В. Г. Соловьев [13] иллюстрирует локальную зависимость в отношении мощности примером равномерно выклинивающегося пласта (фиг. 98).

Приведенные на фиг. 98 цифры указывают замеры мощности. Здесь средняя мощность 6 м определяется с весьма высокой точностью.



Фиг. 98. Равномерно выклинивающийся пласт полезного ископаемого

Если же для определения величины погрешности приложить формулы математической статистики, то относительная средняя квадратическая погрешность средней мощности ($m_M^0\% = \frac{\sigma_M \cdot 100}{M}$) оказывается равной 20%. Чтобы снизить погрешности до 5%, требуется сделать 180 замеров.

Этот пример показывает, что при отчетливо выраженной локальной зависимости приложение обычных формул вариационной статистики приводит к абсурдным результатам. Ясная локальная зависимость, почти всегда имеющая место в рудных месторождениях в отношении мощности, делает обычные формулы вариационной статистики явно неприменимыми ни для определения вероятной погрешности средней мощности, ни для подсчета необходимого числа выработок и расстояния между ними.

В отношении содержания металла в руде дело обстоит менее ясно. Ряд авторов считает, что содержание металлов по пробам, особенно в месторождениях с неравномерной минерализацией, распределено целиком случайно. Другие полагают, что локальная зависимость имеет место, но выражена она весьма слабо, что делает возможным приложение формул вариационной статистики.

В рудных месторождениях весьма часто наблюдается обеднение рудного тела от середины к флангам, а также обеднение с глубиной, при переходе от зоны вторичного обогащения к пер-

вичным рудам. Нередко имеет место столбовое залегание богатых руд. Задача геолога состоит в раскрытии закономерностей в распределении ценных компонентов в рудном теле. Когда закономерности намечены, они используются для разведки месторождения. Таким образом, при разведке все время исходят из представлений о закономерном распределении ценных компонентов. Отсюда очевидно, что отрицать локальную зависимость нельзя, не входя в противоречие с учением о рудных месторождениях и основными принципами разведки.

Другое доказательство можно привести из области подсчета запасов. В методе треугольников, методе изолиний и методе вертикальных и горизонтальных разрезов исходят из предположения, что содержание металла постепенно изменяется от одной выработки к соседней. Это верно только в весьма грубой схеме, однако, в практике ею с успехом пользуются, что является признанием наличия локальной зависимости.

Наличие локальной зависимости трудно оспаривать для многих месторождений осадочного происхождения с равномерной минерализацией, так как постепенное изменение состава руд этих месторождений от одной площади к другой бесспорно вытекает из их генезиса.

В месторождениях с неравномерным оруденением нередко в одной и той же точке можно отобрать две-три пробы, резко различные по содержанию металла. Это обстоятельство позволяет многим геологам считать содержание по пробам целиком случайным.

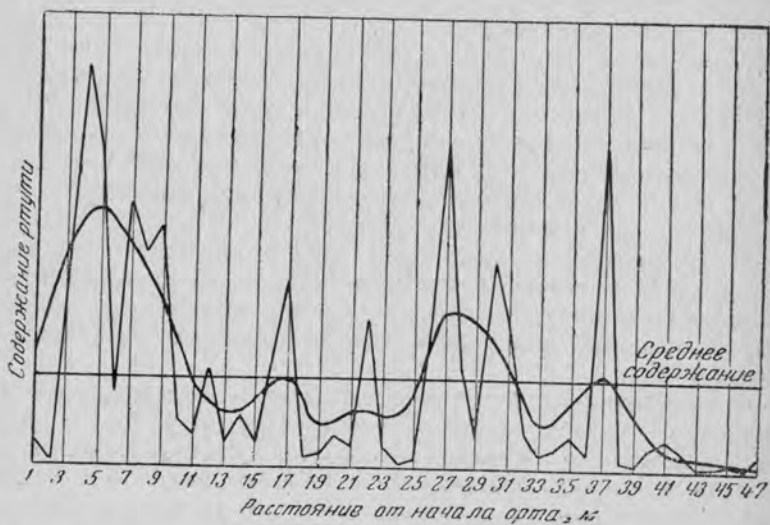
Действительно, в такого рода месторождениях цветных, редких металлов и золота, содержание металла, даже в близко расположенных соседних пробах, резко меняется. Рядом с пробой в несколько процентов вольфрама, молибдена или в сотни граммов на тонну золота могут быть пробы с ничтожным их содержанием. Но почти везде можно заметить кучное расположение богатых проб. Кучное расположение богатых и бедных проб можно видеть на диаграмме содержания металла по вольфрамовому месторождению (см. фиг. 68). То же самое видно на диаграмме содержания ртути по одной из выработок ртутного месторождения (фиг. 99).

