

А.А. ЯКЖИН

ОПРОБОВАНИЕ  
И ПОДСЧЕТ  
ЗАПАСОВ  
ТВЕРДЫХ  
ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ

ГОСГОРТЕХИЗДАТ

А. А. ЯКЖИН

ОПРОБОВАНИЕ И ПОДСЧЕТ  
ЗАПАСОВ  
ТВЕРДЫХ ПОЛЕЗНЫХ  
ИСКОПАЕМЫХ

*Допущено  
Министерством высшего образования СССР  
в качестве учебного пособия  
для геолого-разведочных  
факультетов вузов*



ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО  
ЛИТЕРАТУРЫ ПО ГЕОЛОГИИ И ОХРАНЕ НЕДР

МОСКВА 1954

## ПРЕДИСЛОВИЕ

В директивах XIX съезда КПСС по пятому пятилетнему плану развития народного хозяйства СССР и, в частности, развития геолого-разведочных работ намечено:

«в целях удовлетворения растущих потребностей народного хозяйства в сырьевых и топливных ресурсах обеспечить дальнейшее развитие работ по разведке природных богатств в недрах, выявление запасов полезных ископаемых и, в первую очередь, цветных и редких металлов, коксующихся углей, алюминиевого сырья, нефти, богатых железных руд и других видов промышленного сырья».

Увеличение производства рафинированной меди предусматривается на 90%, свинца в 2,7 раза, алюминия не менее чем в 2,6, цинка в 2,5 раза, никеля на 53% и олова на 80%. Высокие темпы роста намечены также в области черной металлургии, в угольной и химической промышленности и в промышленности строительных материалов. Такое развитие производства обуславливает значительное расширение геолого-поисковых и геолого-разведочных работ. Отсюда ясно, какое огромное значение приобретает правильная оценка промышленного сырья в месторождениях и правильный учет запасов этого сырья.

В настоящей книге систематизируется и обобщается большой материал по опробованию и подсчету запасов твердых полезных ископаемых, накопленный в процессе развития геолого-разведочных работ в нашей стране.

Методика опробования, рассматриваемая здесь применительно главным образом к геолого-разведочным работам, касается отчасти и разработки месторождений. Опробование и подсчет запасов по месторождениям жидких и газообразных полезных ископаемых не рассматриваются.

В основу книги положен материал лекций, читаемых автором на геолого-разведочном факультете Московского геолого-разведочного института имени С. Орджоникидзе в соответствии с учебной программой института.

Отсутствие учебных пособий по опробованию и подсчету запасов твердых полезных ископаемых, отвечающих учебной про-

грамме геолого-разведочных вузов, послужило главной причиной для издания настоящей книги.

Автор приносит свою благодарность В. И. Смирнову, Е. Е. Захарову, К. Л. Пожарицкому, Б. М. Косову, М. А. Русинову, А. П. Прокофьеву и Д. А. Зенкову, взявшим на себя труд просмотреть рукопись и дать свои критические замечания. Ценные советы их учтены при подготовке к изданию настоящей книги.

---

## ВВЕДЕНИЕ

При проведении геолого-разведочных работ необходимо выяснить, имеет ли данное месторождение промышленное значение в соответствии с требованиями, предъявляемыми к сырью на данном этапе развития промышленности, и в связи с этим рационально ли продолжать его дальнейшую разведку.

Это связано с решением многих вопросов, а именно: выявлением запасов полезного ископаемого и общих перспектив расширения месторождения; изучением сопутствующих полезных компонентов, которые могут быть попутно извлечены при комплексной разработке месторождения; выяснением условий залегания полезного ископаемого и в связи с этим горно-технических условий разработки месторождения и др.

Правильная оценка изучаемого месторождения может быть сделана лишь при учете всех его особенностей. Прежде всего должно быть правильно определено качество и количество полезного ископаемого, так как то и другое лежит в основе оценки месторождения.

Качество полезного ископаемого определяется его химическими, физическими и техническими свойствами. Для отдельных видов минерального сырья, например для металлических руд (железа, марганца, меди и т. д.), наиболее важным при изучении их является определение химического состава и, в частности, содержания полезных и вредных составных частей, а также формы и размера рудных минералов; для многих нерудных полезных ископаемых (слюда, асбест, строительные материалы и т. п.) наиболее важным является определение физических и технических свойств. И, наконец, для некоторых видов минерального сырья наряду с определением его физических и технических свойств необходимо иметь данные о химическом составе полезного ископаемого (каолин, тальк и др.). В связи с этим все полезные ископаемые, рассматриваемые с точки зрения изучения их качества, можно разделить на три группы.

К первой группе относятся руды черных, цветных, редких и благородных металлов и некоторые полезные ископаемые нерудных месторождений (сера, соль, апатит, флюорит и т. д.). При изучении качества минерального сырья этой группы полезных ис-

копаемых прежде всего должен быть определен их химический состав: содержание полезного компонента, с целью извлечения которого и намечается разработка месторождения; содержание полезных или вредных примесей, облегчающих или затрудняющих извлечение полезного компонента из руды, а также повышающих или понижающих ценность полученных из сырья продуктов; распределение и характер сочетания составных компонентов в рудном теле. Полученные данные о химическом составе руды позволяют определить ее технологические свойства: способность подвергаться обогащению, плавке и т. п.

Ко второй группе относятся многие месторождения нерудных полезных ископаемых. В них, помимо определения количественного содержания полезного компонента, минеральное сырье должно быть подробно изучено со стороны физических и технических свойств, например: размер и сортность пластин слюды в мусковитовых и флогопитовых месторождениях; величина и окраска кристаллов в месторождениях драгоценных камней; длина и прочность волокна асбеста в асбестовых месторождениях; прочность, снашиваемость, вязкость и огнестойкость каменных строительных материалов и т. д.

К третьей группе относятся определенные нерудные месторождения, в которых качество полезного ископаемого должно быть охарактеризовано как по химическому составу, так и по физическим свойствам, например огнеупорные материалы — каолин и др.

Работы, проводимые с целью отбора проб для последующего определения по ним качества полезного ископаемого данного месторождения, называются опробованием месторождения полезного ископаемого. Отбор проб производится различными способами в зависимости от особенностей геологического строения месторождения. Взятые пробы подвергаются обработке и подготовке для исследования качества полезного ископаемого. Следовательно, точнее: опробование есть наука о методах отбора проб, их обработке и подготовке к исследованию качества полезного ископаемого.

Количество полезного ископаемого определяется весом или объемом его в месторождении. Выявленное количество полезного ископаемого данного месторождения, отвечающее по своему качественному составу кондиционным требованиям промышленности, называется запасом полезного ископаемого данного месторождения.

Запасы полезного ископаемого в месторождении зависят от величины залежи, содержащей данное полезное ископаемое, и от количественного содержания в ней полезных компонентов.

Размеры тела полезного ископаемого и его морфологические черты устанавливаются в процессе геолого-поисковых и геолого-разведочных работ.

Во многих случаях форма тела полезного ископаемого, постепенно переходящего во вмещающие его породы, устанавливается лишь в результате опробования месторождения. Это особенно характерно для россыпных и некоторых метасоматических рудных месторождений, а также осадочно-пластовых месторождений, когда границы тел полезных ископаемых неотчетливые и переход от полезного ископаемого к пустой породе совершается постепенно.

Работы, целью которых является определение количества полезного ископаемого по результатам проведенных разведок, называются подсчетом запасов полезного ископаемого.

В задачи данной книги входит рассмотрение методов опробования месторождений и способов подсчета запасов полезного ископаемого, что позволяет определить качество и количество полезного ископаемого для его промышленной оценки.

Правильное проведение опробования месторождения и подсчета запасов полезного ископаемого имеет первостепенное значение в общем цикле геолого-разведочных работ.

Известно, что в каждом месторождении распределение слагающих его компонентов обусловлено целым рядом сложных геологических и геохимических процессов, которые имели место при его формировании и последующем преобразовании. Неодинаковое влияние этих процессов на различные части месторождения обусловило значительное различие в сложении, структуре и вещественном составе тела полезного ископаемого, а следовательно, в физических и химических свойствах минерального сырья. Более того, отдельные части месторождения бывают настолько разнообразны, что одни участки их имеют промышленное значение, другие же не представляют практического интереса. Но и промышленное месторождение или его отдельные участки могут быть представлены весьма различными типами и сортами минерального сырья, требующими различных технологических способов их переработки, такими, например, как руды окисленные и первичные или руды массивные и вкрапленные и т. п. Все эти вопросы могут быть выяснены лишь в процессе опробования месторождения при правильно проведенной системе геолого-разведочных работ. Вот почему опробование имеет весьма важное значение для оценки месторождения. Результаты опробования лежат в основе определения количества и качества запасов полезного ископаемого в месторождении.

Многие вопросы эксплуатации месторождения и переработки минерального сырья также связаны с результатами опробования. Строительство, например, обогатительных фабрик, требующих подчас больших капиталовложений, может быть решено при наличии надежных исходных данных химического и технологического опробования и опытной переработки руды.

При подсчете запасов полезного ископаемого должны быть выделены запасы, представленные определенными сортами или

типами минерального сырья, и запасы различных сопутствующих полезных компонентов. Естественно, что неоднородность состава минерального сырья находит свое отражение при разработке месторождения, влияет на процессы обогащения и переработки этого сырья. Необходимо при этом подчеркнуть особое значение всестороннего изучения минерального сырья и выяснения возможностей комплексного его использования, что нередко обуславливает резкое снижение себестоимости добычи сырья.

В связи с подсчетом запасов должны быть выяснены условия залегания полезного ископаемого и горно-технические условия его разработки, так как они весьма существенно влияют на выбор способа добычи. Поэтому должны быть выделены и отдельно подсчитаны запасы полезных ископаемых, имеющих не только различный вещественный состав, но и находящихся в различных условиях залегания.

Подсчет запасов полезного ископаемого является завершающей стадией геолого-разведочных работ и представляет собой чрезвычайно ответственную задачу, так как подсчитанные запасы полезного ископаемого служат основой для последующего проектирования и строительства горно-рудного предприятия.

При оценке месторождений полезных ископаемых возможны два случая ошибок. В первом случае благонадежное месторождение оценивается отрицательно, т. е. его запасы существенно преуменьшаются; во втором случае недостаточно благонадежное месторождение переоценивается, т. е. его запасы определяются со значительным завышением против действительных. И тот и другой случай ошибок недопустим. Недооценка промышленного месторождения влечет за собой то, что запасы полезного ископаемого остаются неиспользованными в народном хозяйстве. Резкая переоценка месторождения вызывает непроизводительные затраты на организацию добычи сырья в малоценном в действительности месторождении. Всякое месторождение, как известно, представляет собой сложное по условиям образования природное скопление минеральных компонентов. Непременным условием правильной разведки и оценки всякого месторождения является определение запасов полезных ископаемых с возможно меньшим отклонением от действительных, реально существующих.

Отклонения подсчитанных запасов от действительных в сторону увеличения или уменьшения вызываются самыми различными причинами: недостаточной геологической изученностью месторождения (его структуры, условий залегания, морфологических особенностей, степени изменчивости форм, вещественного состава и т. п.); неправильно проведенными разведочными работами или низкой степенью разведки месторождения; методически неправильно проведенным опробованием и, наконец, неправильным подходом к определению запасов полезного ископаемого в месторождении.



Случаи резких отклонений подсчитанных запасов полезного ископаемого от действительных наиболее часто встречаются при разведке сложных по морфологии месторождений и при крайне невыдержанном характере минерализации. Это вызывает необходимость быть особенно требовательным к полученным для подсчета запасов исходным данным при оценке таких месторождений.

Процесс изучения качества полезного ископаемого распадается на две части. Первая связана со взятием и обработкой проб, вторая заключается в изучении и испытании проб.

Один из основных принципов опробования заключается в том, чтобы сохранить при взятии пробы состав и свойства взятой для пробы минеральной массы, т. е. количественные соотношения компонентов как в пробе, так и в опробуемом участке должны быть одинаковы; иными словами, проба должна быть по своему качеству как можно ближе, в пределах допустимого, похожа на целое, от которого взята, или, как принято говорить, проба должна быть представительной. Следует при этом отметить, что не всегда одна проба, взятая с допустимого по условиям опробования интервала рудного тела или объема минеральной массы, может более или менее точно соответствовать качеству всей опробованной массы, особенно на месторождениях, характеризующихся неравномерным распределением полезного компонента. В этих случаях качество полезного ископаемого более достоверно может быть охарактеризовано несколькими пробами, совокупностью их.

Необходимо подчеркнуть, что одной из основных задач опробования является изучение распределения полезного компонента в теле полезного ископаемого, выявление характера и размеров рудных и безрудных участков, первые из которых при эксплуатации месторождения возможно отработать селективно, а вторые — оставить в виде целиков, что крайне важно для выяснения возможностей повышения качества добываемого из недр полезного ископаемого.

Второе условие или принцип опробования заключается в том, чтобы пробы были взяты в достаточном количестве, необходимым для наиболее точной характеристики всего месторождения или изучаемой его части. Известно, что распределение ценных компонентов в теле полезного ископаемого непостоянно. Правильное представление о качестве полезного ископаемого данного месторождения можно получить лишь в результате равномерного и достаточно полного опробования всего месторождения.

Третье условие заключается в том, чтобы методика опробования месторождения была выбрана с учетом геологических особенностей строения месторождения и стоящих перед опробованием задач и являлась бы наиболее рациональной, т. е. была точной, экономичной и оперативной, ибо только при правильном подходе к изучению качества минерального сырья возможно по-

лучить истинное представление о месторождении и его промышленном значении.

Подсчет запасов полезного ископаемого по месторождению производится по данным геолого-разведочных и опробовательских работ. Действующее положение о классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых предусматривает подсчет и учет запасов полезных ископаемых в недрах без вычета из запасов потерь, которые имеют место при эксплуатации месторождения и технологической переработке руды.

Все учтенные запасы полезных ископаемых в недрах разделяются на две группы — балансовые и забалансовые. К балансовым запасам относятся такие запасы минерального сырья, которые могут быть пригодны для использования их в народном хозяйстве на данном этапе развития производительных сил, т. е. такие запасы, которые при современном уровне техники и экономики могут быть добыты и переработаны. К забалансовым запасам относятся такие запасы минерального сырья, которые при современном состоянии техники и экономики не могут эксплуатироваться. Они подлежат отдельному учету, так как являются резервными.

В заключение введения кратко остановимся на рассмотрении вопросов, касающихся истории проблемы, которой посвящается книга.

Опробование и подсчет запасов как отдельная отрасль геологических работ возникла очень давно. Поиски и добыча полезных ископаемых всегда сопровождалась опробованием обнаруженных выходов месторождений и оценкой качества минерального сырья.

Сохранившиеся до нашего времени письменные документы о горном промысле позволяют установить, что методы опробования месторождений полезных ископаемых на ранних этапах развития горного дела носили еще примитивный характер. Так, М. Н. Альбов в своей работе «Опробование рудных месторождений» (1952) указывает, что Василию Пояркову, поехавшему в 1643 г. из Якутска на Зею и Шилку для осмотра серебро-свинцовых месторождений, было наказано «серебряные руды велеть при себе весом плавить и сколько руды весом будет и то записать». Опробование месторождения ограничивалось обычно взятием одной рудной пробы, исследование которой проводилось очень односторонне.

В эпоху Петра I, а особенно во времена М. В. Ломоносова, поиски месторождений, опробование руд и оценка месторождений стали проводиться на базе научных геологических знаний и быстро совершенствоваться.

В 1721 г. В. Н. Татищевым на Урале были организованы горные школы, в которых среди других дисциплин изучались и методы «практического распознавания руд».

В знаменитом труде М. В. Ломоносова «Первые основания металлургии или рудных дел» (1763) указывается, что для оценки состава и качества руды необходимо отбирать пробы для исследования, при этом описываются способы опробования.

Позднее, в XIX и XX веках, опробование и подсчет запасов считались уже важными горно-техническими дисциплинами. Вопросам опробования и подсчета запасов были посвящены работы В. С. Реутовского (1899), И. Корзухина (1908), И. С. Васильева (1929), Н. И. Трушкова (1922), Г. О. Чечотта (1922) и многих других.

Работа Г. О. Чечотта (1922), представляющая собой курс лекций, читанных им в Ленинградском горном институте в 1920—1922 гг., не утратила своего интереса и в настоящее время благодаря оригинальному подходу к разъяснению методики проведения опробования месторождений и испытания проб.

Не потеряла своего значения и работа крупнейшего специалиста в области экспертиз рудных месторождений Н. И. Трушкова «Опробование рудных месторождений», написанная им в 1931 г.

В работе В. А. Глазковского (1932) впервые были полно разработаны вопросы технического опробования минерального сырья.

Большой интерес представляют экспериментальные исследования, проведенные в 1936—1940 гг. коллективом геологов «Гиредмета» (Н. Е. Сорокин, А. К. Комиссаров и др.) под руководством К. Л. Пожарицкого, а также экспериментальные исследования П. Л. Каллистова, Н. В. Володомонова и других по опробованию рудных месторождений. В результате этих исследований были предложены новые рациональные схемы обработки проб, во много раз упрощающие обработку проб по сравнению со схемами, рекомендованными Г. О. Чечоттом и Н. И. Трушковым.

Все эти экспериментальные исследования сведены в работе К. Л. Пожарицкого (1947). Многие положения, высказанные К. Л. Пожарицким, и, в частности, его рациональные предложения об обработке проб, о возможности замены при определенных условиях дорогостоящих и сложных по выполнению задирковых и валовых проб бороздовыми пробами и о возможности объединения проб при опробовании месторождений цветных и редких металлов использованы нами в настоящей книге.

В области разработки методов подсчета запасов, как и в области разработки методов опробования и обработки проб, приоритет бесспорно принадлежит русским ученым. Русскими учеными разработано преобладающее большинство методов подсчета запасов.

Так, подсчет запасов «способом изогипс» был впервые предложен в 1908 г. профессором Ленинградского горного института В. И. Бауманом.

В 1914 г. профессором того же института А. К. Болдыревым был разработан и предложен способ подсчета запасов, получивший название «способа многоугольников», или «способа Болдырева».

В 1920—1921 гг. Ф. Н. Шклярским был теоретически разработан и применен подсчет запасов так называемым «способом изолиний»; позднее, в 1928—1930 гг., этот способ был усовершенствован П. К. Соболевским, предложившим вычислять объем с помощью палетки, что значительно упрощало производство всех вычислительных операций.

Профессором В. И. Смирновым в 1950 г. для подсчета запасов был предложен «способ геологических блоков».

Все это свидетельствует о большой творческой работе, проделанной советскими учеными в области разработки методов подсчета запасов.

---

ЧАСТЬ ПЕРВАЯ  
ОПРОБОВАНИЕ



## МЕТОДЫ ОПРОБОВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК И ОСНОВНЫЕ ФАКТОРЫ, ВЛИЯЮЩИЕ НА ВЫБОР МЕТОДА ОПРОБОВАНИЯ

Опробованием называются специальные геологические работы, проводимые с целью отбора проб для последующего определения по ним качества полезного ископаемого.

Пробой называется часть полезного ископаемого, взятая по определенным правилам с таким расчетом, чтобы качество полезного ископаемого каждой взятой пробы или совокупности их по возможности точно соответствовало качеству всей той массы полезного ископаемого, от которого взяты пробы. При таком условии среднее качество исследуемого материала всех взятых проб будет соответствовать среднему качеству всего изучаемого участка месторождения, опробованного по определенной системе.

Опробование проводится с различными целями и во все стадии поисково-разведочных и эксплуатационных работ. В зависимости от поставленных задач различают опробование минералогическое, химическое, техническое и технологическое. В зависимости от стадий производственного процесса можно выделить опробование, проводимое при поисках и разведках (поисково-разведочное опробование), при горно-подготовительных и очистных работах (эксплуатационное опробование), при обработке минерального сырья и извлечении ценных компонентов (заводское опробование). По характеру объектов исследования можно различать: опробование тел полезных ископаемых; опробование рудного сырья, добытого при эксплуатации; опробование продуктов и отходов переработки сырья.

Во всех перечисленных случаях опробование состоит из трех основных операций. Первая заключается в отборе (или взятии) начальной пробы, вторая — в обработке пробы, т. е. в сокращении материала начальной пробы до веса, необходимого для намеченных испытаний, и третья — в аналитическом изучении пробы, т. е. в ее лабораторных исследованиях.

Рассмотрим содержание отдельных видов опробования.

Минералогическое опробование проводится с целью изучения минералогического состава и структурных особенностей минерального сырья. Это изучение заключается, во-

первых, в выяснении количественных соотношений минералов с целью определения содержания того или иного минерала в пробе, во-вторых, в установлении взаимоотношений различных составных компонентов и условий их образования и, в-третьих, в определении физических свойств этих компонентов — спайности минералов и распределения их в руде, формы и крупности последних, твердости, хрупкости, магнитных свойств, электропроводности, смачиваемости и т. п.

Изучение указанных свойств имеет большое значение для решения вопросов о способах обработки сырья, о возможных формах отделения зерен после измельчения руды. Например, в руде некоторых полиметаллических месторождений Южного Приморья в промышленных концентрациях встречается касситерит, представленный в форме кристалликов — микролитов в галените; данные, полученные в результате изучения размеров и форм зерен касситерита, позволяют наметить схему необходимой степени измельчения руды с целью извлечения из нее касситерита.

Взятие минералогических проб чаще всего сводится к отбору образцов (штуфов) для изучения последних (штуфное опробование). Образцы берутся из тела полезного ископаемого и из вмещающих пород.

Изучение минералогических проб производится обычными минералогическими, минераграфическими и петрографическими методами.

Данные анализов позволяют установить минеральный состав тела полезного ископаемого, закономерности изменения его для разных участков месторождения, степень распространения отдельных минералов в различных типах руд, выяснить генетические условия образования месторождения и получить важные данные для решения технологических задач.

К минералогическому опробованию можно также отнести минералогическое изучение шлихов, полученных при промывке проб, взятых из россыпных месторождений, или при промывке протолок проб коренных пород. В результате шлихового опробования устанавливается содержание, например, касситерита, вольфрамита, монацита в пробах, отобранных при исследовании россыпных месторождений.

Минералогическое опробование в большинстве случаев, однако, не может дать достаточно надежного представления о количественном составе полезного ископаемого. Чаще оно сводится к выявлению качественной характеристики исследуемого материала, и лишь при изучении некоторых видов минерального сырья по данным минералогического опробования можно получить более или менее надежные сведения о количественном содержании полезных компонентов исследуемого полезного ископаемого. Обычно же минералогическое опробование является лишь вспомогательным видом исследования полезного ископаемого при химическом, техническом и технологическом опробовании.

Химическое опробование проводится с целью определения химического состава исследуемого материала и содержания в нем полезных и вредных компонентов. Так, например, в железных рудах устанавливается содержание полезных компонентов — железа и никеля — и вредных примесей — серы и фосфора.

Химическое опробование является наиболее распространенным. По результатам этого опробования дается оценка количественного содержания полезного ископаемого в месторождении и его качественная характеристика в период как разведки, так и при уточнении запасов в отдельных участках и блоках в процессе эксплуатации.

Химическое опробование широко применяется при изучении качества добываемой рудником руды, а также при контроле содержания полезных компонентов в хвостах и концентратах при переработке руды на обогатительной фабрике.

По данным химического опробования производится разбивка рудного тела на отдельные блоки и участки, характеризующиеся различными сортами и типами руд.

При химическом опробовании первоначально взятая проба подвергается обработке с целью отбора от нее химической пробы.

Особенностью химической пробы является ее относительно малый вес, поэтому правильная обработка начальной пробы, заключающаяся в ее сокращении до требуемого химической лабораторией веса, имеет особенно большое значение; химический состав конечной (лабораторной) пробы должен отвечать химическому составу первоначально взятой пробы. Правильное проведение химических анализов лабораторных проб обеспечит получение точных данных о составе полезного ископаемого. Поэтому отбор проб при химическом опробовании и их обработка должны производиться при строгом соблюдении соответствующих технических правил.

Техническое опробование проводится в тех случаях, когда качественная характеристика сырья полезного ископаемого не может быть достаточно выявлена на основании химического опробования. Это относится главным образом к тем полезным ископаемым, изучение которых производится с целью использования их как сырья для строительных или технических материалов. Так, например, при отборе проб на мусковитовых или флогопитовых, а также асбестовых месторождениях, помимо определения количественного содержания этих минералов в породе, необходимо произвести технический анализ пластин слюды с целью установления, в каких количественных соотношениях представлены отдельные сорта слюды и какой их номерной состав.

Помимо определения процентного содержания асбеста в пробах, производится изучение его технических свойств (прочность, гибкость и т. п.) с установлением выхода по сортам. Каменные



строительные и дорожные материалы (изверженные и метаморфические породы, известняк, доломит, песчаник, кварцит, валуны, туф и т. п.) изучаются в отношении их крепости и прочности на износ. Драгоценные и цветные камни (алмаз, рубин, топаз и т. п.) изучаются с точки зрения размера отдельных кристаллов, а также технических и ювелирных качеств.

Как видно, во всех перечисленных примерах одно химическое опробование не может дать достаточных сведений для качественной оценки сырья.

Во многих случаях, кроме исследования технических свойств полезных ископаемых, должны быть проведены и химические анализы сырья. Так, химическое опробование необходимо при изучении огнеупорных и керамических глин, каолина, талька, известняков, используемых для производства вяжущих материалов и в химической промышленности в качестве флюса.

Некоторые полезные ископаемые, в частности формовочные пески, помимо изучения химического и минералогического состава, дополнительно подвергаются гранулометрическому анализу.

Технологическое опробование проводится с целью выяснения технологических свойств минерального сырья: степени обогатимости, сортировки, плавкости, химического восстановления и т. п. Кроме этого, необходимо установить технологические сорта полезного ископаемого, требующие особых технологических режимов при переработке минерального сырья, и выяснить возможности комплексного использования сырья.

В результате технологического изучения минерального сырья устанавливаются наиболее рациональная схема и технологический режим переработки полезного ископаемого, а также технико-экономические показатели этой переработки. Это дает возможность решить вопрос об экономической эффективности будущей разработки или дальнейшей разведки месторождения.

В зависимости от объема и цели работ различают полевые, лабораторные, полупромышленные и промышленные технологические испытания. Последние, или, как их еще называют, полужаводские и заводские испытания, требуют значительных размеров пробы, достигающих иногда нескольких десятков тонн. Взятая проба должна быть типичной для добываемого полезного ископаемого как по его крупности (кусковатости), так и по относительному распределению различных по размеру фракций.

Технологическое опробование полезного ископаемого проводится на всех стадиях геолого-разведочных работ: поисковой, разведочной и эксплуатационной. Чаще всего технологическое опробование проводится в период детальных разведок (перед разработкой месторождения), когда требуется детально выяснить технологические свойства минерального сырья, а также в период эксплуатации месторождения, когда технологическое опробование вызывается необходимостью изменить технологический процесс при переходе, например, на обработку других сортов минераль-

ного сырья, или дополнительно исследовать схемы технологического процесса для улучшения его технологических и экономических показателей.

Однако предварительные технологические испытания минерального сырья по основным показателям необходимо проводить на первых же этапах разведки, ибо они наравне с химическим опробованием должны решать вопрос о промышленной ценности сырья и целесообразности проведения дальнейших детальнейших разведок месторождения.

В зависимости от геологических особенностей месторождения, а также от стоящих перед опробованием задач пробы берутся несколькими методами: бороздовым, задиrkовым, валовым, шпуровым, точечным, методом вычерпывания и методом отбора монолитов. Указанными методами производится отбор проб в горных выработках или в естественных обнажениях.

Помимо этого, пробы берутся при бурении скважин, а также особым способом (ковшовое или лотковое опробование) при поисках россыпей и металлометрических съемках.

Рассмотрим в самых общих чертах сущность отдельных методов опробования полезных ископаемых, проводимого в горных выработках или в естественных обнажениях. Процесс отбора проб при бурении и ковшовое (лотковое) опробование нами будут рассмотрены особо.

**Бороздовый метод** опробования, применяющийся наиболее часто, заключается в том, что во вскрытой части тела полезного ископаемого выбивается канавка (борозда). Пробой служит вся выбитая из канавки порода. Расположение борозды и ее размеры бывают различными и зависят от геологических особенностей месторождения и степени равномерности или неравномерности распределения компонентов минерального сырья.

**Задирковый метод** опробования состоит в том, что в отдельных участках тела полезного ископаемого — в забое штрека, в стенках орт или по дну канавы и т. д. — снимается (задирается) слой полезного ископаемого толщиной 5—10 см, материал которого и представляет собой пробу. Задирковые пробы берутся в случае неравномерного распределения ценных минералов в теле полезного ископаемого, когда бороздовое опробование не может гарантировать достаточную точность полученных данных.

**Валовой метод** опробования заключается в том, что в пробу отбирается вся масса, извлеченная из тела полезного ископаемого при проходке горной выработки; обычный интервал опробования — 1—2 м.

По своему характеру валовое опробование отличается от задиrkового лишь более значительной «толщиной задирки». Валовой метод опробования чаще используется как контрольный, а также применяется при опробовании месторождений с весьма неравномерным распределением ценных компонентов или, что более обычно, при взятии технологических и технических проб;

часто он применяется при опробовании россыпей, особенно каменных.

Шпуровой метод опробования заключается во взятии пробы из шпуров, проходимых в теле полезного ископаемого. Пробой является буровая мука или шлам.

Точечный метод опробования заключается в том, что в обнаженной части тела полезного ископаемого — в забое, в кровле, в стенках выработок или просто в обнажениях — по определенной системе (например, по углам квадратной сетки или из центров квадратов) берутся равновеликие по объему кусочки, составляющие одну пробу.

Метод вычерпывания или горстевой метод опробования заключается в том, что от поверхностного слоя опробуемой массы, находящейся в навале у забоя выработки, в штабеле, отвале, вагоне или вагонетке и т. п., из определенных пунктов, подобно точечному методу опробования, отбираются порции материала, которые в совокупности составляют пробу.

В случае опробования навала обычно у забоя выработки по определенной сетке берутся равновеликие по объему порции материала.

Метод отбора монолитов заключается в отборе блоков монолитов, которые затем подвергаются физико-механическим испытаниям. Обычно монолитам, после предварительной обработки, придается прямоугольная форма. Размер их  $20 \times 20 \times 20$  и  $30 \times 30 \times 30$  см. Применяется этот метод при опробовании каменностроительных материалов, используемых при строительстве различных сооружений: фундаментов, зданий, мостов и т. д. Чаще всего используются различные магматические породы (граниты, лабрадориты и т. п.), вулканические туфы, известняки, мраморы и т. д.

Условия рационального применения каждого из приведенных методов весьма различны. Основными факторами, влияющими на выбор метода опробования, являются следующие:

1. Геологические и литолого-петрографические особенности строения месторождения.

2. Целевое назначение опробования.

3. Степень точности, с которой требуется произвести опробование.

4. Общие технические условия производства работ.

5. Экономичность и оперативность метода опробования.

При выборе метода опробования необходимо учитывать каждый из этих факторов. Рассмотрим характер их влияния на выбор метода опробования.

1. Из геологических и литолого-петрографических особенностей строения месторождения влияние на выбор метода опробования оказывают мощность рудных тел полезных ископаемых, характер их сложения, характер распределения компонентов в минеральном сырье, размер ценных минералов и т. п.

Мощность тела полезного ископаемого учитывается в соответствии с размерами горных выработок. В связи с этим по мощности тел полезных ископаемых месторождения минерального сырья могут быть разделены на: маломощные, когда разведочные и горно-подготовительные выработки вскрывают не только тело полезного ископаемого, но и вмещающие его породы; средней мощности, когда забой горной выработки находится целиком в теле полезного ископаемого; месторождения с большой мощностью, когда горными выработками вскрывается лишь часть тела полезного ископаемого. В первом случае невозможно, например, применение горстегового и валового методов опробования и крайне ограничено применение шпурового метода. В третьем случае возможно применение любого метода, но для опробования висячего и лежащего боков тела полезного ископаемого, не вскрытых горной выработкой, следует применять шпуровое опробование.

Текстурные особенности минерального сырья в значительной степени влияют на выбор метода опробования месторождения. При полосчатом или друзовидном сложении тела полезного ископаемого невозможно применение точечного и шпурового метода опробования полезного ископаемого; при мелкопрожилковой и пятнистой текстуре тел полезных ископаемых также не применяется опробование точечным и шпуровым методами; при брекчиевидном, конкреционном и желваковом сложении тел полезных ископаемых опробование точечным, шпуровым и бороздовым методами не может дать надежных результатов.

Степень неравномерности распределения ценных минералов в теле полезного ископаемого также влияет на выбор метода опробования. Так, например, при шпирообразном или гнездообразном неравномерном распределении ценных минералов в рудной массе дает надежные результаты только задирковое или валовое опробование.

Размер ценных минералов в полезном ископаемом влияет на выбор метода опробования примерно так же, как и степень неравномерности распределения минералов в полезном ископаемом. Так, опробование месторождений слюды, берилла или сподумена можно проводить лишь методом взятия валовых проб.

Размеры тел полезных ископаемых также учитываются при выборе метода опробования. В случае небольших размеров рудных тел (платиноносные шпирсы, шеелитоносные гнезда в скарнах, мелкие золотоносные гнезда, скопления различных редких элементов и т. п.) надежные данные о качестве полезного ископаемого могут быть получены лишь при проведении задиркового или валового опробования. При малых размерах рудных тел, почти не поддающихся опробованию, определение содержания полезного компонента в руде производится после полной выемки рудоносных участков.

Твердость (крепость) минерального сырья должна также учитываться при выборе метода опробования. Весьма твердые руды полезных ископаемых часто успешно и экономически выгодно могут быть опробованы шпуровым или горстевым методом. Месторождения таких полезных ископаемых, как глины, каолины, угли, известняки, легко можно опробовать бороздой любого сечения или задиркой.

При выборе метода опробования надо учитывать соотношение хрупких и твердых минералов в опробуемой массе (молибденит в кварцевых жилах, киноварь в песчаниках) во избежание систематических ошибок, которые обуславливаются выкрашиванием хрупких минералов и в связи с этим возможно обогащение или разубоживание пробы.

2. Целевое назначение опробования существенно влияет на выбор метода отбора проб. В зависимости от поставленных задач выбирается тот или другой метод опробования.

При разведочных работах производится систематическое, главным образом бороздовое, опробование месторождения, причем опробуется не только тело полезного ископаемого, но и минерализованные участки вмещающих пород.

Опробование для технологических испытаний минерального сырья обычно производится валовым методом.

При контрольном опробовании, имеющем часто выборочный характер, рекомендуется применять другой, более надежный метод, чем тот, которым было опробовано полезное ископаемое. Так, например, бороздовое опробование можно контролировать задирковым методом или тем же методом, но при большем сечении борозды или по более густой сети.

Для определения кустоватости рудной массы проводится валовое опробование.

3. Степень точности, с которой требуется произвести опробование, определяет точность взятия проб, а следовательно, и методику опробования. Более надежным должен быть тот метод опробования, по данным которого производится подсчет запасов.

4. Общие технические условия производства работ (имеющееся оборудование, тип выработок, в которых производится опробование), естественно, должны учитываться при определении метода отбора проб.

При выборе метода опробования необходимо стремиться к проведению опробования простейшим способом, если только он может гарантировать достаточную для поставленных целей точность определения качественной характеристики минерального сырья. Лишь в этом случае выбранный метод может явиться более экономичным и оперативным. Всегда следует помнить, что процесс опробования, особенно при массовом взятии проб, является не только сложным, но и дорогостоящим, особенно в случае опробования твердых руд.

## 1. Опробование бороздовым методом

При опробовании бороздой необходимо соблюдать следующие основные принципы, отмеченные Н. И. Трушковым (1934):

1) пробная канавка (борозда) должна проводиться перпендикулярно к простиранию тела полезного ископаемого по его мощности, так как обычно в этом направлении наблюдается наибольшая изменчивость вещественного состава;

2) борозда должна быть проведена, если возможно, по всей мощности тела полезного ископаемого;

3) при отбойке пробы необходимо брать одинаковое по объему количество материала с каждого погонного метра борозды, что возможно при условии строгого сохранения поперечных размеров борозды;

4) пробы должны быть взяты в достаточном количестве, позволяющем дать достоверную оценку качества полезного ископаемого.

В зависимости от характера месторождения (его морфологических особенностей, текстуры и структуры тела полезного ископаемого, его мощности и т. д.) и вида горной выработки, в которой производится опробование, возможны два способа расположения бороздовых проб:

1) прямолинейные борозды: горизонтальные, вертикальные, наклонные;

2) круговые борозды: горизонтальные, вертикальные, наклонные.

При опробовании месторождений полезных ископаемых наиболее часто применяются прямолинейные борозды. Круговые борозды в последнее время почти вышли из употребления.

Прямолинейными бороздами опробование может производиться в забоях, стенках, кровле и почве выработок. Наиболее удобно опробовать забой штолен, штреков или стенки выработок. Опробовать кровлю выработок очень неудобно, почву — нежелательно, так как пробы, взятые при этом, не могут гарантировать надежных результатов, ибо почва выработок больше всего бывает загрязнена посторонним материалом.

Сечение борозды по форме может быть прямоугольным и треугольным. Первое применяется значительно чаще.

Опробование забоев при проходке горных выработок (штреков или штолен) может быть проведено горизонтальной, наклонной или вертикальной бороздой.

При вертикальном падении тела полезного ископаемого борозда проводится горизонтально (рис. 1), при горизонтальном — вертикально (рис. 2), при наклонном — наклонно (рис. 3). В последнем случае возможно также проведение горизонтальной борозды (рис. 4), которая при отбойке пробы более удобна, чем наклонная.

Во всех случаях одновременно с опробованием производится замер истинной мощности тела полезного ископаемого или горизонтальной его мощности, по которой при обработке полученных данных можно определить графически или аналитически истинную мощность. Борозды обычно при более или менее однородном составе тела полезного ископаемого принято проводить примерно на высоте 1,2—1,4 м от почвы для удобства работы пробщика.

При неравномерном распределении минеральных компонентов, слагающих тело полезного ископаемого, и непостоянной мощности последнего одна борозда не может гарантировать получения надежных исходных данных, поэтому опробование в забое производится двумя (рис. 5) или тремя (рис. 6) бороздами, и в этих случаях вычисляется средняя истинная мощность залежи по забую.

Если в забое выработки вскрывается не только тело полезного ископаемого, но и призальбандовые зоны, минерализованные в той или иной степени, то они опробуются отдельно (рис. 7); в случае, если рудная жила очень маломощная (5—10 см), она часто опробуется продольной бороздой (задиркой), а призальбандовые оруденелые участки — поперечными бороздами (рис. 8). При отчетливо полосчатом сложении тела полезного ископаемого, когда отдельные зоны его (*a, b, c* рис. 9) имеют различный вещественный состав и обладают достаточной мощностью, они также опробуются отдельно.

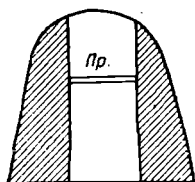


Рис. 1. Опробование горизонтальной бороздой вертикально падающей жилы  
Здесь и в других рисунках, изображающих горные выработки, тело полезного ископаемого обозначается белым полем, вмещающие породы — наклонным штрихом, места взятия проб — Пр.

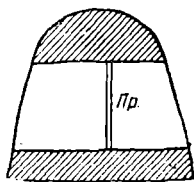


Рис. 2. Опробование вертикальной бороздой горизонтально залегающей жилы

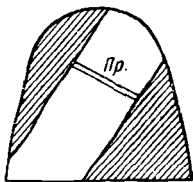


Рис. 3. Опробование наклонной бороздой круто падающей жилы

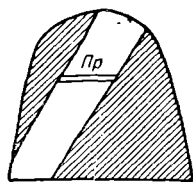


Рис. 4. Опробование горизонтальной бороздой круто падающей жилы

При опробовании мощной залежи, когда она полностью не вскрывается забоем выработки, борозды располагаются горизонтально или в направлении мощности рудного тела; для получения полной характеристики качественного состава тела полезного ископаемого не вскрытые горной выработкой участки тела

полезного ископаемого могут быть опробованы шпуровым способом (рис. 10). Если шпуровые пробы не дают надежных результатов, не вскрытые выработкой участки залежи предварительно разведываются ортами (через интервалы 10—15—20 м), по стенкам которых затем берутся пробы. Эти пробы совместно с пробами, взятыми из забоев штрека в том же сечении, в котором пройдены орты, дадут полную характеристику состава тела полезного ископаемого по всей мощности последнего.

Следует заметить, что опробование забоев должно учитываться при планировании циклов проходки выработок, следующих

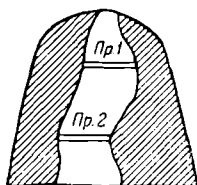


Рис. 5. Опробование жилы двумя бороздами

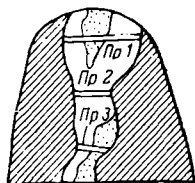


Рис. 6. Опробование жилы тремя бороздами

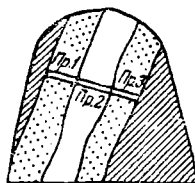


Рис. 7. Раздельное опробование бороздой жилы и оруденелых зальбандов

по телу полезного ископаемого, как весьма важная и необходимая операция. Поэтому всегда надо стремиться проводить опробование в передовых забоях штреков или штолен, дающих наилучшие результаты.

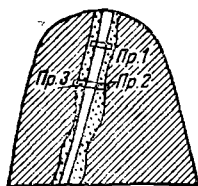


Рис. 8. Опробование одной продольной бороздой тонкой жилы и поперечной бороздой оруденелых зальбандов

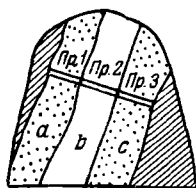


Рис. 9. Раздельное опробование жилы зонального строения

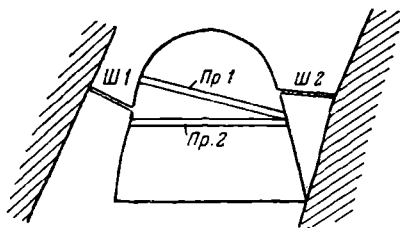


Рис. 10. Расположение проб при опробовании мощных залежей с не вскрытыми выработкой участками тела полезного ископаемого; Ш 1, 2 — шпур

Опробование стенок проводится при проходке квершлага, орт и поперечных штолен, а также вертикальных выработок, забои которых представляют меньший интерес для опробования, чем стенки выработок. Стенки штреков, как правило, не опробуются, так как в этих случаях расположить пробы по линии наибольшей анизотропии тела полезного ископаемого в боль-



шинстве случаев невозможно. Стенки штреков опробуются лишь в том случае, когда выработка уже пройдена и взять пробы в забое, кровле или даже почве не представляется возможным.

При опробовании стенок выработок возможны различные случаи расположения борозды в зависимости от условий залегания тела полезного ископаемого, его мощности и литолого-петрографического состава. Рассмотрим эти случаи.

1. В горизонтально залегающем теле полезного ископаемого опробование стенки горной выработки нужно производить вертикальными бороздами (рис. 11). Здесь, как и при опробовании

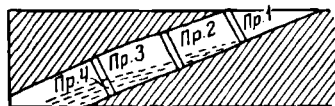
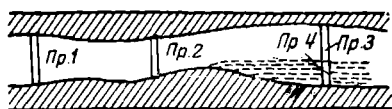


Рис. 11. Расположение борозд по стенке горной выработки в горизонтально залегающем теле полезного ископаемого

Рис. 12. Опробование наклонными бороздами полого падающего тела полезного ископаемого (в кваршлагге)

забоев, в одном сечении могут быть взяты одна или несколько проб в зависимости от однородного или неоднородного состава и строения тела полезного ископаемого. Во всех случаях надо опробовать все тело полезного ископаемого от почвы до его кровли. Это является обязательным правилом. Пробы по стенке выработки должны быть отобраны примерно на равных расстояниях одна от другой.

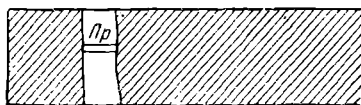


Рис. 13. Опробование горизонтальной бороздой вертикально падающего тела полезного ископаемого (в кваршлагге)

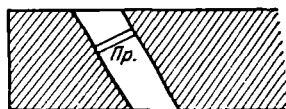


Рис. 14. Опробование наклонной бороздой круто падающего тела полезного ископаемого (в кваршлагге)

2. Полого падающие тела полезного ископаемого опробуются наклонными бороздами (рис. 12). Здесь, как и в предыдущем случае, надо стремиться к тому, чтобы пробы были взяты через равные интервалы. При зональном сложении тел полезных ископаемых в одном сечении может быть взято несколько проб (две, три и больше).

3. Опробование вертикально падающего тела полезного ископаемого проводится горизонтальной бороздой (рис. 13).

4. Круто падающие тела полезного ископаемого опробуются наклонной (рис. 14) или горизонтальной бороздой.

5. Опробование бороздами мощных тел полезных ископаемых может проводиться по обеим стенкам горной выработки, причем пробы располагаются параллельно (рис. 15) или в шахматном порядке (рис. 16, 17).

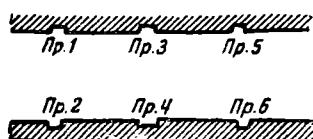


Рис. 15. Параллельное расположение борозд при опробовании горизонтально залегающего тела полезного ископаемого (план штрека)

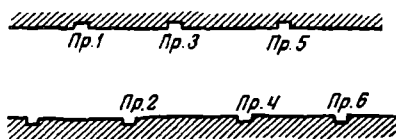


Рис. 16. Шахматное расположение борозд при опробовании горизонтально залегающего тела полезного ископаемого (план штрека)

6. Мощные залежи нужно опробовать несколькими бороздами, заданными перпендикулярно к направлению слоистости тела полезного ископаемого (рис. 18), или горизонтальной непрерывной бороздой, но состоящей из отдельных секций (рис. 19, пробы 1, 2, 3).

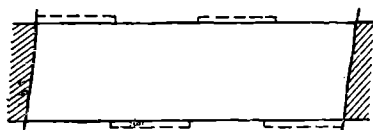


Рис. 17. Шахматное расположение борозд при опробовании мощного круто падающего тела полезного ископаемого (план квершлага)

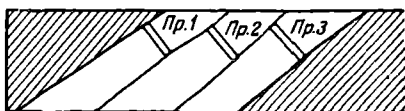


Рис. 18. Опробование несколькими наклонными бороздами мощного тела полезного ископаемого (в квершлагае)

Секционно-бороздвое опробование следует проводить при полосчатом сложении тел полезных ископаемых; целесообразно отбирать пробы отдельно от каждой разновидности минерального сырья с дальнейшим отдельным изучением его качества, т. е. борозда должна делиться на секции (рис. 20).

Секционное опробование проводится и при изучении мощных однородных тел

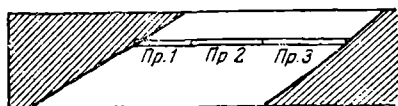


Рис. 19. Опробование секционной бороздой мощного тела полезного ископаемого, вскрытого квершлагом

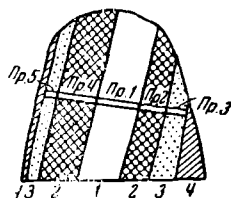


Рис. 20. Секционно-бороздвое опробование: 1—богатые руды; 2—бедные руды; 3—вкрапленные руды приконтактной зоны; 4—сланцы

полезных ископаемых, в которых борозда разделяется на отдельные секции длиной 1—2 м.

Секционный отбор проб проводится также и при опробовании рудного тела, которое постепенно переходит в безрудные вмещающие породы; в этом случае секционные пробы берутся для точного установления границ промышленного контура рудного тела.

В задачи секционного опробования при полосчатом сложении рудных тел, в частности, входит выявление качества руды каждой полосы с целью решения вопроса о возможной селективной разработке месторождения.

В связи с изложенными задачами секционно-бороздвое опробование может быть систематическим, когда пробы берутся в массовом количестве или только этим способом, или выборочным, при котором секционно-бороздвое опробование проводится в отдельных сечениях тела полезного ископаемого.

Опробование кровли проводится в тех случаях, когда невозможно взять пробы в забое или в стенках выработки. Наиболее часто берутся пробы в кровле уже пройденных штреков или штолен при контрольном опробовании. Кровля квершлаггов и ортов, а также кровля штолен, пройденных вкрест простирания, опробуется в том случае, если в стенках ее невозможно взять пробы. При опробовании кровли выработки надо стремиться проводить борозды вкрест простирания тела полезного ископаемого по всей мощности (рис. 21).

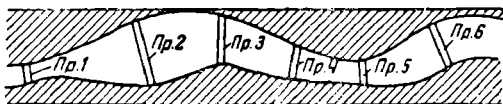


Рис. 21. Расположение бороздовых проб при опробовании тела полезного ископаемого по кровле штрека

В тех случаях, когда потолок выработки имеет сводчатую форму, а тело полезного ископаемого круто падает, необходимо выравнять, или, как говорят, «подработать» кровлю, для того чтобы взять пробу прямолинейной бороздой. Возможны два случая такой подработки кровли, изображенные на рис. 22, а и б. Пренебрежение «подработкой» кровли может привести к отбору непредставительной для данного сечения пробы, особенно когда тело полезного ископаемого имеет полосчатое строение при резко различном минералогическом составе отдельных зон (рис. 22, в, г). При этом возможно или обогащение пробы полезными компонентами, если призальбандовые части залежи (I) более богаты, чем срединная, или резкое ее разубоживание, если призальбандовые части более бедные по содержанию полезного компонента, чем срединная часть залежи (II). Избежать эту ошибку, особенно вредную, когда она является систематической, можно следующим способом.

1. Из борозды берется не одна, а три отдельные пробы (пр. 1, пр. 2, пр. 3), каждая из которых относится к соответствующим опробованным отрезкам истинных мощностей ( $l_1$ ,  $l_2$  и  $l_3$ ).

2. Так как длины отрезков борозды не равны между собой, как это мы видим на рис. 22, г, то, чтобы сохранить основной прин-

цип — брать с равных отрезков истинной мощности равновеликие объемы материала, надо соответствующим образом изменить поперечные сечения борозды на отдельных ее участках. Лишь при этих поправках на сечение борозды возможно проведение опробования кровли одной бороздой. Произведем примерный расчет.

Объем материала пробы № 1 определяется по формуле  $V_1 = S_1 l_1^1$ , пробы № 2 по формуле  $V_2 = S_2 l_2^1$  и пробы № 3 по формуле  $V_3 = S_3 l_3^1$ , где  $l_1^1, l_2^1, l_3^1$  — длины отрезков борозды, а  $S_1^1, S_2^1, S_3^1$  — поперечные сечения борозды по отдельным участкам.

При условии, что  $l_1 = l_2 = l_3$ , должно быть соблюдено также равенство  $V_1 = V_2 = V_3$  или  $S_1 l_1^1 = S_2 l_2^1 = S_3 l_3^1$ . Но так как в этом ряду известны  $l_1^1, l_2^1$  и  $l_3^1$  (эти отрезки можно замерить в забое), то, выбрав за основной поперечный размер пробной борозды сечение для какого-либо одного из ее отрезков (хотя бы для средней части  $S_2$ ), легко затем определить по ней величины  $S_1$  и  $S_3$ .

Обращаем внимание на то, что в практике работ опробование сводчатой кровли горной выработки путем изменения поперечных сече-

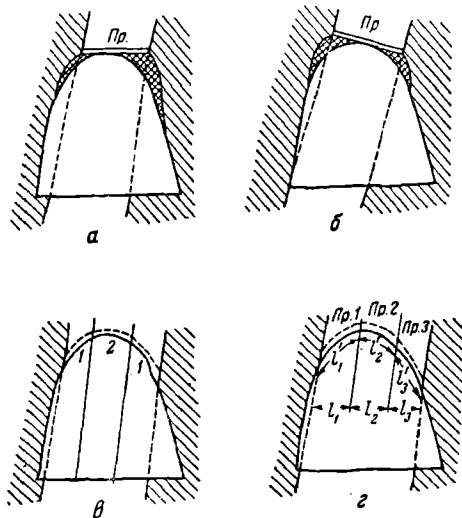


Рис. 22. Выравнивание кровли при опробовании

ний одной и той же борозды для различных ее участков ввиду некоторой сложности пробоотбора почти не применяется или применяется очень редко. Поэтому лучше и в этих случаях пользоваться принятым стандартным сечением борозды с выравниванием кровли перед взятием проб или взять отдельно пробы по отдельным секциям, как это изображено на рис. 22, г. Можно также опробовать отдельные зоны тела полезного ископаемого отдельными секциями борозды постоянного сечения, отобранный по секциям материал измельчить и перед анализом объединить по весу, пропорциональному мощности полос.

Опробование почвы горной выработки проводится в редких случаях, когда невозможно взять пробу из кровли, забоя и стенок выработки, вскрывающей тело полезного ископаемого. Это бывает в том случае, когда такое тело полностью отработано в кровле или последняя закреплена и ее раскрепление может вызвать обвалы.

В почве выработок пробы берутся лишь в круто падающих рудных телах.

Опробование почвы сопряжено со значительными предварительными затратами на очистку ее от «грязи» и отводом воды из выработок; естественно что такое опробование вызывает остановку движения по выработке; если в выработке находится вода, то опробование почвы производится отдельными участками длиной 10—20 м; при этом воду собирают выше участка, подлежащего опробованию, путем устройства плотинки из досок и глины и затем отводят ее деревянными или железными сплотками. После опробования одного участка плотинку и сплотки переносят выше по выработке и приступают подобным же образом к опробованию второго участка, затем третьего и т. д.

Бороздовые пробы в почве выработки так же, как и при опробовании кровли, должны отбираться по линиям, ориентируемым вкрест простирания тела полезного ископаемого.

К результатам опробования почвы выработок надо относиться с большой осторожностью: обычно трещинки в почве выработки заглинизированы или обогащены рудным шламом; возможно при этом обогащение рудного тела по трещинкам рудной мелочью или, наоборот, обеднение его за счет выщелачивания рудных минералов проточными рудничными водами, в связи с чем данные о содержании полезного компонента по пробе могут быть недостаточно достоверны.

Опробование в вертикальных выработках (шурфах, шахтах, дудках) проводится бороздами, расположение которых зависит от условий залегания тела полезного ископаемого. Здесь, как и при опробовании забоев, возможны следующие случаи:

1. При вертикальном падении рудного тела пробные борозды проводятся горизонтально по всей мощности рудного тела; при этом берется или одна проба или несколько: от тела полезного ископаемого (от отдельных его участков), от оруденелых зальбандов и, если необходимо, от вмещающих пород.

2. При горизонтальном залегании тела полезного ископаемого пробные борозды в стенке выработки проводятся вертикально по всей мощности тела, при этом берется одна, две или несколько проб в сечении в зависимости от степени однородности состава отдельных частей тела полезного ископаемого и его мощности.

3. При наклонном залегании тела полезного ископаемого бороздовые пробы берутся в направлении его мощности.

Тела полезных ископаемых опробуются обычно не по одной, а по двум противоположным стенкам выработки. Мощные горизонтально залегающие рудные тела можно опробовать непрерывной или прерывистой бороздой. Для получения полного разреза лучше проводить непрерывную борозду, которую при необходимости можно разделить на отдельно опробуемые секции;

борозды располагаются одна против другой (рис. 23,а) или в шахматном порядке (рис. 23,б).

Опробование рудных тел в наклонных горных выработках (наклонных шурфах, гезенках, восстающих и т. п.) проводится по тем же принципам, что и в горизонтальных или вертикальных выработках.

Опробование канав производится бороздовым методом по дну или стенкам. Дно опробуется в том случае, если тело полезного ископаемого в стенках канавы вскрыто на малую глубину. При пологом падении тела полезного ископаемого и небольшой его мощности канаву целесообразно углубить на 0,5—1,0 м в коренные породы и взять пробу по ее стенке, расположив борозду в направлении мощности тела полезного ископаемого.

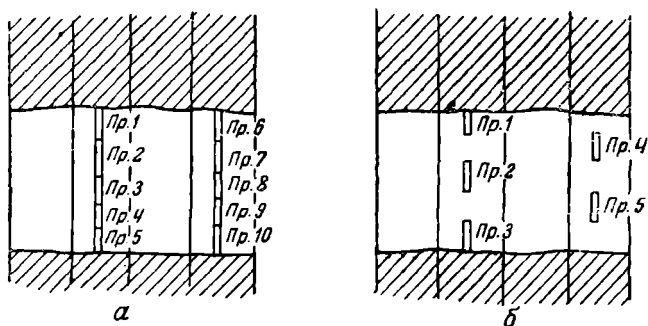


Рис. 23. Параллельное и шахматное расположение бороздовых проб в двух противоположных стенках вертикальной выработки, вскрывшей залежь полезного ископаемого

При опробовании канав, вскрывающих полезное ископаемое в самой верхней наиболее выветрелой части, всегда необходимо иметь в виду возможность его окисления или выщелачивания в этой части. Требуется также предусматривать возможность загрязнения дна канав при опробовании трещиноватых пород, когда посторонний материал может по трещинам проникать глубоко вниз, в связи с чем результаты анализов проб не всегда достаточно надежны для подсчета запасов.

Опробование обнажений проводится подобно опробованию забоев горных выработок; здесь также возможны различные случаи расположения бороздовых проб в зависимости от направления простирания и падения тела опробуемого полезного ископаемого. При оценке качества полезного ископаемого сырья по данным проб, взятых из обнажений, необходимо учитывать их неполноценность в связи с возможными изменениями качественного состава полезного ископаемого у поверхности, вызванными процессами окисления, выщелачивания и механического выветривания.

Круговые борозды в практике разведок месторождений применяются лишь в том случае, когда выработка проходится целиком по полезному ископаемому, а особенности анизотропии свойств и характер распределения ценных компонентов в теле полезного ископаемого еще не установлены. В отдельных печатных работах имеется указание, что опробование круговой бороздой иногда проводится в месторождениях, морфологически представленных мощными телами, характеризующимися рудами с массивным или вкрапленным оруденением, причем изменения состава возможны в любом направлении. К таким месторождениям могут быть отнесены свинцово-цинковые метасоматические вкрапленные руды в известняках, массивные колчеданные руды и др.

В горизонтальных выработках круговой бороздой отбираются пробы по их стенкам и кровле, причем может быть отобрана одна общая проба или три пробы, взятые с каждой из стенок и с кровли. Почва выработок обычно не опробуется.

В вертикальных выработках пробы круговой бороздой берутся со всех стенок. Сечение такой борозды имеет вид прямоугольного четырехугольника или окружности в зависимости от сечения выработки (шурфа, шахты, дудки). Пробы могут быть также взяты либо в количестве одной объединенной со всех четырех стенок, либо в количестве четырех с каждой из стенок.

Опробование круговыми бороздами в настоящее время применяется редко, так как, во-первых, этот способ сложен, во-вторых, не отличается большой точностью по сравнению с опробованием прямолинейными бороздами и, в-третьих, при полосчатом строении тел полезных ископаемых приводит к ошибочным данным.

Выбор поперечных размеров борозд при опробовании бороздовым методом определяется несколькими факторами. Поэтому в практике опробования месторождений полезных ископаемых встречаются борозды различного поперечного сечения. Длина борозд определяется мощностью рудного тела и его текстурными особенностями, обуславливающими проведение секционно-бороздового опробования. Поперечное сечение борозды зависит от степени неравномерности содержания полезного компонента в минеральном сырье и от крепости полезного ископаемого.

При сравнительно равномерном содержании полезного компонента в руде пробы могут быть взяты из борозд меньшего сечения.

При более неравномерном распределении ценных компонентов борозда должна иметь большую ширину и глубину. Проведенные на различных месторождениях экспериментальные работы по применению при опробовании борозд разного сечения показали, что опробование узкими и широкими бороздами дает сравнительно близкие результаты. Учитывая это обстоятельство, Д. А. Зенков (1941) делает вывод о том, «что увеличение веса проб дает отно-

сительно незначительное увеличение точности опробования, что, следовательно, этот фактор, с точки зрения точности результатов опробования, является второстепенным». Следует, однако, заметить, что при слишком малых поперечных размерах борозд могут возникать систематические ошибки, особенно при опробовании рудных тел, характеризующихся чередованием полос, выполненных хрупкими минералами, с полосами более твердых и вязких минералов. В таком случае борозда должна быть более глубокой, ибо только при этом способность хрупкого материала обогащать пробу не окажет заметного влияния.

При опробовании месторождения, обладающего достаточной крепостью минерального сырья, надо при определении сечения борозды придерживаться минимально допустимых для данного типа полезного ископаемого размеров поперечного сечения борозды, так как затраты на отбойку материала в узкой борозде значительно меньше, чем в широкой, и обработка меньшей по весу пробы более легкая.

Обычно для рудных месторождений принимается сечение борозд от  $5 \times 2$  до  $10 \times 5$  см в зависимости от степени равномерности оруденения и мощности рудных тел. Так, медные месторождения опробуются бороздой сечением  $5 \times 2$  см; железные руды (Криворожья, г. Магнитной) —  $5 \times 3$  см; свинцово-цинковые —  $5 \times 2$  см; никелевые массивные руды —  $8 \times 5$  см; оловорудные и вольфрамовые месторождения —  $10 \times 5$  см; бокситы —  $10 \times 5$  см.

При опробовании мягких или рыхлых пород (глина, каолин, мел, мергель, известняк, соль, уголь и т. д.), где отбойка породы не вызывает больших трудностей, возможно брать пробы более широкой бороздой. Например, на угольных месторождениях бороздовые пробы имеют сечение  $25 \times 25$  см; при опробовании формовочных песков —  $10-20 \times 3-10$  см; при опробовании каолинов и глин —  $10 \times 5$  см; при опробовании известняков —  $10-20 \times 5-10$  см; при опробовании соли —  $10-5 \times 5-2$  см.

Наиболее часто встречающееся сечение борозды при опробовании месторождений полезных ископаемых  $10 \times 5$  и  $5 \times 3$  см. На месторождениях асбеста, которые опробуются бороздовым или задирковым методом, принимают сечение борозды  $20 \times 10$  см с тем расчетом, чтобы материала было достаточно для технической пробы.

Для золоторудных предприятий Д. А. Зенков рекомендует следующие поперечные размеры борозд, исходя из класса руд (табл. 1).

Необходимо отметить, что размеры борозд, предлагаемые Д. А. Зенковым для опробования мягких руд, слишком малы. При исследованиях месторождений в начальный период во избежание возможных ошибок лучше брать пробы широкой бороздой.

В настоящее время приняты следующие стандарты поперечных сечений борозд:  $5 \times 3$  см,  $10 \times 3$  см,  $10 \times 5$  см,  $20 \times 10$  см



**Поперечное сечение борозды при бороздовом опробовании  
золоторудных месторождений**

Классы руд	Поперечный размер борозды см <sup>2</sup>	Поперечное сечение борозды см <sup>2</sup>	Вес пробы в кг на 1 пог. м
<b>Твердые</b>			
С равномерным содержанием полезного компонента в руде . . . . .	3×2	6	1,5—1,8
С неравномерным содержанием . . . . .	4×2	8	2,0—2,4
С весьма неравномерным содержанием . . . . .	от 7×1,5 до 10×1,5	} 10,5—15,0	2,0—3,1 3,8—4,5
<b>Мягкие</b>			
С равномерным содержанием . . . . .	от 3×2 до 5×2	6 15	1,5—1,8 2,6—3,1
С неравномерным и весьма неравномерным содержанием . . . . .	от 5×3 до 10×2	15 20	3,8—4,5 5,0—5,9

и 25 × 20 см. Применительно к этим сечениям разработаны нормы выработки.

Поперечное сечение борозды может быть увеличено при опробовании маломощных тел полезного ископаемого (тонкие жилы или прослой руды), когда в пробу поступает недостаточное количество материала, а также при секционном опробовании, когда длины отдельных секций малы и отобранные пробы по отдельным секциям недостаточны по весу.

Длина борозд при опробовании бороздовым методом для месторождений, представленных мощными телами полезного ископаемого, обычно равна 1,5—2,0 м. В более маломощных рудных телах однородной текстуры длина борозд определяется мощностью рудного тела.

Следует при этом отметить, что в некоторых случаях, при опробовании весьма мощных рудных тел, длина борозды может достигать 5—10 м. Так, например, иногда для общей характеристики качества полезного ископаемого бороздовые пробы берутся по рудной залежи на всю мощность; некоторые мощные талько-вые и графитовые залежи на Урале или железорудные месторождения Кривого Рога, часто разрабатываемые открытым способом, иногда опробуются бороздой большой длины с включением при этом в пробы всех маломощных прослоев «пустых» пород, отдельная выемка которых невозможна по условиям эксплуатации месторождения. То же можно сказать и относительно мощ-

ных однородных толщ глин, песков и других ископаемых строительных материалов.

При секционном опробовании длина секций должна составлять не менее 20—30 см.

Отбойка бороздовых проб обычно производится ручным способом, иногда отбойными молотками.

Необходимо подчеркнуть, что процесс отбойки проб, особенно в очень крепких породах, длительный и дорогостоящий, поэтому надо стремиться к максимальной механизации работ по опробованию. К сожалению, в вопросах механизации таких работ техника еще очень отстает. Применение для отбойки проб пневматических молотков пока не нашло широкого распространения в связи с тем, что при отбойке проб пневматическими молотками происходит значительное «разбрызгивание» материала пробы.

При отбойке пробы вначале делают верхний вруб, затем нижний, после этого выбивают породу, расположенную между врубами (рис. 24а, б, в).

Инструментами для взятия проб являются набор зубков (зубил), ручной молоток и карбидные лампы; для сбора отбитого материала пробы применяются брезент, железный совок или специальный мешок, мешочки для проб, бирки и т. п.

Зубки или зубила для отбойки пробы изготавливаются из сплошной буровой или специальной стали; длина зубка 20—25 см, диаметр 2,2—2,5 см. Закалка зубка производится при соломенно-желтом цвете; угол заправки 50—90°. Расход зубков в смену доходит до 5—10, а при опробовании особо твердых пород до 30.

Молотки применяются весом 1,25—1,5 кг при одноручной работе и 3—4 кг при двухручной работе. Длина рукояток 25—40 см.

Ручные каелки (остроконцевые легкие молотки) применяются для выравнивания поверхности забоя перед опробованием и для взятия проб из относительно мягких пород.

Для очистки забоев перед взятием проб употребляются щетки из грубой щетины или проволоки.

Шланги используются для обмывки забоя водой. Для этих же целей иногда употребляется гидропульт или пульверизатор.

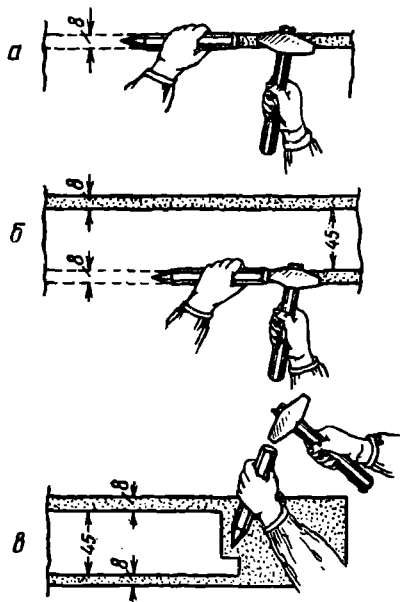


Рис. 24. Стадии отбойки бороздовой пробы (размеры в мм)

Брезент для сбора пробы берется размером от 2 до 4 м<sup>2</sup>. Он или расстилается у места взятия проб или подвешивается каким-либо способом к участку, намеченному для опробования.

Щетки для чистки брезента и мешков применяются волосяные или металлические.

Кроме перечисленных предметов, для маркировки опробованных забоев, для этикетирования проб, для проверки размеров борозды и геологической документации требуются: 1) лампы или другие источники света для освещения; 2) лопаты и кайла для очистки места у забоя; 3) белила, сурик и кисти; 4) стальной шаблон для контрольного измерения сечения борозды; 5) этикетки, записные книжки, карандаши, планы по опробованию; 6) рулетка, метры, горный компас, геологический молоток, мешки для проб, шнур и пр.

При взятии пробы необходимо предварительно выровнять забой, очистить его от пыли и грязи и следить за: полнотой сбора материала пробы; выдержанностью ширины и глубины борозды; соответствием длины борозды заданной длине.

Пробщик должен производить отбор проб под непосредственным руководством и наблюдением коллектора или геолога, который одновременно с этим ведет геологическую документацию забоя.

Выше мы видели, что бороздовое опробование имеет весьма широкое применение почти во всех случаях, когда требуется выяснение характеристики химического состава минерального сырья. Только в некоторых случаях бороздовое опробование необходимо заменить другим, например при взятии проб в месторождениях с весьма неравномерным распределением полезных компонентов в рудном теле, характеризующимся одновременно наличием крупных рудных минералов, или при опробовании весьма маломощных жил (5—10—15 см). В этих случаях бороздовое опробование заменяется задиirkовым или валовым.

При опробовании рудных тел, в которых рудные прожилки или включения сложены хрупкими, легко раскрашивающимися минералами, как, например, киноварь в кварците, во избежание при отбойке материала возможного обогащения его рудным минералом бороздовое опробование, которое может не дать достоверных исходных данных, должно быть заменено другими способами опробования (например, способом вычерпывания). В остальных случаях правильное применение бороздового метода опробования и соблюдение всех технических требований во время взятия бороздовой пробы дает вполне надежные данные для оценки качества сырья. Одним из существенных недостатков бороздового метода опробования является небольшая производительность отборки проб из крепких и весьма крепких пород. При опробовании забоев горных выработок, находящихся в проходке, это отрицательно сказывается на скорости проходки.

Нормы выработки по отбору бороздовых проб в зависимости от категории пород по крепости для борозд различного сечения за 8-часовую смену устанавливаются согласно СУСН (Справочник укрупненных сметных норм).

При расчете нормы времени на взятие 1 *пог. м* пробы в составе работы СУСН предусматривается: подготовка инструмента и снаряжения; передвижение к месту работ и между опробовательскими забоями; осмотр и расчистка мест взятия пробы с отбойкой и разборкой породы; выравнивание поверхности забоя в местах отбора проб; разметка борозды, расстилка и свертывание брезента; отбойка пробы; зачистка и замер борозд; разбивка крупных кусков породы; сбор пробы на брезенте, укладка проб в мешки, этикетирование и навязка бирки; геологическая документация; переноска проб к месту временного складирования.

## 2. Опробование задирковым методом

Задирковые пробы берутся путем задирки (обколки) слоя всей поверхности забоя или части его; собранный при этом материал является пробой.

Задирковое опробование в сравнении с бороздовым может быть отнесено к более точному методу опробования, если только оно произведено по всем техническим правилам.

Первым и основным условием задиркового опробования является взятие пробы (задирки) одинаковой глубины по всей площади опробования; лишь при соблюдении этого правила может быть получена проба, достаточно точно отражающая действительный состав опробованного участка. В ином случае возможно или разубоживание пробы, если она будет загрязняться пустой породой, или обогащение ее полезными компонентами, если последние будут попадать в породу в повышенном количестве. Чтобы избежать этого, необходимо предварительно хорошо подготовить забой к опробованию — выровнять его поверхность и тщательно очистить от постороннего материала.

Мощность слоя задирковой пробы берется равной 5, 10, 15, 20 *см*. Задирки большей глубины берутся редко.

Второе условие задиркового опробования касается слоистых или ленточных руд, характеризующихся резко различным содержанием полезного компонента по отдельным слоям или лентам, и заключается в том, что при взятии пробы надо, чтобы материал пробы был отобран от отдельных зон с участков равной длины, причем длина последних должна измеряться в направлении падения слоев.

Пусть на рис. 25 призальбандовые участки 1 характеризуются высоким содержанием ценного компонента, а срединная часть жилы 2 имеет невысокое его содержание. Если при таких условиях расположения рудного тела в забое от всей его обнаженной части взять одну задирковую пробу, то материала слоя 2 в ней

окажется непропорционально больше, чем материала слоев 1, так как слой 2 вскрыт в забое по падению на значительно большую длину, чем слой 1. Вследствие этих причин проба будет разубожена.

Для предупреждения возможного возникновения ошибки в связи с разубоживанием (или в связи с обогащением) проб площадь опробуемого задирами участка должна иметь форму прямоугольника (*abcd*, рис. 25), или параллелограмма, в котором отдельные ленты или слои должны иметь одинаковые длины. При неправильном взятии задириковой пробы относительные ошибки в определении качественного состава руды (содержания в ней металла) могут достигнуть 10—30%.

Третьим условием задирикового опробования является тщательный, без потерь, сбор материала пробы. Надо иметь в виду, что при отбойке пробы минералы, обладающие, например, большей хрупкостью и совершенной спайностью, раскалываются на мелкие кусочки и легко «разбрызгиваются»; если ими пренебречь при сборе материала, результаты анализа будут сильно искажены, особенно если такие минералы являлись ценным компонентом или вредными примесями, которые должны были быть обнаружены при анализах.

Задирковое опробование проводится в том случае, когда бороздовые пробы не могут дать надежных результатов для оценки качества полезного ископаемого. Оно применяется на месторождениях, характеризующихся чрезвычайно неравномерным распределением минеральных компонентов в теле полезного ископаемого и значительной крупностью ценных минералов. Нередко задириковое опробование применяется при штокверковом типе оруденения, отличающемся резко изменчивой густотой и различным направлением рудных прожилков в штокверке. В подобных случаях более надежные данные о составе руды можно получить лишь при проведении в забое нескольких широких борозд, или лучше при задириковом опробовании, особенно в тех случаях, когда руды нетвердые и отбойка пробы в связи с этим легкая.

В прошлой практике разведочных работ задириковое опробование применялось при исследовании оловорудных, вольфрамовых и золоторудных месторождений, характеризующихся крайне неравномерным участковым распределением и значительными размерами вольфрамита и касситерита. В 1938 г. экспериментальными исследованиями, проведенными группой геологов под руководством К. Л. Пожарицкого, было установлено, что громоздкое

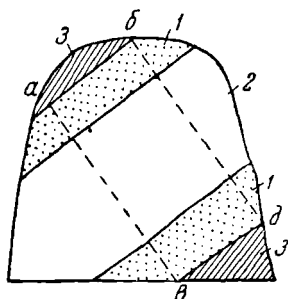


Рис. 25. Задирковое опробование ленточных руд  
1 — обогащенные при-  
зальбандовые участки  
рудной жилы; 2 — слабо  
оруденелые породы;  
3 — сланцы

задирковое опробование и в этих месторождениях может быть успешно заменено борздовым опробованием, что рационализировало процесс пробоотбора.

Задирковое опробование применяется почти во всех случаях опробования маломощных жил, характеризующихся мощностью 5—10—15 см, когда из поперечной борзды невозможно получить достаточного количества материала для пробы и когда последняя заменяется продольной борздой, которая по своему существу аналогична задирковой пробе. Задирковое опробование может быть применено также при опробовании тонких апофиз и зальбандов жил. Иногда задирковое опробование применяется в качестве контроля борздового опробования. Следует указать, что при эксплуатационном опробовании задирковый метод опробования не применяют. В этих случаях он обычно заменяется другими, более легкими видами опробования.

Задирковое опробование может сопровождаться различными случаями расположения проб; при этом методе опробования также возможно применение секционного опробования. Рассмотрим эти случаи.

1. Если тело полезного ископаемого имеет отчетливые зальбанды, ценные минералы за пределами тела — во вмещающих породах — отсутствуют, а само тело полезного ископаемого обладает достаточной мощностью, задирку проводят лишь по телу полезного ископаемого. Размер задирки определяется мощностью тела полезного ископаемого и высотой забоя.

Заметим, что в этом случае, как и в других, задирковую пробу можно брать не на всю высоту забоя, а лишь на некоторую часть ее, если на всю высоту опробовать забой по каким-либо причинам невозможно.

2. Если в забое выработки обнажается очень тонкая жила, за пределами которой в призальбандовых участках вмещающих пород также наблюдается оруденение, а контакты жилы с вмещающими породами не очень четкие, в задирковую пробу надо включить и тонкую жилу и оруденелые ее зальбанды, ибо в период эксплуатации месторождения селективная выемка рудной жилы и оруденелых зальбандов будет весьма затруднительна или даже невозможна.

3. Если рудная жила обладает достаточной мощностью и сопровождается по контактам висячего и лежащего боков вкрапленными рудами, то возможно проведение секционного опробования, сопровождающегося взятием трех проб: по висячему боку в оруденелой пачке вмещающих пород, по рудному телу и по лежащему боку в оруденелой пачке вмещающих пород. При этом по основному рудному телу берется задирковая проба, а по вмещающим оруденелым приконтактовым зонам часто берутся борздовые пробы во избежание резкого обогащения материала проб за счет откалывания кусочков руды из основного рудного тела; это бывает обычным явлением в случае нечеткого и нерезкого кон-

такта рудного тела с вмещающими породами; подобное же обогащение возможно и при относительно небольшой крепости приконтактных участков жилы.

4. Если забоем выработки обнажаются мелкопрожилковые руды, которые по тем или иным причинам требуется опробовать задирковым методом, по всему забою берут одну задирковую пробу. В этом случае рудой является вся порода, вмещающая рудные прожилки. Следует заметить, что по мелкопрожилковым рудам пробы берутся чаще бороздой.

Случаи, аналогичные перечисленным в пунктах 1, 2, 3, 4, возможны и при опробовании стенок кварцшлагов, орт, штолен и т. п.

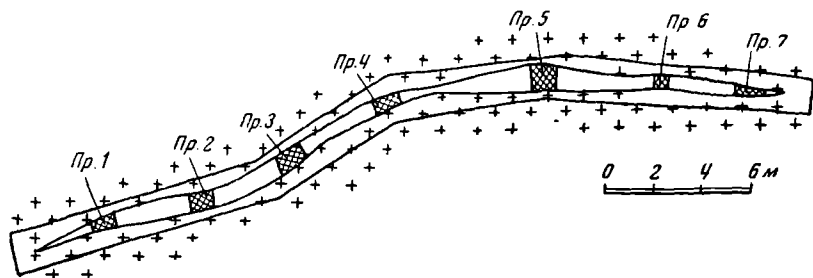


Рис. 26. Расположение задирковых проб (пр. 1—7) в пегматитовой жиле с крайне неравномерным оруденением, залегающей в гранитах (крестики). План канавы

При опробовании дна канав или подземных горизонтальных выработок, а также кровли последних задирковые пробы по жиле возможно брать: 1) через определенные, более или менее равные интервалы (рис. 26), величины которых бывают различными в зависимости от геологических особенностей месторождения, или 2) по всей длине обнаженной канавой жилы, разделенной на секции, каждая из которых опробуется отдельно (сплошное секционнo-задирковое опробование); секции могут быть различных размеров в зависимости от геологических особенностей месторождения; длины секций в одной жиле должны быть по возможности одинаковыми (рис. 27).

Вес задирковых проб зависит от площади опробованного участка, глубины (мощности) задиры и удельного (объемного) веса опробуемого полезного ископаемого. В зависимости от указанных факторов вес задирковых проб изменяется от нескольких десятков или сот килограммов до 1—2 т. Отбойка задирковых проб представляет собой трудоемкую операцию, поэтому взятие задирковых проб обходится несравненно дороже, чем бороздовых.

В связи с этим опробование задирковым методом может быть рекомендовано лишь в том случае, когда другие, более легкие методы опробования не могут дать надежных результатов.

СУСН учитывает следующий основной состав работ, который нужно провести при отбойке задирковых проб: подготовка ин-

струментов и снаряжения; передвижение к месту работ и между опробуемыми забоями; осмотр и расчистка мест взятия проб с отбойкой и разборкой породы; выравнивание поверхности забоя в местах отбора проб; оконтуривание площади задирки; растилка и свертывание брезентов; отбойка проб; зачистка и замер

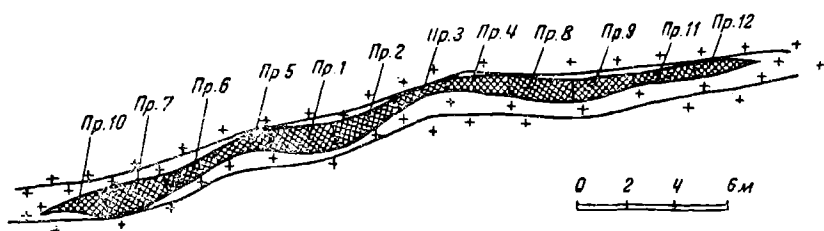


Рис. 27. Задиrkовое сплошное секционное опробование (Пр. 1—12) тела полезного ископаемого (сетка), залегающего в гранитах (крестики). План канавы

поверхности задирок; сбор проб, этикетирование и навязка бирок; одновременная геологическая документация; переноска проб к месту временного складирования.

### 3. Опробование валовым методом

Валовое опробование заключается в отборе большой по весу пробы. Применяется валовое опробование во многих случаях, когда другие способы опробования не могут дать надежных сведений о количественном содержании и качестве полезного компонента в рудном теле.

Так, например, А. Г. Бетехтин (1932) указывает, что валовое опробование небольших платиноносных дунитовых тел дает более точные сведения, чем бороздовое. Как сообщает А. А. Крениг, по данным валовых проб содержание золота на одном из уральских месторождений в 6—12 раз больше, чем по данным бороздовых проб, так как при очень неравномерном распределении золота в месторождении бороздовое опробование оказалось менее точным в сравнении с валовым.

Опробование грубо- и гигантозернистых пород, как, например, слюдоносных, керамических, берилловых и сподуменовых пегматитов, может производиться только валовым методом, дающим наиболее достоверные сведения о качестве и содержании в породе полезных компонентов. Но и валовое опробование, которое относится к более точному, чем бороздовое или задиrkовое, не всегда дает точные результаты. Получение, в частности, более точных данных опробования некоторых пегматитов, характеризующихся гигантозернистым строением, требует очень большого размера



валовых проб, что практически при разведке месторождений трудно осуществить.

Многие вопросы технологии переработки сырья, обогащения руды, утилизации сопутствующих примесей могут быть разрешены лишь в процессе опытной технологической переработки валовых проб.

При валовом способе опробования и обработке проб решаются следующие задачи:

1. Определение содержания полезных компонентов в теле полезного ископаемого, как, например, калиевых полевых шпатов в керамических пегматитах, мусковита и флогопита в слюдяных месторождениях, берилла в бериллоносных пегматитах, драгоценных камней и пьезооптического сырья в соответствующих месторождениях, иногда платины в платиноносных дунитах, золота в кварцевых жилах, где оно распределяется чрезвычайно неравномерно, олова, вольфрама, монацита, золота, алмаза, пьезокварца в россыпях.

К. Л. Пожарицкий (1947) указывает на рациональность в некоторых случаях опробования валовым методом месторождений редких металлов. Так, например, он говорит, что в случае небольших месторождений, содержащих крупную кустовую вкрапленность касситерита, шеелита или вольфрамита, иногда важно выяснить распределение этих компонентов в отдельных фракциях — богатой, бедной и в «мелочи», получаемых при ручной рудоразборке. Это дает возможность определить, из какой фракции какое количество ценного металла можно получить, что позволяет наметить пути использования месторождения и установить возможность добычи концентрата.

От каждой полученной при рудоразборке фракции отбираются в небольшом количестве валовые пробы, по которым после их обработки устанавливается химическим анализом содержание металла. К. Л. Пожарицкий указывает также, что валовой метод опробования с целью определения состава полезного ископаемого применяется при разведке гнездовых месторождений со спорадической вкрапленностью рудных минералов (например, некоторые месторождения шеелита, гнездовые скопления платины в дунитах и т. п.). «В таких небольших месторождениях нередко слишком велика неправильность распределения 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».

Для определения содержания полезных компонентов в рудном теле проводится систематическое опробование, т. е. пробы берутся по всему рудному телу через определенные интервалы.

2. Определение качества полезного ископаемого, в том числе величины ценных минералов, являющихся полезными компонентами, сортности полезных компонентов (слюды, асбеста, драгоценных камней и т. п.). Сортность полезного ископаемого, размеры его кристаллов и т. п. в большинстве случаев устанавливаются при определении содержания полезных компонентов в теле полезного ископаемого путем опробования последнего валовым способом.

3. Решение технологических вопросов, как, например, установление наиболее рациональных способов обогащения минерального сырья, его переработки, утилизации сопутствующих примесей.

Для решения технологических задач необходимо взять валовую пробу так, чтобы она как можно точнее представляла собой химический и минералогический состав, сортность руды, а также была бы представительной по кусковатости, относительно распределению слагающих компонентов по фракциям и т. п. С этой целью валовая проба берется или из какой-нибудь наиболее типичной выработки, или составляется путем взятия и последующего смешения ряда валовых проб, характеризующих собой различные разновидности руд.

4. Контроль результатов опробования, проведенного другими методами, или использование валовых проб в качестве эталонных при проведении экспериментальных исследований для выбора наиболее рациональных способов опробования. Точность результатов опробования в последнем случае может быть получена лишь при условии, если материал валовой пробы не будет засоряться обломками безрудных вмещающих пород, разубоживающими пробу, что возможно только тогда, когда выработка находится целиком в рудном теле.

5. Определение объемного веса минерального сырья путем взятия пробы этого сырья с последующим определением ее веса  $Q$  и объема  $V$  в целике и вычислением объемного веса  $d$  по формуле:

$$d = \frac{Q}{V}.$$

Путем сопоставления объемного веса с удельным весом минерального сырья  $q$  можно определить коэффициент пористости  $k_{\text{пор}}$ :

$$K_{\text{пор}} = \frac{q}{d}.$$

Валовое опробование с целью определения значений объемного веса и коэффициента пористости минерального сырья проводится для разных его сортов и в достаточном для этого количестве.

6. Определение коэффициента разрыхления полезного ископаемого или породы  $k_{\text{раз}}$  путем взятия валовой пробы с последующим определением ее объема в разрыхленном состоянии  $V_{\text{раз}}$  мерными ящиками и в монолите  $V_{\text{мон}}$ :

$$k_{\text{раз}} = \frac{V_{\text{раз}}}{V_{\text{мон}}}.$$

7. Определение кусковатости полезного ископаемого по фракциям, соотношения этих фракций и содержания в них полезных и вредных компонентов, что имеет важное значение при разведке месторождений фосфоритов, железных руд, флюорита и ряда других полезных ископаемых.

Валовые пробы обычно берутся непосредственно при проходке выработок во время предварительной или детальной разведки месторождения, а также во время проведения горно-подготовительных и иногда очистных работ.

Отбор валовых проб производится в процессе продвижения забоя на 1—2—3 м. Вся добытая при этом масса является пробой. Если сечение выработки принять в среднем равным 4 м<sup>2</sup>, то объем пробы при двухметровом интервале опробования составит 8 м<sup>3</sup>; при объемном весе 2,5—3,5 вес пробы должен составить 20—28 т.

Обработка такой пробы требует больших затрат сил и средств. Чтобы уменьшить расходы на обработку валовых проб, часто, особенно на рудных месторождениях, непосредственно после взятия они подвергаются предварительному сокращению. Сокращение пробы производится путем перелопачивания ее, т. е. в пробу отбирают, например, каждую вторую, пятую или десятую лопату, отбрасывая все лишнее в отвал. Пробы сокращают нередко погрузочно-разгрузочным сосудом (вагонеткой, бадьей, тачкой) по тому же принципу. Часто обработке подвергается полностью вся проба. Это бывает, например, при опробовании слюдяных месторождений, где по пробам путем отбора кристаллов мусковита промышленного размера определяют содержание слюды на единицу объема.

В некоторых случаях, при разведке слюдяных месторождений, нередко проходят эксплуатационные карьеры. При этом вся добытая масса пегматита со слюдой используется в качестве пробы. Объем проб при таком опробовании достигает десятков и даже сотен кубических метров.

При проведении систематического опробования валовым методом для подсчета запасов валовые пробы берутся или непрерывно по всему рудному телу, например с каждых двух метров проходки выработки, или через какие-то принятые определенные интервалы, например через 2—5 м.

Интервалы опробования при валовом опробовании при прочих равных условиях бывают обычно более значительными в сравне-

нии с интервалами при бороздовом или задишковом опробовании, так как сами по себе правильно взятые валовые пробы дают более надежные результаты, чем бороздовые или задишковые. Степень разрежения валовых проб определяется в зависимости от геологических условий для каждого месторождения отдельно с учетом также и других, например экономических, факторов.

При опробовании сравнительно маломощных рудных тел (не более 1—2 м) в канаве, вскрывающей рудное тело вкрест простираения, берется одна проба. Если же рудное тело имеет более значительную мощность, как, например, многие слюдоносные пегматиты Патомского нагорья, то валовые пробы из поперечных канав, подобно опробованию, проводимому в штреках или штольнях, могут браться по секциям непрерывно по всей мощности или в случае однородного сложения рудного тела — через определенные интервалы.

При опробовании кварцшлагов и орт валовые пробы отбираются так же, как и в канавах, либо в виде одной пробы, либо секционно в зависимости от мощности и строения полезного ископаемого.

Валовые пробы с целью разрешения технологических задач должны быть отобраны в участках, наиболее представительных в отношении характера и типа оруденения.

Это необходимо для получения достаточно точной и полной характеристики всего месторождения, отдельного его участка или отдельного типа и сорта минерального сырья.

Метод валового опробования является незаменимым при проведении технологического опробования или опробования, проводимого для каких-либо экспериментальных целей. Так как валовые пробы отбираются одновременно с проходкой горной выработки, то процесс пробоотбора не задерживает горнопроходческие работы, как это имеет место при задишковом или бороздовом опробовании, проводимом в забоях выработок. В этом преимущество валового опробования перед задишковым и бороздовым; его отрицательной стороной является значительная затрата времени и средств на обработку больших проб и их транспортировку.

При отборе валовых проб из массива СУСН предусматривает нормы затрат рабочей силы в бригадо-сменах на отбор 1 м<sup>3</sup> пробы в различных по крепости породах для следующих случаев:

1. Отбор валовых проб из массива.
2. Отбор валовых проб из массива с дополнительной рудоразборкой, породоразборкой и отбором проб из выделенных фракций (с выделением ценных минералов, кристаллов и штучных образцов).
3. Отбор валовых проб из массива с дополнительным грохочением и отбором проб из выделенных классов крупности.
4. Отбор валовых проб из слюдяных жил с рудоразборкой и определением выхода слюды-сырца на горную массу.

5. Отбор из массива валовых проб руд редких металлов с рудоразборкой и выборкой (отбойкой) редких минералов и кристаллов из продуктов рудоразборки.

Взятые валовые пробы во всех случаях, кроме первого, подвергаются дополнительным операциям — грохочению или рудоразборке, которые проводятся вслед за отбойкой пробы.

При отборе валовых проб производятся следующие работы: оборудование разборочной площадки и устройство откаточных путей; подноска инструмента и тары; осмотр и расчистка забоя, проведение горных работ (отбойка породы); дробление крупных кусков горной массы и ее сокращение; погрузка пробы в тару — вагонетки или тачки; взвешивание пробы; упаковка пробы, этикетирование и одновременная геологическая документация.

#### 4. Шпуровое опробование

Шпуровое опробование заключается в отборе из шпура перфораторного или ручного бурения пробы, представляющей собой буровую муку (пыль) или буровой шлам.

Взятая из шпура проба по своему характеру больше всего приближается к бороздовой пробе, но, в отличие от последней, дает более точные данные, так как шпур в сравнении с бороздой имеет более правильные и выдержанные размеры и форму, что в известной мере предопределяет большую точность этого метода.

Шпуровые пробы в очень редких случаях могут быть расположены в направлении мощности тела полезного ископаемого, где изменчивость свойств последнего наибольшая. Обычно горнопроходческие шпуры бывают ориентированы под каким-то углом к этому направлению. Расположение шпуров вкрест простирания тела полезного ископаемого возможно при проходке выработок, идущих вкрест его простирания. В связи с этим отбор шпуровых проб из ортов, квершлагов и поперечных штолен является наиболее благоприятным условием.