Значение локальной зависимости можно пояснить такой аналогией. Представим себе, что произведено измерение высот резко пересеченного скалистого хребта через 200 м и построен профиль. Замеры в точках, отстоящих от прежних на несколько десятков метров, дали бы другие высоты. Но, конечно, погрешность высот нельзя считать равной стандартному отклонению от средней высоты хребта.

Раньше мы указывали, что для суждения о распределении содержания металла в рудном теле составляются сглаженные кривые методом скользящего окна (глава IV). На сглаженной кривой ясно вырисовываются обогащенные и обедненные участки. Метод скользящего окна не является точным и не дает однознач-

ных результатов, но качественно локальную зависимость он выражает отчетливо.

Ближе к действительности следует считать случайное отклонение содержания в отдельной пробе от содержания по сглаженной кривой, т. е. случайную погрешность пробы измерять не от общего среднего, а от сглаженной кривой (фиг. 99).



Фиг. 99. Диаграмма содержания по орту ртутного месторождения

Квадратичное отклонение от сглаженной кривой изменяется в зависимости от размеров скользящего окна, поэтому оно не дает однозначных результатов.

Подсчеты по ряду месторождений показали, что квадратичное отклонение от сглаженной кривой в 1,4—1,6 раза меньше, чем обычное стандартное отклонение от среднего.

Одним из способов исчисления погрешности опробования является метод разрежения сети. Разница между средними содержаниями, подсчитанными по всем пробам и по пробам через одну, через две и т. д., указывает на точность среднего. Метод разрежения применяется в практике и оправдывает себя.

По данным В. Г. Соловьева [13], по Коунраду и по горе Магнитной погрешность, вычисленная статистическими методами (средняя квадратичная погрешность), при достаточном числе выработок значительно больше, чем погрешность, исчисленная методом разрежения¹.

¹ Обратное явление имеет место при малом числе выработок, т. е. тогда, когда нельзя применять формулы математической статистики.

То же самое получено местными геологами на Кировском апатитовом руднике и С. Н. Ивановым [5] на Дегтярке. По расчетам последнего при применении вариационной статистики на Дегтярке для достижения 5—10% точности при 99% гарантии потребовалось бы 800 проб на блок, тогда как при расчете методом разрезания оказывается достаточно 34 пробы.

В. И. Красников на моделях из пластилина производил опыты по сравнению действительной погрешности объема с погрешностью, вычисленной по формулам математической статистики.

Отношение действительной относительной погрешности к статистической (квадратичной) представлено на составленной В. И. Красниковым диаграмме (фиг. 100).

Из диаграммы видно, что при коэффициенте вариации мощности (V_1), больше 20%, действительная погрешность меньше статистической (средней квадратичной)¹.

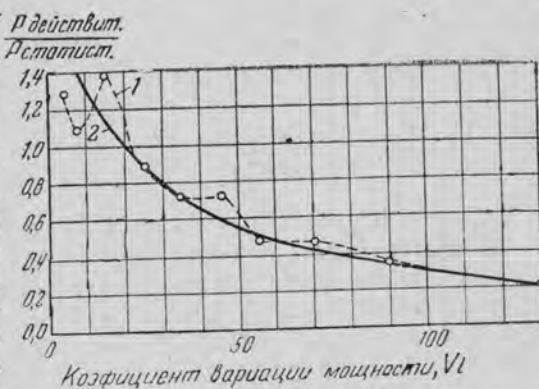
Чем больше коэффициент вариации мощности (V_1), тем меньше отношение действительной погрешности к статистической.

Последний вывод объясняется тем, что игнорирование локальной зависимости особенно резко сказывается при больших колебаниях мощности.

Вместо мощностей мы могли бы полагать соответствующие содержания металла в руде, и тогда подобие было бы соблюдено. Следовательно, вывод можно распространить и на вопрос о погрешности содержания металла в руде.

Таким образом, из-за наличия локальной зависимости действительная случайная погрешность среднего содержания в рудном теле всегда меньше, чем погрешность, определенная по обычным формулам математической статистики.