Шпуровое опробование может быть применено при опробовании мощных тел полезных ископаемых, когда шпуры не могут достигать вмещающих пород и тем самым разубоживать пробу. Обычно шпуровое опробование может быть рекомендовано для равномерно вкрапленных или массивных руд, как, например, руд некоторых полиметаллических и медно-колчеданных месторождений. Однако и в подобных случаях шпуровое опробование может являться скорее подсобным и должно проводиться в комбинации с другими методами опробования, так как при опробовании забоев выработок, идущих по простиранию рудного тела, шпуры не могут быть заданы в направлении наибольшей изменчивости свойств рудного тела (т. е. по мощности его).

При разведке мощных тел полезных ископаемых, когда они не вскрываются горными выработками на всю мощность, шпуро-

вое опробование при благоприятных геологических условиях залегания месторождения может быть успешно применено для оконтуривания этих тел (см. рис. 10), что заменит проходку дорогостоящих ортов и квершлаггов.

Результаты анализов шпуровых проб могут сопровождаться систематическими ошибками: когда ценные минералы, весьма хрупкие, свободно выкрашиваются при бурении шпура и обогащают пробу; когда в теле полезного ископаемого развиты жилки различной твердости, которые могут в зависимости от их состава обогащать или разубоживать пробу.

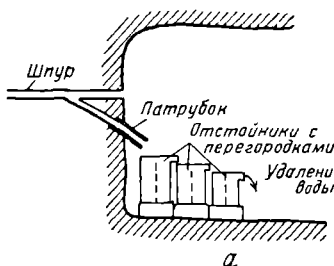


Рис. 28. Улавливание шлама и мути в отстойниках с помощью патрубка

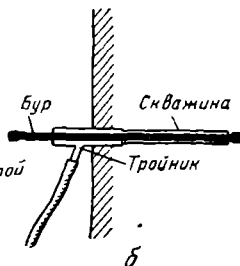


Рис. 29. Тройник со шлангом для отвода воды со шламом

Указанные погрешности, связанные с выкрашиванием ценных или неценных минералов, обогащающих или разубоживающих пробу, однако, всегда ниже, чем при бороздовом способе опробования, где выкрашивание минералов более значительное.

Существует мокрое (с промывкой) и сухое (без промывки) шпуровое опробование. В первом случае пробой является шлам; во втором случае пробой является шпуровая мука (пыль).

Сбор шлама осуществляется через отстойники, представляющие собой систему последовательно составленных сосудов разной высоты, вода в которых переливается из одного в другой по мере их заполнения (рис. 28). Для отвода буровой мути из шпура (или скважины) под углом к шпуру, предназначенному для опробования, дополнительно пробуривают небольшой шпур, в который вставляется патрубок с резиновым шлангом; через этот патрубок поступает шлам. Может также применяться специальный патрубок — тройник со шлангом для отвода воды со шламом (рис. 29).

По данным А. Г. Бутвиловского и В. К. Левицкого (Д. А. Зенков, 1941), применение с этой целью патрубка на Никитовском ртутном месторождении при диаметре скважин 55—57 мм, внешнем диаметре патрубка 55 мм и внутреннем 45 мм позволило улавливать до 90—100% шлама, а в трещиноватых породах — до 70% шлама.

При ручном шпуровом опробовании сбор шлама производится специальными ложечками. Нужно следить, чтобы он не загрязнялся посторонним материалом и не разбрызгивался из шпура. Для этого устье скважин обычно закрывают фанерной дощечкой, куском резины или железным листом, в которых имеется отверстие для бура.

Буровая пыль или мука собирается из шпура несколькими способами. Можно указать способ, примененный В. И. Смирновым на полиметаллическом месторождении Южного Приморья в 1932 г. Для сбора пробы там употреблялась железная труба с раструбом и холщевым мешком на другом конце. В раструбе имелось специальное отверстие для бура (рис. 30).

Сбор шпуровой муки можно производить и просто в матерчатый мешок, в котором делается отверстие с резиновой прокладкой для бура. Во время бурения мешок закрепляется у устья шпура.

Иногда сбор муки производится в ящики или брезент; ящик при этом ставится у опробуемого шпура, а брезент расстилается у забоя. Эти два последних способа сбора муки могут привести к неверным результатам ввиду значительных потерь пробы от распыления. Особенно велики эти потери при бурении с продувкой шпуров.

При шпуровом перфораторном опробовании бурить шпуры рекомендуется без продувки, а сбор муки вести ложечками. Для этого отверстия буров, в нижней их части (в головке) или в верхней, забиваются свинцом.

Количество улавливаемой буровой муки или пыли при шпуровом опробовании составляет 70—95%. В трещиноватых породах потери могут быть более значительные.

Кроме перечисленных способов, для улавливания буровой муки существуют специальные пылеуловители.

Устройство таких пылеуловителей показано на схеме, предложенной Д. А. Зенковым (рис. 31), и заключается в том, что воздух с пылью из скважины (шпура) всасывается через тройник и специальный шланг, соединенный с компрессором, в сосуд с фильтром для задержания пыли.

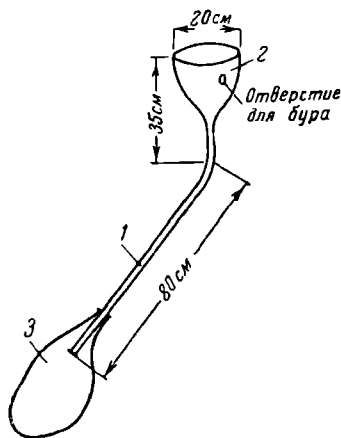


Рис. 30. Железная труба 1 с раструбом 2 и мешком 3 (на противоположном конце) для улавливания шпуровой пыли (по В. И. Смирнову)

Глубина шпуров при ручном бурении обычно не превышает 1—1,5 м; при бурении перфораторами шпуров имеют глубину 7—8 м, а специальными колонковыми перфораторами с применением свертываемых буров бурятся шпуров глубиной 50—70 м.

Глубокие шпуровые скважины опробуются секционно; длина секций принимается равной 1—2 м. При внимательном бурении опытный бурильщик достаточно точно может отбивать границы между различными литологическими или петрографическими разностями пород с различной крепостью и в связи с этим различной буримостью. Это же можно сделать и по различной окраске получаемого шлама, если проводить тщательное наблюдение за последним.

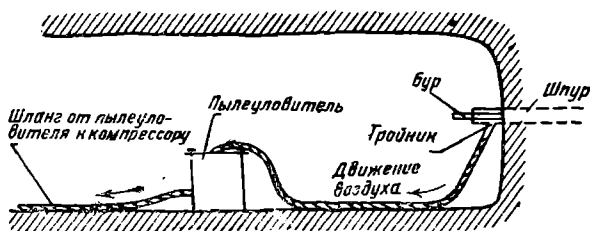


Рис. 31. Схема улавливания буровой пыли при помощи пылеуловителя (по Д. А. Зенкову)

Таким образом длина секций при отборе проб в отдельных случаях может быть определена в зависимости от состава разбуриваемого тела полезного ископаемого. Все же строгое проведение секционного опробования при шпуровом опробовании в зависимости от вещественного состава минерального сырья или сортов последнего весьма затруднительно, а во многих случаях и невозможно.

Длинные шпуров-скважины широко применяются при подземной разведке мощных залежей и при поисках слепых жил и новых рудных гнезд в месторождениях метасоматического типа, сопутствующих основному рудному телу. В зависимости от геологических особенностей месторождения шпуров-скважины могут быть пробурены горизонтально, вертикально и наклонно. Расположение шпуров бывает параллельное или веерообразное.

*Способы составления проб.* При составлении пробы в случае проходки в забое нескольких специальных опробовательских шпуров можно по каждому шпуров вести отдельно сбор пыли (или шлама) и этот материал принимать за отдельную пробу, или по всем шпуров собранную шпуровую пыль (или шлам) объединять в одну общую пробу. Можно также пробу составить по всем шпуров, кроме тех, включение шпуровоу пыли которых заведомо может привести к ее обогащению или разубоживанию.

Следует всегда иметь в виду, что направление проходческих шпуров, пробуриваемых для отпалки породы и продвижения за-



оя, определяется горнопроходческими задачами, а не целями проведения шпурового опробования. В связи с этим Д. А. Зенков (1941) совершенно правильно замечает, что «направление проходческих шпуров и взаимоотношение их с элементами залегания рудного тела должны учитываться во всех случаях и приобретать особо важное значение, когда рудное тело обладает заметно выраженной анизотропией свойств. Не меньшее значение имеет и различная пространственная ориентировка скважин одного и того же комплекта».

Всякий выбуриваемый шпур представляет собой правильный удлиненный цилиндр, в котором с каждой единицы длины берутся равновеликие по объему пробы. Ничтожные отклонения в поперечном сечении шпура могут вызываться неоднородным по твердости или хрупкости минералогическим составом тела полезного ископаемого, в связи с чем в участках, сложенных более крупным материалом, шпуры приобретают несколько большее сечение, и наоборот; поэтому в первом случае в пробу поступает относительно больше материала, чем во втором. Однако эти отклонения безусловно не могут существенно влиять на конечные результаты опробования. Таким образом, можно считать, что шпуровое опробование является вполне точным.

Применение шпурового опробования на некоторых полиметаллических, ртутных и никелевых месторождениях подтвердило большую точность указанного метода.

Преимущества шпурового опробования в сравнении с другими методами опробования заключаются в следующем:

1. Бурение шпуров в большинстве случаев осуществляется механическим способом. Иногда шпуровое опробование производится попутно с обуриванием забоев, что не требует специальных затрат на бурение опробовательских шпуров.

2. Опробование шпуров, буриемых с целью проходки выработок, не вызывает значительного замедления в продвижении забоев, поскольку в большинстве случаев процесс бурения этих шпуров совпадает с процессом взятия шпуровой пробы.

3. Так как в качестве пробы служит уже тонкоизмельченная шпуровая пыль или шпуровой шлам, дальнейшие затраты, связанные с ее обработкой, очень незначительны.

4. Техника взятия шпуровой пробы достаточно проста.

5. Шпуровое опробование позволяет оконтурить рудное тело в участках, не вскрытых горными выработками.

К недостаткам шпурового опробования относятся:

1. Невозможность расположения шпуровых проб вкрест простирания тела полезного ископаемого при проходке выработок по его простиранию, которые задаются чаще, чем вкрест простирания.

2. Трудность установления качественно различных участков рудного тела при секционном опробовании.

3. Невозможность опробования тонких жил.

СУСН предусматривает следующий состав работ при отборе шпуровых проб: подготовка и доставка инструмента и снаряжения; передвижение к месту работы и между забоями; осмотр и расчистка забоя; разметка шпуров; расстилка и укрепление брезента; бурение шпуров вручную, чистка скважин, сбор и засыпка буровой муки в мешки; упаковка проб совместно с этикетками и одновременная геологическая документация.

## 5. Точечный метод опробования

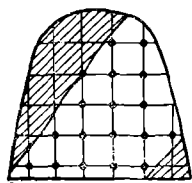
Точечный метод опробования заключается в отборе пробы, состоящей из отдельных кусков полезного ископаемого, отколотых с отдельных участков опробуемой площади.

При отборе проб точечным методом необходимо соблюдать следующие основные условия: 1) отбитые кусочки полезного ископаемого должны быть примерно равны; 2) общее количество отбитого материала пробы должно быть достаточным по весу для качественной характеристики опробуемой площади.

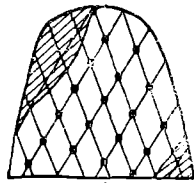
Точечное опробование принято производить по квадратной, прямоугольной, ромбической сетке или по линии, ориентированной перпендикулярно к простиранию тела полезного ископаемого.

Куски пробы обычно берутся из узлов сетки квадрата (рис. 32,а), прямоугольника и ромба (рис. 32,б), реже — из центра.

Наибольшее преимущество перед прямоугольной и тем более квадратной сеткой имеет ромбическая сетка, так как



а



б

Рис. 32. Точечное опробование. Пробы берутся в узлах сетки: а—по квадратной сетке; б— по ромбической сетке

в этом случае опробование производится в шахматном порядке, что обуславливает отбор более значительного количества кусков в направлении мощности. Количество кусков в пробе может быть от 15 до 50.

Сущность точечного опробования по линии заключается в том, что обломки отбиваются либо непрерывно по линии, что отвечает «грубой борозде», либо с какими-то перерывами, что отвечает «пунктирной» борозде. Некоторые колчеданные медные месторождения Урала опробовались методом пунктирной борозды.

Опыт применения точечного метода опробования как по сетке, так и по линии очень небольшой, и твердо установленных данных о весе точечных проб нет. В литературе имеются сведения о том, что при точечном опробовании некоторых месторождений куски брались размером 2—5 см в сечении, а общий вес пробы составлял 2—5 кг.

*Условия применения метода.* Точечный метод опробования может быть использован при разведке месторождений массивной текстуры (например, колчеданные залежи), равномерно вкрапленных руд (например, полиметаллические месторождения скарнового типа) и особенно месторождений с относительно невысокой степенью изменчивости состава (месторождения железных руд, марганца и др.).

Д. А. Зенков (1941) указывает на возможность комбинированного применения бороздовых проб и точечных линейных проб для ряда золоторудных месторождений, обладающих низкой и средней степенью изменчивости содержания металла.

Точечный метод, естественно, выгодно применять при опробовании крепких или весьма крепких руд и пород, где отбойка бороздовых проб затруднительна. Пробы надо брать после отпалки забоев, но до разборки их, что облегчает процесс их отбора.

При опробовании точечным методом необходимо иметь в виду, что этот метод еще недостаточно проверен на практике, в связи с чем его использование требует предварительной проверки другими, более надежными методами, например бороздовым. Лишь после установления, что отклонения результатов точечного опробования от бороздового опробования находятся в пределах допустимых значений (относительная ошибка не должна превышать примерно  $\pm 5\%$ ), можно рекомендовать проведение на месторождении точечного опробования.

Главное достоинство точечного метода опробования заключается в простоте и легкости взятия пробы. Операции по отбору проб не вызывают больших затрат времени и средств.

К недостаткам метода относится сравнительно невысокая его точность, значительно уступающая точности бороздового опробования, в связи с чем точечный метод не имеет большого распространения в практике опробования месторождений полезных ископаемых.

В составе работ по отбору точечных проб СУСН предусматривает: подготовку инструментов и снаряжения; передвижение к месту работ и между опробовательскими забоями; осмотр и расчистку мест взятия проб; разбивку сетки и разметку точек для опробования; выравнивание поверхности забоя в местах отбора проб; расстилку и свертывание брезентов; отбойку проб вручную, раскалывание кусков, сбор проб в мешки, этикетирование и навязывание бирок; чистку брезентов; переноску проб к месту временного хранения; геологическую документацию забоя.

## **6. Горстевое опробование (опробование методом вычерпывания)**

Отбор проб методом вычерпывания применяется при опробовании больших масс минерального сырья, находящегося в отвалах, сложенного в штабели, нагруженного в железнодорожные вагоны или баржи.

Этим методом в последнее время часто пользуются и при опробовании отбитой массы в забоях выработок, однако, как и точечный метод, он не имеет большого распространения в практике разведок месторождений полезных ископаемых. Объясняется это, во-первых, известной новизной горстевого метода опробования и, во-вторых, недостаточно проведенными экспериментальными работами с целью выяснения условий применения этого метода для опробования различных полезных ископаемых.

Основные принципы отбора проб горстевым методом заключаются в следующем:

1. Количество частичных проб должно быть достаточным для составления общей пробы от данного типа полезного ископаемого. Объемы отдельных составляющих проб должны быть примерно равновеликими, если они отобраны от равных по величине участков поверхности минеральной массы.

2. Отбор частичных проб должен быть произведен равномерно по всей поверхности опробуемого навала. Соотношения между крупными и мелкими кусками минерального сырья в пробах должны всегда оставаться примерно такими же, как в самом минеральном сырье, а вес частичной пробы должен быть достаточным для того, чтобы можно было правильно отразить соотношения между крупными и мелкими кусками в минеральном сырье.

*Методика отбора проб.* Горстевой метод опробования заключается в отборе частичных проб, из которых составляется начальная проба. Отбор частичных проб так же, как и при точечном методе опробования, производится по определенной системе, чаще всего с помощью веревочной квадратной сетки, которая набрасывается на отвал. Из центров квадратов или из узлов этой сетки отбираются частичные пробы. Количество и вес проб определяются степенью неравномерности оруденения.

Отбор частичных проб производится каким-либо мерным сосудом (совком, банкой). При крупнокусоватом материале частичная проба составляется из кусочков, отбиваемых от каждого крупного куска минеральной массы. Все частичные пробы объединяются в одну первоначальную пробу.

Вес пробы, отобранной от навала, принимается в зависимости от характера распределения в сырье ценных компонентов равным: при равномерном распределении полезных компонентов 2—3 кг, при неравномерном — 8—10 кг, при крайне неравномерном — 30—50 кг. Соответственно с этим количество частичных проб, входящих в состав первоначальной пробы, изменяется от 10 до 50 при весе каждой из них от 0,2 до 1,0 кг.

Применимость данного метода опробования или переход к более точным методам опробования к отбору проб горстевым способом решается в результате проведения опытных работ путем, например, опробования какого-то участка месторождения различными методами и сопоставления между собой полученных данных.

Горстевое опробование, как указывалось раньше, может успешно проводиться лишь в месторождениях со значительной мощностью тел полезных ископаемых, когда весь забой горной выработки находится в полезном ископаемом и поэтому не происходит разубоживание сырья при отпалке его. В случае, когда отбитая при отпалке масса загрязняется пустыми породами, результаты опробования горстевым методом дают представление не о составе полезного ископаемого, а о составе отбитой массы. Такие данные могут быть интересны при эксплуатации для оценки качества добываемой рудной массы, а не при разведке, где опробование проводится с целью определения содержания полезных компонентов в залежах минерального сырья.

Наиболее точные результаты получаются при опробовании горстевым методом минерального сырья с равномерным или весьма равномерным распределением полезных компонентов. Однако и в месторождениях с высокой неравномерностью в распределении полезного компонента, представленных штокверковыми телами, возможно его успешное применение. Опробование же этим методом месторождений с хрупкими ценными минералами, легко раскрашивающимися при отбойке, может привести к систематической ошибке в связи с раскрашиванием полезных минералов и возможной сегрегацией богатой мелочи.

Опыты по применению данного метода проводились удачно на некоторых ртутных и золоторудных месторождениях. При этом экспериментальное опробование горстевым и другими, более надежными методами, показало близкие результаты, различающиеся не более чем на 10%.

Преимуществом горстевого метода опробования является: простота отбора проб; высокая производительность работ по отбору проб; отсутствие задержки продвижения забоя выработок.

К недостаткам описанного метода опробования надо отнести возможность получения систематических ошибок в случае, например, «недобора» в пробу богатой мелочи или, наоборот, «перебора» ее. Завышение содержания ценных компонентов в минеральном сырье по данным горстевого опробования является наиболее обычным случаем ошибок, на что обратили внимание Н. И. Трушков и Д. А. Зенков.

В состав работ при отборе проб методом вычерпывания входят примерно те же операции, что и при взятии проб точечным методом.

## **7. Опробование способом отбора монолитов**

Метод отбора монолитов применяется при опробовании месторождений каменностроительных материалов, например известняков, мрамора, гранита, сиенита, лабрадорита, туфов и т. п., которые используются в промышленности для сооружения фундаментов строительства и облицовки зданий, мостов и т. д.

Пробы берутся в виде монолитов из целика породы с целью физико-механических исследований их.

Физико-механические исследования проб заключаются в определении способности материала оказывать сопротивление на разрыв в различных направлениях при различных нагрузках, сопротивление на износ, а также в определении устойчивости камня против химического выветривания, в частности окисления.

Процесс отбора монолитов породы из целиков сопровождается проведением клиньевых работ или выбуриванием шпуров с последующим применением клиньевых работ. После отбойки монолиты подвергаются обработке, заключающейся в обколке для придания им определенной формы и требуемых размеров. При отборе монолитов обуривание пород обычно производится вручную.

При опробовании месторождений каменностроительных материалов СУСН предусматривает отбор монолитов размером  $20 \times 20 \times 20$  и  $30 \times 30 \times 30$  см; в состав работы при этом входят следующие операции: расчистка места выемки монолитов; одноручное бурение шпуров по периметру отделяемого монолита; разбуривание и скалывание породы клиньями, кувалдами за периметром монолита для обнажения боковых поверхностей его; подбуривание монолита в плоскости подошвы; закладка пунчетов и клиньев и забивка их для отделения монолита от массива по вертикальной плоскости и по подошве; отваливание монолита; прикрепление его к тросу; транспортировка монолита к месту его обработки; окалывание и тассировка монолита — сбой излишней массы и придание ему правильной геометрической формы; маркировка и упаковка монолита; погрузка монолита на транспорт; геологическая документация.

## 8. Контрольное опробование

Контрольный отбор проб производится одним из наиболее надежных способов пробоотбора для установления величины возможной погрешности, получаемой при основном способе отбора проб.

Контрольное опробование особенно необходимо при разведке новых месторождений или новых рудных тел со сложным вещественным составом, строением и текстурой.

Наиболее часто контрольному опробованию подвергаются месторождения, где отбор проб проводился недостаточно надежными методами, например точечным или шпуровым методом.

При бороздовом опробовании контрольное опробование часто проводится отбором проб широкой бороздой. При опробовании маломощных жил контрольное опробование целесообразнее проводить задирковым методом.

Для получения более надежных данных контрольного опробования пробы должны браться в достаточном по весу количе-

стве и с той же или бóльшей густотой, с какой проводилось основное опробование. При контрольном опробовании повторному опробованию желательно подвергнуть отдельную выработку или даже блок по оконтуривающим его выработкам. Для месторождений с выдержанным характером минерализации допустимо взятие 20—25 контрольных проб; в других случаях при более сложном составе полезного ископаемого и резкой его изменчивости такое количество контрольных проб может оказаться недостаточным.

Результаты контрольного опробования сравниваются с результатами основного опробования, что позволяет установить наличие или отсутствие систематической ошибки основного опробования и сделать заключение о надежности применяемого метода. При невозможности устранения систематической ошибки метод опробования, выбранный в качестве основного, заменяется другим.

### **9. Определение расстояний между пробами**

При характеристике отдельных методов опробования было указано, что в зависимости от минералогического состава различных участков тела полезного ископаемого в забоях выработка иногда необходимо брать две или три бороздовые пробы, которые могут быть объединены в одну пробу или могут представлять собой совершенно самостоятельные пробы. При опробовании забоев шпуровым методом шпуровая мука или шлам может собираться из нескольких шпуров, распределение и направление которых часто определяется горнопроходческими задачами. Забойные задирковые пробы могут также состоять иногда из нескольких секций. При точечном опробовании, как и при опробовании горстевым методом, позабойная проба составляется из нескольких частичных проб.

Во всех перечисленных выше случаях речь шла о характеристике тела полезного ископаемого в каком-то одном определенном сечении. Возникает вопрос, какова должна быть густота и плотность подобных сечений, чтобы можно было получить надежные данные для оценки качества минерального сырья всего месторождения или отдельного его участка. Иными словами, каковы должны быть расстояния между местами взятия позабойных проб, т. е. каковы должны быть интервалы опробования забоев независимо от того, какое количество проб взято в этих забоях (отдельных сечениях)? Отчего зависит выбор того или иного расстояния при взятии позабойных проб?

#### ***Факторы, влияющие на выбор интервалов опробования***

Определенные интервалы опробования обуславливают, во-первых, ту или иную точность данных опробования, во-вторых, затраты на опробовательские работы. При массовом взятии проб затраты на отбор проб, их обработку и аналитические исследова-

ния весьма большие. Рациональное сокращение количества проб, уменьшение плотности опробования значительно удешевляют и ускоряют разведочные работы.

Рассмотрим, чем же определяется плотность (или густота) опробования. Можно отметить несколько факторов, влияющих на выбор интервалов опробования, а именно:

1. Степень неравномерности распределения анализируемых компонентов в полезном ископаемом. При опробовании месторождений каменных углей, железных руд, медно-колчеданных линз или золото-кварцевых жил интервалы опробования берутся неодинаковые; так, для каменных углей они значительно больше, чем, например, для золото-кварцевых жил. Различные интервалы опробования принимаются при опробовании полезных ископаемых в зависимости от степени изменчивости содержания полезных компонентов, размеров выделения его минералов и особенностей распределения последнего в теле полезного ископаемого, определяющих представительность результатов опробования.

Под представительностью результатов опробования принято понимать степень соответствия содержания компонента в каждой рядовой пробе его истинному содержанию на участке, освещаемом этой пробой, или, если по участку или блоку взято несколько проб, — степень соответствия среднего содержания компонента, установленного по данной группе проб и распространяемого на участок или блок, среднему содержанию компонента по данному участку или блоку тела полезного ископаемого.

Представительность результатов опробования может изменяться в довольно широких пределах. Она будет ниже, если полезный компонент образует скопления неправильной формы, спорадически распределенные в теле полезного ископаемого, и, наоборот, выше, если определяемый компонент образует в этом теле сравнительно равномерную вкрапленность.

В месторождениях с равномерным выдержанным распределением ценных компонентов содержание полезного компонента в каком-либо сечении (например, по штреку, восстающему) изменяется между соседними пробами обычно в сравнительно небольших пределах и незначительно колеблется около какого-то среднего уровня. В таком случае сравнительно небольшое количество проб, взятых в сечении (по штреку, восстающему и т. п.), дает возможность с достаточной точностью установить среднее содержание полезного компонента на каком-то определенном участке.

Если и по другим сечениям, оконтуривающим блок, резких отклонений между результатами соседних проб не имеется, то средние значения содержания компонента, полученные с суммы этих сечений, можно распространить на значительное расстояние за пределы опробованных контуров, не опасаясь резкого отклонения от истинного содержания компонента. К таким могут



быть отнесены месторождения глини, известняков, каменных углей, горючих сланцев, железных руд типа Криворожских месторождений, марганца типа Никопольских или Чиатурских и др., т. е. в большинстве своем осадочные или осадочно-метаморфические месторождения. В подобных месторождениях даже при неравномерном распределении «контурных» проб по выработкам, оконтуривающим блок, представительность средней пробы будет примерно такой же, как и по отдельным контурным пробам.

В месторождениях с менее равномерным распределением полезного компонента, в которых часто встречаются богатые и бедные участки различного размера, чередующиеся между собой, среднее содержание может быть представительным лишь в том случае, если оно определено по более плотной сети проб, взятых по выработкам, оконтуривающим блок тела полезного ископаемого. Но при распространении среднего содержания проб, вычисленного по оконтуривающим блок выработкам, на всю площадь блока возможны более значительные отклонения, чем в месторождениях с равномерно выдержанным распределением ценных компонентов, так как внутри блока могут оказаться крупные обогащенные или обедненные участки, не вскрытые контурными выработками. К таким могут быть отнесены месторождения редких металлов, золота и др.

В месторождениях с резко изменчивым распределением полезного компонента возможны случаи, когда среднее содержание, вычисленное по любому опробованному сечению или по оконтуривающим блок выработкам, окажется мало представительным или совсем непредставительным, даже если эти пробы будут взяты по очень уплотненной сетке, так как в любом другом сечении по пробам будут получаться новые значения среднего содержания, резко отклоняющиеся от предыдущего. К таким могут быть отнесены некоторые месторождения редких металлов с крайне неравномерным оруденением, месторождения рудного золота, киновари, слюды, сподумена, берилла и др.

По представительности результатов опробования месторождения различных полезных ископаемых можно разделить на несколько групп таким образом, что густота опробования каждой группы будет в основном одинаковой.

2. Степень изменчивости мощности тела полезного ископаемого. При значительных и частых изменениях мощности тела полезного ископаемого по простиранию и по падению надо стремиться брать пробы таким образом, чтобы ими были охарактеризованы все участки этого тела, различные по мощности, например раздувы и пережимы. В практике геолого-разведочных работ известны многочисленные случаи приуроченности обогащенных участков жил к раздувам или, наоборот, к пережимам.

3. Заданная точность опробования, определяющаяся целевым назначением работ и обуславливающая детальность разведок. Разведка и опробование месторождения с целью выяснения за-

пасов высоких категорий требуют более густой сети разведочных выработок и проб, чем те, которые проводятся с целью выяснения запасов более низких категорий.

4. Размер тела полезного ископаемого. Чем больше протяженность тела полезного ископаемого по простиранию и падению и чем больше его мощность, тем относительно более редкой сетью оно может быть опробовано, так как общее количество проб в этом случае будет все же значительно и позволит получить достоверные сведения о среднем составе минерального сырья в целом по всему месторождению.

5. Применяемый метод опробования. Естественно, что валовые или задиrkовые пробы, дающие более точные данные, могут отбираться через большие интервалы, чем бороздовые пробы. Однако слишком большой разницы в размерах интервалов опробования в этих случаях быть не может.

В заключение характеристики факторов, которые должны учитываться при определении расстояний между пробами, следует отметить, что математической зависимости между ними и густотой сети опробования не установлено. Определение густоты сети опробования чаще всего производится эмпирическим путем или методом аналогий. Выбор наиболее рациональных расстояний между пробами устанавливается экспериментально-производственными исследованиями и сравнительным анализом данных разведочных, подготовительных и очистных работ по отдельным блокам. На этом мы несколько подробнее остановимся ниже, после рассмотрения ряда отдельных примеров.

При разведке и эксплуатации месторождений полезных ископаемых наиболее широко применяется бороздовое опробование, реже валовое и еще реже задиrkовое. Остальные методы опробования применяются еще более редко.

Рассмотрим некоторые примеры, касающиеся применения различных интервалов опробования при наиболее употребительных — бороздовом и валовом — методах опробования.

Начнем с бороздового опробования, проводимого в процессе детальных разведок и очистных работ.

1. При разведке полиметаллических месторождений позабойные пробы в разведочных и горно-подготовительных выработках, заданных по простиранию рудного тела, чаще всего берутся через интервалы 2—4 м, в очистных выработках — через 5—10 м по простиранию рудного тела.

Такой же примерно интервал опробования принимается для медных, мышьяково-арсенопиритовых, колчеданных и других подобных месторождений. В случае крайне неравномерного оруденения в медных месторождениях интервал опробования при детальных разведках уменьшается до 1—2 м.

2. При разведке молибденовых, вольфрамовых, оловянных и золотоносных (коренных) месторождений позабойные пробы берутся примерно с каждых 1,5—2 м проходки разведочных или

горно-подготовительных выработок, заданных по простиранию или по падению тела полезного ископаемого, и с каждых 4—6 м проходки очистных выработок.

3. При опробовании сульфидных месторождений никеля пробы берутся с каждых 1,5—2,5 м проходки разведочных выработок, вскрывающих месторождение по простиранию, и с каждых 4—8 м проходки очистных выработок.

4. Опробование месторождений бокситов проводится по более значительным интервалам. Например, в штреках пробы берутся примерно на расстоянии 10—20 м одна от другой при разведках месторождений геосинклинального типа и через 10 м при разведках месторождений платформенного типа.

5. При опробовании месторождений марганца осадочного генезиса, типа Чиатурского, пробы берутся во время проведения эксплуатационных разведок по горно-разведочным выработкам (штрекам) через каждые 10—15 м.

6. При опробовании месторождений железных руд пробы берутся по горным выработкам (штрекам и штольням) примерно через 10—20 м одна от другой в зависимости от типа месторождений. Более значительные интервалы опробования принимаются в месторождениях, относительно выдержанных по распределению полезных компонентов (Кривого Рога, Керченского полуострова, Хаперского бассейна); сравнительно небольшие интервалы опробования принимаются в месторождениях, мало выдержанных по распределению полезных компонентов (Тульского или Липецкого бассейна).

Приведем теперь несколько примеров применения различных интервалов опробования при валовом опробовании, проводимом в процессе детальных разведок и очистных работ на месторождениях полезных ископаемых.

1. При проведении глубинной разведки слюдяных месторождений, которая обычно осуществляется попутно с разработкой месторождения, пробы по горным выработкам (штрекам или штольням), идущим по простиранию слюдоносных жил, чаще берутся непосредственно после каждой отпалки, что соответствует проходке штрека или штольни в 1,0—1,5—2,0 м. В случае, когда горно-подготовительные выработки не вскрывают слюдоносную жилу на полную мощность, проходятся орты, которые задаются из таких выработок через каждые 10—15 м.

При проведении предварительной разведки, как мы видели выше, валовые пробы берутся из канав, которые для прослеживания жил задаются по их простиранию через интервалы 10—15—20 м.

Примерно так же по канавам опробуются месторождения керамических и других пегматитов.

2. При проведении глубинной разведки асбестовых месторождений пробы по горным выработкам берутся или задирковым ме-

тодом, или широкой бороздой. Расстояния между отдельными пробами по штрекам допускаются в пределах 8—10 м.

3. При опробовании месторождений берилла, пьезокварца, сподумена и т. п. в стадию предварительных разведок валовые пробы берутся из горных выработок (канав или шурфов) примерно через 10—15 м одна от другой по простиранию жилы.

*Методика определения интервалов опробования.* Наиболее рациональное расстояние между точками опробования определяется методом разряжения, основанным на экспериментально-производственных исследованиях. Некоторые геологи, в частности Д. А. Зенков (1941), для определения интервалов опробования рекомендуют метод вариационного исчисления, о котором будет сказано ниже.

Метод разряжения заключается в том, что для разведанного блока, выработки или ее части, по которым были подсчитаны средние содержания полезного компонента при вполне достаточной по густоте сетке опробования, вычисляется среднее содержание полезного компонента по той же, но разряженной вдвое или втрое сетке опробования. Средние содержания полезного компонента сравниваются между собой. Отклонения результатов вычисленных значений среднего содержания в пределах допустимого позволяют производить дальнейшее опробование данного месторождения по более разряженной сетке.

При комплексном составе руды указанные подсчеты производятся для каждого компонента отдельно. Этим самым устанавли-

Таблица 2

**Результаты опробования горных выработок Кукисвумчорского апатитового месторождения по полной и разряженной сеткам проб**

Опробованная выработка	Полное число проб	Среднее содержание $P_2O_5$ (в условных единицах)		
		по полному числу проб	пробы через одну	
			четный ряд	нечетный ряд
Штрек № 3 (горизонта 446 м) . . . . .	63	186	186	186
« № 1 ( « 473 м) . . . . .	70	240	238	—
« № 3 а ( « 446 м) . . . . .	81	197	194	200
« № 3 (от кваршлага № 13) . . . . .	82	305	302	—
« № 3 . . . . .	49	293	280	306
Кваршлаг № 13 . . . . .	64	274	272	276
Обходной штрек рудного двора (горизонта 474 м) . . . . .	29	269	268	271
Обходной штрек рудного двора (горизонта 446 м) . . . . .	45	246	242	249
Кваршлаг № 2 . . . . .	41	251	248	254

вливается, при какой густоте сетки проб имеется возможность анализировать пробы на отдельные компоненты.

К. Л. Пожарицкий приводит пример (табл. 2) подсчета среднего содержания  $P_2O_5$  в руде по выработкам Кукисвумчорского апатитового месторождения по полной и разряженной сетке проб; при этом он устанавливает, что сеть опробования, разряженная вдвое, вполне обеспечивает необходимую точность опробования.

Определение рациональных расстояний между точками взятия проб приобретает особо важное значение лишь при разведке неравномерных или крайне неравномерных руд, где пробы обычно берутся по густой сети. К таким месторождениям, в частности, может быть отнесено большинство месторождений золота, редких металлов и ряда других полезных ископаемых.

При определении рациональной густоты опробования экспериментальные подсчеты обычно проводятся по пробам, взятым или по штреку в жильных месторождениях, или по штольне, вскрывающей по простиранию тело полезного ископаемого. Для получения более надежных результатов необходимо, чтобы при эксперименте было использовано не менее 50—70 индивидуальных проб, обработка которых по методу разряжения позволяет дать более или менее достоверные сведения. При недостаточном количестве проб отклонения средних величин по четным и нечетным рядам от общей средней величины будут значительны. Эти отклонения всегда больше, чем отклонения в рядах с большим количеством проб. Чем больше ряд (т. е. чем больше проб в ряду), тем меньше разница в средних величинах разряженных рядов от общей середины плотного ряда.

Таблица 3

**Расстояния между пробами для различных групп месторождений**

Группы месторождений	Интервалы между пробами в м
I. Месторождения с весьма равномерным распределением полезного ископаемого: углей, горючих сланцев, флюсов, стройматериалов, цементного сырья, серы, солей, фосфоритов, некоторых железных и марганцевых руд . . . . .	50—20
II. Месторождения с равномерным распределением полезного ископаемого: серы, некоторых солей, глин, каолинов, железных руд (Липецкие и Тульские), марганцевых руд (Чиатурские и Никопольские), бокситов, железных руд Кривого Рога и КМА . . . . .	15—4
III. Месторождения с неравномерным распределением полезного ископаемого: меди, полиметаллов, никеля, вольфрама, молибдена, золота . . . . .	4—2,5
IV. Месторождения с весьма и крайне неравномерным распределением полезного ископаемого: олова, вольфрама, молибдена, золота и др. . . . .	2,5—1,0

Многочисленные опытные данные позволяют установить необходимую густоту сети опробования на месторождениях того или иного полезного ископаемого, которая бы давала возможность получить надежные исходные данные для оценки качества руды.

В табл. 3 приводятся примерные расстояния между точками взятия проб при опробовании горно-разведочных выработок для различных групп месторождений большого площадного развития или крупных по размеру.

## 10. Объединенные пробы

Экспериментальными исследованиями установлено, что во многих случаях возможно объединение двух, трех или даже четырех позабойных соседних (взятых через 2—4 м) проб в одну пробу, которая с надлежащей точностью будет характеризовать какой-то определенный отрезок тела полезного ископаемого.

Подобное объединение проб проводится с целью сокращения затрат, связанных с их обработкой и аналитическими исследованиями. Это имеет весьма существенное значение особенно тогда, когда на месторождении берутся пробы в массовом количестве и когда аналитические исследования проб представляют трудоемкую операцию.

Пробы в массовом количестве обычно берутся при разведке месторождений с весьма или крайне неравномерным распределением полезного компонента, так как в них интервалы между пробами по горным выработкам (штрекам, штольням) принимаются равными 1—2—3,0 м. К такому типу относятся месторождения золота, редких и некоторых цветных металлов, для которых и рекомендуется составлять объединенные пробы, если по другим условиям такое объединение допустимо.

Объединение проб можно проводить до обработки (до сокращения) проб или после нее.

До обработки проб материал индивидуальных проб, подлежащих объединению, смешивается в одну общую пробу, которая затем обрабатывается обычным методом. Такое объединение может быть осуществлено или непосредственно во время опробования выработок, или позже — в лаборатории. Чаще всего при опробовании забоев объединенные пробы составляются из двух, трех индивидуальных бороздовых соседних проб. Мощность рудного тела для данного участка определяется при этом как среднее значение из длин борозд, взятых по мощности.

Объединение проб после их обработки надо проводить с учетом опробованных мощностей (длин) бороздовых проб, от которых должны быть взяты пропорциональные исходным длинам навески материала проб. Данные анализов составленной таким образом объединенной пробы должны соответство-

вать средним данным анализов индивидуальных проб опробованного участка.

Составление объединенных проб по второму способу можно пояснить следующим примером.

Пусть индивидуальные пробы № 1, 2, 3 и 4, которые подлежат объединению, соответственно имели длины борозд 1,0; 1,5; 0,8 и 2,0 м. После обработки указанных проб конечный вес каждой из них примерно составляет 300 г. При объединении проб

от пробы № 1 нужно взять  $a$  материала пробы;

»	»	№ 2	»	»	$b$	»	»
»	»	№ 3	»	»	$c$	»	»
»	»	№ 4	»	»	$d$	»	»

Эти количества с длинами опробованных участков составляют следующий пропорциональный ряд:

$$a : b : c : d = 1,0 : 1,5 : 0,8 : 2,0.$$

Если, например,  $a = 80$  г, тогда  $b = 120$ ,  $c = 74$  и  $d = 160$  г. Следовательно, вес объединенной лабораторной пробы составит  $a + b + c + d = 434$  г.

Первоначальные размеры длин проб указываются в журнале обработки проб, где должны быть зарегистрированы все эти сведения.

При втором способе объединения проб сохраняются дубликаты индивидуальных проб, по которым, в случае необходимости, можно произвести контрольное определение содержаний полезных компонентов в каждой индивидуальной пробе. Это исключается, если объединение проб производится до их обработки.

При составлении объединенных проб необходимо учитывать следующие основные условия:

1. Пробы можно объединять лишь однотипные, т. е. взятые по одному способу опробования (бороздовые, точечные, задиrkовые и т. д.). Объединение разнотипных проб, например бороздовой с точечной или задиrkовой, недопустимо.

2. Индивидуальные пробы, подлежащие объединению, должны быть взяты примерно через равные интервалы (не более 2—4 м).

3. Объединение индивидуальных проб должно проводиться с учетом геологических особенностей опробованных забоев, а именно: индивидуальные пробы должны характеризовать собой аналогичные по минерализации участки полезных ископаемых.

4. При проведении секционного опробования объединение индивидуальных проб по отдельным секциям возможно лишь для отдельных типов или сортов минерального сырья, четко и закономерно обособленных между собой.

5. Объединение бороздовых, точечных и других проб малых размеров лучше проводить до их обработки, тогда как пробы

больших размеров лучше объединять после обработки, чтобы не усложнять процесс обработки проб.

В заключение следует указать, что любое объединение проб, если оно проведено правильно, не снижает представительности средней пробы. Это доказывается следующим примером.

Пусть  $C_{\text{ср}}$  — среднее содержание металла по пробам 1, 2... $n$ ;  
 $C_1, C_2 \dots C_n$  — содержание металла в каждой из проб 1, 2... $n$   
в отдельности;  
 $n$  — количество проб.

Тогда

$$C_{\text{ср}} = \frac{\sum_1^n C}{n} = \frac{C_1 + C_2 + \dots + C_n}{n}$$

При объединении проб по две эту формулу можно изобразить так:

$$C_{\text{ср}} = \frac{\sum_1^n C}{n} = \frac{\frac{C_1 + C_2}{2} + \frac{C_3 + C_4}{2} + \dots + \frac{C_{n-1} + C_n}{2}}{\frac{n}{2}}$$

Отсюда следует, что объединение проб может смело применяться везде, где это целесообразно. Так как объединение проб сглаживает характер распределения металла в рудном теле, т. е. искусственно уменьшает изменчивость рудного тела в отношении распределения оруденения, то в связи с этим на первых этапах разведки объединять пробы не рекомендуется до тех пор, пока не будут выявлены характер и особенности распределения ценных компонентов.

## 11. Групповые пробы

Групповые пробы составляются из большого количества индивидуальных проб для отдельного участка тела полезного ископаемого, для всего месторождения или для различных сортов и типов минерального сырья.

Обычно групповые пробы составляются после обработки индивидуальных проб путем отбора навесок материала проб пропорционально первоначальному объему, длинам борозд или весам индивидуальных проб. При объединении большого количества проб применим принцип одинаковых навесок, дающих результаты анализов с надлежащей точностью в определении содержаний отдельных компонентов по телу полезного ископаемого или его участку.

Групповые пробы подвергаются всесторонним (полным) аналитическим исследованиям, позволяющим установить наличие или отсутствие сопутствующих полезных или вредных рассеянных компонентов. Такие сопутствующие компоненты не могут быть выявлены при аналитических исследованиях индивидуальных проб.



Групповые пробы могут быть использованы для сравнения со средним содержанием основных полезных компонентов, подсчитанным по индивидуальным пробам. При правильно составленных групповых пробах расхождение в данных не должно превышать 5—10%. Такие результаты были получены, в частности, при проведении вычислений средних содержаний групповых и индивидуальных проб по некоторым полиметаллическим месторождениям Нагольного кряжа.

Групповые пробы могут быть использованы для ориентировочных подсчетов запасов сопутствующих компонентов при отсутствии данных анализов индивидуальных или объединенных проб. По данным анализов групповых проб определяется, например, качественная характеристика железных руд по содержанию серы и фосфора, подсчитываются запасы кадмия, серебра и многих других попутных компонентов в месторождениях комплексного состава.

---

---

## II

### ОПРОБОВАНИЕ ПРИ БУРЕНИИ СКВАЖИН

По буровым скважинам в сравнении с горными выработками в большинстве случаев получают менее полные и точные данные о качестве полезного ископаемого. Это связано со следующим:

1. Буровые скважины при разведке месторождений задаются сравнительно редкой сетью и пересекают месторождение в отдельных разобщенных участках.

2. Пересечение буровой скважиной тела полезного ископаемого строго вкрест его простирания представляет собой частный случай. В связи с этим из буровых скважин не всегда можно взять пробы вкрест простирания тела, т. е. в направлении наибольшей его изменчивости, а следовательно, получить более полные результаты о химическом составе полезного ископаемого. Особенно это имеет место при крутом падении залежей сложной формы, когда их разбуривание проводится наклонными скважинами.

3. При крайне неравномерном распределении ценных компонентов в теле полезного ископаемого буровая скважина ввиду того, что невозможно взять пробу большого веса, особенно при бурении коронками небольшого диаметра, не обеспечивает надежных исходных данных.

4. В связи с истиранием зерна или потерями шлама, что наблюдается при бурении очень часто, в пробу невозможно собрать материал со всего опробуемого интервала, и в случае избирательного характера истирания зерна или больших потерь шлама получают систематические ошибки одного знака.

5. По буровым скважинам невозможно рациональное проведение секционного опробования с учетом текстурных и минералогических особенностей месторождения при отсутствии достаточного выхода зерна.

Чтобы иметь более достоверные результаты опробования буровых скважин, при бурении по полезному ископаемому необходимо стремиться получить более высокий выход зерна, а при недостаточном выходе последнего вести тщательный сбор шлама и мути для составления проб по керну и шламу (с мутью).

При бурении скважины шлам скапливается в шламовой трубе, а муть, изливающаяся через устье скважины при ее промывке, улавливается с помощью специальных отстойников.

## 1. Опробование при колонковом бурении

Пробы при колонковом бурении могут отбираться или от керна, если выход его значительный, или от керна и шлама, если выход керна недостаточный, или только от шлама, если керна при бурении не получается. Наибольшую ценность в отношении опробования представляет керна, наименьшую — шлам с мутью. При дробовом бурении на железорудных месторождениях шлам и муть вообще не опробуются, так как они загрязняются железом при истирании дроби.

Истирание керна, обуславливающее неполный его выход, вызывается различными причинами. Неодинаковая твердость минералов и различная крепость отдельных прожилков или прослоек вызывают истирание менее прочных частей керна при расколе по хрупким минеральным агрегатам или прожилкам. В качестве примера можно указать на примазки и жилки киновари в песчаниках, при разбурировании которых происходит раскалывание керна по рудным примазкам с истиранием киновари. Наличие менее крепких карбонатных прожилков или хрупких сульфидных жилков с галенитом и сфалеритом в кварце приводит к тем же результатам.

Промывка скважины под большим давлением обуславливает размывание мягких и растворимых минералов, особенно солей, а также заклинку керна при дробовом бурении и его раскалывание при заклинке с дальнейшим истиранием.

Опытными данными установлено, что относительное истирание керна резко повышается при бурении скважин коронками меньших диаметров в сравнении с бурением коронками больших диаметров, а также при большой вибрации штанг во время бурения скважины.

Наиболее достоверные данные получаются в результате опробования керна, поэтому в процессе разбурирования залежей полезных ископаемых должны быть приняты все меры для получения наибольшего процента выхода керна. Относительный процент выхода керна определяется по формуле:

$$k = \frac{l \cdot 100}{L} \%,$$

где  $k$  — выход керна в %;

$l$  — длина керна, полученная с какого-то участка скважины в  $m$ ;

$L$  — длина пробуренного участка скважины в  $m$ .

С целью повышения относительного процента выхода керна проводятся различные мероприятия, предохраняющие керн от излишнего истирания. Среди этих мероприятий отметим следующие:

1. Бурение скважин надо вести по возможности небольшими рейсами, производя более частые подъемы; частые подъемы предупреждают истирание керна. Для многих рудных месторождений установлено, что лучшие результаты получаются при бурении интервалами в 0,5—1,0 м.

2. Бурение по полезному ископаемому надо проводить по возможности коронками большего диаметра; выход керна резко снижается при переходе с большего на меньший диаметр, что особенно заметно при дробовом бурении.

3. При бурении рудных зон необходимо, где это целесообразно, применение двойных колонковых труб, особенно при проходке по полезному ископаемому с резко нарушенной структурой, так как выход керна в этих участках при бурении обычными колонковыми трубами бывает очень мал.

4. Разбуривание неустойчивой зоны полезного ископаемого, где только возможно, следует вести суррогатными коронками.

5. Промывка скважины должна проводиться по возможности при относительно меньшей скорости промывной струи, что предохраняет керн от излишнего размывания и от возможной его заклинки, наиболее часто имеющей место при дробовом бурении.

6. При бурении по соляным породам промывка скважины должна производиться насыщенными соляными рассолами подобного же состава во избежание растворения керна.

7. Подъем керна полезного ископаемого должен проводиться с помощью заклинки, при которой, в отличие от применения пружинного рвателя, керн отрывается почти у забоя скважины. Для закрытия отверстия переходника с целью предохранения выталкивания керна при подъеме струей воды необходимо, где это целесообразно, применять шарик-клапан.

8. При разбуривании рыхлых или мягких рудных толщ, например лимонитов, марганцевых руд и т. д., нужно применять зубчатки и бурить без промывки, но с «затиркой всухую».

9. При дробовом бурении интервалы тела полезного ископаемого нужно разбуривать мелкой отсортированной дробью; способ питания скважины (рейсовый или периодический) следует выбирать в зависимости от физических свойств разбуриваемой породы: в породах нарушенных, брекчированных лучше производить рейсовую засыпку дроби.

10. При бурении скважин по полезному ископаемому, особенно при дробовом бурении, необходимо избегать расхаживания (качания) бурового снаряда.

11. Скорость вращения коронки не должна превышать 60—120 об/мин. Высокая скорость вращения приводит к разламыва-

нию и излишнему истиранию керна, особенно в породах хрупких, брекчированных, нарушенных.

12. При самозаклинке керна в процессе бурения необходимо произвести подъем инструмента, особенно в тех случаях, если заклинка керна произошла в начале рейса и бурение проводится на небольшой глубине; отклонение от этого возможно лишь при бурении на больших глубинах.

13. Для взятия керна сыпучих и плавучих пород следует применять грунтоносы системы ВСЕГИНГЕО или ВСЕГЕИ<sup>1</sup>.

14. При буровых работах необходимо проведение организационных мероприятий (технический контроль, повышение квалификации буровых мастеров по увеличению процента выхода керна и т. п.).

Режим бурения, обеспечивающий наибольший выход керна, должен выбираться в соответствии с физическими свойствами пород и условиями их залегания.

Бурение скважин проводится в соответствии с предварительно составленным техническим проектом, где более или менее точно указывается глубина залегания тела полезного ископаемого.

При приближении забоя скважины к проектной глубине, на которой должно быть подсечено тело полезного ископаемого, наблюдение за бурением производится особенно внимательно с целью точного установления момента, когда буровой инструмент достигнет тела полезного ископаемого. Обычно это определяется по изменению крепости пород, цвета шлама или по каким-либо иным признакам — разбуриванию измененных приконтактовых зон, маркирующего горизонта и т. д.

С момента установления вскрытия тела полезного ископаемого бурение временно прекращается для подготовки скважины к опробованию. С этой целью тщательно измеряется глубина, на которой встречено тело полезного ископаемого, промывается скважина до осветления промывной воды и, если необходимо, закрепляются стенки скважины обсадными трубами или путем цементации и последующего разбуривания цементационной пробки, после чего начинается процесс опробования скважины при постоянном наблюдении за ним ответственного лица.

Высокий процент выхода керна в значительной мере зависит от умения и квалификации бурового мастера. Буровой мастер обязан следить за тем, чтобы керн не вываливался из колонковой трубы при подъеме.

С целью получения более полного выхода керна целесообразно проводить оплату буровых бригад с учетом процента выхода керна при бурении по полезному ископаемому или вводить в зависимости от этого систему поощрений и премирования.

---

<sup>1</sup> Грунтоносы ВСЕГИНГЕО и ВСЕГЕИ описаны во временной инструкции по колонковому бурению (Госгеоліздат, 1951) и в специальных руководствах.

То же должно предусматриваться и в отношении полноты и качества сбора шлама и мути.

Сбор керна, полученного при бурении полезного ископаемого, должен проводиться особенно тщательно, так как результаты его обработки ложатся в основу оценки качества полезного ископаемого. Основные положения, которые должны быть учтены при правильном сборе керна полезного ископаемого, заключаются в следующем:

1. При каждом подъеме снаряда после отвинчивания коронки куски керна аккуратно извлекаются из колонковой трубы, обмываются водой и в том же порядке, в котором они были подняты из буровой скважины, укладываются в керновые ящики. Укладывание керна в ящики производится сразу же после каждого подъема.

2. При извлечении керна из колонковой трубы предварительно определяется количество керна, оставшееся на забое скважины. Это производится путем замера расстояния от торца коронки до нижней поверхности керна (в колонковой трубе).

3. Керновые ящики должны быть изготовлены так, чтобы ширина их ячеек, в которые укладывается керн, соответствовала диаметру керна (во избежание его перекатывания).

4. Керн в керновых ящиках укладывается от верхнего левого угла ящика к правому. На керне и ящике ставятся стрелочки. По заполнении первого верхнего отделения ящика керн укладывается таким же путем во второе отделение, затем в третье и т. д. Керн, взятый с каждого подъема, отделяется от керна, взятого с предыдущего и следующего подъемов, деревянными плашками; на последних указывается глубина, с которой поднят керн.

5. До и после каждого подъема необходимо точное определение начальной и конечной глубины подъема, длины полученного с этого подъема керна, выхода керна, состояния керна. Установленные данные документируются, т. е. заносятся в «журнал опробования» и в соответствующие этикетки, которыми сопровождается керн.

Сбор шлама и мути производится при недостаточно высоком проценте выхода керна, а иногда и при полном выходе его, когда кернового материала для составления пробы мало. Обычно это бывает при бурении скважин небольшого диаметра, (например, 36—46—56 мм), при котором керна получается меньше, чем шлама и мути. Последние в данном случае могут представлять известную ценность.

Основные положения, которые должны учитываться при правильном сборе шлама при бурении по полезному ископаемому, сводятся к следующему:

1. При промывке буровых скважин должен быть обеспечен вынос всех шламовых частиц: крупных и мелких, овальных и плоских, легких и тяжелых.

Как известно, каждая частица шлама будет двигаться снизу вверх, причем скорость движения зависит от веса частичек, от их формы и от скорости струи воды, поднимающей эти частички.

Вынос овальных и тяжелых частичек будет несколько запаздывать по сравнению с выносом легких частиц. Практикой установлено, что запаздывание выноса мути иногда бывает значительным. В связи с этим после проходки каждого подъема надо вести более длительную промывку скважины, обеспечивающую полный вынос шлама и мути. При запаздывании выноса шлама сбор его должен проводиться и после разбуривания тела полезного ископаемого примерно на протяжении одного рейса бурения.

2. Стенки скважины должны быть закреплены так, чтобы шлам не терялся в трещинках пород и не загрязнялся материалом стенок незакрепленной части скважины. Следует указать, что осыпание стенок скважины бывает часто значительным. И то и другое может приводить к погрешностям при опробовании скважин, к искажению результатов опробования.

3. При сборе шлама шламовая труба должна тщательно промываться струей чистой воды.

4. При сборе шлама и мути для опробования скважину следует промывать чистой водой. Глинистая промывка не рекомендуется и может быть применена только в тех случаях, когда разбуриваемое тело полезного ископаемого не дает тонкого илистого материала.

5. Шлам должен собираться с тех же участков, с которых отбирается проба керна. Перед взятием новой пробы шлама скважину следует предварительно очистить промывкой без бурения.

При проведении сбора шлама надо избегать смазывания бурового снаряда, так как это является причиной прилипания рудных минералов к снаряду и стенкам скважины.

Промывная вода, поступающая из буровой скважины и выносящая муть, отводится от колонны труб (по которым она идет с забоя скважины) при помощи тройника или желоба. Количество промывной возвратной воды из скважины необходимо измерять с целью определения ее потерь. Если воды теряется много (свыше 20%), скважину желательно закрепить обсадными трубами.

Сбор мути производится способом отсадки в сосудах. Этот способ заключается в улавливании мути в чанах или бочках и в сборе ее в желобах.

В первом случае на буровой вышке обычно ставятся 2—3 чана или 2—3 бочки, которые соединяются между собой небольшим патрубком. Промывная вода поступает через тройник и шланг в первый из сосудов, где из нее отстаивается муть. Затем через патрубок вода стекает в другие сосуды, где происходит ее дальнейшая очистка от мути. Сбор мути со дна сосудов производится

после каждого подъема керна. Количество проб мути и шлама обычно должно быть равно количеству проб, взятых от керна.

Улавливание мути можно производить не в двух-трех, а в четырех-пяти сосудах. Размеры сосудов должны позволять свободно переставлять их, т. е. не превышать объема 100—120 л.

При сборе мути в желобах промывная вода поступает через тройник и шланг или изливается через обсадную трубу непосредственно в желоб. Длина желобов 2—3 м, ширина их 0,3—0,4 м и высота — 0,2—0,25 м. В желобе устанавливается 3—5 поперечных выдвижных планки, близ которых оседает муть. Направление движения струи определяется вырезами в планках; эти вырезы устраиваются в противоположных концах последних.

Следует отметить, что при улавливании мути в желобах происходит потеря ее тонкой фракции, которая составляет несколько процентов. Но, как показали наблюдения, потери избирательного характера — обогащенные рудными минералами или обедненные ими — обычно не встречаются и поэтому существенно не влияют на получение достоверных данных.

Собранные шлам и муть помещаются в железные коробки и высушиваются.

В случае дробового бурения очистка шлама от частиц дробы производится магнитом и электромагнитом (за исключением шлама магнетитовых и гематитовых руд, который очищать таким образом нельзя). Наблюдениями установлено, что магнитной сепарацией невозможно полностью удалить железо от шлама. К тому же при удалении указанным способом обломков дробы вместе с ними извлекается также часть шлама, которая нередко составляет до 40—60% от веса отсепарированной массы.

Железо в шламе накапливается не только при истирании дробы, но и за счет истирания дробовых коронок. В крепких породах — гранитах, кварцитах, эффузивах — примерно на каждый метр бурения за счет истирания дробовой коронки поступает от 0,2 до 1,0 кг железа.

Содержание в шламе металлического железа, попавшего при истирании дробы в коронки, устанавливается химическими анализами.

Извлечение дробы из пробы, отобранной из шлама, является обязательным, так как, помимо искажения состава пробы, дробь вызывает порчу дробилок при обработке проб.

В случае бурения скважины с промывкой глинистым раствором, при условии разбуривания неглинистых пород возможно удаление из шлама глины тщательным и осторожным отмучиванием ее в ковше над сосудами (бочкой или ведром) или с помощью сконструированного для этих целей Ф. А. Шамшевым специального прибора для отмывки глины от шлама.

При полном выходе керна необходимость в отборе проб шлама обычно отпадает, и в этом случае пробы берутся только по керну.



Обязательный сбор мути и шлама для проб производится обычно при выходе керна меньше 60—70% и даже при отсутствии избирательного характера истирания керна.

Если выход керна выше 60—70%, а избирательное истирание керна все же имеет место, например хрупкие некрепкие рудные прожилки истираются и уходят в шлам, наряду с опробованием керна необходимо производить улавливание мути и шлама и опробование их. Вполне понятно, что без тщательного опробования мути и шлама в подобных условиях нельзя получить надежных данных, гарантирующих правильную качественную характеристику полезного ископаемого.

При выходе керна ниже 60% пробы необходимо брать от керна и от шлама. Отклонение от этого может быть допущено лишь при разбурировании некоторых массивных или вкрапленных руд, когда избирательного истирания керна не может быть. К таким рудам можно отнести, например, массивные колчеданные руды, однородные карбонатные породы и пр.

При разбурировании тела полезного ископаемого аккуратно отбираются и упаковываются керн и шлам, взятые с каждого подъема (интервала) бурения, и проводится тщательная геологическая документация.

По данным геологической документации составляется детальный разрез тела полезного ископаемого, определяется методика взятия проб. При этом возможны различные случаи отбора проб от керна и шлама.

1. Если тело полезного ископаемого имеет небольшую мощность, порядка 0,5—1,0 м, и сравнительно однородное сложение, то берется одна проба от керна и одна проба от шлама. Обе пробы должны отбираться с одних и тех же подъемов бурового снаряда. Практически осуществить это в большинстве случаев бывает затруднительно, так как в этих случаях длина рейса часто бывает больше мощности тела полезного ископаемого, в связи с чем шлам поступает не только из полезного ископаемого, но и из вмещающих пород.

2. Если тело полезного ископаемого имеет значительную мощность и сравнительно однородное сложение, то пробы берутся соответственно принятым интервалам (1—2 м) как от керна, полученного с этих интервалов, так и от шлама и мути. Количество проб, взятых от керна и от шлама и мути, должно быть одинаковым.

3. Если тело полезного ископаемого значительной мощности и неоднородного сложения, то пробы берутся по секциям, длины которых соответствуют примерно мощности пачки или слоя, имеющих резко различное содержание полезных компонентов и различный вещественный состав, причем длина отдельных секций может не соответствовать принятым интервалам бурения. В связи с этим отдельным пробам, взятым по секциям от керна,

не могут соответствовать пробы, взятые от шлама по определенным интервалам (подъемам). Поэтому отдельные пробы керна и шлама не совпадают, что впоследствии влечет за собой необходимость дополнительных пересчетов результатов анализов шлама.

В связи с изложенными обстоятельствами секционное опробование обычно проводится лишь в том случае, когда выход керна высокий и пробы берутся только от керна.

В пробу керна берется половина всего полученного столбика керна, отбитая вдоль длинной оси; раскалывание производится

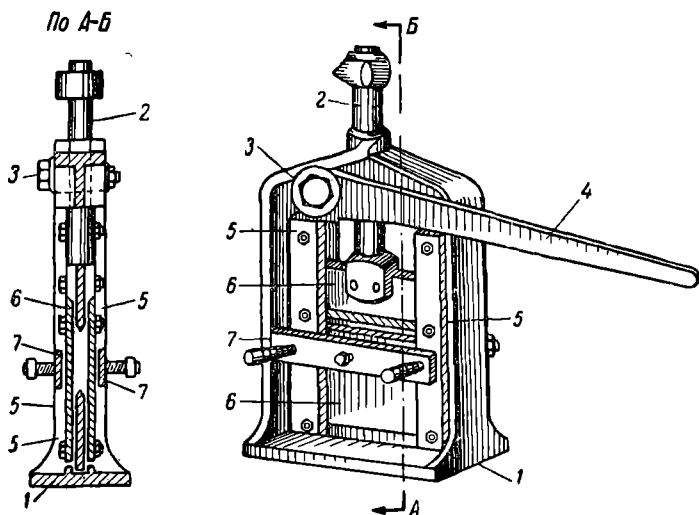


Рис. 33. Кернокол

1 — корпус; 2 — вертикальный стержень с зубчатой рейкой; 3 — шестеренка; 4 — рычаг; 5 — направляющие планки; 6 — подвижной нож; 7 — нажимные планки

керноколом (рис. 33) или зубилом на дереве, в котором выпиливается выемка для керна. Вторая половина керна идет для детальных минералого-петрографических исследований; в случае надобности вторая половина керна раскалывается еще пополам, из которых одна часть идет для исследований, другая остается в качестве дубликата пробы. Мелочь, образующаяся при раскалывании керна, делится пополам на пробу и дубликат.

Для технологических анализов обычно в пробу берется четвертая часть керна. Следует при этом заметить, что керн буровых скважин для технологических исследований используется весьма редко.

Если при бурении скважин весь поднятый по интервалам керн, за исключением кусков, взятых в качестве образцов, можно использовать для аналитических исследований, то результаты опро-

бования должны быть значительно точнее, так как при этом исключается субъективный подход к отбору в пробу той или иной половины столбика керна. Такой отбор проб возможен в тех случаях, когда не требуется сохранение части керна в виде дубликата для других исследований. Это применимо для случая составления проб по мелкометражным скважинам подземного бурения, которые имеют небольшой диаметр и пробуриваются в большом количестве при детальном разведках месторождения.

Из керна соляных пород, в той или иной степени растворимых при промывке скважин даже крепкими рассолами тех же солей, проба отбирается из высверленной центральной части керновых столбиков.

Отбор пробы от шлама и мути при бурении скважин производится путем сбора материала из шламовой трубы и отстойников, его просушивания, взвешивания и затем квартования на две части, из которых одна часть предназначается для пробы, а другая остается в качестве дубликата или для других исследований.

Пробу от шлама и мути надо брать в том случае, если не произошло значительных потерь материала при промывке скважины или значительного загрязнения его при бурении скважины.

С этой целью следует определить теоретический вес шлама, который должен быть получен с пробуренного интервала, и сравнить его с фактически полученным. При небольших отклонениях (не выходящих из пределов  $\pm 20-30\%$ ) пробу от шлама можно брать, при больших же потерях или сильном загрязнении шлама результаты анализов будут мало достоверны, поэтому такое опробование проводить нецелесообразно.

Определение теоретического веса шлама, полученного с какого-либо интервала скважины, производится по следующей формуле:

$$Q_{\text{шл}} = q'_{\text{шл}} + q''_{\text{шл}} = \underbrace{\left( \frac{\pi D^3}{4} - \frac{\pi d_k^2}{4} \right) L \sigma}_{\substack{\text{вес рудного тела,} \\ \text{истертого в шлам} \\ \text{под торцом корон-} \\ \text{ки, в } z}} + \underbrace{\frac{\pi d^3}{4} (L - l) \sigma}_{\substack{\text{вес рудного тела,} \\ \text{истертого в шлам} \\ \text{в колонковой} \\ \text{трубе, в } z}}$$

где  $Q_{\text{шл}}$  — общий теоретический вес шлама в г;

$q'_{\text{шл}}$  — теоретический вес шлама, полученного в результате истирания рудного тела под торцом коронки, в г;

$q''_{\text{шл}}$  — теоретический вес шлама, полученного в результате истирания рудного тела (керна) в колонковой трубе, в г;

$\pi$  — 3,14;

$D$  — диаметр скважины в см;

$d_k$  — диаметр керна в см;

$L$  — длина пробуренного интервала скважины в см;

$l$  — длина полученного керна с пробуренного интервала скважины в  $см$ ;

$\sigma$  — удельный вес руды в  $г$  на  $1\text{ см}^3$

Раскрыв скобки и упростив выражение, получим конечное уравнение следующего вида:

$$Q_{шл} = \frac{\pi}{4} (D^2 L - d_k^2 l) \sigma.$$

Отбор пробы от шлама дробового бурения несколько усложняется тем, что в шлам, получаемый при разбурировании тела полезного ископаемого, вводится шлам, получаемый при истирании буровой дроби. Поэтому перед взятием пробы от шлама необходимо отсепарировать (извлечь) магнитом или электромагнитом частицы буровой дроби, если пробуемое рудное тело не содержит в своем составе минералов, обладающих магнитными свойствами (магнетит, пирротин и др.). Материал шлама и мути, предназначенный для отбора из него пробы, смешивается, но производить это сразу по извлечении шлама из шламовой трубы не рекомендуется, так как предварительно он должен быть высушен, а дробь отсепарирована магнитом.

## 2. Опробование при ударно-канатном бурении

При ударно-канатном (механическом) бурении скважины имеют большой диаметр (117—600  $мм$ ), поэтому в пробу обычно поступают значительные по весу количества материала.

Взятие проб при ударно-канатном бурении производится желонкой (обычной или пневматической). Предварительно порода в скважине разбурируется и перемешивается долотом, поэтому получается усредненная проба смешанного и измельченного материала, что в дальнейшем упрощает ее обработку.

Ударно-канатное бурение применяется обычно при разбурировании мощных тел полезных ископаемых, залегающих горизонтально или с небольшим углом падения, например при разведках месторождений медно-вкрапленных или вкрапленно-штокверковых оловянных руд, железных шляп колчеданных руд, содержащих золото, и т. п. Этот вид бурения очень широко применяется при эксплуатационных открытых работах на месторождениях медно-вкрапленных руд, где скважины используются для проведения буровзрывных работ. В таких случаях они обычно бурятся по густой сети на бортах уступов эксплуатационных карьеров. Опробование подобных скважин проводится с целью уточнения качества руды и запасов металла.

При ударно-канатном бурении пробы берутся по интервалам 1—1,5  $м$  и реже больше, когда месторождение представлено весьма однородным минеральным сырьем или когда опробование

проводится по скважинам, пройденным для эксплуатационных целей. При прослеживании контактов тел полезных ископаемых с вмещающими породами или при разведке полосчатых залежей длина интервалов может быть уменьшена до 0,2—0,5 м.

Чистка скважины желонкой производится в несколько приемов. Материал, взятый с каждого отдельного интервала, отбирается в отдельную пробу. Чтобы гарантировать полноту извлечения материала с каждого интервала, чистку скважины проводят с подливом воды до полного удаления из скважины шлама.

Во избежание возможного загрязнения пробы за счет осыпания материала со стенок скважины при бурении перед взятием проб необходимо закрепить неустойчивые стенки скважины обсадными трубами. Так как материал из скважины извлекается достаточно измельченным, а первоначальный вес проб бывает 200—300 кг, то пробы нередко подвергаются сокращению непосредственно у устья буровой скважины специальными делительными ящиками.

Иногда отбор проб производится сконструированным С. М. Колемейченко пробоотборником, представляющим собой цилиндрическую трубу с отводящимся вниз в сторону тарельчатым клапаном. Опробование таким пробоотборником производится следующим образом. Извлеченную из буровой скважины жидкость (шлам) помещают в бадью, железную бочку, или другой какой-либо сосуд с плоским дном. Чаще всего для этой цели делают сосуд из толстого железа квадратного сечения. Затем в сосуд со шламом до его дна опускают пробоотборник в раскрытом виде и дно цилиндра закрывают клапаном. Пробоотборник опускают в разные части сосуда, обычно в углы его и в середину. Извлеченная при этом масса служит пробой. Каждую пробу составляют из 5—10 таких порций.

Для установления возможных потерь бурового материала в трещинах скважины или его увеличения за счет породы, осыпавшейся со стенок, необходимо производить выборочное сравнение теоретического веса пробы с фактическим его весом по отдельным интервалам.

Детальная геологическая документация опробования часто сопровождается исследованием под бинокулярной лупой кусочков породы и отмытых из шламов шлихов. Это особенно уместно делать при бурении на месторождениях редких металлов.

Каждая взятая по скважине проба высушивается и затем поступает для дальнейших исследований.

### **3. Опробование при ручном и механизированном ударно-вращательном бурении**

Ударно-вращательное бурение проводится в мягких, вязких и сыпучих породах, например при разведке каолина, глин, песков, гравия, лимонитов, марганцовых и силикатных никелевых руд,

трепела и т. д., сравнительно неглубоко залегающих от дневной поверхности. Скважины обычно имеют диаметр от 127 до 45—75 мм.

В зависимости от характера пород пробы берутся змеевиком, ложкой, желонкой. Иногда для этих же целей применяются так называемый стакан и зубчатка.

Змеевиком пробы берутся из вязких пород. При каждом подъеме материал, извлеченный змеевиком, аккуратно снимают и раскладывают на чистом железном листе, фанере или дощатых помостках. Обычно для этого применяется деревянный щит размером 1,0—1,5 м с невысокими бортами с трех сторон. Пробы берутся от каждого подъема или от нескольких подъемов в зависимости от литологического состава пробуренных пород.

При опробовании змеевиком происходит значительное загрязнение пробы во время ее подъема, поэтому предварительно надо закреплять скважину; материал, извлеченный змеевиком из скважины, можно очищать от посторонней грязи ножом или скребком.

При опробовании змеевиком пробу желательно брать каждый раз с больших интервалов, поэтому змеевик надо «ввинчивать» на наибольшую технически допустимую глубину. Это предохраняет пробы от излишней загрязненности. Обычно при одном подъеме змеевик углубляют в породу на 30—40 см.

При взятии материала пробы ложкой при прочих равных условиях он загрязняется меньше, чем при взятии его змеевиком.

Обычно ложка употребляется при взятии проб в малоустойчивых породах — в суглинках или песках; в них за один рейс можно углубить ложку на 20—30 см.

При опробовании желонкой различают два случая:

1) опробование нетронутого пласта (залежи) полезного ископаемого и 2) опробование пласта, предварительно разбуренного долотом.

В обоих случаях извлекаемый желонкой шлам собирается в сосуд (железную бочку, чан и т. д.) и после удаления воды, что достигается способом отстаивания, от него отбирают пробу.

В породах мягких (глинах, трепелах, формовочных песках и пр.) при опробовании часто пользуются «стаканом», представляющим собой стальной цилиндр, снабженный иногда с внутренней стороны пазами для предохранения материала пробы от вываливания при подъеме. Проба набирается небольшими забурками стакана (на 10—15 см) и извлекается из цилиндра через имеющуюся прорезь или с помощью поршня, вставляемого с обратной стороны стакана, если отсутствует прорезь.

При опробовании одного из месторождений сапропелитов, обладающих значительной крепостью, из колонковой трубы была изготовлена зубчатка, представляющая в своей рабочей части тонкостенный фрезер. С помощью такой зубчатки из сапропелитов

удавалось извлекать керн до 90—100%, что давало хороший материал для изучения литологического разреза по скважинам.

---

СУСН предусматривает следующий состав работ при отборе проб из керна буровых скважин: сбор и подготовка инструмента и снаряжения, подноска ящиков с керном; расстилка брезента; взятие керна из ящика, разметка керна, укладка керна на плахе или между ножами кернокола и закрепление его, раскалывание керна вручную на плахе или керноколе; маркировка дубликата керна; укладка его в ящик; дробление кусков пробы крупнее 25 мм; сбор проб в мешки совместно с соответствующими этикетками; чистка брезента, уборка ящиков с керном и с пробами; геологическая документация.

При отборе и обработке проб от шлама буровых скважин СУСН предусматривает следующий состав работ: загрузка шлама в тару; подноска топлива и шлама к месту подсушки и обработки; относка высушенных проб; топка сушильной печи, перемешивание шлама на плите при сушке; контрольный просев через отверстия в 5 мм; взвешивание подсушенного материала, измельчение крупных частиц; смешение, отбор пробы; при наличии буровой дроби и частиц металла — удаление последних электромагнитом или магнитом; упаковка пробы, этикетирование; геологическая документация.

---

---

### III

## ОПРОБОВАНИЕ, ПРОВОДИМОЕ ПРИ ЭКСПЛУАТАЦИИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

### 1. Опробование с целью определения потерь и разубоживания руды

В процессе эксплуатации месторождений имеют место потери и разубоживание руды.

Под потерями принято понимать неизвлеченную часть запасов полезного ископаемого, оставленную в недрах по тем или иным причинам: в силу геологических и гидрогеологических особенностей месторождения из-за неполноты извлечения при принятой системе разработок, в предохранительных целиках и т. п.

Такие потери руды Н. И. Трушков (1946) называет количественными потерями.

Отношение теряемого количества полезного ископаемого  $q_n$  к его запасу в недрах земли  $Q$  называется коэффициентом потерь  $K_n$ .

$$K_n = \frac{q_n}{Q},$$

а выраженное в процентах — относительными потерями  $P$

$$P = 100 \frac{q_n}{Q} \%.$$

Отношение извлеченного количества полезного ископаемого  $q_u$  к его запасу в недрах земли  $Q$  называется коэффициентом извлечения  $K_u$

$$K_u = \frac{q_u}{Q},$$

а выраженное в процентах — относительным извлечением  $K_u$

$$K_u = 100 \frac{q_u}{Q} \%.$$

Под разубоживанием руды принято понимать снижение содержания металла в руде в результате «загрязнения» ее безрудными или слабо оруденелыми вмещающими породами, или в силу потерь наиболее богатой рудной части при проведении эксплуатационных работ. Потери, например, рудной мелочи, часто имеющей более высокое содержание металла, вызывают разубоживание извлекаемой при эксплуатации рудной массы.



Разубоживание руды Н. И. Трушков (1946) считает качественными потерями. Отношение разницы содержаний металла в массиве  $C_1$  и в добытой руде  $C_2$  к первоначальному содержанию  $C_1$  называется коэффициентом разубоживания  $K_p$

$$K_p = \frac{C_1 - C_2}{C_1},$$

а выраженное в процентах — процентом разубоживания  $r$

$$r = 100 \frac{C_1 - C_2}{C_1} \text{ ‰}.$$

Если боковые породы содержат полезный компонент  $C_3$ , то разубоживание  $R$  при вмещающих породах с содержанием полезного компонента определится по формуле

$$R = \left(1 - \frac{C_2 - C_3}{C_1 - C_3}\right) \cdot 100.$$

Потери и разубоживание вызываются многими причинами, среди которых можно отметить следующие:

1. Сложная морфология рудного тела (наличие апофиз, неровностей контактов, частые пережимы и раздувы), приводящая к неполному извлечению руды, к подрезке вмещающих пород и в связи с этим к засорению руды.

2. Неустойчивость вмещающих пород по контактам рудного тела, вызывающая вываливание вмещающих пород и засорение руды или оставление предохранительных целиков при отработке месторождения.

3. Прочный контакт руды с вмещающими породами, который обуславливает частичное оставление ее в выработках или отбойку приконтактных участков рудного тела вместе с вмещающими породами.

4. Малая мощность рудных тел. При небольшой мощности рудных тел, особенно если отсутствует селективная выемка руды, обычно имеет место прирезка вмещающих пород.

5. Постепенный (нечеткий) контакт рудного тела с вмещающими породами, в связи с чем иногда горными выработками захватываются также и безрудные участки.

6. Наличие в теле полезного ископаемого дайковых пород и блоков вмещающих пород.

7. Тектонические трещины, зоны разлистования и послерудных смятий, обуславливающие вывал пород и необходимость оставления рудных целиков.

8. Невозможность выемки отдельных участков по гидрогеологическим условиям (наличие плывунов, водоносных участков и т. п.).

Среди факторов, касающихся производственных вопросов, вызывающих потери и разубоживание руды, можно отметить:

1. Потери и разубоживание руды, обусловленные применяемой системой разработки месторождения. Так, например, при системе выемки руды с обрушением возможны потери из-за неполноты обрушения рудной части и разубоживание за счет отбитых вмещающих пород; при системах с закладкой возможны потери руды в закладке, которые могут вызывать также и разубоживание руды, если потери происходят за счет богатой рудной мелочи.

2. Потери и разубоживание руды от неправильного ведения горно-эксплуатационных работ. Так, например, при чрезмерно малой высоте эксплуатационного этажа увеличиваются потери в предохранительных надштрековых целиках. Они будут относительно более высокими, чем при нормальной высоте эксплуатационного этажа. Неправильно выбранная система отработки также может вызвать дополнительные потери и разубоживание руды.

3. Потери и разубоживание руды при транспортировке ее от забоя на поверхность и при складировании руды.

4. Потери и разубоживание руды по причине плохого оборудования рудоспусков, работы без настилов там, где таковые необходимы, и т. п.

5. Потери в пожарных участках (например, при подземных, колчеданных и прочих пожарах).

6. Потери в охранных целиках (под техническими сооружениями шахты, под железными дорогами, под водоемами, у затопленных горных выработок, под различными зданиями, в околотвальных целиках, в надштрековых и междуканнерных целиках и т. д.).

Министерство металлургической промышленности приняло решение потерь руды, которые имеют место при эксплуатации месторождений, на следующие категории:

1. Потери при эксплуатации, зависящие от принятой системы разработок.

2. Потери по геологическим и гидрогеологическим причинам.

3. Потери в непромышленных участках.

4. Потери в охранных целиках.

5. Потери из-за подземных пожаров и стихийных бедствий.

6. Потери из-за неправильного ведения работ.

Количественные потери руды при добыче, зависящие от принятой системы разработок, составляют от 5 до 30%, а в некоторых частных случаях бывают свыше 30%. Кроме того, при обогащении и плавке руды имеют место потери металлов, которые нередко составляют 20—30%. Разубоживание руды приводит не только к снижению содержания металла в добываемой руде по отношению к содержанию его в блоке, но ведет к большим затратам, обусловленным транспортировкой лишней пустой породы и ее

«переработкой» на обогатительной фабрике. В связи с этим систему разработок необходимо выбирать с учетом минимально возможных потерь и разубоживания, максимального извлечения металла и экономичности ведения очистных работ.

Величина потерь руды или металла может быть определена:

1. По разности запасов минерального сырья или металла, первоначально подсчитанных (в блоке или участке) при детальном геолого-разведочных и подготовительных работах и фактически добытых при эксплуатационных работах (из блока или участка).

2. По установлению фактических потерь (при добыче руды из блока или участка), учтенных по отдельным видам потерь и в сумме составляющих общие потери.

Первый способ определения величины абсолютных потерь дает хорошие результаты при разработке выдержанных месторождений, в которых мощности и содержание полезного компонента колеблются в небольших пределах. Это характерно, например, для месторождений каменных углей, железа (кириворожского и керченского типов), различных солей, медистых песчаников, колчеданных месторождений. В подобных месторождениях резкие изменения в распределении полезного компонента встречаются крайне редко и разведанные по высоким категориям запасы обычно характеризуются большой точностью.

Разница между подсчитанными запасами руды и металла (в блоке или участке) и фактически извлеченными часто бывает весьма значительной при разработке месторождений сложного строения, в которых ценный компонент имеет крайне неравномерное распределение, а рудное тело — нечеткие контакты с вмещающими породами.

Даже при большой густоте горных выработок и большой плотности проб разведанные по промышленным категориям запасы могут давать отклонения от запасов, действительно заключенных в блоке или участке, на десятки процентов. При разработке подобных месторождений определение действительных потерь руды или металла методом сравнения подсчитанных запасов с извлеченными запасами может давать недостоверные результаты. В этих случаях потери руды или металла надо определять путем учета фактических потерь по отдельным видам: в охранных целиках, в закладке очистного пространства, в результате обрушений (завалов), в отвалах пустых пород или некондиционных руд, при транспортировке и т. д.

При таком способе учета потерь относительные потери составят:

$$P = \frac{\sum_1^n p_i \cdot 100}{q_u + \sum_1^n p_i} \%,$$

где  $P$  — потери металла в %;

$\Sigma_1^n p_i$  — сумма потерь металла по отдельным видам потерь при проведении очистных работ по блоку или участку в тоннах;

$q_u$  — количество извлеченного металла из блока или участка за тот же период в тоннах.

Остановимся в самых общих чертах на рассмотрении способов определения потерь полезного ископаемого по отдельным их видам.

*Определение потерь в охранных целиках.* Участки рудного тела, попадающие в охранные целики, по пройденным в них выработкам, а также по их контуру, если это возможно, должны быть опробованы тем же способом и с той же плотностью проб, что и месторождение. По данным опробования определяются средняя мощность рудного тела и среднее содержание металла для охранного целика. Площадь охранного целика устанавливается по маркшейдерским замерам.

Если охранный целик опробовать по каким-либо причинам невозможно (выработки закреплены или отсутствуют в нужном количестве, участок недоступен для опробования и пр.), то содержание полезного компонента для него устанавливается по данным опробования ближайших к нему участков.

*Определение потерь при обрушениях и завалах.* Объем руды, потерянной при обрушениях и завалах, определяется по данным маркшейдерской съемки. Содержание металла устанавливается по данным предварительного опробования. Если ранее опробование проведено не было и в настоящий момент пробы после завалов взять невозможно, то для определения запаса руды и металла в завале используются данные опробования по ближайшим участкам.

*Определение потерь в закладке (при проведении очистных работ системами с закладкой).* Потери металла в закладке бывают нередко весьма значительными. В связи с этим закладочный материал иногда вновь добывается и идет на обогащение. Чаще всего полезный компонент теряется в отработанном и забутованном пространстве в виде рудной мелочи. При грубокусоватом закладочном материале эта мелочь теряется между крупными кусками закладки, погружаясь вниз. В таком случае для определения содержания полезного компонента в закладке надо брать пробы на возможно большую глубину; при этом можно применять бороздвое или горстевое (опробование).

При бороздовом опробовании рекомендуется проводить борозды на глубину 10—20 см; горстевые пробы можно брать с глубины 20—40 см. При опробовании надо стремиться отбирать материал по всему поперечному сечению выработки: брать одну пробу поперечной бороздой, либо несколько частных горстевых проб, расположенных на небольших интервалах одна от другой, и материал их объединять в одну пробу. Пробы по ценным рудам

рекомендуется брать через 5—10 м. Такое опробование возможно проводить после выемки и забутовки каждого слоя (или ленты).

Потери металла в закладке определяются по формуле:

$$P = C_1 \frac{Q}{100} \text{ или } P = (C_1 - C_2) \frac{Q}{100},$$

где  $P$  — потери в закладке в  $m$ , кг;

$C_1$  — содержание металла в закладке в %;

$C_2$  — содержание металла во вмещающих слабообруденелых породах, если они идут на закладку, в %;

$Q$  — вес закладки в  $m$ , который определяется по маркшейдерским замерам с учетом коэффициента разрыхления пород.

*Определение потерь от просыпания по рудоспускам.* Эти потери бывают незначительными — не превышают десятых долей процента. Обычно они имеют место при погрузке и разгрузке породы. При погрузке породы в бункер вокруг последнего при просыпании руды происходит обогащение закладочного материала полезным компонентом. Степень обогащения можно установить путем взятия горстевых проб весом 2—3 кг. Такое же опробование можно провести на участке, на котором производится выгрузка породы и где имеет место просыпание руды. Пробы берутся единичные.

Потери металла от просыпания могут быть выражены формулой

$$P = C_n \frac{Q}{100},$$

где  $C_n$  — содержание металла в %;

$Q$  — общее количество материала, обогащенного полезным ископаемым в результате просыпания руд по рудоспускам, в  $m$ .

Определение потерь при транспортировке от забоя к месту отвала или складирования руды проводится по данным опробования редко расположенных зачисток (задинок). Потери при этом бывают также небольшими, поэтому учет их имеет смысл лишь при добыче очень ценных полезных ископаемых. Кроме того, эти потери могут быть временными: при зачистке путей движения руды потерянный материал может быть собран.

*Определение потерь в отвалах.* Свежие отвалы породы образуются в процессе их накопления. Пробы берутся методом вычерпывания. Размер, количество и расположение проб зависят от вида полезного ископаемого, кусковатости руды, степени неравномерности распределения металла в руде и т. д.

Пробы берутся по сетке различного размера в количестве от 20 до 40 за сутки, затем они объединяются в одну общую пробу.

Опробование проводится через определенное время, например через сутки, неделю, в зависимости от того, как быстро происходит «рост» отвала.

Надо следить, чтобы вся площадь отвала была опробована равномерно и чтобы в пробу брался материал с соблюдением пропорций в отношении его кусковатости.

Таким же способом для контроля качества выдаваемой на поверхность руды могут опробовываться и рудные «растущие» отвалы.

Потери металла в отвалах породы  $P$  определяются по тем же формулам, что и потери в закладке:

$$P = C_1 \frac{Q_n}{100} \text{ или } P = \frac{(C_1 - C_2) Q_r}{100},$$

где  $C_1$  — содержание металла в отвале в %;

$C_2$  — содержание металла во вмещающих породах отвала в %;

$Q_n$  — вес отвала пустой породы, которая попутно с рудой извлекается при добыче из вмещающих безрудных пород, даек, безрудных участков тела полезного ископаемого, в  $t$ ;

$Q_r$  — вес отвала горной массы, которая попутно с рудой извлекается при добыче из вмещающих минерализованных пород, а также из даек, из участков рудного тела с некондиционными рудами, в  $t$ .

При складировании в отдельный отвал некондиционных (забалансовых) руд опробование проводится также методом вычерпывания по рационально выбранной для данного типа руд сетке.

Потери руды в отвалах некондиционных руд определяются тем же способом, что и потери в отвалах пустой породы.

Для определения потерь и разубоживания по отдельному блоку или участку Е. П. Прокопьевым (1937) приводится следующее уравнение баланса добытой рудной массы, из которого он выводит ряд других уравнений:

$$Q_2 C_2 = Q_1 C_1 - Q_3 C_3 + Q_4 C_4,$$

где  $Q_2$  — тоннаж добытой из блока рудной массы<sup>1</sup>;

$C_2$  — содержание металла в рудной массе;

$Q_1$  — тоннаж руды в блоке;

$C_1$  — содержание металла в рудном блоке;

$Q_3$  — тоннаж потерянной руды при выемке блока;

---

<sup>1</sup> В процессе добычи руда при отбойке или извлечении в той или иной степени засоряется вмещающими породами, что весьма обычно, например при разработке месторождений малой мощности. Поэтому на поверхность из горных выработок поступает засоренная руда, которая называется рудной массой. Эта рудная масса, извлеченная из недр, представляет собой добытую руду. В зависимости от содержания в ней полезных компонентов она может быть кондиционной (или товарной) и некондиционной.

$C_3$  — содержание металла в потерянной руде (оно близко по своему значению к  $C_1$ , а в случае равномерных руд равно  $C_1$ ; для последующих расчетов Е. П. Прокопьев принимает  $C_3 = C_1$ );

$Q_4$  — тоннаж вмещающих пород в рудной массе;

$C_4$  — содержание металла во вмещающих породах.

При  $C_3 = C_1$

$$Q_3 = Q_1 - Q_2 \left( \frac{C_2 - C_4}{C_1 - C_4} \right);$$

$$Q_4 = Q_2 \left( 1 - \frac{C_2 - C_4}{C_1 - C_4} \right);$$

$$P = \frac{C_1}{100} \left[ Q_1 - Q_2 \left( \frac{C_2 - C_4}{C_1 - C_4} \right) \right],$$

где  $P$  — потери металла.

Определение  $Q_1$  (запаса руды в блоке),  $C_1$  (содержания металла в рудном блоке) и  $C_4$  (содержания металла во вмещающих рудный блок породах) производится по данным горно-подготовительных работ с учетом данных ранее произведенных разведок.

Определение  $Q_2$  — тоннажа добытой рудной массы из блока — производится путем его точного учета. Это достигается или взвешиванием всей выдаваемой руды на контрольных весах, или учетом и контролем выданного количества вагонеток породы определенного веса.

Определение  $C_2$  — содержания металла в добытой рудной массе блока — производится путем систематического опробования выдаваемой руды. Пробы берутся или из вагонеток, или непосредственно в очистных выработках.

Опробование рудной массы проводится с целью определения потерь и разубоживания, повседневного учета и контроля качества выдаваемой предприятием руды.

Опробование рудной массы может производиться или непосредственно в забое путем отбора пробы от отбитой руды методом вычерпывания или путем отбора проб из вагонеток.

При отборе проб в забое или из вагонеток вес проб принимается равным (исходя из веса рудной массы, равной 1 т) от 1 до 5 кг в зависимости от характера руд: для равномерных руд вес пробы должен составлять около 1—2 кг, для крайне неравномерных — около 3—5 кг.

Пробы из вагонеток берутся при равномерных рудах из трех точек, расположенных по диагонали (по углам и в середине), при неравномерных — из пяти точек, расположенных конвертным образом, — четыре по углам и одна в середине.

При взятии проб из вагонеток предварительно надо несколько выровнять поверхность породы в вагонетке. Пробы следует отбирать мерным сосудом, причем так, чтобы в отбираемой массе, по возможности, сохранилась соответствующая пропорция крупного и мелкого материала.

Отбор проб должен производиться от каждой 3, 5, 10-й вагонетки в зависимости от характера распределения рудных минералов в рудной массе и их крупности. Все частные пробы, собранные при опробовании рудной массы от вагонеток или у забоя в течение рабочей смены или суток, смешиваются в одну общую пробу и поступают для дальнейшей обработки.

Контроль за потерями (в отработанном закладочном пространстве, при транспортировке, в отвалах и т. п.) обычно проводится выборочно в пространстве (по типичным блокам) или во времени (в отдельные периоды добычи). Чаще это осуществляется на нескольких — одном-трех — типичных эксплуатационных блоках путем ведения тщательного учета количества выданной из блоков руды, установления содержания в ней полезного компонента и проведения систематического опробования очистных забоев.