Игнорирование этого факта приводит к значительным ошибкам при определении расстояния между выработками или пробами.



Фиг. 100. Диаграмма отношения действительной погрешности к статистической (по В. И. Красникову):

1 — действительная; 2 — статистической

¹ Значительная величина действительной погрешности по сравнению со статистической при малой изменчивости ($V_1 < 20\%$) объясняется погрешностями при выполнении опытов.

Такие ошибки встречаются в большинстве работ геологов, трактующих о приложении математической статистики к опробованию.

Поясним это примером. Положим, требуется определить число проб и расстояние между ними, чтобы среднее содержание было определено со случайной погрешностью не более 10%.

Пусть вариационный коэффициент по содержанию $V_c = 130\%$. При таком вариационном коэффициенте распределения вариант обязательно будет резко лево-асимметричным. Чтобы обеспечить гарантию 75%, нужно, согласно формуле (10), допустимую погрешность среднего содержания принять равной $\frac{10\%}{2} = 5\%$.

Тогда по формуле (7):

$$n = \frac{V^2}{m_M^2} = \frac{130^2}{5^2} = \frac{16\ 900}{25} = 676.$$

В блоке 40×60 м периметр равен 200 м, следовательно, пробы должны отбираться через $200 \text{ м} : 676 = 0,3 \text{ м}$.

Вывод, к которому привел расчет, явно противоречит здравому смыслу. Ряд месторождений с вариационным коэффициентом 130% и более (жила Троицкая, Георгиевская в Степняке, Балей) опробуется с успехом через 1—2 м. Вообще нет примера, чтобы при эксплуатации интервал между пробами был менее 1 м.

В. Г. Соловьев один из первых обратил внимание на влияние локальной зависимости при исчислении погрешности. Но эта мысль в его работе не доведена до логического конца.

Для подсчета погрешности запаса металла он предлагает формулу (11). В нее входят погрешности средней мощности и среднего содержания, подсчитанные по формулам вариационной статистики. Между тем замеры мощности и данные о содержании, как уже указано, связаны локальной зависимостью. Поэтому и вся формула (11) дает преувеличенную случайную погрешность подсчитанного запаса металла.

По подсчетам В. Г. Соловьева, запас меди Петропавловской залежи Джезказганского месторождения, разведанный девятью канавами и двадцатью скважинами, установлен со средней относительной (квадратичной) ошибкой в 16%.

Если же взять гарантию в 75% и ввиду асимметрии распределения вариант применить формулу (10), то придется считать, что ошибка не превысит 32%. Возможность погрешности до 32% может вызвать беспокойство, особенно, если учесть, что систематические погрешности опробования и замеров мощности не учтены.

Поэтому важно помнить, что действительная случайная погрешность в оконтуренных запасах, конечно, гораздо меньше подсчитанной по формуле (11).

Тот факт, что при наличии локальной зависимости погрешность, исчисленная по формулам вариационной статистики, всегда

больше действительной, открывает, правда, ограниченные возможности.

В самом деле, погрешность, подсчитанную по формулам, можно принимать за максимальный предел, которого действительная случайная погрешность не достигает.

Иногда ориентировка на такой максимальный предел позволяет сделать важные выводы. Приведем несколько примеров:

1. На месторождении Ниттис-Кумужье никелевые жилы весьма выдержаны по мощности и по содержанию никеля в руде. Коэффициент вариации содержания V_c в различных блоках колеблется от 8 до 22%. Погрешность содержания в блоке не должна превышать 10% относительных. Полагая гарантию в 75% [по формуле (10)], принимаем для расчета относительную квадратичную погрешность равной половине от допустимой, т. е. 5%. Тогда число проб в блоке [по формуле (8)] должно быть не меньше:

$$n \geq \frac{V_c^2}{m_M^2} = \frac{20^2}{5^2} = 16.$$

Блок размером 60×40 м имеет периметр 200 м. Следовательно, пробы можно отбирать через 12 м. В практике, вместо применявшегося в первое время интервала в 2 м, пробы стали отбирать через 10 м. Результаты эксплуатации подтвердили удовлетворительность разреженной сетки проб.

2. Подсчет преувеличенной случайной погрешности в запасе металла по формуле (11) также может оказаться полезным.