По окончании обработки опытных блоков можно провести сопоставление запасов, ранее подсчитанных по данным геологического и эксплуатационного опробования, с количеством добытой из опытных блоков руды. Это сопоставление и позволит установить потери руды.

Для сложных месторождений разубоживание определяется чаще всего по данным плотного опробования очистных выработок и опробования добытой руды, либо на отдельных опытных блоках, либо по всему месторождению.

Так как снижение потерь и разубоживания представляет собой задачу, имеющую важное практическое значение, горно-эксплуатационные работы должны быть организованы таким образом, чтобы они обеспечивали максимальное извлечение полезного ископаемого из недр при наименьшем его разубоживании. С этой целью необходимо:

1. Выбирать способы вскрытия месторождения и систему эксплуатационных работ с учетом возможно наибольшего извлечения полезного ископаемого из месторождения при минимальном его разубоживании.

2. Проводить систематическое детальное геологическое картирование и изучение месторождения в период очистных работ с выявлением при этом всех отходящих от рудного тела апофиз или параллельных с ним минерализованных зон с возможной организацией их попутной выемки.

3. Осуществлять технические мероприятия, обеспечивающие возможность предупреждения от потерь полезного ископаемого в закладке, при транспортировке или в отвалах. Для этого при выемке руды надо пользоваться настилами там, где работа без них приводит к большим потерям руды (например, рудной крошки при потолкоуступной с закладкой системе выемки руды в жильных месторождениях). Производить транспортировку руды в крепких вагонетках и вагонах. Своевременно обеспечивать ремонт рудоспусков.



4. Не допускать поступления рудной массы в отвал пустых пород. Если выдаваемая из недр рудная масса визуально трудно отличима от вмещающих пород, необходимо организовать систематическое опробование.

5. Постоянно следить за сохранностью горных выработок, не допуская случайных обрушений руды и пород, прорыва воды, пожаров, связанных с окислением колчеданных руд, выщелачивания руды в недрах или даже при хранении ее на складах и т. д.

Учет потерь осуществляется по данным маркшейдерской и геологической службы.

## **2. Опробование очистных выработок**

Опробование очистных выработок проводится для уточнения оставшихся запасов полезного ископаемого в неотработанной части блока или для контроля выдаваемой руды. В месторождениях цветных, редких и благородных металлов, а также слюды, оптического сырья и т. п. опробование очистных выработок нередко проводится систематически, слой за слоем, в результате чего выявляются основные закономерности распределения ценного минерала в теле полезного ископаемого.

На жильных круто падающих месторождениях очень часто применяется потолкоуступная система выемки, при которой пробы берутся по каждой ленте: на свинцово-цинковых, медных, колчеданных, флюоритовых и других месторождениях через 8—10 м одна от другой; на месторождениях редких металлов и золота через 5—6 м. В общем плотность опробования зависит от характера полезного ископаемого, а методика взятия проб и расположения их—от условий залегания месторождения. Основные принципы взятия проб при очистных работах остаются такими же, что и при разведке месторождения.

## **3. Опробование руды в вагонах**

Опробование руды, погруженной в вагоны, производится с целью установления содержания полезных и вредных компонентов в руде для проведения последующих расчетов между рудником и заводом.

Количество проб и их размер для одних и тех же объемов зависят от крупности материала, подлежащего опробованию, степени неравномерности распределения в нем анализируемых компонентов, заданной точности анализов (что в известной степени определяется также ценностью опробуемого материала) и других специальных требований рудника и завода.

Обычно требования по методике опробования товарной руды в вагонах и количеству необходимых при этом исходных проб для отдельных видов полезных ископаемых регламентируются соот-

ветствующими инструкциями Главугля, Главруды, Главмеди, Главзолото и т. п. Надо иметь в виду, что при движении вагонов происходит просыпание рудной мелочи, поэтому опробование следует производить сразу же после погрузки руды в вагоны.

Опробование материала в вагонах производится методом вычерпывания и фракционным методом.

Метод вычерпывания заключается во взятии в определенном порядке от 3 до 20 частичных проб с каждого вагона, которые объединяются в одну пробу и идут для дальнейшего исследования. Веса первичных проб для разных полезных ископаемых бывают различны. Так, например, общее количество отобранного на пробу каменного угля или антрацита не должно быть менее 200 кг даже в тех случаях, когда опробованию подлежит только один вагон. Общий же вес пробы железной руды, отобранной от вагона, должен составлять не менее 15—30 кг, медной руды — 20—30 кг и т. д.

Чем больше количество частичных проб, составляющих общую пробу, тем она должна быть более представительной. Поэтому пробы от товарной руды надо отбирать от большего количества точек, равномерно расположенных по опробуемой массе. Пробу лучше брать небольшими порциями из большего числа точек, чем большими порциями из малого числа точек.

Число точек, от которых берутся частичные пробы, и их распределение по опробуемой площади зависят от степени однородности руды, содержания в ней полезного компонента, крупности выделения рудных минералов, размера кусков руды, объема опробуемой массы. Чем более однородна руда по составу и кусковатости и чем она более измельчена, тем меньше должен быть вес пробы, и наоборот.

Отбор частичных проб производится лопатой, совком, ведрами. Тонкоизмельченную руду можно опробовать пробоотборником.

Фракционный метод отбора проб применяется при погрузке золотых руд в вагоны или при выгрузке из вагона. Этот метод заключается в отборе в пробу большой порции материала (валовой пробы), которая затем подвергается обработке.

В случае механизированной погрузки и выгрузки руды проба отбирается с конвейера: через определенные интервалы сбрасываются одинаковые порции материала для пробы. Отбор таких порций обычно производится механическими сбрасывателями и реже ручным способом.

При ручной погрузке и выгрузке в пробу отбирают каждую пятую или десятую погрузочно-разгрузочную единицу (лопату, тачку). Первоначальный вес пробы, например при отборе ее от 25-тонного вагона, может достигать 5 т. Эта проба при дальнейшей обработке уменьшается до определенного необходимого веса.

#### 4. Опробование старых отвалов

Опробование старых отвалов проводится с целью определения в них содержания полезных компонентов и установления возможности их извлечения.

При опробовании старых отвалов руды, эфелей и заводских отходов пробы, взятые с поверхности, обычно не дают правильного представления о среднем содержании полезных компонентов. Так, в частности, в отвалах ценных руд и золотосодержащих эфелей обычно более повышенные содержания металла обнаруживаются лишь в глубине отвалов.

Чтобы правильно оценить качественный состав отвалов, проводится его разведка шурфами, буровыми скважинами или, если отвал небольшой мощности, канавами. Опробование при этом чаще всего проводится валовым методом, причем из шурфов пробы отбираются с каждого полуметрового или метрового выкида; путем квартования они сокращаются до определенного веса (30—150 кг) в зависимости от характера полезного ископаемого.

#### 5. Опробование небольших партий руды

При опробовании небольших партий руды применяется метод кольца и конуса.

Материал пробы при указанном методе опробования должен быть предварительно измельчен до равновеликих кусков, после чего он насыпается в виде конуса, который доской разворачивается сначала в широкий диск, потом в кольцо. Затем материал перелопачивают с внешней части кольца внутрь его, забрасывая руду лопатами на вершину конуса. После этого руда из конуса снова распределяется по кольцу, опоясывающему место, занятое конусом.

Подобная операция по пересыпанию материала пробы повторяется три-четыре раза, после чего конус с пробой разворачивается в диск толщиной 20—30 см, делится на четыре части (квартуется) по двум взаимно перпендикулярным диаметрам (с помощью доски). Две противоположные части идут для дальнейшего повторного смешения и сокращения, а две другие отбрасываются в сторону.

Операция смешения по конусу и кольцу с последующим квартованием повторяется до тех пор, пока не будет получена проба нужного веса.

Подобный метод опробования часто применяется при оценке небольших количеств (партий) золотоносной руды.

#### 6. Опробование рыхлых отвалов

Отвалы рыхлых пород, например шлам от обогатительной фабрики, можно опробовать буром-шупом (рис. 34), если мощность отвала не превышает 3—4 м.

Этот бур (шуп) состоит из двух стальных трубок небольшого диаметра с продольной прорезью внизу.

Трубки вращаются одна в другой. В положении, когда продольные прорези закрыты, шуп вдавливается в породы на нужную глубину. Вращением цилиндров открывается прорезь, через которую в цилиндр поступает рыхлый материал. После этого закрывают прорезь вращением цилиндров и извлекают пробу.

Количество проб, система их расположения и глубина опробования определяются, исходя из геологических особенностей изучаемого объекта, в каждом конкретном случае отдельно.



Рис. 34. Бур-шуп для опробования рыхлых пород

## 7. Опробование руд на обогатительных фабриках

На обогатительной фабрике пробы руды чаще отбираются после ее дробления, если в схеме обогащения предусмотрено предварительное измельчение рудного материала. При этом пробы берутся с транспортерной ленты через определенные интервалы времени — 15, 30 или 60 мин.

Отбор пробы осуществляется ручным способом с помощью совка или механическим способом с помощью специальных пробоотбирателей.

Опробование концентратов и хвостов обогащения производится чаще всего путем периодического отбора небольших порций пульпы, сливающейся со шлюза, из которых составляются объединенные пробы.

Опробование пульпы производится ручным или механическим способом. При ручном пробоотборе через определенные периоды времени (15, 30 или 60 мин.) отсекается струя пульпы, сливающейся со шлюза, и направляется в металлический сосуд определенной емкости (2—5 л). Отобранные таким способом порции пульпы определенного объема объединяются в одну пробу. Проба отстаивается в сосуде, после чего осторожно сливается вода, высушивается осадок и обрабатывается до размера химической пробы.

По анализам проб руды, концентратов и хвостов устанавливаются качество концентрата и потери металла в хвостах.

## 8. Опробование с целью проведения технологических испытаний полезных ископаемых

Технологические испытания полезных ископаемых, представляющие собой комплекс различных работ, проводятся для изучения технологических особенностей минерального сырья, в резуль-

тате которых выясняются условия обогащения и наиболее рациональная схема металлургической или химической переработки полезного ископаемого, а также способы возможного извлечения сопутствующих полезных компонентов и рассеянных элементов.

Как отмечает М. А. Фишман (1949), технологические испытания проводятся с целью:

1) выявления принципиальной возможности и экономической целесообразности использования полезного ископаемого;

2) установления технологических сортов полезного ископаемого;

3) выбора рациональной схемы и технологического режима переработки полезного ископаемого;

4) установления технико-экономических показателей, необходимых для оценки месторождения и организации его эксплуатации;

5) исследования режима или схемы технологического процесса на действующих предприятиях с целью улучшения технологических и экономических показателей.

Результаты технологических испытаний используются для направления геолого-разведочных работ и классификации запасов; при проектировании новых и реконструкции действующих предприятий; для планирования промышленности и производственного процесса; для совершенствования технологических процессов и оборудования.

При технологическом исследовании минерального сырья проводится детальное изучение его вещественного состава, в результате которого дается оценка возможных технологических свойств. Изучение вещественного состава ведется в следующих направлениях.

1. Определение химического состава минерального сырья, как, например, установление содержания главных полезных компонентов, сопутствующих полезных и вредных примесей, шлакообразующих окислов.

При изучении химического состава применяются методы качественного и количественного анализов, которые обычно сопровождаются спектральными, а часто и рентгеноспектральными анализами.

2. Определение минералогического состава при минералогическо-петрографических исследованиях прозрачных шлифов и аншлифов с применением иммерсионного метода, термического и люминесцентного анализов.

При минералогическом изучении полезных ископаемых выясняется состав минералов, образующих минеральное сырье, их формы и размеры, характер сростаний между собой, особенности распределения включений и прочих особенностей, влияющих на технологические свойства полезного ископаемого. Такое детальное

изучение необходимо проводить для руд, технологическая переработка которых требует предварительного механического обогащения.

В отношении характера сростания минеральных компонентов важно установить, образуют ли минералы гладкие или ровные границы сростаний или эти границы неправильные, зубчатые. В. А. Глазковский и В. В. Доливо-Добровольский (1946) подразделяют все минеральные включения по их форме на пять групп: включения изометричные; включения вытянутой формы (игольчатые, столбчатые, нитевидные и т. п.); включения пластинчатой формы (таблитчатые, чешуйчатые и т. п.); включения линзовидной формы; включения неправильной формы.

Весьма важное значение и, может быть, более важное, чем форма и сростания, имеет размер включений минералов, в зависимости от которых устанавливается степень измельчения руды при механическом обогащении. Классификация размеров включений и выделений минералов и их агрегатов в целях технологической оценки руд предложена В. А. Глазковским и В. В. Доливо-Добровольским (1946).

В этой классификации указана зависимость технологического метода извлечения полезных компонентов от их крупности. Чтобы механическим путем обогатить руду, необходимо ее раздробить до такой крупности, которая бы позволила отделить ценные минералы от пустой вмещающей породы. Размеры зерен обуславливают требуемую тонкость измельчения руды.

Текстурные особенности руды также влияют на схему ее переработки и должны быть детально изучены и соответствующим образом учтены.

3. Определение гранулометрического состава сводится к установлению количественного распределения зерен ценных минералов по крупности в исходном материале или после его дробления. Изучение химического и минералогического состава различных по крупности фракций во многих случаях позволяет наметить пути возможной переработки материала. При гранулометрическом анализе должен быть определен выход каждого класса. Для этого через набор стандартных сит пропускают пробу определенного веса и затем устанавливают весовой выход каждого класса, который обычно дается в процентах к общему весу.

Существуют также методы определения гранулометрического состава минерального сырья по измерению его зерен под микроскопом.

4. Определение главных физических свойств полезного ископаемого, а именно: твердости, хрупкости, магнитности, удельного и объемного веса, влажности и т. п.

Технологические испытания могут быть лабораторными, полужаковыми и заводскими. Выделяют еще полевые технологические испытания, которые проводятся при поисках или в началь-

ные этапы разведки месторождения. Эти испытания сводятся к изучению простейшими методами качества сырья с целью определения, например, его кусковатости, размеров минералов, что позволяет получить некоторые данные для суждения о возможных способах обогащения сырья.

Лабораторные испытания проводятся с целью определения режима и схемы технологической переработки полезного ископаемого. При этом устанавливаются основные показатели, которые могут быть получены при переработке руды, как-то: извлечение полезного компонента, расход реагентов и т. п.

Заводским и полужаводским испытаниям на действующих металлургических предприятиях подвергаются большие пробы с целью окончательного уточнения режима и схемы технологической переработки минерального сырья, а также всех технико-экономических показателей. Нередко для изучения технологических особенностей руд (полиметаллических, оловянных, молибденовых и др.), в частности возможности их обогащения, на месторождениях строятся небольшие опытные фабрики производительностью 10—20 т в смену. Для обеспечения таких фабрик рудой производится пробная эксплуатация в процессе проведения детальных разведок месторождения.

Технологические испытания полезного ископаемого проводятся во все этапы геолого-разведочных работ: при детальных поисковых работах, во время предварительной и детальной разведки, при разработке месторождения.

При поисковых работах и даже во время предварительной разведки месторождения технологическое опробование проводится сравнительно реже, чем при детальных разведках и эксплуатации.

Обычно технологическое опробование проводится с целью установления способов обогащения, плавки или химической переработки руд в стадию детальных разведок месторождения, когда последнее достаточно вскрыто горными выработками, позволяющими более или менее точно выделить пространственное положение отдельных типов руд (например, окисленных, сульфидных и смешанных) и различных их сортов (богатых, бедных): Обычно детальные разведочные работы завершаются подсчетом запасов высших категорий, для характеристики которых обязательно наличие положительных лабораторных данных, заводских или полужаводских испытаний. Результаты этих испытаний являются затем основой для технологической части проекта освоения месторождения.

При проведении предварительных разведочных работ технологические пробы берутся в том случае, если промышленные перспективы месторождения определились как вполне благонадежного, или, наоборот, требуется уточнить качество полезного ископаемого для последующего определения объема и направления детальных разведок. Обычно в эту стадию геолого-разведочных работ берутся пробы для лабораторных исследований.

Иногда отбор технологических проб большого веса для заводских и полувзаводских испытаний требуется провести в стадию предварительных разведок, не откладывая до следующего этапа детальных и эксплуатационных разведок. Это рационально в двух случаях: если в месторождении выявлены крупные запасы полезного ископаемого, установлены типы руд и условия их залегания; если установлено, что месторождение обладает крупными запасами сырья, но перспективы технологического использования руд не совсем ясны ввиду их сложного минералогического состава или невысокого содержания полезного компонента, извлечение которого возможно лишь при более дешевом технологическом способе. В этом случае технологическое опробование должно помочь в решении вопросов о целесообразности дальнейшего вложения крупных средств на проведение детальных разведочных работ.

При разработке месторождения технологическое опробование проводится иногда с целью установления более рациональных схем переработки минерального сырья или в связи с изменением системы разработки, несколько меняющей состав поступающей на обогатительную фабрику руды и требующей уточнения ее технологических свойств, или когда вскрываются руды несколько иного состава, технологическая переработка которых еще не определена.

В стадию поисковых работ, когда месторождение вскрывается редкой сетью мелких горных выработок, технологическое опробование, как правило, не проводится. Это не касается тех случаев, когда на изучаемом месторождении технологические пробы берутся с целью выяснения физико-механических свойств сырья, определения процентного содержания полезного компонента и сортности сырья, как, например, на месторождениях слюды, асбеста, драгоценных камней и т. п., или при поисках строительных материалов.

Технологическое опробование проводится выборочно и заключается в отборе типовых проб, которые отвечали бы по своему качеству определенным типам, сортам и разновидностям полезного ископаемого, а также проб средних по составу для данного месторождения. Технологические пробы должны как можно более точно отвечать составу минеральной массы, поступающей на обогатительную фабрику при эксплуатации месторождения.

Как уже отмечалось, технологические пробы могут быть отобраны путем взятия одной валовой пробы из какой-либо наиболее характерной выработки, путем взятия и последующего смешения нескольких валовых проб или путем отбора и смешения материала керна и химических проб, взятых по горным выработкам.

Составление технологических проб из материала керна производится в том случае, когда месторождение не вскрыто горными выработками, а проведение предварительных технологических лабораторных испытаний необходимо.



Обычно для технологических исследований отбираются валовые пробы из горных выработок.

Вес проб, взятых при технологическом опробовании, зависит от того, предназначена ли данная проба для лабораторных исследований или заводских и полужаводских испытаний.

Вес проб, предназначенных для лабораторных исследований, рекомендуется: для железных руд — от 500 до 1000 кг; для медных руд — от 50 до 100 кг; для никелевых — от 200 до 500 кг; для молибденовых — от 500 до 1000 кг; для комплексных молибденовых руд, в зависимости от содержания в руде молибдена, от 1000 до 3000 кг; для полиметаллических руд — от 200 до 1000 кг.

Проба для заводских и полужаводских испытаний должна иметь значительный вес, нередко достигающий десятков тонн. Так, вес средних технологических проб медных руд 3—5 т и выше; вес технологических проб никелевых руд — от 40—50 до 100—150 т.

Технологические пробы отбираются в процессе проходки разведочных или подготовительных горных выработок, а также из специально проводимых для этой цели выработок (штолен, шурфов, штреков).

Материал в пробу отбирается при погрузке добытого минерального сырья путем отбрасывания в пробу 2, 5, 10-й и т. д. лопаты или путем отбора его из каждой, например 2, 5, 10-й, погрузочно-разгрузочной единицы (вагонетки, тачки, бады).

Следует особо подчеркнуть, что во многих случаях отбор технологических проб сортовых (от каждого сорта или типа руды) или генеральных (представительных от всего месторождения), предназначенных для полужаводских или заводских испытаний, а также определение первоначального веса пробы и способа ее обработки в зависимости от поставленных целей, характера и объема предстоящих технологических исследований производится с консультацией специалиста-технолога (обогапителя, металлурга и т. п.) или при его непосредственном участии.

---

---

---

## IV

### МЕТОДИКА ОБРАБОТКИ ПРОБ

Пробы, взятые в горных выработках, обнажениях или скважинах, предназначенные для лабораторных исследований, в первую очередь должны быть подвергнуты сокращению до определенного веса.

Это сокращение производится в результате обработки пробы. Вес конечной пробы (навески) обычно не превышает 0,3—0,5 кг. Для определения содержания многих металлов берется навеска в 5—10—15 г, для определения содержания золота — в 100—200 г.

Нередко одна и та же проба анализируется на несколько компонентов. Кроме того, от каждой пробы оставляется проба-дубликат, во-первых, для возможных контрольных анализов и, во-вторых, для составления групповых проб. В связи с этим обычно обработанная проба должна иметь вес не менее 300—500 г.

Обработка проб в принципе заключается во взятии пробы от первоначальной пробы. Для этого необходимо соблюдать основное условие: сокращенная проба по своему химическому составу должна полностью соответствовать исходной пробе, от которой она взята, т. е. сокращенная проба должна быть представительной. Это достигается путем соответствующей обработки пробы.

Обработка пробы заключается:

1) в дроблении (или измельчении) материала первоначальной пробы;

2) в просеивании или грохочении измельченной пробы;

3) в перемешивании материала пробы;

4) в сокращении первоначальной пробы с доведением ее до размера конечной пробы.

Рассмотрим, в чем заключается содержание каждой из указанных операций, предварительно остановившись на изложении принципов обработки проб.

#### 1. Принципы определения необходимого веса проб

При обработке проб чаще всего пользуются уравнением Чечотта. Этому же вопросу посвящены формулы Везина, Брунтонна, Демонда и Хальфердаля.

Принцип Везина основан на допущении, что число частиц или кусков в первоначальной пробе и в пробе сокращенной, например в два или четыре раза, должно оставаться постоянным.

Если принять, что все частицы в пробе имеют одинаковый размер и правильную кубическую или шарообразную форму, то число их в пробе, а значит, и вес проб будут пропорциональны диаметру частиц, взятому в третьей степени. Это можно выразить уравнением:

$$\frac{Q_1}{q_2} = \frac{D_1^3}{d_2^3},$$

где  $Q_1$  — вес первоначальной пробы в кг;

$q_2$  — вес пробы после сокращения в кг;

$D_1$  — диаметр максимальных частиц в пробе веса  $Q_1$  в мм;

$d_2$  — диаметр частиц в пробе, сокращенной до веса  $q_2$  в мм (после измельчения).

Приведенное выше уравнение можно представить в общем виде так:

$$Q \text{ кг} = k d^3 \text{ мм},$$

где  $k$  — коэффициент пропорциональности, определяемый заданным числом частиц.

Уравнение Везина не нашло применения в практике в основном потому, что для крупнокусковатых проб оно дает очень большие веса ( $d = 10-20$  мм,  $Q = 2,5-3,0$  т) и требует излишне тонкого измельчения конечной пробы. Практикой работ установлено, что обработке проб можно успешно вести по более простым формулам.

Принцип Брунтон выражается формулой:

$$Q = \frac{D^3 \cdot \delta \cdot f \cdot n}{10\,000 \cdot p} \left( \frac{\beta}{\alpha} - 1 \right),$$

где  $Q$  — вес пробы в кг;

$D$  — диаметр максимальных кусков (частиц) ценнейшего минерала в данной пробе в мм;

$\delta$  — удельный вес частицы ценнейшего минерала;

$\beta$  — содержание металла в ценнейшем минерале в %;

$\alpha$  — среднее содержание металла в данной пробе;

$n$  — количество наибольших частиц (кусков) ценнейшего минерала, находящихся в избытке или недостатке в данной пробе, сокращенной до веса  $Q$ ;

$f$  — отношение действительного веса наибольшей частицы (куска) ценнейшего рудного минерала, прошедшего через сито с размером отверстий  $D$  мм, к весу кубической частицы (куска) полезного минерала с ребром, равным размеру отверстия того же сита;

$p$  — допустимая ошибка сокращения (в процентах металла, содержащегося в пробе).

Вывод указанной формулы можно найти в работах П. Л. Каллистова и К. Л. Пожарицкого. К. Л. Пожарицким (1947) в формулу внесены некоторые уточнения. По его мнению, «Брунтон при выводе формулы ошибочно полагает, что удельный вес крупнейшего зерна при среднем содержании металла равен удельному весу крупнейшего зерна богатейшего минерала».

Если за  $\gamma_1$  принять удельный вес крупнейшего зерна при среднем содержании металла, то в конечном виде исправленная К. Л. Пожарицким формула Брунтонна примет вид:

$$Q \geq \frac{D^3 \cdot f \cdot n (\gamma_\beta - \gamma_1^a)}{c \cdot p \cdot 10^4},$$

где  $c$  — среднее содержание полезного компонента.

Уравнение показывает, от чего зависят веса пробы.

К недостаткам пользования формулой Брунтонна надо отнести условность выбора величин  $a$ ,  $f$  и  $n$ , которые должны быть определены заранее, хотя, как видно, они могут быть точно установлены лишь после обработки проб.

Уравнение Чечотта основывается на установленном Ричардсом положении о том, что веса проб должны быть приблизительно пропорциональны квадрату диаметров наибольших кусков пробы. Эту связь между весом пробы  $Q$  и крупностью зерна  $d$  Г. О. Чечотт выражает в виде уравнения:

$$Q = kd^2,$$

где  $Q$  — вес пробы в кг;

$d$  — диаметр максимальных кусков в пробе в мм;

$k$  — коэффициент, определяющийся в зависимости от характера минерального сырья, степени равномерности распределения ценных минералов, их размера и их содержания в полезном ископаемом. Значение  $k$  Г. О. Чечоттом принималось равным в пределах от 0,16 до 24,0.

Уравнение Чечотта нашло широкое применение в практике обработки проб. Однако многочисленными экспериментальными исследованиями, проведенными в течение двух последних десятилетий в наших отечественных научно-исследовательских организациях, установлено, что цифровые значения коэффициента  $k$  в формуле  $Q = kd^2$  могут быть значительно уменьшены в сравнении с рекомендованными Г. О. Чечоттом.

Производственным опытом проверено, что обработка проб приводит к получению вполне удовлетворительных результатов: при  $k = 0,05-0,1$  для равномерных руд, при  $k = 0,2-0,4$  для неравномерных руд и при  $k = 0,8-1,0$  для крайне неравномерных

руд. Таким образом, при дальнейших расчетах, связанных с составлением схемы обработки проб по формуле  $Q = kd^2$ , мы можем принять значение  $k$ , равным от 0,05—0,1 до 0,8—1,0 в зависимости от характера руды. Оно будет тем больше: 1) чем менее однороден минералогический состав пробы; 2) чем больше процентное содержание в руде полезного компонента; 3) чем более крупной будет вкрапленность полезного компонента.

Из приведенного описания видно, что при составлении схемы обработки проб наиболее простой является формула Чечотта  $Q = kd^2$ .

Как упоминалось выше, для расчета схемы обработки проб значение  $k$  берется равным от 0,05 до 0,8—1,0 в зависимости от типа руд и степени неравномерности оруденения. Исходя из приведенных выше положений, составим общую схему обработки проб.

Прежде всего определим, каков должен быть размер частиц в сокращенной конечной пробе, вес которой составляет обычно около 0,5 кг, например, для золотоносной руды с крайне неравномерным распределением полезного компонента, для которой примем  $k = 1,0$ , и для руды средней по распределению полезного компонента, для которой  $k = 0,6$ .

Вычислим по формуле

$$Q = kd^2$$

$$1) 0,5 = 1 \cdot d^2; \quad d = \sqrt{\frac{0,5}{1}} \cong 0,7 \text{ мм},$$

$$2) 0,5 = 0,6 \cdot d^2; \quad d = \sqrt{\frac{0,5}{0,6}} \cong 0,95 \text{ мм}.$$

Отношение начального веса пробы  $Q_n$  к конечному весу ее  $Q_k$  называется степенью сокращения пробы  $S_c$ .

$$S_c = \frac{Q_n}{Q_k}.$$

Пусть, например, начальный вес пробы 8 кг, а конечный 0,5 кг. Тогда степень сокращения будет:

$$S_c = \frac{8}{0,5} = 16.$$

Отношение начальной величины кусков пробы  $d_n$  к конечной величине  $d_k$  называется степенью измельчения пробы  $S_n$ :

$$S_n = \frac{d_n}{d_k}.$$

Пусть, например, размер наибольших кусков в начальной пробе 30 мм, проба должна быть измельчена до размера частиц в 1 мм. Тогда:

$$S_u = \frac{30}{1} = 30.$$

Обычно при обработке проб, когда степень измельчения очень велика и вес начальной пробы значителен, процесс измельчения пробы разделяют на несколько стадий; после каждой из них производят соответствующее перемешивание и сокращение пробы, что значительно упрощает и облегчает ее обработку.

Поясним это на следующем примере обработки пробы, взятой с целью производства химических исследований.

Условие: начальный вес пробы золотой руды  $Q_n = 64$  кг; по содержанию золота, крупности его зерен и особенностям распределения последних руды могут быть отнесены к неравномерным, для которых примем  $k = 0,5$ ; размер наибольших кусков в пробе 40 мм.

Решение: принимаем конечный вес пробы 0,250 кг и вес дубликата пробы, отобранного параллельно с нею, 0,250 кг; при принятых условиях степень сокращения будет равной:

$$S_c = \frac{Q_n}{Q_k} = \frac{64}{0,250} = 256.$$

Определим диаметр наибольших частиц конечной пробы из уравнения  $Q = kd^3$ :

$$0,250 = 0,5d^3; \quad d = \sqrt[3]{\frac{0,250}{0,5}} \cong 0,7 \text{ мм};$$

степень измельчения составит:

$$S_u = \frac{d_n}{d_k} = \frac{40}{0,7} = 57,1.$$

Из этого видно, что измельчить в один прием 64-килограммовую пробу, чтобы материал пробы был тоньше в 57 раз, т. е. довести размер наибольших зерен до 0,7 мм, и сократить в 256 раз возможно лишь с большими затратами труда. Подобные пробы легче обработать в несколько стадий, например после первого измельчения сократить пробу вдвое или вчетверо. Затем вновь, повторив операцию измельчения уменьшенной пробы, еще раз сократить, например вчетверо и т. д., соблюдая во всех стадиях сокращения определенное условие, чтобы сокращение проб отвечало равенству  $Q = kd^3$  или  $Q \geq kd^3$ .

Схема обработки проб по формуле  $Q = kd^3$  показана на рис. 35.

Как видно из приведенной схемы, обработка проб состоит из ряда стадий, включающих также несколько операций. Следует заметить, что схемы обработки проб должны составляться для

каждого месторождения отдельно, исходя из учета особенностей полезного ископаемого и размера начальных проб. Оборудование, необходимое для обработки проб, подбирается в зависимости от общего объема опробовательских работ.

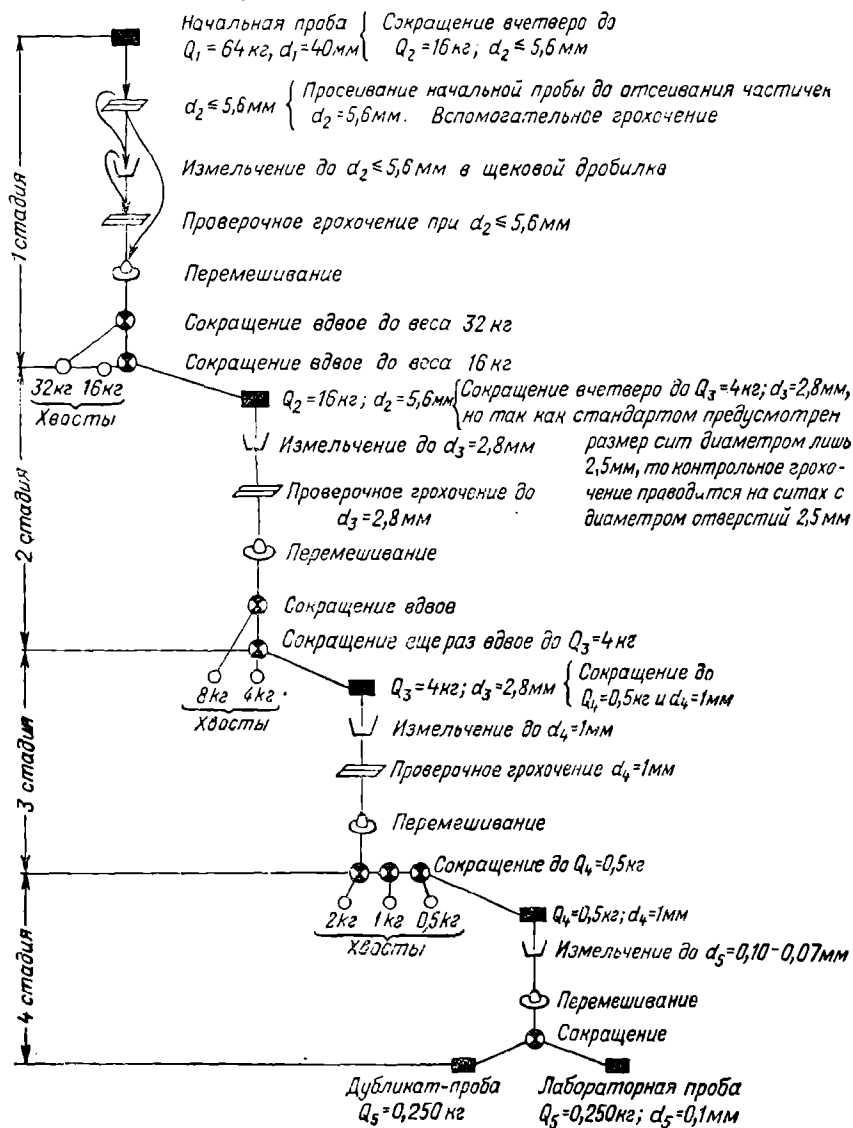


Рис. 35. Схема сокращения пробы

Приведенные расчеты позволяют сделать вывод, что обработка проб по уравнению  $Q = kd^2$  является наиболее простой и вполне удовлетворительной по результатам.

Вес разведочных проб золотых руд при разной стадии дробления

Диаметр кусков в мм	Вес пробы в кг		Диаметр кусков в мм	Вес пробы в 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

самого последнего времени пользовались и пользуются формулой Г. О. Чечотта:  $Q = kd^2$ . Это объясняется, во-первых, тем, что обработка проб по формуле Г. О. Чечотта дает достаточную точность и характеризуется простотой, во-вторых, для проб небольшого веса (бороздового или даже задиркового опробования), т. е. для подавляющего большинства проб, требующих мелкого дробления уже до первого приема сокращения, величина показателя степени ( $\alpha$ ) практически мало сказывается на весах промежуточных проб.

При обработке проб различных руд П. Л. Каллистовым рекомендуются следующие значения коэффициента  $k$  в формуле  $Q = kd^2$  (табл. 6).

Таблица 6

Таблица значений коэффициента  $k$  в формуле  $Q = kd^2$ 

Категория руд	Краткая характеристика руд	Величина коэффициента $k$
I	Весьма равномерные и равномерные . . . . .	0,05
II	Неравномерные . . . . .	0,1
III	Весьма неравномерные, включая равномерные золотые руды с мелким золотом (от дисперсного до тысячных и сотых долей миллиметра)	0,2
IV	Весьма неравномерные золотые руды со средней крупностью золота (до 0,2—0,6 мм) . . . . .	0,4—0,8
V	Крайне неравномерные золотые руды с крупным золотом (больше 0,6 мм) . . . . .	0,8—1,0

В последнее время Министерством геологии и охраны недр приняты следующие значения коэффициента  $k$  в формуле  $Q = kd^2$  (табл. 7), употребляемые при обработке проб различных руд (по СУСН).



Значение коэффициента  $k$  в формуле  $Q = kd^2$ 

Категория обработки проб	Характер распределения компонентов в минеральной массе проб	Величина коэффициента $k$
I. Легкая . . . . .	Весьма равномерный . . . . .	0,1—0,3
II. Средняя . . . . .	Равномерный . . . . .	0,4—0,6
III. Трудная . . . . .	Неравномерный . . . . .	0,7—1,0

В СУСН не дается указаний, при каких значениях  $k$  могут обрабатываться те или иные руды, в связи с этим при выборе величины  $k$  можно рекомендовать руководствоваться таблицей П. Л. Каллистова, в которой обобщены опыты экспериментальных исследований и практики геолого-разведочных работ.

Отметим при этом, что в каждом отдельном случае значение  $k$  может быть уточнено экспериментальными исследованиями. Последние заключаются в том, что на исследуемых месторождениях от наиболее типичной руды берется большая валовая или зади́рковая проба весом 500—2000 кг, которая после поверочного грохочения и дробления до диаметра примерно 15—25 мм разделяется на несколько отдельных проб; дальнейшая обработка этих проб проводится при разных значениях  $k$  и если желательно, то и  $a$ . Обычно в одном эксперименте участвуют 4—8 частных проб. В результате обработки получают сокращенные до необходимого веса пробы, которые сдаются на анализ в химическую лабораторию. Полученные результаты лабораторного анализа сравниваются между собой, что позволяет сделать заключение относительно наиболее рационального значения коэффициентов, которые могут быть приняты при дальнейшей обработке проб.

## 2. Дробление (измельчение) проб

Дробление или измельчение проб проводится с целью последующего сокращения их веса. Исключением являются пробы, взятые шпуровым методом, для которых дробление не проводится, так как материал пробы бывает достаточно тонко измельчен при бурении шпуров.

Пробы, взятые бороздовым, точечным, зади́рковым методами и методом вычерпывания, обычно характеризуются крупностью частиц (кусков) до 40—50 мм. Валовые пробы характеризуются еще большей крупностью кусков.

Измельчение проб осуществляется ручным или механическим способом. При отборе проб в небольшом количестве и неболь-

шого веса дробление можно проводить ручным способом. При взятии проб в массовом количестве рациональнее применять механическое дробление.

Дроблению материала проб предшествуют вспомогательные операции, заключающиеся в просушивании проб и их взвешивании. Вес больших проб определяется мерными сосудами или на технических весах. Небольшие пробы обязательно взвешиваются.

По размеру частиц, получаемых при дроблении, выделяется крупное, среднее и мелкое (тонкое) дробление или измельчение.

Крупное ручное измельчение проводится с помощью молотков на чугунных или стальных плитах; при этом степень измельчения колеблется в пределах 2—10. Среднее измельчение осуществляется в чугунных ступах при помощи чугунного или стального песта; степень измельчения при дроблении в ступах достигает 20—25. Тонкое измельчение производится на чугунной доске с бортами массивным башмаком или валком с рукояткой. Небольшие пробы могут истираться в лабораторных ступках.

Крупное механическое измельчение проводится специальными сравнительно небольшими щековыми дробилками лабораторного типа или такими же дробилками более крупного размера; среднее измельчение осуществляется лабораторными валками и тонкое — дисковыми истирателями или в шаровых и стержневых мельницах.

Указанные выше дробильные механизмы могут приводиться в действие непосредственно от отдельных электромоторов, а также через трансмиссии от общего мотора или двигателя внутреннего сгорания.

Существуют и ручные щековые дробилки небольшой мощности с маховым колесом. Они иногда используются в полевых разведочных партиях, например при получении «искусственных» шлихов из каких-либо крепких пород.

В последнее время И. Н. Поповым для измельчения проб было предложено использование отбойных молотков. Вместо зубка они снабжаются пестом с плоской рабочей концевой частью. Дробление материала проб производится в чугунной ступе, прикрытой крышкой с отверстием для песта. Крышка изготовляется из жести или плотного материала по размеру ступы для предохранения пробы от разбрызгивания. Дробление пробы производится при качании песта вверх и вниз. Опыты показали, что измельчение можно проводить от 50—70 до 0,1 мм. Для пород крепких производительность составляет примерно 18—20 кг/час.

### **3. Грохочение (просеивание) материала проб**

Грохочение (или просеивание) проводится, во-первых, с целью достижения полного измельчения материала после каждой операции дробления (контрольное просеивание) и, во-вторых, чтобы

избежать переизмельчения пробы в процессе обработки ее.

Грохочение может быть механическое и ручное.

Механическое грохочение применяется при проведении технологического опробования или при взятии проб валовым методом, когда количество и вес их значительны. Обычно механическое грохочение проводится на обогатительных фабриках при разработке месторождений.

Механические грохота бывают: плоские качающиеся, вибрационные и барабанные.

Обработка проб в геолого-разведочных партиях и экспедициях чаще всего сопровождается ручным грохочением материала проб.

Ручное грохочение производится колосниковыми грохотами (собственно грохочение) и ситами различного размера (просеивание).

Колосниковые грохота применяются в том случае, когда вес проб очень значителен и размер кусков пробы после первых стадий дробления еще достаточно велик. При таких условиях лучше пропустить пробу через грохот, а не через сито.

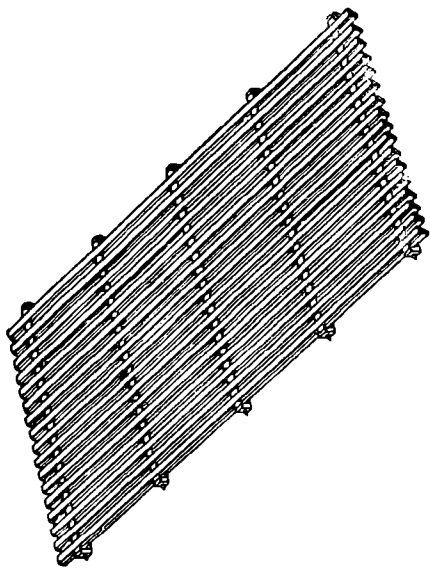


Рис. 36. Колосниковый грохот

Колосниковый грохот представляет собой железную решетку, состоящую из стальных брусьев, соединенных между собой поперечниками (рис. 36). Иногда применяются грохота с деревянной рамой и поперечными стальными прутьями.

В случае грохочения более мелкого материала проб (10—15 мм) применяются решетчатые или дырчатые грохота.

При работе грохот устанавливается неподвижно под углом  $45^\circ$  к горизонту (для грохочения крупного материала) или под углом  $20^\circ$  (для грохочения мелкого материала); материал пробы набрасывается на грохот лопатой. Не прошедший через грохот материал вновь подлежит грохочению после предварительного дробления.

При сравнительно небольшом объеме проб вместо грохота употребляются носилки или ящики с металлической сеткой на дне.

Для более мелкого просеивания материала проб служит набор сит, размер которых приводится в табл. 8.

Сравнительная таблица сит

ГОСТ2851-45 Размер сторо- ны ячейки в свету в мм	Американский стандарт		ГОСТ 2851-45 Размер сторо- ны ячейки в свету в мм	Американский стандарт	
	число от- верстий на линейный дюйм (меш)	размер отвер- стий в мм		число от- верстий на линейный дюйм (меш)	размер отвер- стий в мм
2,5	8	2,36	0,25	60	0,25
1,4	12	1,40	0,18	80	0,18
1,0	20	0,83	0,15	100	0,15
0,8	24	0,70	0,10	150	0,10
0,5	32	0,50	0,075	200	0,074

#### 4. Перемешивание материала проб

Перемешивание (или смешение) материала проб производится после каждой стадии дробления и грохочения с целью получения однородной по качеству массы раздробленного материала. Эта операция предшествует сокращению и должна быть произведена весьма тщательно. Особенно внимательно надо относиться к перемешиванию проб большого размера, в которых труднее достигается получение смеси вполне однородного состава. По Н. И. Трушкову (1934), предельный вес руды, поступающей в перемешивание, обыкновенно не должен превышать 2—3 т, а наибольший диаметр кусков руды 50—60 мм; если размеры превышают указанные, пробу до смешения следует предварительно разделить на части и провести сокращение по частям.

Существует несколько способов смешения материала проб.

Способ перелопачивания применяется при перемешивании материала проб большого веса, — свыше 2—3 т. Материал пробы лопатой ссыпается в конус так, чтобы части его с вершины конуса скатывались во всех направлениях примерно в равных количествах. Это исключает возможность неравномерного накапливания крупных и тяжелых кусков пробы в отдельных участках. После первой насыпки конуса происходит перелопачивание материала во второй конус, затем таким же образом в третий, четвертый и т. д., пока не будет достигнуто полного и равномерного смешения. Обычно операцию перелопачивания одной пробы рекомендуется производить 3—5 раз.

Для насыпания материала пробы в конус целесообразно применять железную воронку, подвижно вращающуюся на кронштейне вокруг вертикальной стойки. Через воронку достигается более правильное распределение материала пробы.

Способ кольца и конуса наиболее распространен при обработке проб, особенно если они не очень большие по весу.

Перемешивание пробы производится на платформе из плотно сбитых досок, в помещении с цементным полом или на листах котельного, а иногда кровельного железа. Небольшие пробы обрабатываются на столах, обитых жостью.

Материал пробы, подлежащий перемешиванию, раскладывают в кольцо конического сечения и затем пересыпают в центральную кучу, забирая лопатой или совком небольшие порции с внутренней стороны кольца и постепенно передвигаясь по окружности, пока весь материал не будет пересыпан в конус.

Насыпание производится с центра, причем каждая последующая порция высыпается строго на вершину конуса, чтобы материал скатывался по всем его сторонам равномерно.

Когда весь материал с кольца высыпан в конус, последний разворачивают по диаметральной плоскости врезыванием в его вершину деревянной или металлической пластины и поворачиванием её около оси конуса с постепенным углублением, пока конус не превратится в тонкий диск.

Полученный диск снова превращают в кольцо. Такие приемы повторяются три-пять раз в зависимости от степени неравномерности материала пробы.

При насыпании конуса происходит некоторая классификация материала, как и при способе перелопачивания. В связи с этим для достижения лучших результатов конус иногда разворачивают в диск уступами, например после каждой третьей части пересыпанного материала из кольца.

Способ перекатывания на брезенте заключается в том, что измельченная проба высыпается на брезент, полотно или на клеенку (размером примерно  $1,5 \times 2,0$  м) и несколько раз перекатывается при помощи переменного последовательного поднятия концов брезента. Этот способ дает хорошие результаты при перемешивании проб небольшого веса — до 5—10 кг — с достаточно мелким и равномерно измельченным материалом, в противном случае образуются сегрегации.

Способ просеивания применим при обработке проб небольшого размера весом 3—5 кг и заключается в просеивании материала пробы через сито, диаметр отверстий которого в два-три раза больше диаметра зерен или кусочков пробы. Просеивание пробы производится несколько раз. По мнению проф. В. Я. Мостовича, два-три просеивания дают лучшие результаты, чем 100 перекатываний на брезенте той же пробы.

Способ пересыпания из одного сосуда в другой можно применять, по Н. И. Трушкову, для небольших проб тонкоизмельченной руды с повторением этой операции 5—8 раз.

Способом механического перемешивания, как отмечает Г. О. Чечотт, можно пользоваться для химических проб относительно небольшого размера, применяя механические смесители, имеющие вид вращающихся цилиндров, в которые помещается проба. Для этих же целей можно использовать обычные шаровые мельницы, в которые помещаются пробы без шаров и при вращении которых возможно перемешивание пробы.

## 5. Сокращение проб

Сокращение проб производится после перемешивания материала проб.

Существует несколько способов сокращения проб.

При способе квартования материал пробы после перемешивания на ровной и плотной (во избежание потерь) площадке, а в случае небольших проб — на столе, обшитом жестью, разравнивается в виде плоского диска небольшой и одинаковой толщины (1—5 см). При перемешивании по методу кольца и конуса такой диск получается после последнего разворачивания конуса, при этом надо следить за тем, чтобы диск по своей форме приближался к кругу. Затем диск по двум взаимно перпендикулярным диаметрам делят на четыре сектора (квадранта), из которых два противоположных сохраняются для дальнейшей обработки, а остальные отбрасываются в хвосты. Соединение противоположных квадрантов обеспечивает получение более равномерной смеси и одинаковых по весу порций.

Если отобранную порцию требуется сократить еще, с ней повторяется та же операция до тех пор, пока не будет получено нужное количество.

Разделение пробы на квадранты производят при помощи доски (металлической пластины) или специально изготовленной крестовины, которая дает более точные результаты.

После каждого приема сокращения пробы перед следующим сокращением принято производить однократное перемешивание по методу кольца и конуса. Однако Г. О. Чечотт рекомендует делать это лишь в случае обработки проб с крайне неравномерным оруденением.

Способом перелопачивания сокращение производится лишь в случае больших размеров проб (2—3 т и более). Проба разделяется на две равные части путем отбрасывания материала пробы четными лопатами в одну сторону, а нечетными — в другую.

Струйчатыми делителями производят сокращение проб, сравнительно небольших по весу и достаточно измельченных (с диаметром частиц 2—10 мм).

Эти делители — делители Джонса (рис. 37) — состоят из ряда жестяных желобов, наклоненных под углом 50° и образую-

щих сверху одну коробку с поперечными перегородками — загрузочное отверстие. Желоба направлены в противоположные стороны и имеют выпускные отверстия на нижнем конце. Размер всех желобов строго одинаков, как и количество их по ту и другую сторону. Чем больше желобов и чем меньше их сечения, тем лучше результаты сокращения проб. В каждом делителе 16—20 желобов, обычно же их не менее десяти.

Делитель имеет три ендовки прямоугольного сечения, длина которых равна длине загрузочного отверстия делителя; две из них подставляются под желоба с той и другой стороны, третья служит для засыпки материала пробы в загрузочный ящик делителя. Важным условием при делении пробы является равномерная засыпка материала пробы по всему ящику.

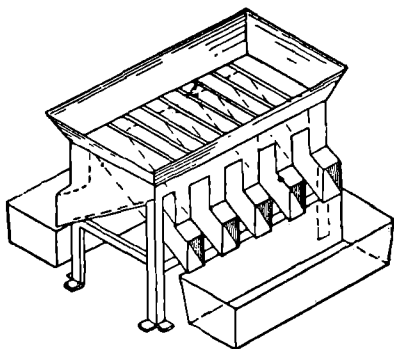


Рис. 37. Струйчатый сократительный прибор (делитель Джонса)

Сокращение дели-

тельными ящиками производится в тех случаях, когда крупность материала составляет 10—25 мм и вес пробы достаточно большой.

Ящики одинакового размера в количестве 6—10 ставятся плотно один к другому параллельно длинной стороне и загружаются материалом пробы с лопаты или ендовки.

Общая ширина всех ящиков, как отмечает Г. О. Чечотт, во избежание неравномерной загрузки не должна превосходить ширины загрузочной лопаты, т. е. ее максимальная ширина 300 мм. Исходя из этого, при ширине ящиков 50 мм число их будет 6, при ширине 30 мм — 10 и т. д. При диаметре зерна, равном  $d$ , ширина ящиков не должна быть менее  $2d$ . Пользование ендовкой допускает несколько большую ширину ящиков. Высота ящиков обычно бывает 150 мм, длина 500 мм.

Во время загрузки лезвие лопаты держат параллельно общей ширине ящиков.

После того, как ящики загружены материалом пробы, в пробу отбирают четные или нечетные ящики, а материал пробы оставшихся ящиков отбрасывают в хвосты.

При необходимости дальнейшего сокращения операция повторяется.

Сокращение сократительными совками в настоящее время почти не применяется, так как особенно точного распределения пробы на равные части этот способ получить не

позволяет, а кроме того, легко может быть заменен способом квартования или струйчатого делителя.

Способ квадратования применяется лишь для отбора от приготовленной при окончательном сокращении первоначальной пробы, лабораторной пробы (навески), идущей для химического анализа.

При отборе навески для анализа первоначальную пробу тщательно перемешивают и разравнивают на чистом и гладком листе бумаги в виде тонкого слоя одинаковой толщины. Этот слой делится на несколько примерно равных квадратов, от каждого из которых берут по равной порции материала для составления пробы, идущей в анализ.

Способом распределения иногда пользуются при окончательном сокращении тонкоизмельченной пробы, высыпавшейся из воронки, по ряду банок. Этот способ применяется лишь в лабораторных условиях.

Механические сократители применяются при сокращении больших количеств проб, имеющих значительный вес, когда существующие условия позволяют организовать такую обработку проб.

Механический сократитель представляет собой два конусообразных сосуда, из которых первый разделен на четыре равновеликие камеры двумя диаметральными перегородками. Две противоположные камеры внизу открыты, две другие закрыты.

Нижний сосуд закрытый. Оба сосуда укреплены на одной вертикальной оси. Верхний из них вращается по окружности; сюда поступает материал пробы. При равномерном вращении и равномерном поступлении материала пробы происходит его разделение на две равные части, причем одна часть накапливается в верхнем сосуде, другая — в нижнем, проходя в него через открытые камеры верхнего сосуда.

Введение в эту систему дополнительного сосуда, типа первого, позволяет в один прием сократить пробу не в два, а в четыре раза.

В заключение следует отметить, что сокращение одной и той же обрабатываемой пробы может производиться различными способами в зависимости от стадий обработки, определяющих вес пробы по мере ее сокращения.

При обработке проб конечный вес пробы, предназначенной для химических исследований, должен составлять 0,2—1,0 кг. Вес пробы, предназначенной для количественного определения золота, может колебаться в пределах 0,5—1,0 кг. Для определения содержания других металлов берется навеска в 5—10—15 г. Учитывая, однако, необходимость оставления дубликата проб, конечный вес обработанной пробы принимается равным 0,3—0,5 кг.

При окончательной обработке, перед отбором навески, проба должна быть измельчена до размера частиц 0,1—0,07 мм (или



150—200 меш). При этом необходимо отметить, что в тех случаях, когда непосредственно на месте работ пробы подвергаются дроблению до сравнительно крупного диаметра частиц (1—2 мм), тонкое истирание в химической лаборатории обязательно должно производиться по единой принятой схеме с тем же коэффициентом  $k$ , который употребляется в соответствующей формуле обработки пробы.

СУСН предусматривает следующий состав работы при установлении норм на ручную обработку проб: подготовка и уборка рабочего места; подготовка, чистка и уборка ступ (пестов, сит, железных листов, делителей, мешочков для проб и др.); подготовка бирок, этикеток, шпагата, подноски и разборка проб; взвешивание и засыпка проб в ступу; дробление, контрольное грохочение, перемешивание и сокращение пробы до 100—200 г; истирание пробы до размера частиц 0,07 мм; расфасовка пробы на четыре части (образца), упаковка их в мешочки, геологическая документация.

В состав работ, предусмотренных нормами СУСН на обработку проб при механическом дроблении, входят: очистка дробилок (сит, делителей); разборка проб; подноски их к весам; освобождение из мешков; засыпка в ящики; взвешивание; подноски к контрольному грохоту; загрузка в дробилки; включение дробильных аппаратов; ручное дробление крупных кусков до 6 см; механическое дробление, измельчение, просеивание и сокращение проб; загрузка отквартованных материалов (отходов) при сокращении проб в ящики и относки их в отвал или на временное хранение в качестве дубликатов проб; расфасовка и упаковка проб; подготовка бирок, этикеток, шнурков; наблюдение за правильной работой всех механизмов; геологическая документация.

## **6. Организация лабораторий для обработки проб при разведке и эксплуатации месторождений**

Для обработки проб, особенно в тех случаях, когда они берутся в массовом количестве, что часто бывает при детальном разведках или при эксплуатации месторождения, необходима организация лабораторий.

В полевых партиях, работающих сезонно, лаборатории по обработке проб очень просты: обычно это набор механизмов для ручного дробления проб (ступа с пестом и железная плита с молотком), некоторое количество сит с отверстиями различных диаметров, сушильная печь. В качестве лабораторного помещения служит палатка большого размера или навес, предохраняющие от осадков. Площадки для разделки проб обычно имеют размер до  $3 \times 4$  м.

Полевая лаборатория по обработке проб по возможности должна быть организована непосредственно у месторождения.

В стационарных экспедициях и на рудниках, где объем опробовательских работ большой, должны быть построены специальные лаборатории по обработке проб, достаточно оборудованные и благоустроенные. В подобных лабораториях необходимо иметь комплект дробильных механизмов для крупного, среднего и тонкого измельчения: щековая лабораторная дробилка, валковая дробилка производительностью до 20—40 кг/час, дисковые истиратели или шаровая мельница; набор грохотов и сит; механические смесители и делители. Приведение дробильных механизмов в движение может осуществляться либо через трансмиссию от одного электромотора мощностью 6—7 квт, характеризующегося относительно небольшим числом оборотов в минуту (750), либо с помощью индивидуальных моторов, которым должен быть снабжен каждый дробильный механизм, что значительно удобнее при работе. При лаборатории необходимо иметь отделение для сушки проб, представляющее собой комнату с сушильной печью.

При проведении валового опробования предварительное сокращение проб до допустимых размеров, в соответствии с принятой схемой обработки проб, надо производить непосредственно на месте взятия проб во избежание транспортировки излишнего материала проб.

Для хранения проб и их дубликатов лаборатория должна быть обеспечена сухим складским помещением.

В целях механизации обработки проб и проведения простейших испытаний на обогатимость для геолого-разведочных партий Механобром спроектирована опробовательско-обогащительная установка.

По описанию П. П. Соловьева (1938), эта установка состоит из дробильного и обогащительного отделений, смонтированных на общей разборной раме, изготовленной из уголкового железа (40 × 40 мм). Она занимает площадь около 22 м<sup>2</sup>. Все механизмы приводятся в движение через трансмиссионный вал; вал вращается от передачи двигателя внутреннего сгорания марки Л-6, мощностью 6 л. с. Вместо двигателя можно использовать электромотор соответствующей мощности. Вес всей установки 1200 кг.

В дробильном отделении установлены:

1. Щековая дробилка весом 72 кг, с размером загрузочного отверстия 60 × 75 мм и регулируемой выходной щелью минимальной шириной до 1,5 мм. Производительность ее 40—100 кг/час.

2. Валковая дробилка с диаметром валков 200 мм. Производительность валков 10—40 кг/час. Измельчение в валках от 0,5 мм.

Крупность дробления регулируется специальными винтами.

3. Две шаровые мельницы размером  $180 \times 250$  мм для измельчения материала проб до 0,1 мм. Производительность мельницы от 4 до 8 кг/час.

4. Два грохота под щековой и валковой дробилками для поверочного грохочения. Производительность грохотов от 40 до 100 кг/час.

В обогащительном отделении установлены:

1. Отсадочная машина производительностью 1—2 кг/час. Она снабжена стеклянным цилиндром, позволяющим наблюдать процесс. Наибольшая крупность кусков для отсадки 12 мм.

2. Концентрационный стол для обработки материала крупностью 1 мм. Производительность стола 10 кг/час.

3. Два флотационных аппарата типа МС на 1000 и 250 г, первый — для первичной флотации, второй — для перерешетки или для малых проб. Производительность аппаратов 2—3 пробы в час.

4. Водонапорный бак емкостью 27 л для питания аппаратуры.

5. Вакуумный насос для ускорения фильтрации тонких продуктов обработки проб (флотационных).

6. Комплект склянок Бунзена с воронками для фильтрации.

7. Сушильный электрический шкаф.

Если в стационарных разведочных экспедициях организована лаборатория по обработке проб, то в этих экспедициях целесообразно организовать и химическую лабораторию, особенно когда химические анализы несложны, а аналитические работы должны проводиться в большом объеме.

Контроль за правильностью результатов анализа осуществляется путем внутрилабораторного контроля (внутренний контроль) — в количестве не менее 20% параллельных анализов от партии анализов, проводимых разными исполнителями. В отдельных случаях, например при исследовании сложных для аналитических работ руд, внутрилабораторный контроль может увеличиваться до 100%.

При выполнении анализов повышенной точности (контроль работы других лабораторий, арбитражный контроль) лабораторный контроль осуществляется, как правило, в количестве 100%.

Требования к качеству анализов на определение содержания компонентов в пробах устанавливаются указаниями Всесоюзной комиссии по запасам полезных ископаемых (ВКЗ) о допустимых случайных погрешностях химических анализов для руд черных и цветных металлов и других видов минерального сырья.

## V

### ОПРОБОВАНИЕ РОССЫПЕЙ

Россыпные месторождения являются источником большого количества полезных ископаемых: золота, платины, касситерита, вольфрамита, граната, драгоценных камней, монацита, циркона и т. д., иногда в делювии и элювии вблизи коренных месторождений в промышленных концентрациях встречаются корунд, горный хрусталь, магнетит, хромит.

По условиям образования россыпи бывают элювиальные, делювиальные, аллювиальные (русловые, долинные, террасовые и увальные), пролювиальные, прибрежно-озерные и прибрежно-морские.

По условиям залегания различают: неглубоко залегающие россыпи (с плотиком на глубине до 5 м); россыпи средней глубины (плотик на глубине 5—20 м) и глубоко залегающие (плотик на глубине свыше 20 м).

#### 1. Методика проведения опробования россыпей

Опробование россыпей имеет следующие особенности:

1. Большой объем проб (валовых, задириковых или широкой бороздой), так как только при этих условиях возможно получение надежных результатов для оценки содержания в россыпи ценных минералов.

2. Обработка проб, взятых из россыпей, в отличие от обработки проб руд коренных месторождений, заключается в промывке их с целью извлечения полезного компонента и определения его весовых количеств. Химические анализы для определения содержания, например, золота, олова, вольфрама и других металлов в россыпях применяются в крайне редких случаях для научно-исследовательских целей; для подсчета запасов они используются лишь при определении пробы золота, содержания олова в касситерите, окиси вольфрама в вольфрамите и для прочих подобных целей.

3. Пробы должны промываться непосредственно на месте работ. Дополнительные трудности возникают, если россыпь расположена вдали от водных бассейнов или когда разведываются

сильно водоносные россыпи, шурфовка которых производится «на проморожку».

Методика взятия проб существенно различна при проведении поисковых и разведочных работ. Рассмотрим, в чем заключается это различие.

При поисковых работах пробы берутся непосредственно с поверхности россыпи, из неглубоких закопушек (до 0,5 м) или из выбросов шурфов с определенных его интервалов.

Опробование обычно заключается в промывке материала весом, например, 20—100 кг для установления наличия в россыпи полезных компонентов. Промывка пробы проводится в простейшем приборе, каким является деревянный сибирский лоток или азиатский ковш, широко применяемый на Урале. Если же при поисках проводятся шурфовые работы, которые обычно ставятся в наиболее благонадежных участках, выявленных геологической и геоморфологической съемкой, где возможно ожидать наличие промышленных россыпей, промывка проб часто осуществляется на бутаре.

Опробование при маршрутно-поисковых работах проводится с учетом геологических и геоморфологических особенностей района. Наиболее благоприятными участками для взятия проб являются крутые излучины рек, косовые отложения, боковые притоки, места за береговыми выступами и пр.

Именно в таких участках, где имеет место резкое замедление течения, в аллювиальных отложениях происходит наибольшее накопление тяжелых минералов.

Шлиховое опробование обычно проводится попутно с геологическим картированием района. При проведении специализированных поисков на то или другое полезное ископаемое, когда геологическое картирование предварительно уже проведено, шлиховое опробование проводится выборочно и относительно более детально в участках, благоприятных по геологическому строению для обнаружения того или иного полезного ископаемого.

Пробы берутся из закопушек, шурфов, скважин и из бортов речных отложений после их расчистки.

При геологическом картировании шлиховые пробы, в зависимости от масштаба съемки, берутся примерно в следующих минимальных количествах:

1. При съемке в масштабе 1 : 500 000 одна шлиховая проба на 1 *пог. км* маршрута, что примерно соответствует одной пробе на 3—6 *км*<sup>2</sup> площади.

2. При съемке в масштабе 1 : 200 000 две шлиховые пробы на 1 *пог. км* маршрута или 1 проба на 1 *км*<sup>2</sup> площади.

3. При съемке в масштабе 1 : 100 000 две-три шлиховые пробы на 1 *пог. км* маршрута, т. е. через 300—500 м по речным долинам в перспективных районах; несколько большие интер-

валы (1—2 км) допускаются при взятии шлиховых проб в малоперспективных районах.

4. При съемке в масштабе 1 : 50 000 берется 5—6 шлиховых проб на 1 *пог. км* маршрута, или примерно через 150—200 м одна от другой по долинам рек и ключей.

5. При съемке в масштабе 1 : 25 000, которая проводится в перспективных участках, пробы берутся с такой густотой, при которой можно выявить даже относительно небольшие россыпи. Обычно на 1 *пог. км* маршрута приходится не менее 10—15 шлиховых проб.

При проведении детальных поисков для взятия проб проводятся шурфовые и буровые работы. Обычно шурфы или буровые скважины задаются по линиям, ориентированным поперечно к речным долинам, на каждой линии проходят 4—5 поисковых выработок, расположенных через 20—50 м одна от другой. При поисках золота такие линии проводятся через 1—2 км по коротким речным долинам. При поисках оловянного камня, вольфрамиты, циркона, монацита расстояние между поисковыми линиями берется в пределах до 1000 м, в зависимости от характера речной долины.

Для сравнения содержаний полезных компонентов по шлихам надо брать шлиховые пробы одинакового объема, или, если были взяты пробы различного объема, полученные после их обработки данные надо привести к одному объему.

Практикой установлено, что при шлиховом опробовании золотоносных россыпей пробы принято брать объемом 0,02 м<sup>3</sup> (3 лотка), а при опробовании оловоносных, вольфрамоносных, монацитоносных россыпей пробы обычно берутся объемом 0,025—0,05 м<sup>3</sup>.

Следует иметь в виду, что в долинах с мощными отложениями наносов, где период размыва давно закончился, русловые пробы могут вовсе не показать содержания драгоценных или редких металлов, хотя внизу у истинного или ложного плотика могут быть обнаружены весьма богатые скопления последних. В таких условиях пробы должны браться из шурфов или из буровых поисковых скважин, вскрывающих весь разрез россыпи. Эти шурфы или скважины при общих поисках проходятся в благоприятных участках через 1,0—1,5 км.

Кроме аллювиальных россыпей, в наиболее благоприятных геологических участках, как, например, в эндо- и экзоконтактных зонах интрузивов, в участках кварцевых развалов, в полях развития некоторых даек, в зонах измененных пород, нередко опробуются делювиальные и элювиальные отложения. Целью проведения таких работ является открытие месторождений по данным шлихового опробования, как известно, дающего хорошие результаты при поисках платины, золота, редких металлов и драгоценных камней. Но, кроме того, при опробовании элювия и делювия возможно открыть месторождения свинца, молибде-

на, киновари и других полезных ископаемых; рудные минералы этих месторождений малоустойчивы, в связи с чем они и не накапливаются в россыпях, поэтому находка их в шлихах обычно указывает на близость коренного источника. Пробы элювия и делювия берутся из закопушек; глубина последних, учитывая, что в этих образованиях материал перемешан и не дифференцирован, как в аллювиальных россыпях, обычно не превышает 0,5—0,6 м.

Густота взятия проб из элювия и делювия различная. При ревизионно-поисковом опробовании берутся единичные пробы. Но в заведомо рудоносных участках проводится систематическое опробование делювия склонов с нанесением всех проб на глазомерную или топографическую основу в масштабах 1 : 5000, 1 : 10 000 или 1 : 25 000. Обычно при этих работах вдоль склонов через каждые 100—200 м проводятся линии закопушек, расположенных через 20—40 м. При необходимости опробование может быть проведено по более густой сети. По данным такого опробования выявляются ореолы рассеяния, а в них — места повышенного содержания полезного компонента, используемые для дальнейшего отыскания коренного источника.

Вес проб нескольких килограммов; для спектрографического анализа вес первичной пробы 1—2 кг; от проб после измельчения и квартования берется навеска, идущая на спектральный анализ, в 20—50 г.

Часто шлиховым методом опробуются и коренные породы. Вес первичной пробы 20—50 кг. Пробы подвергаются измельчению и промывке для получения шлиха. Такое опробование коренных пород имеет важное значение при решении некоторых геологических задач: для установления состава тяжелой фракции горных пород, для выяснения генетической связи россыпей с их источником и т. д.

При шлиховом опробовании предварительное определение состава шлихов надо проводить непосредственно в поле с целью уточнения направления исследований; в период камеральных работ проводятся уже полные исследования с применением точных минералогических, спектральных, химических и других анализов и с обобщением результатов в виде составления шлиховых карт, на которых условными знаками наносятся пробы, содержание в них полезных компонентов и контуры главнейших пород.

Опробование россыпей, находящихся в русле рек и в озерах, производится черпаком («пахарем») с плотов. Этот способ описан А. В. Арсентьевым (1932) и заключается в том, что через прорезь плота, проходящую в середине его, на дно реки или озера опускают железный черпак, насаженный на длинную ручку и соединенный с канатом, идущим к лебедке. Ручка служит для того, чтобы надавливанием на нее углу-

бить черпак в донные отложения, а лебедка.— для извлечения черпака с материалом пробы.

Опробование с плота русловых отложений обычно производится в том случае, если предварительными исследованиями установлены повышенные концентрации полезного компонента в этих отложениях, позволяющие предполагать возможность открытия промышленных месторождений.

Пробы из донных рыхлых отложений берутся по линиям, ориентированным поперечно к современному руслу реки и расположенным одна от другой через интервалы 0,5—1,0 км.

В участках опробования через реку натягивается канат, поддерживаемый «козлами», на котором укрепляется плот. Прорез в последнем располагается поперек речной долины.

Пробы в линиях берутся или непрерывно через всю реку одна за другой или с некоторыми небольшими интервалами, складываются на плоту на специальной площадке и затем свозятся на берег для промывки.

Иногда пробы подвергаются предварительному грохочению на плоту с откидкой крупно-валунного материала и выгрузкой песчано-галечного материала на берег для промывки.

Нередко пробы отбираются с применением щитовых заграждений, которые опускаются на речное дно через спусковые пазы плота; эти щиты предохраняют пробы от размыва при взятии их и извлечении черпаком.

Опробование с плота пахарем возможно производить при глубине водоема, не превышающей 1,2—1,5 м.

Ковш для взятия пробы должен иметь емкость 40—50 л.

При разведке россыпей производится систематическое опробование шурфов и буровых скважин.

Опробование шурфов проводится путем взятия валовых, задирковых и бороздовых проб. Пробы отбираются по всему разрезу россыпи, включая и торф, т. е. опробуются рыхлые отложения и разрушенная верхняя часть плотика.

Такое опробование производится до точного установления положения продуктивной части россыпи в разрезе аллювиальных отложений. После этого покрывающие рудный горизонт безрудные отложения опробуются выборочно, по отдельным шурфам, для контроля, нередко по увеличенным интервалам.

При разведке золотоносных и платиноносных россыпей в пробу шурфа отбирается вся порода с каждого 0,2—0,5 м интервала; при разведке оловоносных или вольфрамоносных россыпей интервалы увеличиваются до 0,5—1,0 м. Извлеченная с каждого интервала порода, представляющая собой материал пробы, складывается около шурфа в отдельную кучу — «выкид», в которую ставится деревянная бирка с указанием глубины, с которой взята проба. Крупные валуны складываются отдельно рядом с пробой для определения процента валунности. Замер валунов производится мерными ящиками или рулеткой; визуальный замер валун-



ности, имеющий место в практике работ, дает менее точные результаты и не может быть рекомендован. Пробы раскладываются последовательно вокруг шурфа по часовой стрелке.

Предварительное опробование производится путем промывки части пробы в лотке или в ковше; на промывку берут не менее одной-двух полных ендовок объемом  $0,02 \text{ м}^3$  (30 кг) от каждого «выкида». В том случае, когда условия залегания россыпи уже более или менее выяснены, для окончательного суждения о содержании металла в россыпи от каждого «выкида» берется более значительное количество материала (100—200 кг), нередко проба промывается целиком на бутаре. Чтобы наиболее точно отобрать пробу от каждого «выкида», в Забайкалье, при разведке оловяносных россыпей, применяют следующий простой способ. Каждый подлежащий опробованию «выкид» перемешивается и разравнивается в плоский усеченный конус высотой 30—40 см. Проба от такого конуса берется широкой бороздой по его диаметру до основания. Иногда пробы берутся из двух взаимно пересекающихся в центре отвала борозд. Вес пробы обычно составляет 50—100 кг. Обмер поступающей в промывку породы производится ендовками или мерными ящиками. Объем контролируется взвешиванием породы, при этом объемный вес в разрыхленном состоянии устанавливается экспериментальными работами, чаще всего он принимается равным 2 и колеблется в пределах 1,8—2,2.

Как отмечает Б. М. Косов (1949), при разведке одной из россыпей был произведен опыт набора проб от «выкидов» тремя способами: квартованием, вычерпыванием и бороздой. Вычерпывание производилось из пяти точек, четыре из которых располагались по краям отвала, а пятая — в его центре. Данные промывки материала показали, что все три способа набора проб дали достаточно близкие результаты. Простота и удобство бороздового способа опробования «выкидов» обусловили впоследствии его широкое применение при разведке оловянных россыпей в Забайкалье.

Принятое при разведке золотоносных россыпей опробование интервалами 0,2 м имеет своим назначением определение мощности золотоносных песков с точностью до 20 см и изменения содержания золота по мощности.

При уже более или менее установленной мощности россыпи и выясненном положении золотоносных песков в разрезе можно рекомендовать проведение опробования интервалами до 0,5 м. Такими интервалами в последние годы принято проводить опробование мощных золотоносных россыпей. Если же россыпь имеет более значительную мощность и, кроме того, предполагается промывка не только ее песков, но и слабо золотоносных торфов, например при дражной или гидравлической отработке россыпи, интервалы опробования можно еще несколько увеличить. Это позволяет значительно облегчить промывку проб и упростить всю работу по разведке россыпи.

Задирковое опробование имеет широкое применение при эксплуатационных работах, когда разработка россыпей производится с помощью шахт или открытыми горными работами. Задирковая проба представляет собой широкую (0,5—1,0 м) борозду глубиной 5—10—15—20 см. Такие задирковые пробы берутся секционно через весь разрез продуктивной части россыпи или на всю высоту забоя, как это иногда бывает при эксплуатационных работах.

В этих случаях приплотиковую часть целесообразнее опробовать отдельно от покрывающих ее песков, обычно характеризующихся относительно более низким содержанием полезного ископаемого.

Задирковое опробование при эксплуатационных работах проводится взамен валового, которое является слишком громоздким и дорогим. При отборе задирковых проб в большом количестве обеспечивается необходимая точность исследований.

В последнее время широкое применение при разведке россыпей приобретает бороздовое опробование. В шурфах бороздовые пробы берутся в количестве одной или двух по каждой стенке. Общий вес пробы должен быть не менее 40—50 кг; борозды имеют ширину 10—20 см и глубину 10—5 см.

При опробовании золотоносных и платиноносных россыпей длина борозды должна составлять 0,2—0,5 м, оловоносных или вольфрамоносных россыпей — 0,5—1,0 м. Борозды располагаются вертикально по мощности продуктивной части россыпи.

Существуют различные мнения о рациональности применения бороздового метода при опробовании россыпей. Одни считают, что бороздовое опробование не может дать надежных результатов, особенно когда россыпь сложена крупновалунным материалом, другие отстаивают возможность применения бороздового опробования при разведке месторождений россыпного золота, платины, олова, вольфрама и других полезных ископаемых.

Валовое опробование, конечно, является более точным, чем бороздовое, но не исключена возможность опробования россыпей широкой бороздой, если содержание полезного компонента в россыпи относительно равномерное и высокое и если россыпь представлена относительно мелкозернистым материалом.

Применимость бороздового метода опробования россыпей в последние годы обоснована экспериментальными работами.

Так, например, Б. М. Косов (1949) приводит интересные сравнительные данные по опробованию одной оловоносной россыпи, проведенному различными методами. «В глубокой россыпи, где оловоносный пласт представлен сильно глинистыми песками или суглинками, опробование велось бороздами сечением  $40 \times 20$  см при длине опробования 50 см. Материал двух борозд, взятый в противоположных стенках шурфа, смешивался в одну пробу. Начальный вес таких проб был равен 50—60 кг. Часть шурфов

одновременно опробовалась обычным способом путем промывки отквартованных полуметровых «выкидов».

Сопоставление результатов показало, что в большинстве случаев расхождение в содержаниях не превышает 20% и обусловлено главным образом неравномерным распределением касситерита в россыпи. В среднем по 9 выработкам содержание по данным бороздового опробования составило 1812 г/м<sup>3</sup>, а по данным опробования полуметровыми «выкидами» — 1838 г/м<sup>3</sup>. В Малайе опробование шурфов на россыпях производится бороздами.

Опробование горизонтальных подземных выработок осуществляется валовым и задириковым методом и, если доказана возможность бороздового опробования, применяют бороздовый метод. Борозды проводят вертикально в забое выработки в количестве двух-трех; примерный вес материала пробы 40—50 кг. Пробы берутся через интервалы 1—3 м.

Опробование буровых скважин проводится через определенные интервалы. Многолетней практикой интервалы опробования золотоносных и платиноносных россыпей установлены в 0,2 м, россыпей касситерита и вольфрамита — в 0,5 м, хотя при разведке россыпей большой мощности эти интервалы вполне возможно несколько увеличивать, в первом случае до 0,5, а во втором до 1,0 м.

При разведке россыпных месторождений применяется бурение скважин большого диаметра Невьянским буром, буром Эмпайр и некоторыми другими механическими ударными и вращательными станками.

Невьянский бур позволяет бурить скважины диаметром 530 мм до глубины 10—12 м. При бурении таким буром с каждого погонного метра скважины извлекается примерно 0,2 м<sup>3</sup> рыхлых пород, что дает надежные результаты опробования. Это бурение получило широкое распространение на Урале при поисках и разведках россыпных месторождений золота и платины.

В Сибири при поисково-разведочных работах на россыпных месторождениях широко применяется четырехдюймовый бур типа Эмпайр, который позволяет совмещать процесс бурения с обсадкой труб; закрепление скважины обсадными трубами идет с некоторым опережением бурения, в связи с этим исключается возможность загрязнения скважины, что имеет положительное значение при опробовании россыпи.

Бурение скважин даже большого диаметра не обеспечивает достаточную надежность данных опробования. Многими исследованиями доказано, что опробование россыпей, проведенное по буровым скважинам, по сравнению с контрольными шурфами часто дает несколько пониженные результаты.

М. Н. Альбов (1952) указывает на следующие особенности бурения россыпных месторождений:

«1. Породы, по которым проходит буровая скважина, разрыхляются, причем разрыхление вследствие разнообразного веществ-

венного состава пород и их физического состояния бывает различно.

2. При прохождении скважиной мерзлых грунтов происходит оттаивание, что особенно отражается на правильности определения начального объема.

3. Часть извлекаемой желонкой породы теряется в мути, причем процент потерь здесь не постоянен и зависит от количества глинистых частиц.

4. При долочении породы в обсадных трубах некоторая часть породы отжимается долотом в затрубное пространство, что уменьшает начальный объем поступившей в трубу породы.

5. При большой водоносности пород возможны наплывы породы внутрь обсадной трубы, а также вымывание глинистых частиц из-под башмака.

6. В процессе бурения снашивается башмак обсадной трубы, в зависимости от чего при одинаковой обсадке труб в них может поступать различное количество породы».

Измерение фактического объема пробы, извлекаемой при бурении скважины, должно быть произведено точно. Оно осуществляется или замерным ящиком или замерным цилиндром, в который помещается проба. Лучшие результаты получаются при определении объема замерным цилиндром, представляющим собой вертикальную трубу длиной 40 см, диаметром 113 мм, снабженную внизу деревянной задвижкой, а сверху соединенную с наклонным желобом, по которому спускается проба песков из желонки. Желоб, соединенный с цилиндром, удерживается на треноге.

Помещенная в цилиндр проба, после уплотнения осадка и оттаивания, замеряется при помощи вспомогательной рейки.

Экспериментальными работами установлено, что тяжелые минералы, подобно золоту, платине и касситериту, при проходке скважины с помощью желонки могут опускаться, поэтому извлекаемые при бурении кусочки золота или обломки других ценных минералов могут не соответствовать глубинам, на которых они находились до бурения.

В связи с изложенными особенностями опробования буровых скважин для корректирования данных опробования скважин необходимо проходить контрольные шурфы в количестве 10—20% от общего количества скважин.

Опробование россыпных месторождений требует установления не только количества полезного компонента в россыпи (среднего содержания), но и его качества. При опробовании россыпи на золото, например, должны быть установлены: проба золота, форма отдельных зерен золота (листоватое, зернистое, дендритовое), размер зерен золота, наличие сростков.

Из всего изложенного видно, что организация опробования россыпных месторождений и промывка проб представляют собой

довольно сложную и громоздкую операцию. Более наглядно это можно пояснить следующим примером.

При детальной разведке золотоносной россыпи, имеющей длину 3 км и ширину 200 м, пройдены разведочные шурфы по линиям  $200 \times 20$  м. Глубина шурфов 5—6 м; золотоносные пески имеют мощность 1,4—2,0 м.

В подобных условиях для разведки россыпи пройдено 15 шурфовых линий, а на каждой из них по 11 шурфов. Очевидно, что пробы брались и из безрудных шурфов, что вполне естественно, так как это требовалось для оконтуривания россыпи. Количество последних, вероятно, было не менее 10—20%.

Допустим, что всего было опробовано 200 шурфов; опробование велось по интервалам в 0,2 м; из каждого шурфа бралось 10—12 проб. Всего, таким образом, было взято 2200—2400 проб. Если сечение шурфов принять в  $2,0 \text{ м}^2$ ,

то при обработке 2200—2400 проб потребуется промыть примерно  $800\text{—}1000 \text{ м}^3$  породы. Но даже в случае промывки не целиком всей породы, а какой-то порции ее, отобранной предварительно от каждого выкида путем квартования или бороздой, и тогда объем отобранной для промывки породы будет достаточно велик, — составит примерно  $200\text{—}400 \text{ м}^3$ .

Промывка производится в лотке, ковше, на бутаре и вашгерде.

Промывка в лотке (рис. 38) или азиатском ковше (рис. 39) осуществляется небольшими порциями, по 6—8 кг породы. При промывке золото содержащей пробы загруженный породой лоток ставится в воду в наклонном положении. При помощи гребка с ручкой загруженная в нем порода подвергается разрыхлению. Крупные обмытые куски удаляются гребком или сбрасываются рукой, легкие частицы образуют муть, которая выливается из лотка. Глинистые частицы растираются в лотке рукой или гребком.

После этой операции лоток догружается породой и операции разрыхления, отмывки крупных кусков и растирания глинистых частиц повторяются.

Проделав это предварительное обогащение путем отмучивания глинистого материала, промывальщик берет в руки лоток и вращательными движениями, встряхиванием породы в лотке и погружением в воду в слегка наклонном положении отмывает пробу.

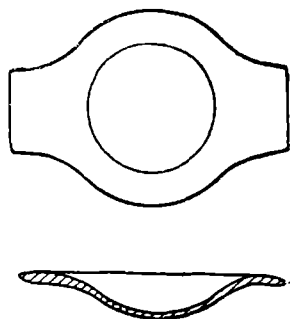


Рис. 38. Лоток (сибирского типа), план и разрез



Рис. 39. Азиатский ковш

Кусочки пород и минералов с высоким удельным весом при указанном отмучивании осаждаются на дно лотка. При поисковом опробовании шлик, во избежание возможных потерь ценных минералов, не следует очень тщательно отмывать. Промывка может быть остановлена на стадии «серого» шлика. При промывке разведочных проб она должна быть более тщательной — до «черного» шлика.

Под серым шликом обычно принято понимать такой шлик, в котором, помимо темных минералов тяжелой фракции, присутствуют и более легкие, светлоокрашенные минералы. Этот шлик отмыт не полностью, во-первых, во избежание значительных потерь полезного компонента, во-вторых, с целью изучения более полного состава шлика. Черным шликом называется начисто отмытый шлик, состоящий из темноцветных тяжелых минералов — магнетита, пироксена, амфибола, граната и др.

Следует заметить, что при промывке шеелитоносных песков, в связи с серой или кремовой окраской шеелита, полностью отмытый шеелитоносный шлик, который будет относиться к черному шлику, по своей окраске вовсе может не быть черным. В данном случае понятие «черный» шлик — выражение степени отмытки шлика и не всегда совпадает с его окраской. Доводка золотосодержащего шлика производится путем отделения магнитных минералов магнитом. Шлик просушивается и запечатывается в капсуль с указанием его номера и точного адреса (места взятия).

Если россыпь содержит большое количество глинистого материала, то взятые по ней пробы желательно подвергнуть предварительному отмучиванию в бочках, чанах или ведрах. Особенно необходимо это производить при опробовании россыпей на касситерит, вольфрамит и другие минералы, обладающие сравнительно с золотом и платиной пониженными удельными весами, в связи с чем они относительно легко могут вместе с глинистым материалом, т. е. вместе с отходами, при промывке уходить в «хвосты».

При промывке пробы в лотке надо тщательно следить за тем, чтобы не спустить полезный компонент вместе с посторонним илисто-песчаным материалом.

Мелкое листоватое золото, особенно в глинистых породах, при промывке может свободно уплывать, и извлечение его в этом случае значительно снижается (до 90—80%). При промывке мелкого касситерита последний теряется в хвостах до 40—50%. Вообще же извлечение полезного компонента при промывке лотком высокое и при благоприятных условиях, а именно — при значительной крупности минералов и легкой промываемости песков, доходит до 95—98%. В этом отношении лучшие показатели имеют деревянные лотки с рифленным дном. Промывка проб в железных лотках более затруднительна, так как такие лотки способствуют спуску полезных компонентов в хвосты.

В целях улучшения процесса извлечения полезных минералов из промываемой породы, помимо предварительного отмучивания пробы, рекомендуется вести промывку песков над каким-либо сосудом с последующей повторной контрольной промывкой «хвостов».

Следует заметить, что извлечение ценных минералов на лотке выше, чем на бутарах.

Промывка в азиатском ковше проводится примерно так же, как и в лотке. Ковш штампуется из железа; вместимость его 6—8 кг. При промывке пробы ковш берут за ручку и за противоположную стенку. Породу промывают в воде путем движения пробы в ковше в горизонтальном положении и при встряхивании — в вертикальном.

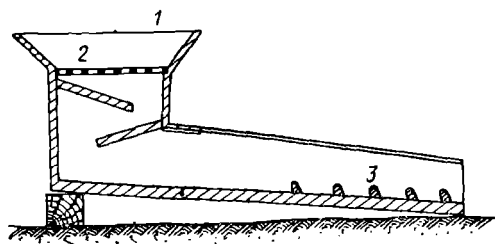


Рис. 40. Бутара

При разведках азиатский ковш не применяется, он используется лишь при поисковых работах.

Промывка на бутаре и вашгерде целесообразна, если пробы имеют значительный объем.

Бутара изготовляется из дерева (рис. 40) и представляет собой деревянный ящик, состоящий из трех стенок. В одном конце она имеет загрузочный сосуд 1 с горизонтальным железным грохотом 2, в другой стороне набиты плинтусы 3, у отвесных стенок которых при промывке материала проб скапливаются тяжелые минералы: золото, платина, касситерит, вольфрамит и др. в зависимости от состава проб.

Для более полного улавливания золота дно бутар обычно обивается сукном или войлоком.

Вода к бутаре подводится по желобу и поступает в загрузочное отделение. Породу промывают при движении ее гребками в ту и другую сторону на грохоте бутары, обычно изготовленном из толстого железа. Куски породы, не прошедшие через грохот, отбрасываются в сторону.

Размеры подобной установки следующие: длина 2,0 м, ширина 40—60 см, высота 60—85 см, ширина загрузочной части 70—80 см. Бутара устанавливается под углом 8—10°. Производительность промывки на такой бутаре от 3 до 6 м<sup>3</sup> в смену.

Более полное улавливание тяжелых минералов достигается при промывке пробы на бутаре Неделяева, отличающейся от обычных бутар волнистостью шлюзов и различной высотой плинтусов. Дно бутары обито сукном так, что последнее лежит на низких плинтусах и проходит под высокими плинтусами, чем достигается волнистая поверхность шлюзов. При движении воды

происходит завихрение ее возле плитусов, в результате которого и осаждаются мелкие зерна ценных минералов.

Ю. П. Деньгин сконструировал брезентовую бутару для промывки проб, удобную при многочисленных переездах.

Процент извлечения полезного ископаемого из песков на бутарах зависит от размера и формы минерала и характера песков, но в общем он высокий: для благородных металлов доходит до 90—95%, для касситерита и вольфрамита — немного ниже, хотя иногда может резко понижаться, если указанные минералы весьма мелкие.

Чтобы повысить процент извлечения полезного компонента при промывке проб на бутаре, применяют бутары с более длинным желобом, или ведут промывку материала проб одновременно через две последовательно установленные бутары.

При промывке проб надо в обязательном порядке производить контроль за сносом полезных компонентов путем опробования хвостов, в связи с чем промывку проб часто осуществляют над сосудом (бочкой, чаном) с последующим изучением промытого материала.

При промывке проб с тонким золотом извлечение последнего из шлиха следует производить амальгамированием. Для этого шлик помещается в фарфоровую чашечку с водой, добавляется капелька ртути и шлик перемешивается или растирается. Полученный шарик амальгамы растворяют затем в азотной кислоте, или удаляют ртуть нагреванием.

Вашгерд представляет собой широкий мелкий ящик. Поступающая по желобу вода стекает по ровному плотному дну вашгерда; на дно засыпается 0,04 м<sup>3</sup> породы (две ендовки) и промывается; крупнокусковая фракция пробы передвигается гребком в хвост вашгерда, при этом тяжелые минералы стремятся занять пониженную его часть, а всплывающий материал пробы удаляется с вашгерда вместе с водой. Когда породы на вашгерде остается мало, подачу воды уменьшают и пробу доводят до шлиха.

После промывки проб отмытый шлик собирается, просушивается и помещается в мешочек или, если шлик мал, в бумажный капсоль. В сопровождающей шлик этикетке точно указывается количество промытой породы, место и время взятия шлиха, номер выработки и пробы. Наряду с этим взятые пробы записываются в журнале шлихового опробования, в котором, если это необходимо, помимо записи, делается зарисовка обнажений, шурфа или скважины, из которых была взята шлиховая проба.

Обработка проб, взятых из россыпей (например, россыпных месторождений касситерита, вольфрамита или монацита), проводится по общей схеме, предусматривающей двойную промывку материала пробы в лотке с целью наибольшего извлечения полезного компонента из пробы (рис. 41).



Разведочные работы на россыпных месторождениях сопровождаются механическим анализом песков и ситовым анализом ценного минерала с целью определения соотношения в объемных процентах различных фракций по крупности материала песков и ценного минерала. Это имеет важное значение при решении вопросов обогащения.

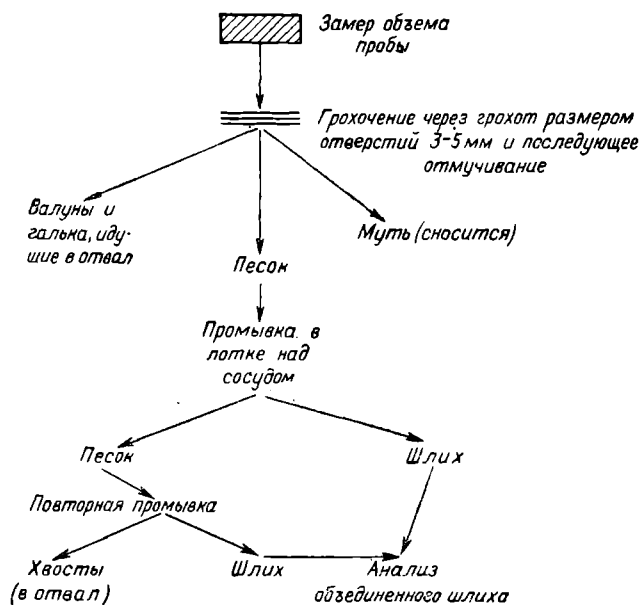


Рис. 41. Схема обработки пробы, взятой из россыпи, при двойной промывке песков

Для механического анализа берутся две-три пробы, которые промываются на бутаре с грохотом; размер ячеек 6 мм. Прошедшая через грохот масса представляет собой эфель (песок), улавливаемый сосудами, и ил, улывающий в виде взвеси. Материал, не прошедший через грохот, подвергают классификации через грохота с отверстиями в 9, 12 и 15 мм. В результате подобной обработки проб устанавливают выход в объемных процентах фракций класса +15 мм, +12 мм, +9 мм, +6 мм, -6 мм (эфель) и -6 мм (ил).