Такой подсчет был сделан геологом Н. С. Зонтовым по никелевому месторождению Сопча (Монче-Тундра). Это месторождение представляет собой обширную пологую залежь вкрапленных никелевых руд среди основных пород. Разведка проведена 51 скважиной по сетке и горными выработками. Месторождение характеризуется выдержанной мощностью ($V_l = 39\%$), весьма равномерным содержанием никеля в руде $V_{lc} = 14\%$ и постоянным удельным весом руды ($V_d = 4,50\%$).

Расчеты по формуле (11) показали, что относительная погрешность запаса никеля равна 5,8%. С гарантией в 75% можно считать, что погрешность не превысит удвоенной величины, т. е. 11,6%. Малая величина статистической погрешности указывает на высокую, вполне достаточную для практических целей, точность подсчитанных запасов.

3. В первый период разведки Гуджирской россыпи (Джидинский район) была проведена детальная шурфовка и бурение скважины. Промывка проб на лотках производилась небрежно. Вследствие потерь при промывке содержание губнерита в россыпи было сильно занижено, а верха ее были признаны пустыми.

Для контроля прежней разведки позднее на россыпи было прой-

дено 89 шурфов и скважин, причем пробы анализировались химически.

Контрольные выработки установили, что россыпь по всей мощности до плотика имеет промышленное (химическое) содержание окиси вольфрама, является непрерывной от верхней части долины до нижней и весьма выдержанной. Подсчеты с приложением формул математической статистики показали равномерность россыпи по содержанию окиси вольфрама ($V_c = 47\%$).

Относительная квадратичная погрешность среднего содержания $(\frac{\sigma_m \cdot 100}{M})$ оказалась равной 5%. Из этих данных было ясно, что одни контрольные выработки позволяют точно подсчитать среднее (химическое) содержание окиси вольфрама в россыпи.

4. Большое практическое значение имеет вопрос, что следует предпочесть для точного опробования — малое ли число больших проб или, наоборот, увеличенное число малых проб. Ориентировку в решении этого вопроса может дать расчет по формулам вариационной статистики. Относительная квадратичная погрешность среднего $m_m = \frac{V}{\sqrt{n}}$, т. е. прямо пропорциональна коэффициенту вариации и обратно пропорциональна корню квадратному из числа проб.

В. Г. Соловьев собрал ряд экспериментальных данных о том, как изменяется величина вариационного коэффициента по содержанию при переходе от проб большого веса к пробам малого веса (табл. 57).

Из табл. 57 видно, что при уменьшении веса проб в два-четыре и даже во много раз вариационный коэффициент возрастает незначительно.

Таблица 57

Месторождение	Автор опытов	Компонент	Тип проб	V_c %	Тип проб	V_c %
Турланское	В. Г. Соловьев	Свинец	Валовые 0,4—1,6 т	76	Борозды 6—10 кг	80
		Цинк	То же	160	То же	164
		Железо	» »	37	» »	44
Коунрад	М. А. Шibaков	Медь	Борозды 20×10 см ²	64	Борозды 5×10 см ²	74
Индер	—	Бор	Борозды 10×5 см ²	19	3×5 см ²	19

10. Мельников, Г. А., Опыт определения густоты сети опробования методики вариационной статистики, «Разведка недр», 1934, № 17.
 11. Орженцкий, Р., Учебник математической статистики, 1914.
 12. Пирсон, Эгон, Статистические методы в применении к стандартам и к контролю продукции в промышленности, Госпланиздат, 1939.
 13. Соловьев, В. Г., Методы вариационной статистики в приложении к разведке и подсчету запасов месторождений полезных ископаемых, Труды ЦНИГРИ, вып. 115, 1939.
 14. Соловьев, В. Г., Вариационная статистика в приложении к разведке и подсчету запасов полезных ископаемых, «Разведка недр», 1938, № 1.
 15. Третьяков, В. М., Применение принципов математической статистики при отборе проб твердого топлива, «Заводская лаборатория», 1939, № 3, 1940, № 3.
 16. Стандартизация методов испытания твердого топлива, Сборник переводных работ под ред. Адамовича, М. П. и Ануфриева, В. И., Стандартиздат, 1936.
 17. Шаманский, Л. Н., Математическая обработка разведочных материалов, ОНТИ, 1936.
 18. Baily, E. G., Accuracy in sampling coal, Journal of Industrial and Engineering Chemistry, 3, 1909.
-