Ситовой анализ ценного минерала производится на стандартных ситах. Целью ситового анализа является определение объемного процента соотношения ценного минерала по классам крупности и уточнение предельного веса самородков.

## 2. Методика определения содержания полезного компонента в пробах

Определение содержания полезного компонента в пробах, взятых из россыпи, производится различно, в зависимости от характера полезного ископаемого. Рассмотрим отдельно возможные случаи.

*Определение содержания золота.* Золото из шлиха может извлекаться несколькими способами:

1) отдувкой от золотоносного шлиха посторонних и более легких минералов; этот способ очень простой, но при отдувке шлиха происходят потери тонколистоватого золота;

2) амальгамацией золота с последующим отделением его от ртути, растворяя последнюю в азотной кислоте или выпаривая ее; амальгамация золота быстрее протекает при растирании шлиха.

Потери тонколистоватого золота при первом способе могут быть определены путем амальгамации отдутого шлиха.

Выделенное таким образом золото взвешивают и определяют его количество в шлихе. Затем путем несложных расчетов устанавливается его содержание в пробе в  $г/м^3$ . Допустим, например, что из 100 кг песков намыто 0,34 г золота. Если вес 1  $м^3$  песков 2 т, то содержание золота ( $C_{Au}$ ), составит:

$$C_{Au} = \frac{0,34 \times 2,0}{0,1} = 6,8 \text{ г}'м^3.$$

*Определение содержания платины.* Это определение производится путем отдувки от платиноносного шлиха посторонних, более легких минералов с последующим установлением весового количества платины и ее содержания в пробе в  $г/м^3$ .

*Определение содержания касситерита, вольфрамит, монацита, циркона, колумбита* производится несколькими способами.

1. Химико-аналитическое определение; оно связано с большими погрешностями, так как содержание указанных минералов в россыпях не столь высокое, для некоторых промышленных россыпей оно порядка 0,01%. В связи с недостаточной точностью химических анализов при малых содержаниях олова, вольфрама, циркония и других металлов химические анализы пробы на указанные элементы с целью определения содержания последних и подсчета по ним запасов полезного компонента не производятся.

Химико-аналитическому исследованию возможно подвергнуть не пробы песков, в которых концентрации элементов редких металлов очень низкие, а шлихи, полученные при промывке проб, где концентрации металлов во много раз выше. Однако этот способ дорогой и более длительный. Он может быть использован иногда лишь в качестве контрольного.

2. Минералогический анализ шлиховых проб, методика количественного определения содержания касситерита, вольфрамит,

циркона, монацита, колумбита подробно рассматривается в курсе «Шлиховой анализ».

3. Определение содержания олова или вольфрама по удельному весу шлиха или концентрата; при этом методе обычно для каждого разведываемого рудного района составляется таблица зависимости содержаний Sn или WO<sub>3</sub> в песках или концентрате от удельных весов последних. Для этой цели проводят химические анализы с определением удельных весов руды и содержания в них Sn или WO<sub>3</sub>. С помощью составленных таблиц производится дальнейшее вычисление содержания Sn или WO<sub>3</sub> по данным удельных весов.

Зависимость удельных весов руды от процентного содержания в ней Sn и WO<sub>3</sub> приводится в работе К. Л. Пожарицкого (1947).

Следует отметить, что данный метод определения содержания тяжелых минералов в шлихе при разведках россыпей не нашел практического применения в связи с тем, что он еще недостаточно разработан.

Определенное в шлихе тем или иным способом весовое количество касситерита, вольфрамит, циркона, монацита, колумбита перечисляют затем на среднее содержание их в пробе в г/м<sup>3</sup>.

*Определение содержания граната.* При опробовании россыпных месторождений граната пробы промываются, после чего полученный гранатовый концентрат, если возможно, отделяется от постороннего материала. Обычно в промышленности употребляются крупных размеров кристаллы граната (свыше 1,0—1,5 см), поэтому освободить гранатовый концентрат от посторонних примесей сравнительно легко. После извлечения граната из пробы определяют его содержание в кг/м<sup>3</sup> или в процентах. Пески, содержащие примерно около 10% кристаллов граната размером свыше 1,0—1,5 см при удовлетворительных абразивных свойствах его, уже могут считаться промышленными.

*Определение содержания корунда.* Корунд встречается иногда в делювиальных россыпях, где его накопление может представлять практический интерес. Такие россыпи обычно находятся рядом с коренными месторождениями. В частности, в Казахстане корундовое месторождение Семиз-Бугу дало при своем разрушении делювиальную россыпь, образовавшую большой шлейф рядом с коренными телами. Опробование такой россыпи проводилось из шурфов, пройденных при детальной разведке россыпного корундового месторождения по сетке 20 × 20 м. Пробы отбирались с каждого метра углубки шурфа (хотя это и не имело принципиального значения для данной россыпи, обработка которой проводилась карьерами). При взятии проб весь кусковой корунд, доступный при ручной рудоразборке, отбирался и взвешивался. Содержание его определялось в кг/м<sup>3</sup>. Участки россыпи с содержанием корунда до 20—30 кг/м<sup>3</sup> были отнесены к бедным.

Аналогичным способом в элювиальных и делювиальных россыпях определяется содержание пьезокварцевого сырья.

*Определение содержания драгоценных камней — алмаза, сапфира, рубина.* Наибольшую ценность среди этих минералов представляет алмаз в связи с высокой твердостью и абразивными свойствами его. Особенности опробования алмазосодержащих россыпей обусловлены тем, что, во-первых, алмаз имеет сравнительно небольшой удельный вес (3,516—3,525), в силу чего возникают большие трудности его улавливания при промывке песков; во-вторых, алмазосодержащие россыпи отличаются относительно невысоким содержанием алмаза; и, в-третьих, обнаружение и извлечение алмазов из песков россыпи очень затруднительно.

Основные принципы обработки проб и определения содержания алмаза в россыпи заключаются в следующем:

1. При изучении алмазосодержащих россыпей берутся только валовые пробы объемом порядка 50—100 м<sup>3</sup>.

2. Обработка пробы в начальную стадию заключается в промывке пробы на бутаре с длинным шлюзом, в конце которого устанавливается отстойный сосуд для улавливания зернистого материала.

3. После промывки пробы весь материал подвергается грохочению с разделением на отдельные классы по крупности зерна. Крупнозернистые фракции пробы подвергаются ручной рудоразборке, а мелкозернистые — обработке путем применения гравитационного обогащения.

4. Извлечение отдельных зерен алмаза производится методами, основанными на использовании его физических свойств.

После извлечения алмаза определяется его весовое количество, а затем вычисляется среднее содержание в каратах или в миллиграммах на кубический метр.

Схема обработки проб, содержащих сапфир и рубин, несколько более простая, так как окраска этих минералов облегчает обработку пробы и выделение из проб ценных минералов.

\*

Россыпи по своему гранулометрическому составу весьма различны, среди них выделяют россыпи, сложенные легко промывистым и трудно промывистым материалом.

Россыпи легкой промывистости содержат глины не свыше 30%. К ним относятся слабо связанные галечно-песчаные отложения, современные русловые и низкотеррасовые отложения, отвалы старательских эфелей.

Россыпи затрудненной промывистости содержат глины свыше 30%. Такие россыпи называются мясниковатыми. К ним относятся вязкие глинистые породы, в которых глина обладает пластичностью и с трудом поддается размачиванию. При промывке такого материала могут иметь место значительные потери полезного компонента.

Шлиховое опробование горно-разведочных выработок проводится путем отбора проб из выкидов или валовой промывки всей добытой породы с интервалов, принятых при опробовании.

В составе работ при отборе проб из выкидов разведочных выработок по СУСН предусматривается: проверка бирок на выкидах, перелопачивание выкидов, насыпка конуса, развертывание конуса в диск или в усеченный конус; отбор пробы способом вычерпывания или крестообразной борозды; замер объема пробы ендовкой; загрузка пробы в брезентовые мешки и доставка ее к месту промывки; определение объема валунов и крупной гальки мерным ящиком; геологическая документация. В зимнее время дополнительно очистка выкидов от снега, заготовка дров, оттайка выкидов пожогом. При валовой промывке выкидов: очистка выкидов от снега (зимой) и оттайка пожогом мерзлых пород, отборка валунов и крупной гальки, обмер проб песка, валунов и гальки, подноска проб к месту промывки.

При промывке проб в лотках по СУСН предусматривается следующий состав работ: устройство рабочего места промывальщика у естественного водоема или промывного бака (зумпфа); установка промывного бака; подноска пробы к месту промывки; отмучивание и промывка пробы отдельными порциями в лотке до «серого» шлиха; сбор шлиха в мешочек; сбор топлива, подноска его, разведение и поддержание костра; просушка шлиха; просмотр и описание шлиха; упаковка и этикетирование шлиха; ведение журнала по промывке; выгрузка эфелей из бака и смена воды в нем; очистка лотка и подготовка его к промывке новой пробы. В зимних условиях — дополнительно: подноска или подвозка дров к баку, колка дров; оттаивание пробы, подогрев бака с водой.

---

---

---

## VI

### ГЕОЛОГИЧЕСКАЯ ДОКУМЕНТАЦИЯ ПРИ ОПРОБОВАНИИ

Тщательно составленная и достаточно полная геологическая документация, проводимая при опробовании месторождений и обработке взятых проб, есть одна из важнейших сторон изучения и оценки месторождения.

Главнейшими моментами при геологической документации опробовательских работ являются:

1. Определение истинных мощностей тела полезных ископаемых с точностью до одного сантиметра, так как они, наряду с содержанием полезного компонента в пробе, входят в подсчет запасов. В том случае, когда пробы берутся не строго по мощности тела полезного ископаемого, при подсчете запасов в конечном итоге эти видимые мощности в общем случае должны быть пересчитаны на истинные мощности. Это делается аналитическим или графическим способом.

2. Изучение текстурных, структурных и минералогических особенностей месторождения для геологической характеристики участков опробования, проведения секционного опробования и определения длины секций проб при секционном опробовании.

3. Составление точных позабойных зарисовок, на основании которых, например, вычисляется объем вмещающих пород и руды, извлеченных при работах, связанных с определением по данным опробования потерь и разубоживания.

4. Установление границ тела полезного ископаемого, выяснение его формы и характера изменений вмещающих пород на контакте с телом полезного ископаемого.

5. Составление журналов и планов опробования по месторождению, необходимых для подсчета запасов и для других целей.

#### **1. Виды геологической документации при опробовании и графическое оформление результатов опробования**

Геологическая документация при опробовании заключается:

1) в составлении зарисовок и планов различных масштабов, т. е. в графическом оформлении результатов исследования;

2) в подборе коллекции образцов исследуемого полезного ископаемого и пород месторождения;

3) в составлении позабойных и сводных геологических описаний месторождения.

Графическое оформление результатов опробования месторождений осуществляется путем составления позабойных зарисовок, погоризонтных планов, сводных планов и разрезов по месторождению.

Позабойные зарисовки месторождения составляются систематически по мере проходки выработок, которые вскрывают тело полезного ископаемого по простиранию (штреки), по мощности (орты, квершлаг), по падению и по восстанию (гезенки, восстающие).

Совершенно обязательно составление зарисовок тех забоев и участков, по которым берутся пробы. Проба считается не взятой, если забой, где она отбита, не зарисован или не описан (в случае валового опробования).

При опробовании с большими интервалами необходимо проводить зарисовки тела полезного ископаемого в наиболее интересных его участках и в неопробованных интервалах. Для сложных месторождений можно принять за правило составление позабойных зарисовок через 1—5 м по горно-разведочным выработкам и несколько реже по очистным. На месторождениях, более простых и выдержанных по условиям залегания и вещественному составу, как, например, на месторождениях каменных углей, глин, песков, известняков, которые опробуются через более значительные интервалы, чем другие полезные ископаемые, зарисовки могут составляться через более значительные промежутки, но в достаточном для выявления деталей строения месторождения и формы тела полезного ископаемого количестве.

Позабойные зарисовки обычно составляются в масштабах 1 : 50, 1 : 20 или 1 : 25.

Зарисовки должны сопровождаться кратким описанием геологического строения тела полезного ископаемого и условий его залегания. На зарисовке в принятом масштабе должны быть изображены: тело полезного ископаемого, расположение проб, вмещающие породы и тектонические нарушения. В описании, которым сопровождается зарисовка, необходимо указать мощность тела полезного ископаемого, длину секционных проб, состав тела полезного ископаемого по опробованным участкам, если это с достаточной полнотой невозможно отразить на зарисовке. В отдельных случаях позабойные зарисовки необходимо сопровождать минералогическими зарисовками отдельных участков в более крупном масштабе, представляющих интерес для выяснения минералогических и генетических особенностей месторождений.

Каждая позабойная зарисовка должна иметь точный адрес, в котором указывается наименование выработки и расстояние

зарисованного забоя от маркшейдерской точки или какого-либо другого опорного пункта, обозначенного на маркшейдерском плане. Это расстояние точно измеряется рулеткой.

Зарисовки помогают наметить места для взятия бороздовых, задирковых или точечных проб. Опробование должно сопровождаться строгим контролем за соблюдением технических правил отбойки проб и полноты сбора материала.

Материал отобранной или отбитой пробы ссыпается в плотные крепкие мешки, куда кладется этикетка с указанием номера пробы, места взятия ее, фамилии пробщика и даты. Мешки крепко завязываются, к ним привязывается деревянная бирка с номером пробы, после чего проба отправляется в лабораторию на обработку.

Зарисовки забоев выработок производятся в полевой книжке и при окончательной обработке переносятся в журнал опробования (или геологической документации) или перерисовываются на особые карточки по геологической документации, в которой излагаются все необходимые сведения. Такие карточки были впервые предложены В. А. Обручевым в 1911 г., успешно применены в 1930 г. Д. А. Зенковым, а затем в 1938 г. рудничными геологами на Дашкесанском месторождении. В 1939 г. этот опыт был перенесен на разведки месторождений Нагольного кряжа.

Журнальную систему геологической документации удобнее вести при разведке или эксплуатации небольших месторождений, когда объем геолого-разведочных или эксплуатационных работ невелик. Карточная система геологической документации более предпочтительна для крупных месторождений, на которых разведочные и очистные работы проводятся в большом объеме.

Первичные зарисовки забоев выработок при журнальной, а также и при карточной системе документации надо группировать отдельно по видам выработок.

Следует подчеркнуть особо важное значение составления позабойных зарисовок; они являются необходимой частью геологических отчетов к подсчетам запасов, рассматриваемых и утверждаемых во Всесоюзной комиссии по запасам полезных ископаемых.

При составлении позабойных зарисовок необходимо в каждом отдельном случае разведки того или иного месторождения строго стандартизировать: 1) масштабы зарисовок; 2) наименование зарисовок в зависимости от наименования выработок; 3) условные обозначения полезного ископаемого, пород и тектонических нарушений; 4) размеры зарисовок. Все это в равной степени должно относиться и к другим видам графической документации.

Выше мы говорили о позабойных зарисовках, которые обычно составляются по горным выработкам, вскрывающим тело полезного ископаемого по простиранию. При взятии проб в вертикальной выработке по ее стенкам зарисовываются или отдельно опро-



бованные стенки выработки, или все стенки; в последнем случае дается частичная или полная их развертка. При отборе проб в стенках квершлагов, орт и поперечных штолен, а также по кровле или почве выработок составляются зарисовки отдельных опробованных участков.

Требования к зарисовкам стенок, кровли и почвы выработок те же, что и к зарисовкам забоев выработок.

Производство зарисовок и описаний должно сопровождаться отбором образцов руд и минералов полезного ископаемого и вмещающих пород, которые затем используются для детальных минералогетрографических исследований, а также для создания коллекции пород, руд и минералов изучаемого месторождения.

На рис. 42 и 43 даны образцы геологических зарисовок.

Погоризонтные планы опробования представляют собой обобщенные результаты первичной геологической документации выработок и опробования. Для выхода тела полезного ископаемого на поверхность план опробования составляется по данным канавошурфовых работ; для других, более глубоких горизонтов планы

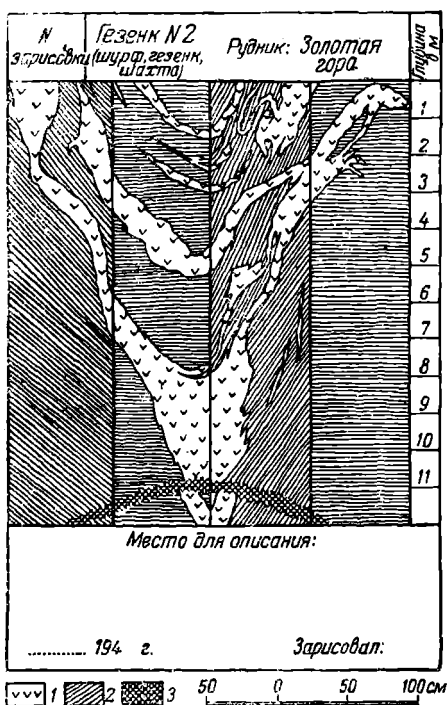


Рис. 42. Образец развернутой зарисовки вертикальной выработки  
1 — кварцевые жилы; 2 — сланцы;  
3 — сбой

составляются по данным опробования горно-разведочных, горно-подготовительных и эксплуатационных выработок. Для вертикальных и наклонных горных выработок, вскрывающих рудное тело, даются общие планы опробования, представляющие собой проекцию тела полезного ископаемого на вертикальную плоскость.

В зависимости от геологических особенностей тела полезного ископаемого, его мощности, текстуры, протяженности, структуры, густоты расположения проб — планы опробования составляются в масштабах 1 : 100, 1 : 200, 1 : 250, 1 : 500 и иногда 1 : 1000; наиболее приемлемыми являются масштабы 1 : 500 и 1 : 200.

Планы опробования должны составляться на маркшейдерской основе систематически, по мере проходки выработок, отбора проб и получения их анализов.



ской съемки горных выработок от их проходки. Затем по такого рода эскизам или глазомерным планам составляются окончательные планы на маркшейдерской основе.

Д. А. Зенков (1941) при оперативной (текущей) обработке материалов подземных геологических наблюдений применил паспортную систему составления планов. Паспорт представляет собой сводную зарисовку по выработке, условно развернутую в одной плоскости. Составление паспорта должно производиться систематически. Рекомендуемые как стандарты размеры паспортов —  $40 \times 60$ ,  $30 \times 60$  см.

На рис. 44 и 45 приводятся, по Д. А. Зенкову, образцы паспорта для горизонтальных и вертикальных горно-подготовительных выработок.

Часто на паспортах, а иногда на погоризонтных планах, строятся графики изменения мощности тела полезного ископаемого и содержаний различных компонентов. Эти графики позволяют выяснить взаимоотношения отдельных компонентов и нередко приводят к установлению определенных закономерностей, имеющих практическое и теоретическое значение.

Такие графики можно строить для отдельных выработок и целых горизонтов.

Для документации буровых скважин колонкового бурения тщательно изучается керн и шлам. Последний представляет особый интерес при небольшом выходе керна и избирательном характере его истирания при бурении.

При документации скважины вычерчиваются опробованные интервалы в масштабе 1 : 20, 1 : 50 или 1 : 100; в случае весьма однородных пород вычерчивается только разрез тела полезного ископаемого. Кроме того, составляется сводный геологический разрез по скважине в масштабе 1 : 200 или 1 : 500, 1 : 1000.

При вычерчивании колонок буровой скважины необходимо, чтобы были отмечены:

- 1) фактическая техническая конструкция скважины;
- 2) данные об азимутальном и зенитном искривлении скважины;
- 3) выход керна и шлама по интервалам — подъемам;
- 4) геологическое описание пробуренных пород и полезного ископаемого;

- 5) опробованные интервалы;

- 6) содержание полезного компонента по пробам.

Сводный геологический разрез вычерчивается по скважине с учетом угла заложения и искривления ее, места расположения устья скважины, простирающихся и падения вмещающих пород и тела полезного ископаемого.

При документации опробования буровых скважин и шурфов, пройденных на россыпных месторождениях, кроме обычного составления геологических зарисовок по скважине или по шурфу, иногда строят графики содержания ценного компонента.





Сводные планы относятся к заключительной стадии графического оформления результатов опробования и геологического изучения месторождения. Они сопровождаются поперечными и продольными геологическими разрезами. Совместно с разрезами эти планы должны обобщать данные первичной документации и давать полное представление о геологических особенностях месторождения, форме тел полезных ископаемых, характере и распределении полезных компонентов в них. Масштабы сводных планов могут быть различные, в зависимости от размеров месторождений, тел полезных ископаемых и густоты пройденных скважин и горных выработок. Наиболее часто пользуются масштабами 1 : 500, 1 : 1000 и 1 : 2000.

Нередко в дополнение к планам и разрезам составляются чертежи изолиний мощностей и содержаний полезного ископаемого по данным опробования месторождения или изолиний кровли и подошвы отдельных пластов, иногда хорошо отражающие морфологические особенности тел полезных ископаемых и распределение в них полезных компонентов. Подобные планы имеют важное значение при выборе, например, места заложения горных выработок для вскрытия месторождения и выбора системы обработки месторождения и т. п.

Иногда в дополнение к планам и разрезам составляются также блок-диаграммы, дающие наглядное представление о геологическом строении месторождения и морфологии тел полезных ископаемых. С той же целью в отдельных случаях строятся и модели.

## 2. Обработка данных результатов опробования

Содержание полезного компонента в лабораторной пробе устанавливается в процентах или в весовых количествах, а именно:

1) в виде процентного содержания элемента в пробе (для железа, марганца, свинца, цинка, меди, никеля, сурьмы, ртути, серы, олова и т. п.);

2) в виде процентного содержания окислов для ряда полезных ископаемых ( $WO_3$  — для вольфрамовых руд,  $LiO_2$  — литиевых руд,  $Ta_2O_5$  и  $Nb_2O_5$  — тантало-ниобиевых руд,  $Cr_2O_3$  — хромитов,  $P_2O_5$  — апатитов и фосфоритов и т. п.);

3) в виде весовых количеств минерала, выраженного в килограммах на кубический метр (слюда, пьезокварц, исландский шпат и др.); в граммах на кубический метр (россыпные месторождения золота, платины, касситерита, вольфрамита, циркона, моноцита и др.); в миллиграммах или каратах на кубический метр (алмаз), в миллиграммах на литр (иод, бром); в граммах на тонну (рудные месторождения благородных металлов — золота, платины); и в тоннах на квадратный метр площади (строительные материалы).

Вычисление среднего содержания полезного компонента (или полезных компонентов) производится сначала отдельно по забоям (сечению) горной выработки или буровой скважине, затем в целом по выработке, блоку, участку и, наконец, по всему месторождению.

Рассмотрим способы вычисления средних содержаний полезного компонента по данным опробования горных выработок.

Способ простого среднего арифметического выражается следующей формулой:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2 + C_3 + \dots + C_n}{n} = \frac{\sum_1^n C}{n} \%,$$

где  $C_{\text{ср}}$  — среднее содержание полезного компонента в %;

$C_1, C_2, C_3, \dots, C_n$  — содержание полезного компонента по отдельным пробам в %;

Подсчет среднего содержания полезного компонента способом простого среднего арифметического производится, например, по забоям в тех случаях, когда при секционном опробовании длины отдельных секций равны между собой, а объемные (удельные) веса полезного ископаемого опробованных участков также равны или не определялись и приняты равными для всех взятых проб. Поясним это на следующем примере.

**Пример.** В забое штрека взяты три пробы: № 1, 2, 3. Длины борозд всех трех проб равны между собой и составляют каждая 0,60 м.

Содержание свинца в пробе № 1 = 2,23%, в пробе № 2 = 8,47% и в пробе № 3 = 3,16%. Содержание цинка в пробе № 1 = 4,45%, в пробе № 2 = 12,40% и в пробе № 3 = 3,84%. При таких данных среднее содержание свинца по забоям составит:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2 + C_3}{3} = \frac{2,23 + 8,47 + 3,16}{3} = 4,62\%$$

**и цинка**

$$C_{\text{ср}} = \frac{4,45 + 12,40 + 3,84}{3} = 6,23\%.$$

Если мощности опробованных участков в забое весьма различные, то подсчет содержания металла по забоям методом среднего арифметического может привести к ошибкам. Способ среднего взвешенного по мощности учитывает длины проб, на которые влияют полученные по пробам содержания; вычисление среднего содержания полезного компонента по забоям производится методом среднего уравновешенного по длинам проб или по мощности тела полезного ископаемого в отдель-

ных проб. Математически это выражается следующей формулой:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 + C_2 m_2 + C_3 m_3 + \dots + C_n m_n}{m_1 + m_2 + m_3 + \dots + m_n} = \frac{\sum_1^n (Cm)}{\sum_1^n m} \text{ ‰},$$

где  $m_1, m_2, m_3, \dots, m_n$  — мощности отдельных опробованных участков рудного тела.

Остальные величины имеют те же значения, что и в предыдущей формуле.

Произведем вычисление среднего содержания металла по забю, приняв при этом длину по пробе № 1 равной 0,5 м, по пробе № 2—1,0 м и по пробе № 3—0,3 м.

Содержания свинца и цинка те же.

Среднее содержание свинца по забю составит:

$$C_{\text{ср}} = \frac{2,23 \times 0,5 + 8,47 \times 1,0 + 3,16 \times 0,3}{0,5 + 1,0 + 0,3} = 5,85 \text{ ‰}$$

(вместо 4,62 ‰, вычисленного методом среднего арифметического), и цинка:

$$C_{\text{ср}} = \frac{4,45 \times 0,5 + 12,40 \times 1,0 + 3,84 \times 0,3}{0,5 + 1,0 + 0,3} = 8,76 \text{ ‰}$$

(вместо 6,23 ‰, вычисленного методом среднего арифметического).

В приведенных выше формуле и примере произведение содержания компонента на мощность (или длину) по пробе ( $C_1 m_1, C_2 m_2$  и т. д.) называется метро-процентом. Здесь содержания полезного компонента по отдельным пробам входят в подсчет пропорционально мощностям отдельных опробованных участков рудного тела.

Легко видеть, что при  $m_1 = m_2 = m_3 = \dots = m_n$  мы получим формулу среднего арифметического.

Способ среднего взвешенного по мощностям и по объемным (удельным) весам применяется при значительных колебаниях объемных (удельных) весов по пробам, если определение их проводится систематически. Математически это выражается следующей формулой:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 d_1 + C_2 m_2 d_2 + C_3 m_3 d_3 + \dots + C_n m_n d_n}{m_1 d_1 + m_2 d_2 + m_3 d_3 + \dots + m_n d_n} = \frac{\sum_1^n (Cm d)}{\sum_1^n (m d)} \text{ ‰},$$

где  $d_1, d_2, d_3, \dots, d_n$  — объемные (удельные) веса руды по отдельным пробам.

Остальные величины имеют те же значения, что и в предыдущих формулах.

В этой формуле содержания полезного компонента по отдельным пробам входят в подсчет пропорционально мощностям



и объемным весам отдельных опробованных участков рудного тела. Иными словами, содержания уравновешены по мощностям и объемным (удельным) весам руды проб, входящих в подсчет. Произведение  $C_1 m_1 d_1$ ,  $C_2 m_2 d_2$  и т. д. называется метр-тонно-процентом.

Следует отметить, что в практике работ объемные (удельные) веса редко учитываются при определении содержаний по забоям, так как они, во-первых, не столь значительно колеблются по отдельным сортам или типам руд, а, во-вторых, систематическое определение объемных весов редко производится. Исключение из этого составляют баритовые месторождения.

При секционном опробовании средние содержания полезного компонента по забоям должны обязательно вычисляться с учетом длины проб. Это устраняет возможность ошибок при выведении средних содержаний.

Если в выработке, пусть это будет забой штрека или стенка квершлага, взято несколько бороздовых проб, не объединенных в одну пробу, а исследуемых каждая в отдельности, то подсчет среднего содержания полезного компонента можно произвести одним из рассмотренных выше способов, в зависимости от того, каковы мощности тела полезного ископаемого по отдельным бороздам и каковы объемные веса руды в опробованных участках.

В том случае, если в выработке взято несколько бороздовых проб, причем площади, опробуемые каждой бороздой, не равны между собой, среднее содержание полезного компонента определяется как среднее взвешенное по мощностям и длинам влияния или площадям влияния, прилегающим к каждой пробе. Следует заметить, что количество бороздовых проб в одном сечении редко бывает больше двух-трех. Кроме того, в последнее время эти пробы принято в большинстве случаев объединять до обработки их, поэтому вычисление средних содержаний по забоям указанными способами производится сравнительно редко.

При опробовании выработок секционно-задирковым методом необходимо учитывать площади задирковых проб. Подсчет среднего содержания по этому методу производится крайне редко ввиду весьма ограниченного распространения секционно-задиркового опробования.

Если в выработке, например в забое штрека, взяты бороздовые и задирковые пробы, вычисление среднего содержания полезного компонента производится по одной из приведенных выше формул.

При подсчете среднего содержания полезного компонента по отдельным выработкам применяются те же способы вычисления, что и по забоям, т. е. метод среднего арифметического и метод среднего взвешенного с учетом мощности, а иногда и объемного веса.

При этом могут иметь место различные случаи, в зависимости от мощности тела полезного ископаемого по отдельным опробованным сечениям и расстояний между опробованными сечениями.

Рассмотрим эти случаи.

1. Если тело полезного ископаемого (в штреке, штольне, гензенке, шурфе, восстающем) опробовано через одинаковые интервалы и бороздами равной (или почти равной) длины, среднее содержание полезного компонента по выработке вычисляется методом среднего арифметического.

2. Если тело полезного ископаемого опробовано через одинаковые интервалы, но бороздами неравной длины, при наличии прямой или обратной зависимости между содержанием ценных компонентов и мощностью тела полезного ископаемого, среднее содержание определяется методом среднего взвешенного по длинам борозд (или мощностям). При отсутствии такой зависимости среднее содержание может определяться как среднее арифметическое.

3. Если пробы взяты с неравных интервалов, то, в зависимости от изменения мощностей, среднее содержание полезного компонента определяется: а) как среднее взвешенное по расстояниям, тяготеющим к соответствующим сечениям при более или менее одинаковых мощностях тела полезного ископаемого; б) как среднее взвешенное по площадям, тяготеющим к соответствующим сечениям, когда мощности тела полезного ископаемого по пробам или сечениям весьма различны и имеет место корреляционная зависимость между содержанием ценных компонентов и мощностью тела полезного ископаемого.

В первом случае подсчет среднего содержания производится по формуле:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 L_1 + C_2 L_2 + C_3 L_3 + \dots + C_n L_n}{L_1 + L_2 + L_3 + \dots + L_n} = \frac{\sum_1^n (CL)}{\sum_1^n L} \%,$$

где  $L_1, L_2, L_3, \dots, L_n$  — расстояния (в м) между срединными сечениями, на которые влияют пробы.

Во втором случае подсчет производится по формуле:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 S_1 + C_2 S_2 + C_3 S_3 + \dots + C_n S_n}{S_1 + S_2 + S_3 + \dots + S_n} = \frac{\sum_1^n (CS)}{\sum_1^n S} \%,$$

где  $S_1, S_2, S_3, \dots, S_n$  — площади тела полезного ископаемого, тяготеющие к отдельным опробованным сечениям.

4. Подсчет среднего содержания по выработке, опробованной задирковым или валовым методом, производится с учетом длины влияния проб, взятых на разных расстояниях, если содержания по пробам различные. То же можно сказать и при вычислении средних содержаний по пробам, взятым другими методами.

Определение среднего содержания полезного компонента по участку или всему месторождению производится также одним из приведенных выше способов. Среднее содержание по место-

рождению определяется часто при подсчете запасов и находится несколько иным способом, о чем будет сказано ниже при рассмотрении методов подсчета запасов.

Подсчет среднего содержания полезного компонента по керну производится при условии:

1) когда процент выхода керна значителен (не менее 60%), а селективное истирание отсутствует;

2) когда шлам и мусть в большом количестве теряются в трещиноватых породах скважины;

3) когда скважина, а значит, шлам и мусть загрязняются в связи с осыпанием пород со стенок скважины (не закрепленной перед опробованием по тем или иным причинам).

При этом возможны два варианта взятия проб: при полном выходе керна и при неполном выходе керна.

При полном выходе керна подсчет среднего содержания вычисляется по формулам среднего арифметического или среднего взвешенного; последний способ применяется, если опробование проведено с интервалов различной длины.

При неполном выходе керна подсчет среднего содержания производится по формуле:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_c + C_k}{2},$$

де  $C_c$  — приведенное среднее пропорционально длине отрезков отдельных секций;

$C_k$  — приведенное среднее пропорционально длине извлеченных кернов,

при этом

$$C_c = \frac{C_1 l_1 + C_2 l_2 + C_3 l_3 + \dots + C_n l_n}{l_1 + l_2 + l_3 + \dots + l_n} = \frac{\sum_1^n (C l)}{\sum_1^n l} \text{ ‰}$$

$$C_k = \frac{C_1 l'_1 + C_2 l'_2 + C_3 l'_3 + \dots + C_n l'_n}{l'_1 + l'_2 + l'_3 + \dots + l'_n} = \frac{\sum_1^n (C l')}{\sum_1^n l'} \text{ ‰},$$

где  $C_1, C_2, C_3, \dots, C_n$  — среднее содержание полезного компонента по отдельным секциям;

$l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$  — длины секций в  $m$ ;

$l'_1, l'_2, l'_3, \dots, l'_n$  — длины керна соответствующих секций.

Подсчет среднего содержания ценного компонента по шламу вычисляется также по формулам среднего арифметического или среднего взвешенного; последний способ применяется в том случае, когда длины интервалов не равны между собой.

При неполном или излишнем выходе шлама подсчет среднего содержания при секционном опробовании может быть произведен аналогично подсчету при неполном выходе керна по формуле

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_{\text{т}} + C_{\text{ф}}}{2},$$

где  $C_{\text{т}}$  — приведенное среднее значение анализов пропорционально теоретическому весу шлама отдельных секций;  
 $C_{\text{ф}}$  — приведенное среднее значение пропорционально фактическому весу шлама соответствующих секций.

Но так как  $C_{\text{ф}}$  практически трудно точно определить, то и в этом случае вычисление среднего содержания полезного компонента чаще производят тем же способом, что и при полном выходе шлама.

Подсчет среднего содержания по керну и шламу  $C_{\text{ср}}$  определяется для интервала или секции по формуле:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_{\text{к}}V_{\text{к}} + C_{\text{ш}}V_{\text{ш}}}{V_{\text{с}}},$$

где  $C_{\text{к}}$  — содержание по керну;  
 $V_{\text{к}}$  — объем керна;  
 $C_{\text{ш}}$  — содержание по шламу и мути;  
 $V_{\text{ш}}$  — объем шлама и мути;  
 $V_{\text{с}}$  — объем скважины (с пробуренного и опробованного интервала) или общий объем керна, мути и шлама.

При этом:

$$V_{\text{с}} = \frac{\pi D_{\text{с}}^2}{4} L;$$

$$V_{\text{к}} = \frac{\pi d_{\text{к}}^2}{4} L \frac{n}{100};$$

$$V_{\text{ш}} = \frac{\pi}{4} (D_{\text{с}}^2 - d_{\text{к}}^2) L + \frac{\pi d_{\text{к}}^2}{4} L \frac{100-n}{100},$$

где  $D_{\text{с}}$  — диаметр скважины;  
 $d_{\text{к}}$  — диаметр керна;  
 $L$  — длина опробованного участка скважины;  
 $n$  — линейный выход керна в процентах.

По приведенной формуле можно производить подсчет среднего содержания при условии полного извлечения мути и шлама.

К. Л. Пожарицкий (1947) дает эту формулу в следующем виде:

$$C_{\text{ср}} = C_{\text{к}} \frac{V_{\text{к}}}{V_{\text{с}}} + C_{\text{ш}} \frac{V_{\text{ш}}}{V_{\text{с}}}.$$

Но так как

$$\frac{V_k}{V_c} = \frac{l}{L} \frac{d_k^2}{D_c^2},$$

а

$$\frac{V_{ш}}{V_c} = \frac{V_c - V_k}{V_c} = 1 - \frac{l}{L} \cdot \frac{d_k^2}{D_c^2},$$

где  $l$  — длина керна,

$L$  — длина пробуренного интервала, то, подставляя вместо  $\frac{V_k}{V_c}$  и  $\frac{V_{ш}}{V_c}$  их значения, получим

$$C_{cp} = C_k \cdot \frac{l}{L} \frac{d_k^2}{D_c^2} + C_{ш} \left( 1 - \frac{l}{L} \cdot \frac{d_k^2}{D_c^2} \right).$$

Для определения величин

$$\frac{l}{L} \cdot \frac{d_k^2}{D_c^2} \text{ и } \left( 1 - \frac{l}{L} \cdot \frac{d_k^2}{D_c^2} \right),$$

при подсчете среднего содержания полезного компонента по керну и шламу К. Л. Пожарицкий (1947) предлагает пользоваться диаграммой, в которой диагональные линии для дробового и алмазно-суррогатного бурения при различных диаметрах скважин нанесены под углами, тангенсы которых равны  $\frac{d_k^2}{D_c^2}$  (приложение 2).

Для получения объемного выхода керна и мути (со шламом) в процентах сначала находят линейный выход керна, затем на соответствующей диагональной линии точку пересечения с горизонтальной прямой, указывающей процентный выход керна. Из этой точки пересечения опускают вертикальную прямую, которая внизу покажет объемный выход керна и мути в процентах. Затем, подставляя эти значения в формулу, находят среднее содержание  $C_{cp}$  полезного компонента по опробованному интервалу.

Подсчет среднего содержания компонента по керну и шламу  $C_{cp}$ , если только производится систематическое взвешивание керна и шлама, можно сделать по формуле:

$$C_{cp} = \frac{C_k Q_k + C_{ш} Q_{ш}}{Q_k + Q_{ш}} \%,$$

где  $C_k$  — содержание компонента по керну в %;  
 $C_{ш}$  — содержание компонента по шламу в %;  
 $Q_k$  — вес керна в г или кг;  
 $Q_{ш}$  — вес шлама в г или кг.

Этой формулой можно пользоваться в том случае, если шлам и муть поступают в количестве, близком к теоретическому, т. е. если большой потери или значительного загрязнения шлама не имеется.

Подсчет содержания ценного компонента в россыпи по шурфу в пробе (или в группе проб, взятых с интервалов одинаковой длины) производится по формуле:

$$C = \frac{q}{v \cdot n},$$

где  $C$  — содержание на 1 м<sup>3</sup> ценного компонента в песках по пробе;

$q$  — вес золота или ценных металлов или ценных минералов, полученных при промывке  $n$  ендовок песка;

$v$  — объем одной ендовки промытой породы с учетом валунности; при этом имеется в виду объем породы в неразрыхленном состоянии;

$n$  — количество промытых ендовок.

Подсчет среднего содержания ценного компонента по шурфу по всей мощности пласта производится способом среднего взвешенного по длинам отдельно опробованных интервалов, если последние не равновелики.

Пусть по шурфу № 5 были взяты пробы № 1, 2, 3, 4 и 5; при этом опробованные интервалы имеют соответственно длины  $l_1$ ,  $l_2$ ,  $l_3$ ,  $l_4$  и  $l_5$  и содержание металла в пробах  $C_1$ ,  $C_2$ ,  $C_3$ ,  $C_4$  и  $C_5$ . При данных значениях содержаний металла в пробах и длин опробованных интервалов среднее содержание металла по шурфу должно быть вычислено по формуле:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 l_1 + C_2 l_2 + C_3 l_3 + C_4 l_4 + C_5 l_5}{l_1 + l_2 + l_3 + l_4 + l_5}.$$

Подсчет содержания ценного компонента в россыпи по скважинам, пробуренным комплектами Эмпайр или Кийстон, производится по формуле:

$$C = \frac{q}{v},$$

где  $C$  — содержание ценного компонента в песках по пробе;

$q$  — вес намытого из пробы ценного компонента (золота, платины, олова, редких металлов);

$v$  — объем выжелоненной породы.

Наиболее сложным является определение объема выжелоненной породы, который необходимо знать при вычислении содержания ценного компонента. Имеется несколько методов его определения. Рассмотрим их по материалам К. Л. Пожарицкого в той же последовательности, как это приводится в его работе (1947).

1. Метод теоретического определения объема. Основан на допущении, что вся порода, которая вырезывается при осадке бурового снаряда, извлекается из скважины. Объем ее исчисляется по формуле цилиндра путем умножения площади основания на длину пробуренного интервала. При вычислении площади основания ци-

линдра в расчет принимается внешний диаметр фрезера или внутренний его диаметр, внешний диаметр обсадных труб или некоторый промежуточный его диаметр. Иногда при этом в подсчет объема вводится поправочный коэффициент, примерно равный 10%.

В практике работ сечение скважины чаще всего определяется по внешнему диаметру фрезера, но это ведет к резкому завышению объема пород против фактически выжелоненного объема, так как при бурении скважин часть породы выдавливается фрезером в стенки скважины. Это выдавливание бывает более значительным при бурении каменистых или валунно-галечных отложений, а также сухих и песчаных пород. В связи с этим внутрь обсадной трубы породы поступает меньше теоретического ее объема, подсчитанного по внешнему диаметру фрезера. Указанная разница нередко бывает весьма значительной (свыше 20%).

Следует также отметить, что в некоторых случаях, как, например, при бурении плывунов, ввиду наплыва их в скважину, количество породы, поступающей в трубы, превышает теоретический объем. Но так как такие случаи крайне редки, плывуны очень редко содержат полезные компоненты, они практически могут не учитываться.

Из приведенной краткой характеристики метода видно, что при определении объема выжелоненной породы теоретическим методом допускается однозначная ошибка, т. е. расчетное количество породы резко превышает фактическое, в связи с чем соответственно занижается и содержание ценных компонентов в пробе. При сравнительно невысоких содержаниях полезного компонента в россыпи, когда месторождение по этой причине находится на границе промышленного и непромышленного, определение объемов породы теоретическим методом может привести к недооценке месторождения.

Поэтому описанный метод не может быть рекомендован, несмотря на то, что он сравнительно широко применялся в практике разведок россыпных месторождений.

2. Метод подсчета объема породы по высоте столбика в трубах. При расчете принимается во внимание внутренний диаметр обсадных труб и разница в высоте столбика в трубах до и после желонения. Содержание исчисляется по формуле:

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

где  $C$  — содержание ценного компонента в весовых единицах на  $1 \text{ м}^3$ ;

$P$  — вес ценного компонента в тех же весовых единицах;

$h$  — высота выжелоненного столбика (разница в высоте до и после желонения в  $\text{мм}$ );

$d$  — внутренний диаметр труб в  $\text{мм}$  (для 4-дюймовых труб станка Эмпайр  $d$  равен  $93 \text{ мм}$ ).

Так как для 4-дюймового комплекта Эмпайр буровой коэффициент

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

то содержание металла при бурении 4-дюймовым комплектом Эмпайр исчисляется по формуле:

$$C = \frac{P \cdot 147}{h}.$$

Для ударно-канатного бура диаметром 165 и 210 мм (внутренний диаметр соответственно 145 и 195 мм) значения  $K$  равны 65 и 33.

К недостаткам указанного метода относятся, во-первых, недоучет степени разрыхленности породы при долочении и желонении и, во-вторых, недоучет того обстоятельства, что при долочении и желонении часть породы выталкивается из скважины за стенки обсадных труб. Величина разрыхления пород различными авторами оценивается в пределах от 5 до 25% и до 30—40% объема породы, выталкиваемой при ударах долота и желонки из буровой скважины в затрубное пространство. Выразить строго математически величину разрыхления пород и степень потери объема пород за счет ее выталкивания в затрубное пространство в зависимости от геологических особенностей россыпи и режима бурения невозможно, поэтому также невозможно и ввести обоснованные поправки на разрыхление и на потери объема при долочении. Разрыхление и потери практически бывают малы лишь при бурении в глинистых породах, извлечение которых производится ложкой или змеевиком. В этих условиях возможно применение указанного метода определения объема.

По мнению К. Л. Пожарицкого, подсчет содержания по этому методу ведет к резкому занижению содержания золота в россыпи, что подтверждается и эксплуатационными работами. Это занижение иногда достигает 40—50%.

3. Метод фактического объема заключается в определении фактически извлеченного объема породы при бурении с того или иного опробованного интервала. Объем породы замеряется или мерным цилиндром, куда загружается порода из желонки и где она уплотняется деревянным штоком, чтобы уменьшить влияние разрыхления, или путем вытеснения воды из мерного сосуда.

Описанный метод дает вполне удовлетворительные результаты и характеризуется значительной простотой.

Влияние степени разрыхления при определении объемов данным методом весьма незначительно и не превышает 20—25%, к тому же оно всегда может быть точно установлено несложными опытными работами. Данные, полученные при определении объема породы в мерном цилиндре, должны быть уменьшены на 10—15% с целью уменьшения влияния величины разрыхления.



4. Метод подсчета фактического веса заключается в определении с опробуемого интервала веса извлеченной породы, по которому потом вычисляют истинный ее объем. Взвешивание материала пробы производится после удаления из него воды путем отстаивания в сосуде.

Объемный вес сырых пород россыпи — песков, глин и т. п. — обычно изменяется в пределах от 1,8 до 2,3. При расчетах значение объемного веса принимается равным 2, что может обуславливать расхождение в  $\pm 10$ — $\pm 15\%$ . Такое расхождение можно признать допустимым, к тому же объемный вес может быть точно установлен, и поэтому возможно значительное снижение погрешности.

### 3. Условия рационального применения способа среднего взвешенного по мощности при вычислении среднего содержания

Еще недавно существовало представление, что способом среднего взвешенного по мощности надо пользоваться во всех случаях при подсчете среднего содержания по выработке или блоку, если только мощность и содержание полезного компонента в теле полезного ископаемого заметно изменяются. Однако Н. В. Володомононов (1944) на примере изучения жильных золоторудных месторождений наглядно показал, что вычисление среднего содержания компонента по выработке методом среднего взвешенного по мощностям можно производить лишь в том случае, когда имеется корреляционная связь между содержанием и мощностью, т. е. когда с изменением одной величины закономерно следует изменение другой.

Эта зависимость может быть прямая и обратная.

Прямая зависимость окажется, например, в том случае, если мощная жила резко и закономерно выклинивается в каком-либо направлении и содержание полезного компонента при этом также снижается; или, например, повышенные содержания полезного компонента закономерно связаны с раздувами жил.

При обратной зависимости повышенные содержания металла приурочиваются закономерно к утоненным частям рудных тел.

В приведенных выше примерах соотношения между мощностью и содержанием отражают определенную структурно-геологическую закономерность. При наличии подобной закономерности, обуславливающей определенную прямую или обратную корреляционную связь между мощностью и содержанием, определение среднего содержания компонента по выработке (или блоку) должно производиться способом среднего взвешенного по мощности. При таком определении полученные средние содержания будут ближе отвечать истинным содержаниям, чем средние арифметические.

Вычисление же среднего содержания полезных компонентов методом среднего взвешенного по мощности, когда между мощностью и содержанием отсутствует прямая или обратная корреляционная связь, нередко приводит к большим завышениям или занижениям среднего содержания в сравнении с вычисленным методом простого среднего арифметического. Рассмотрим это на двух следующих примерах.

1. Пусть из рудного тела на каком-то участке через равные интервалы были взяты четыре пробы: № 1, 2, 3 и 4, которым соответственно отвечают следующие мощности и содержания золота.

Пробы	Мощности в см	Содержание золота в г/т
1	7	210
2	60	16
3	32	8
4	20	10

При таких данных среднее содержание золота при вычислении простым среднеарифметическим способом составит:

$$C_{\text{ср}} = \frac{210 + 16 + 8 + 10}{4} = \frac{244}{4} = 61 \text{ г/т},$$

и при вычислении способом среднего взвешенного по мощности:

$$C_{\text{ср}} = \frac{210 \times 7 + 16 \times 60 + 8 \times 32 + 10 \times 20}{7 + 60 + 32 + 20} = \frac{2886}{119} = 25 \text{ г/т}.$$

По сравнению со среднеарифметическим при вычислении среднего содержания методом среднего взвешенного по мощности имеет место значительное отклонение (более чем в 2 раза).

2. Возьмем тот же пример, изменив мощности в пробе № 1 и 2 наоборот

Пробы	Мощности в см	Содержание золота в г/т
1	60	210
2	7	16
3	32	8
4	20	10

При таких данных среднее содержание золота, вычисленное как среднее арифметическое, составит:

$$C_{\text{ср}} = \frac{210 + 16 + 8 + 10}{4} = \frac{244}{4} = 61 \text{ г/т},$$

а при вычислении методом средневзвешенного по мощности оно будет равно:

$$C_{\text{ср}} = \frac{210 \times 60 + 16 \times 7 + 8 \times 32 + 10 \times 20}{60 + 7 + 32 + 20} = \frac{13268}{119} = 112 \text{ г/т}.$$

В этом случае отклонение от среднего арифметического составляет  $+85\%$ .

В приведенных примерах для простоты и наглядности нами взято небольшое количество проб. Но и при значительном их количестве могут быть получены аналогичные результаты, так как случайные отклонения в ту или иную сторону мощности и содержания полезных компонентов могут взаимно не компенсироваться.

Пониженное среднее взвешенное содержание в сравнении с простым среднеарифметическим, как это видно из приведенного анализа, получается в результате сочетания разнозначных отклонений содержания и мощности, а повышенное среднее взвешенное есть результат сочетания однозначных отклонений этих величин. При незакономерной изменчивости мощности и содержания иногда случайные сочетания значений последних могут привести к резкому завышению среднего содержания полезного компонента по выработке (или блоку), что соответственно должно отразиться и на результатах подсчета запасов, которые будут при этом вычислены неправильно.

Эти расхождения иногда могут быть еще увеличены в случае определения среднего содержания взвешиванием не только по мощности, но и по длинам участков влияния пробы по простиранию, если эти участки не равновелики.

В связи с этим отметим, что при незакономерной и высокой изменчивости содержания полезных компонентов в месторождениях необходимым условием надежного опробования является равномерное расположение проб по выработкам, что достигается строгим соблюдением принятого интервала опробования. Нарушение этой равномерности в расположении проб является источником ошибок в вычислении средних содержаний, которые можно исправить при незакономерной изменчивости содержания не взвешиванием по мощности и длинам влияния, а взятием недостающих проб.

Совершенно неправильным является подсчет среднего содержания компонента методом среднего взвешенного по мощности при небольшом числе проб, взятых по выработке или по блоку, по которым вообще невозможно установить наличие или отсутствие зависимости между мощностью и содержанием.

Зависимость между мощностью и содержанием может быть выявлена различными способами:

1. Построением корреляционных диаграмм. На графике по горизонтальной оси координат откладываются пробы, взятые по выработкам, а по вертикальной оси — содержания и мощности. Через соответствующие точки проводятся кривые содержаний металла и мощности рудного тела. Анализ этих графиков позволяет выяснить, имеется ли между мощностью и содержанием закономерная корреляционная зависимость или она отсутствует.

2. Методом количественного изучения зависимости между мощностью и содержанием при помощи коэффициента корреляции  $r$ , величина которого определяется путем статистико-математической обработки изучаемых рядов проб. При этом если существует полная зависимость между мощностью и содержанием, то  $r = \pm 1$ ; положительное значение указывает на прямую зависимость, отрицательное — на обратную. При отсутствии закономерной зависимости между мощностью и содержанием  $r = 0$ . При частичной зависимости значение  $r$  находится между 0 и 1. Обычно принимается, что зависимость несомненно существует, если  $r > 0,5$ .

3. Путем детального изучения генетических особенностей морфологии рудных тел и минерализации их. Этот способ менее надежный ввиду его субъективности, поэтому данные такого изучения во многих случаях не могут служить основанием для окончательных выводов о наличии и характере зависимости между мощностью и содержанием.

Необходимо подчеркнуть, что случаи наличия корреляционной зависимости между мощностью и содержанием встречаются сравнительно реже, чем такие сочетания, в которых отсутствует прямая или обратная корреляционная зависимость между указанными величинами. Поэтому метод среднего взвешенного по мощности при вычислении средних содержаний компонентов должен применяться сравнительно реже, чем метод простого среднего арифметического. Это не относится к вычислению средних содержаний по мощности жилы, если она опробована отдельными секциями.

Следует, однако, заметить, что в практике подсчета запасов при вычислении средних содержаний полезного компонента по выработке или блоку, при невыявленной зависимости между содержанием полезного компонента и мощностью тела полезного ископаемого, а нередко даже при отсутствии такой зависимости, пользуются способом среднего взвешенного по мощности. При неравномерном содержании полезного компонента и невыдержанной мощности или неравномерном распределении проб по выработке или по контуру блока пользуются методом среднего взвешенного по длинам влияния. Такой подход к определению среднего содержания полезного компонента нельзя признать правильным.

#### **4. Учет исключительно высоких проб при подсчете средних содержаний полезного компонента**

К исключительно высоким, ураганым или выдающимся пробам принято относить такие пробы, содержание полезного компонента в которых в несколько раз более высокое, чем для большинства других проб, взятых с соседних участков или для всего месторождения в целом. Такие пробы оказывают существенное влияние на определение среднего содержания.

Исключение ураганных проб из подсчета запасов, или неправильное ограничение содержания полезного компонента по этим пробам при введении их в подсчет запасов обуславливает недопустимое занижение определяемого запаса этого компонента против действительного. Включение в подсчет запасов ураганных проб в полном размере приводит к резкому завышению содержания и запаса металла по тем блокам, где такие пробы встречены, что является также неправильным.

Особенно решающее значение имеет правильный учет ураганных проб, если по содержанию полезного ископаемого месторождение находится на границе промышленного и непромышленного; малейшее отклонение в среднем содержании в ту или другую сторону может привести как к выбраковке промышленных объектов, так и к включению в разряд промышленных месторождений объектов непромышленных по содержанию компонентов.

Следует, однако, отметить, что твердо установленных данных, какие именно пробы можно относить к категории с исключительно высоким содержанием для месторождений различных полезных ископаемых, не имеется. И этот вопрос приходится решать в каждом конкретном случае отдельно, в зависимости от вида полезного ископаемого и характера распределения последнего в месторождении.

В. И. Смирнов (1950) рекомендует при решении вопроса о выделении выдающихся проб придерживаться следующих ориентировочных данных (табл. 9).

Таблица 9

**Определение выдающихся проб**

Группа месторождения	Характер распределения компонента	Типичные месторождения	Во сколько раз содержание должно быть выше среднего, чтобы его считать выдающимся
I	Весьма равномерный	Большинство осадочных месторождений . . . . .	2—3
II	Равномерный	Сложные осадочные и метаморфические месторождения	4—5
III	Неравномерный	Преобладающее большинство месторождений цветных металлов . . . . .	8—10
IV	Весьма неравномерный	Преимущественно месторождения редких металлов и золота . . . . .	12—15
V	Крайне неравномерный	Некоторые месторождения редких металлов и золота	больше 15

В последнее время П. Л. Каллистов (1953) дал применительно к месторождениям золота достаточно надежное, математически обоснованное, определение, какие пробы надо относить к ураганным, и разработал методику учета этих проб при подсчете запасов месторождений золота. На рассмотрении предложенного им метода учета высоких проб и самородков при подсчете запасов месторождений золота мы остановимся ниже.

Ненормально высокие содержания полезного компонента в пробах могут быть обусловлены: 1) геологическими явлениями, как, например, появлением богатого гнезда, прожилка, или 2) ошибками опробования, обработки проб и анализа их.

И в том и в другом случае должны быть внесены соответствующие коррективы: ошибки опробования или анализа должны быть устранены (если возможно) взятием повторной пробы или анализом дубликата пробы с последующим установлением истинного содержания полезного компонента.

Чаще всего применяются следующие приемы замены проб с исключительно высоким содержанием:

1. Замена наиболее высоким, но сравнительно часто встречаемым содержанием проб данного блока.

2. Замена средним содержанием полезного компонента, вычисленным для всего блока с учетом ненормально высокого содержания полезного компонента по пробам (в случае весьма неравномерного распределения ценного компонента) или без этого учета (в случае сравнительно равномерного его распределения).

3. Замена средним содержанием по соседним пробам (для месторождений с более или менее выдержанным распределением ценных компонентов), вычисленным каким-нибудь одним из методов (средним арифметическим или средним взвешенным).

4. При сравнительно неравномерном распределении ценного компонента, когда отдельные «вспышки» высоких содержаний по пробам встречаются часто, чтобы не занижить средних содержаний, пробы с ненормально высоким содержанием заменяются вычисленными каким-либо способом по трем соседним пробам, включая и пробу с высоким содержанием.

5. Если представляется возможным провести дополнительное опробование, то желательно по обе стороны от исключительно высокой пробы взять дополнительные пробы и их соответствующим образом учесть (как это указано в пунктах 3 и 4).

В 1939 г. Н. В. Володомононов (1944) предложил особый метод учета высоких проб применительно к разведке золоторудных месторождений, описываемый ниже.

Примем следующие обозначения:

$C$  — среднее содержание компонента по пробам;

$N$  — количество проб, по которым выведено среднее содержание  $C$ ;

$D$  — величину отклонения высокой пробы от выведенного среднего содержания  $C$ ;

$M$  — величину влияния резко отклоняющейся пробы на среднее содержание, в % от среднего содержания.

Предположим, что в  $N$  проб входит одна резко отклоняющаяся проба. Если ее исключить и вычислить среднее содержание по оставшимся  $N - 1$  пробам, то величина последнего несколько уменьшится и может быть выражена так:

$$\frac{CN - (C + D)}{N - 1}.$$

Разность между прежним содержанием и уменьшенным средним содержанием после исключения из подсчета высокой отклоняющейся пробы даст величину влияния сильно отклоняющейся пробы на среднее содержание, которое можно выразить следующим образом:

$$C - \frac{CN - (C + D)}{N - 1} = \frac{CM}{100}.$$

Решая приведенное уравнение относительно  $M$  и  $D$ , получим:

$$M = \frac{100D}{C(N - 1)}$$
$$D = \frac{C(N - 1) \cdot M}{100},$$

где величина  $M$  рассматривается как предел допустимого влияния отдельной пробы на среднее содержание, а  $D$  будет пределом приемлемого отклонения пробы, соответствующим пределу  $M$ .

Верхний предел нормальной пробы  $H$  (или нижний предел исключительно высокой пробы) определяется по формуле:

$$H = C + D.$$

или, заменяя  $D$  его значением, получим:

$$H = C + \frac{C(N - 1) \cdot M}{100}.$$

Как видно из приведенной формулы, понятие высокой пробы поставлено в зависимость от величины влияния  $M$ , которое эта проба может оказать на среднее содержание. Чем больше проб лежит в основе выведенного среднего содержания, тем меньшую роль играет каждая из них, в том числе и отклоняющаяся проба, и тем меньшее влияние оказывает последняя.

Пробы, анализы которых используются в подсчете, характеризующиеся содержанием больше  $H$ , должны быть заменены величиной  $H$ .

Применительно к золоторудным месторождениям значение  $M$  Н. В. Володомонов рекомендует принимать равным в пределах 10—15—20% при подсчете запасов по блокам категории  $A_2$ , так

как в подсчете обычно участвует сравнительно много проб, и 30% при подсчете запасов по блокам  $B$ , в котором участвует сравнительно меньшее количество проб.

Приведенные значения  $M$ , очевидно, можно рекомендовать при обработке разведочных данных по тем месторождениям оловянных, вольфрамовых, ртутных руд и им подобным, в которых примерно так же, как и в золоторудных месторождениях, весьма изменчиво содержание металла в рудном теле. Для других месторождений, с более равномерным оруденением, значение  $M$  должно быть ниже, так как в этих случаях все пробы обычно бывают высокопредставительными и резкие отклонения в сторону высоких содержаний не характерны.

Вычисление  $H$  возможно производить по выведенной выше формуле и по построенным для этого же номограммам. Рассмотрим эти способы:

1. Пусть  $M$  принято равным 20%. Положим, например, что по данным 21 пробы выведено среднее содержание золота 16 г/т. Вычисляем  $H$  по приведенной выше формуле:

$$H = 16 + \frac{16(21-1) \cdot 20}{100} = 80 \text{ г/т.}$$

Пробы с содержанием выше 80 г/т будут ненормально высокими и должны быть заменены вычисленным значением  $H=80$  г/т.

Если, допустим, среднее содержание 16 г/т было вычислено не по 21 пробе, а по 31, то

$$H = 16 + \frac{16(31-1) \cdot 20}{100} = 112 \text{ г/т.}$$

В этом случае верхний предел нормальной пробы увеличился до 112 г/т и, таким образом, расширилось поле нормальных проб.

2. В формуле верхнего предела нормальной пробы  $H = C + \frac{C(N-1) \cdot M}{100}$  функционально связаны значения  $H$ ,  $C$ ,  $N$ . Если величине  $M$  придать постоянное значение, то зависимость  $H$ ,  $C$  и  $N$  можно представить в виде номограммы (приложение 3).

Высокие пробы из подсчета среднего содержания должны исключаться с учетом их влияния на промышленную оценку блока. При среднем содержании компонента по блоку, близком к минимально промышленному, высокая проба может иметь решающее значение при оценке блока. Включение такой пробы в подсчет сделает блок промышленным, и наоборот.

Такого серьезного характера на оценку содержания металла, а следовательно, и запасов мы не имеем для блоков, в которых и без учета высоких проб среднее содержание компонента находится в промышленных пределах. При наличии высокой пробы, решающей оценку блока, следует произвести дополнительное опробование блока с таким расчетом, чтобы имеющуюся высокую пробу перевести в группу нормальных проб. Определение коли-



чества проб, при котором высокая проба стала бы нормальной, производится по формуле:

$$N = \frac{100(H - C)}{CM} + 1$$

Отношение  $\frac{H}{C}$  показывает, во сколько раз проба должна превышать среднее содержание, выведенное по блоку, чтобы быть нормально высокой. Оно определяется по формуле:

$$\frac{H}{C} = 1 + \frac{(N - 1)M}{100}$$

Н. В. Володомоновым рекомендуется следующая схема учета высоких проб.

1. Для каждого из блоков устанавливается верхний предел нормальной пробы по приведенной выше формуле или номограммам. Пробы, имеющие содержание компонента выше этого предела, относятся к пробам с высоким содержанием.

2. Выделенные высокие пробы должны быть проверены в отношении правильности их взятия, обработки и химико-аналитических исследований.

3. По геологическим признакам или каким-либо иным путем выясняется представительность высокой пробы. Если представительность ее доказана, проба включается в подсчет по фактическому содержанию.

4. Для высоких проб, представительность которых не доказана (неизвестна), следует определять их решающее значение при промышленной оценке данного блока, имея в виду установленное для данного месторождения или его части минимальное промышленное содержание.

5. В случае, если высокая проба является решающей при промышленной оценке блока, следует произвести дополнительное опробование блока с таким расчетом, чтобы сделать ее нормальной. Расчет необходимого количества проб на блок производится по приведенной выше формуле.

6. В случае, если высокая проба не является решающей при промышленной оценке блока, она включается в подсчет, но не по фактическому ее содержанию, а по величине установленного предела  $H$  для данного блока.

Рассматриваемый метод учета высоких проб, предложенный Н. В. Володомоновым, предусматривает возможность включения в подсчет запасов большинства тех проб, которые нередко произвольно относятся к высоким и необоснованно исключаются из подсчета, или по ним снижается содержание, что ведет к занижению запасов.

П. Л. Каллистов (1953), пользуясь методом статистической обработки данных опробования, предложил определение понятия «высокая проба применительно к золоторудным месторождениям»

и разработал методику учета таких проб при подсчете запасов месторождений золота.

Верхним пределом нормальной пробы в совокупности проб, по которой вычисляется данное среднее содержание металла, является математическое ожидание суммы содержаний металла в тех пробах, накопление математического ожидания числа которых, подсчитываемое от более высоких содержаний к низким, равно единице. Пробы, в которых содержание металла превышает верхний предел нормальной пробы, должны быть отнесены к числу высоких, ураганных проб.

Ограничение содержания металла в высоких пробах сводится к определению для совокупности проб, по которым вычисляется среднее содержание металла, верхнего предела показаний нормальных проб и к замене этой величиной тех содержаний металла, которые превышают ее.

Для исправления показаний высоких проб при выведении среднего содержания по совокупности проб (по выработке, блоку или всему месторождению) П. Л. Каллистов предложил два метода: метод математического решения, основанный на математической обработке ряда проб, и практический метод. Первый из них является сложным и трудоемким и здесь рассматриваться не будет. Практический метод более простой, хотя и менее точный. Он может быть широко использован при обработке данных опробования при подсчете запасов по золоторудным месторождениям. При использовании этого метода П. Л. Каллистовым рекомендуется:

1. К числу высоких проб, подлежащих ограничению, следует относить такую пробу, которая дает содержание металла, более чем в два раза превышающее показание ближайшей к ней по величине, но не по расположению меньшей пробы.

2. При вычислении среднего содержания золота показание высокой пробы может быть заменено удвоенным содержанием золота в ближайшей меньшей пробе или удвоенным средним содержанием золота в том классе, к которому относится эта ближайшая меньшая проба.

3. Иногда к ненормально высоким относятся не одна, а две пробы. Две пробы могут являться высокими и в том случае, если они не отделены пустыми классами от остальных проб, но сильно отличаются от них по содержанию золота. Вопрос об учете таких проб следует решать в зависимости от местоположения их в рудном теле и соотношения их величины с величиной наибольшей нормальной пробы. Основываясь на величине отношения содержания золота в наибольшей нормальной пробе к содержанию его в третьей по величине пробе, примерно равному трем, а также по величине отношения к последней содержания его во второй пробе, примерно равного 1,5, в пределах одного блока к разряду высоких проб, подлежащих ограничению, могут относиться две пробы, если:

а) содержание золота в большей из этих двух проб более чем в три раза, а в меньшей — более чем в полтора раза превышает содержание золота в наибольшей нормальной пробе;

б) обе пробы, удовлетворяющие условию а), расположены в разных местах рудного тела, но не рядом друг с другом.

в) общее число проб в блоке не менее шести.

В том случае, когда в пределах одного блока оказываются две высокие пробы, отвечающие указанным условиям, содержание золота в большей из них заменяется утроенным, а содержание его в меньшей—увеличенным в полтора раза содержанием золота в том классе, к которому относится наибольшая нормальная проба.

4. Если внутри блока имеется участок, отличающийся от остальной части блока очень высоким содержанием золота, то такой участок следует выделить и вопрос о высоких пробах решать для него отдельно. Если при этом число проб, взятых на богатом участке, непропорционально его площади, то среднее содержание золота в нем нужно подсчитать также отдельно. Среднее содержание золота по всему блоку может быть вычислено затем как среднее из среднего по богатому участку и среднего по остальной части блока с уравниванием пропорционально площадям обеих частей или количеству руд в них.

5. В пределах одного блока к числу высоких, подлежащих ограничению, не следует относить более двух проб.

6. В тех случаях, когда в блоке имеется только две или три пробы, ни одна из них не должна относиться к числу высоких, все они должны включаться в подсчет без ограничений.

7. Если в блоке имеется только три пробы, причем одна из них дает содержание золота, во много раз превышающее содержание его в большей из двух других проб, среднее содержание по этим трем пробам выводить для блока не следует. В таком случае на блок следует распространить среднее содержание золота, вычисленное по соседним блокам, причем запасы блока могут квалифицироваться не выше чем по категории  $C_1$ .

8. В соответствии с приведенными выше указаниями отнесение наиболее высокой пробы данного блока к числу нормальных или к числу высоких и ограничение пробы, отнесенной к высоким, определяются показанием ближайшей по величине меньшей пробы. Однако содержание золота в этой ближайшей меньшей пробе всегда является в той или иной мере случайным, и часть может значительно отличаться от той величины, которую должна была бы иметь эта проба при полном соответствии результатов опробования действительному распределению металла в опробованных рудах. Поэтому, руководствуясь приведенными рекомендациями, необходимо учитывать не только показания наиболее высокой и ближайшей к ней (по величине) меньшей пробы, но также и общий характер распределения в части проб, имеющих высокое содержание.

Рекомендуемый П. Л. Каллистовым метод учета высоких проб применим также и при разведке россыпных месторождений золота. При этом в россыпных месторождениях за «пробу» следует брать не одиночные частные пробы, а средние содержания металла по каждому пункту опробования (скважине, шурфу или забоя горизонтальной выработки) в целом, вычисленные на мощность золотоносных песков с включением всех золотинок и всех содержаний золота в отдельных опробованных секциях по фактической величине (без ограничения).

Высокие пробы, которые могут быть отнесены к ураганным, взятым по отдельным сечениям, следует привязывать не к отдельным блокам, в которых они были встречены, ограниченным по площади, а к более значительным по размерам участкам.

Золото, исключаемое при подсчете запасов в связи с ограничением ураганных проб, должно быть учтено путем введения поправочного коэффициента на подсчитанные запасы:

$$K_{\text{п.к.}} = \frac{\Sigma C_1}{\Sigma C_2},$$

где  $K_{\text{п.к.}}$  — поправочный коэффициент (всегда больше единицы);

$\Sigma C_1$  — сумма содержаний золота, учтенного при подсчете запасов по участку (или месторождению) без ограничений ураганных проб;

$\Sigma C_2$  — сумма содержаний золота, учтенного при подсчете запасов по участку (или месторождению) с ограничением на ураганные пробы.

Ураганные пробы вряд ли могут составить свыше 2—4% от общего количества проб, входящих в подсчет запасов по блоку, участку или месторождению.

Выделение ураганных проб по месторождению надо производить с учетом геологических его особенностей. Участки с резко повышенным содержанием золота должны быть выделены особо и отделены от участков с менее интенсивным оруденением. Отнесение проб к ураганным в этих участках должно производиться с учетом интенсивности оруденения.

## **Б. Учет самородков при вычислении средних содержаний золота по пробам**

Самородками золота считаются крупные зерна последнего, размером и весом в несколько раз большим, чем вес обычных золотинок, характерных для данной россыпи. При разработке россыпных месторождений были случаи находки самородков золота весом до сотен граммов и даже нескольких килограммов.

Чтобы резко не зависить средних содержаний золота по шурфам или скважинам, по данным которых производится подсчет

запасов, самородки учитываются особо. При этом вес отдельных самородков, встреченных при промывке пробы, при вычислении средних содержаний заменяется весом наиболее крупных золотинок, не принадлежащих к самородкам и сравнительно часто встречаемых в пробе.

Для решения вопроса о том, что принимать за самородки при разведке той или иной россыпи, предварительно производится ситовой анализ золота, намытого из однотипной или из данной россыпи, с разделением зерен золота по классам. При этом к самородкам можно отнести наиболее крупные и редко встречаемые золотишки, общий вес которых составляет не свыше 4—5% от веса всего золота, подвергнутого ситовому анализу. Иногда встречаются россыпи (как, например, на Урале) с частыми самородками значительного веса. В этих случаях при подсчете запасов в окончательные цифры подсчета надо вводить поправочный коэффициент на самородки  $K$ , представляющий собой отношение веса всего золота, намытого из разведочных выработок  $Q$ , к весу золота, введенного в подсчет запасов  $Q_n$  по тем же выработкам, т. е.

$$K = \frac{Q}{Q_n}.$$

#### 6. Учет валунности при вычислении средних содержаний полезных ископаемых по пробам, взятым в шурфах

При вычислении содержания полезного компонента по пробе вводится поправочный коэффициент на валунность  $K$ . Вычисление производится по формуле

$$C = \frac{C_n (100 - K)}{100},$$

где  $C$  — среднее содержание компонента по опробованному интервалу шурфа;

$C_n$  — среднее содержание компонента в промытой породе;

$K$  — поправочный коэффициент на валунность (%), представляющий собой  $K = \frac{V_a}{V_n} 100$ .

При этом

$V_a$  — объем валунов по опробованному интервалу, определенный мерными ящиками или замеренный рулеткой при крупноглыбовом материале; при задирковом или бороздовом опробовании в горных выработках процентное содержание валунов можно определить путем вычисления соотношения площади валунов с общей площадью забоя;

$V_n$  — общий объем породы пробы, замеренный по шурфу.

## 7. Учет степени разрыхленности при вычислении средних содержаний полезных ископаемых по пробам, взятым из шурфов

При вычислении содержания полезного компонента по пробе вводится поправочный коэффициент на разрыхление  $k$ . Вычисление производится по формуле:

$$C = \frac{C_1 \cdot 100}{k},$$

где  $C$  — среднее содержание компонента в пробе;

$C_1$  — среднее содержание компонента без учета разрыхления пробы;

$k$  — поправочный коэффициент на разрыхление (%), представляющий собой:

$$k = \frac{V_n}{V} \cdot 100,$$

где  $V_n$  — объем промытой породы (с учетом валунов), замеренный эндовками;

$V$  — объем этой же породы в целике.

## 8. Контрольные анализы

При химико-аналитических исследованиях проб возможны ошибки в определении содержаний полезного компонента. Эти ошибки могут быть случайными, когда отклонения между параллельными анализами группы проб бывают одинаково часты как со знаком плюс, так и со знаком минус, и систематическими, когда отклонения между параллельными анализами группы проб в основном бывают только в одну сторону — или со знаком плюс или со знаком минус. Случайные ошибки не имеют столь существенного значения при определении средних содержаний полезного компонента, особенно когда это определение выводится по большому количеству проб, как систематические ошибки, которые могут привести к занижению или завышению среднего содержания полезного компонента в руде. Последнее исключительно опасно, особенно если действительное его содержание находится на пределе промышленного и непромышленного.

Ошибки в исследовании проб могут быть обусловлены недостаточной опытностью исследователя, недоброкачеством реактивов, недостаточно правильной методикой исследований.

С целью определения, насколько точно были выполнены химико-аналитические исследования проб, проводятся их контрольные анализы. Контрольные анализы могут быть проведены в той же лаборатории, в которой исследовались пробы (внутренний контроль), для чего на повторный анализ сдаются пробы в зашифрованном виде, или в другой лаборатории (внешний контроль). При внутреннем контроле проб можно обнаружить

случайные ошибки, зависящие от неточности работы химика; при внешнем контроле могут быть выявлены как случайные, так и систематические ошибки. При наличии сомнения в надежности контрольных исследований необходима передача проб на контрольные арбитражные исследования в третью, наиболее авторитетную лабораторию.

В соответствии с требованиями Всесоюзной комиссии по запасам при утверждении запасов твердых полезных ископаемых внешние контрольные анализы должны составлять примерно 5% от общего количества исследованных проб.

Если количество исследованных проб очень велико и достигает нескольких тысяч, контрольные исследования возможно провести в объеме менее 5%, но так, чтобы количество исследованных проб было не менее 30—50.

Контрольные исследования должны проводиться для различных типов и сортов полезного ископаемого в достаточном количестве и систематически.

При длительной работе лаборатории на контрольный анализ должны сдаваться пробы периодически, через один-два квартала, в зависимости от производительности лаборатории.

Точность исследования устанавливается путем сопоставления результатов анализа проб, полученных в основной лаборатории, с контрольными анализами.

Частота отклонения в ту или другую сторону дает возможность судить о характере ошибок: случайном или систематическом.

Сравнение результатов анализов проб с контрольными возможно выразить в виде графических построений, что дает наглядное представление о характере отклонений.

При построении графиков предварительно в виде таблицы выписываются: номер пробы; данные о содержании полезного компонента (в возрастающем порядке) в пробах по контрольным анализам; содержания полезного компонента по данным основной лаборатории; расхождение в анализах в сравнении с контрольными (положительное, отрицательное); относительная ошибка.

Очень часто с целью определения величины средних значений систематической ошибки применяется метод вариационной статистики, дающий более точные данные, который рассматривается в последнем разделе настоящей работы.

Если в результате контрольных анализов в большом количестве установлены недопустимые ошибки в определениях содержания компонента, то все или часть анализов должны быть вновь повторены. При наличии систематической ошибки в основных анализах возможно введение при определении средних содержаний поправочного коэффициента:

$$k = \frac{C_k}{C_0},$$

где  $k$  — поправочный коэффициент, связанный с анализом проб;

$C_k$  — среднее содержание компонентов по данным контрольных анализов (не вызывающих сомнений в достоверности полученных результатов);

$C_0$  — среднее содержание компонента по основным анализам.

Подготовка контрольных проб (дубликатов) должна производиться особенно тщательно. Отбор контрольных проб из промежуточных «отходов», получаемых при обработке и сокращении проб, не допускается. Все дубликаты проб для контрольного анализа должны выделяться при том последнем квартовании мелкоизмельченного материала пробы, при котором отбирается и основная проба. Навеску на контрольный химический анализ при внутреннем контроле необходимо брать от той же пробы, от которой взята навеска для основного анализа.

Работа по отбору проб на контрольный анализ должна производиться под непосредственным наблюдением специалиста.

Пробы, отсылаемые на контрольный анализ, должны быть тщательно упакованы.

---



ЧАСТЬ ВТОРАЯ

ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ  
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ  
И ЭЛЕМЕНТЫ  
ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ  
МЕСТОРОЖДЕНИЙ

---

---

---

## ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

Запасом полезного ископаемого называется его весовое или объемное количество, находящееся в месторождении.

Весовое количество запасов подсчитывается в тоннах, килограммах, объемное — в кубических метрах. Так, например, запасы угля, железной руды, марганцевой руды, свинца, цинка, меди и т. д. принято выражать в тоннах; запасы золота, платины и некоторых рассеянных элементов — в килограммах; запасы балластных песков известняков, строительных материалов и некоторых других полезных ископаемых — в кубических метрах.

Для рудных месторождений, за исключением месторождений черных металлов, запасы руды и содержащихся в ней металлов подсчитываются отдельно. Также отдельно подсчитываются запасы различных полезных ископаемых комплексных месторождений. Так, например, в свинцово-цинковых месторождениях отдельно определяются запасы свинца, цинка, а также серебра и кадмия, которые часто сопутствуют свинцу и цинку.

Подсчет запасов производится отдельно и для различных сортов и типов руд, а также для отдельных тел полезных ископаемых (жил, залежей, пластов и т. п.).

Существующая инструкция по классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых предусматривает подсчет и учет запасов полезного ископаемого, находящегося в недрах, без вычета последующих потерь при эксплуатации и переработке минерального сырья.

Запасы полезных ископаемых бывают балансовые, т. е. такие, которые при современном уровне техники и экономики имеют промышленное значение и могут быть добыты, и забалансовые, т. е. такие, которые вследствие низкого содержания полезного компонента, малой мощности залежей или особой сложности условий эксплуатации, а также вследствие отсутствия промышленных методов переработки данного типа полезного ископаемого не могут быть использованы промышленностью в настоящее время, но могут рассматриваться как будущий объект промышленного освоения и потому подлежат особому учету.

Балансовые запасы являются обоснованием для проектирования горно-эксплуатационных предприятий.

Подсчет запасов является завершающим этапом каждой отдельной стадии геолого-разведочных работ. Он производится при поисках, когда месторождение вскрыто и опробовано в ограниченном количестве мест, а также при предварительной, детальной и эксплуатационной разведке.

При подсчете запасов синтезируются все данные, полученные в результате изучения особенностей геологического строения месторождения, формы и размеров его, вещественного состава и распределения отдельных компонентов в теле полезного ископаемого. Решаются вопросы промышленной оценки месторождения, определяется дальнейшее направление разведочных работ; подсчитанные запасы кладутся в основу составления проекта разработки месторождения.

Целью подсчета запасов, как правильно отмечает В. И. Смирнов (1950), является:

- 1) определение количества минерального сырья в недрах с распределением его по отдельным сортам и типам;
- 2) выявление качества минерального сырья;
- 3) установление технологических особенностей минерального сырья с выявлением возможных технологических сортов последнего;
- 4) выяснение геологических и горно-технических условий, определяющих способы вскрытия месторождения и систему очистных работ при его разработке;
- 5) анализ степени надежности количественных и качественных показателей подсчета запасов для решения вопроса о промышленном назначении запасов.

Промышленное назначение данных подсчета запасов различное. Они, как указывает П. А. Рыжов (1942), используются: для обоснования смет и проектов по дальнейшей разведке данного месторождения; для обоснования смет и проектов горно-эксплуатационного предприятия; для обоснования смет и технических проектов предприятий, обрабатывающих и перерабатывающих руду данного месторождения; для обоснования технических расчетов по вскрытию и разработке месторождений; для составления плана по добыче полезного ископаемого и ведения учета движения его запасов.

Все разведанные и оформленные подсчеты запасов минерального сырья должны быть представлены на рассмотрение и утверждение во Всесоюзную комиссию по запасам при Министерстве геологии и охраны недр (ВКЗ) или территориальную комиссию по запасам (ТКЗ) в соответствии с существующим положением о ВКЗ.

Порядок представления на рассмотрение и утверждение в ВКЗ подсчетов запасов полезных ископаемых, а также содержание и оформление материалов, обосновывающих подсчитанные запасы, устанавливаются особой инструкцией.

ВКЗ предоставлено право: требовать от промышленных министерств, проектных организаций и предприятий необходимые соответствующие геологические материалы обоснования промышленных кондиций на минеральное сырье; отклонять подсчеты запасов при отсутствии кондиций, утвержденных промышленной организацией, использующей данное минеральное сырье; опротестовывать недостаточно обоснованные кондиции, установленные отдельными ведомствами и предприятиями, ходатайствовать об отмене неправильно установленных отдельными министерствами и ведомствами кондиций на минеральное сырье.

Геолого-съёмочные, геолого-поисковые, геолого-разведочные, гидрогеологические, инженерно-геологические, геофизические исследования и связанные с ними научно-тематические работы проводятся в нашей стране в значительных объемах.

Выполнение указанных работ в большой степени связано с выявлением запасов различного минерального сырья, необходимого для развития нашего народного хозяйства. Поэтому правильный, своевременный и точный учет запасов полезных ископаемых является важной государственной задачей, определяющей масштабы и направление дальнейших геологических исследований и горной промышленности.

Учет проводимых геологических исследований и движения запасов полезных ископаемых осуществляется Главным управлением геологических фондов (ГГФ) Министерства геологии и охраны недр.

Исходными данными для подсчета запасов являются фактические материалы, полученные при разведке месторождения: мощность тела полезного ископаемого по отдельным сечениям; содержание полезного ископаемого по пробам; объемный (удельный) вес по отдельным пробам или типам и сортам полезного ископаемого.

К основным параметрам, необходимым для подсчета запасов полезного ископаемого, относятся: площадь распространения месторождения или отдельного его участка, если запасы подсчитываются не по всему месторождению, а по части его; средняя мощность тела полезного ископаемого; объемный вес минерального сырья; среднее содержание полезных компонентов в минеральном сырье.

---

## VII

### ОКОНТУРИВАНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ДЛЯ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

Оконтуривание месторождения или отдельных его участков, по которым намечается произвести подсчет запасов полезного ископаемого, заключается в установлении и ограничении на топографических и маркшейдерских планах и профилях площади тел полезных ископаемых или их разведанных участков по данным горных выработок, буровых скважин, естественных выходов полезного ископаемого и геофизических исследований.

При оконтуривании сначала устанавливаются опорные точки, через которые затем проводится линия контура. Указанные контуры могут представлять: 1) естественные границы тел полезных ископаемых; 2) линию с нулевым содержанием ценного компонента в теле полезного ископаемого; 3) линию с бортовым содержанием полезного компонента; 4) линию с минимальной промышленной мощностью тела полезного ископаемого; 5) линию различных типов и сортов минерального сырья; 6) линию, ограничивающую блоки тела полезного ископаемого с запасами различной степени разведанности и изученности (различных категорий); 7) линию участков с различными горно-эксплуатационными условиями вскрытия и разработки месторождения.

Наиболее часто оконтуривание производится по бортовому содержанию или по минимальной промышленной мощности.

Под бортовым содержанием понимается предельно низкое промышленное содержание полезного компонента в пробах, по которому оконтуривается месторождение.

За минимальное промышленное содержание полезного компонента принимается такое наименьшее содержание его по оконтуренному блоку, участку или всему месторождению, «при котором данное сырье является промышленно-пригодным» (В. И. Смирнов, 1950). Оно выше бортового содержания.

Минимальное промышленное содержание ценного компонента в полезном ископаемом устанавливается в зависимости от геологических и технико-экономических факторов: условий залегания полезного ископаемого, вещественного состава и содержания ценных и вредных примесей, размеров месторождения и горно-технических условий вскрытия и разработки месторождения,

а также от общего состояния сырьевой базы в стране, потребностей в данном полезном ископаемом и т. п. Обычно минимальное промышленное содержание устанавливается проектной или горно-эксплуатирующей организацией.

Иногда оконтуривание месторождения проводится по содержанию в пробах вредных примесей; в этом случае контур строится по верхнему пределу их содержания, при котором переработка полезного ископаемого резко удорожается или становится практически невозможной.

Построение контура по минимальной промышленной мощности особенно часто производится при разведках пластовых месторождений (каменные угли, глины, бокситы и т. д.). Под минимальной промышленной мощностью понимается такая мощность тела полезного ископаемого, ниже которой разработка месторождения практически нецелесообразна.

Оконтуривание площадей тел полезных ископаемых производится на топографических и маркшейдерских планах: на горизонтальную проекцию при пологом залегании рудных тел; на вертикальных проекциях, если тела имеют вертикальное или крутое падение; на разрезах, построенных в плоскости тел полезных ископаемых, если последние имеют средние сравнительно выдержанные углы падения.

Важную вспомогательную роль при составлении проекций играет построение поперечных разрезов. Иногда для отдельных более или менее значительных участков тела полезного ископаемого возможно построение различных планов. Так, например, для крутопадающих участков составляется проекция на вертикальную плоскость, для полого или горизонтально залегающих — на горизонтальную, хотя данного рода случаи в практике разведочного дела редки.

При оконтуривании площадей тел полезных ископаемых обычно проводятся внутренний и внешний контуры. Внутренний контур представляет собой линию, соединяющую крайние разведочные выработки, обнаружившие полезное ископаемое с промышленной кондицией по содержанию и по мощности. Внешний контур каким-либо из применяемых для этого методов проводится за пределами крайних выработок, вскрывших полезное ископаемое промышленного значения. Полоса, расположенная между внутренним и внешним контурами, называется межконтурной полосой.

Оконтуривание площади тела полезного ископаемого можно производить методами интерполяции и экстраполяции.

Метод интерполяции заключается в определении мощности или содержания ценных компонентов для участка тела полезного ископаемого, расположенного между двумя ближайшими выработками. При этом основываются на предположении, что они между указанными выработками изменяются постепенно.

Метод экстраполяции заключается в определении мощности или содержания ценных компонентов для участка тела полезного ископаемого, находящегося за пределами выработок, вскрывших полезное ископаемое. При этом основываются также на предположении об их постепенном изменении. Различают ограниченную экстраполяцию, при которой внешняя контурная линия проводится между выработками, вскрывшими полезное ископаемое и не обнаружившими его, и неограниченную экстраполяцию, когда внешняя контурная линия проводится за пределами внутреннего контура, где нет законтурных разведочных выработок.

## 1. Способы построения контуров тел полезных ископаемых

*Построение контура по данным разведочных выработок, вскрывших границы тела полезного ископаемого.* Проведение горно-разведочных выработок позволяет во многих случаях непосредственно установить границы тел полезных ископаемых. Эти отдельные опорные точки соединяются линией контура (рис. 46).

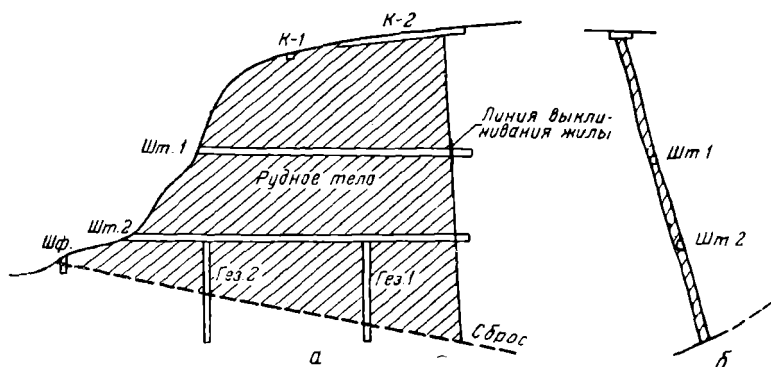


Рис. 46. Построение контура по непосредственно установленным наблюдениям (в штольнях и гезенках)  
 а — разрез в плоскости жилы; б — поперечный разрез

Иногда отдельные участки месторождения или даже целиком все месторождение может быть оконтурено по естественным выходам, вскрытым эрозионной деятельностью. Один из случаев подобного оконтуривания изображен на рис. 47.

*Определение контура по геофизическим данным.* Некоторые месторождения могут быть с достаточной точностью оконтурены по данным геофизических исследований. Так, например, нередко магнитометрическая съемка позволяет установить границы распространения магнетитовых залежей; электропрофилирование — границы распространения слюдоносных пегматитов, колчеданных залежей и т. д. Данные геофизических исследований наносят на

планы; по этим данным определяют опорные точки, по которым затем проводят контур тела полезного ископаемого. Определение контура по геофизическим данным подробно рассматривается в специальном курсе (геофизические методы поисков и разведок полезных ископаемых).

*Определение контура тела полезного ископаемого по геологическим данным.* Многие месторождения полезных ископаемых подчинены определенному комплексу пород, с контуром литологического или петрографического изменения состава которых

более или менее совпадает и граница месторождения полезного ископаемого. Если такая тесная связь месторождений полезных ископаемых с вмещающими продуктивными породами установлена, то границу внешнего контура залежей полезных ископаемых можно провести с учетом литологического или петрографического изменения состава вмещающих их продуктивных пород.

*Определение контура по точкам, лежащим в центре линий, соединяющих*

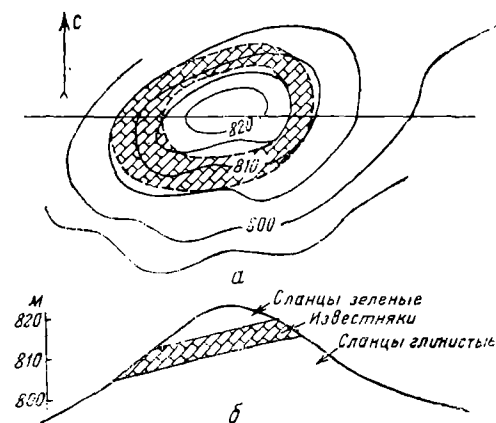


Рис. 47. Оконтуривание месторождения известняков по естественным выходам  
а — план; б — разрез

крайние выработки, вскрывшие и не вскрывшие тело полезного ископаемого. При значительной густоте разведочных выработок, когда за крайними выработками, пересекшими тело полезного ископаемого, пройдены выработки, не вскрывшие его, наиболее вероятно предположить, что в общем случае тело полезного ископаемого выклинивается где-то близко к середине между такими выработками. В этом случае все опорные срединные точки между крайними выработками, пересекшими тело полезного ископаемого и доказавшими его отсутствие, соединяют ломаной линией или плавной кривой, которая представляет собой внешний контур тела полезного ископаемого (рис. 48).

В некоторых случаях во избежание неточности (особенно при редкой разведочной сети) нулевой контур проводится не в середине между выработками, а через точки, отложенные на  $\frac{1}{4}$  расстояния от выработок, пересекших тело полезного ископаемого. Однако такое построение контура допустимо лишь тогда, когда по имеющимся геологическим данным можно предполагать, что месторождение распространяется недалеко за пределы крайних выработок, вскрывших полезное ископаемое. В противном случае этот способ может привести к занижению запаса.



Недостатки описанного метода оконтуривания заключаются в том, что при этом не учитываются величины угла выклинивания тела полезного ископаемого, которые обычно неодинаковы в различных направлениях.

*Определение изолинии промышленного контура интерполированием.* Построение промышленного контура, например, с минимально-кондиционным содержанием,

минимально-кондиционной мощностью, минимально-кондиционным значением метрапроцента, возможно геометрическим или графическим способом по данным двух соседних выработок.

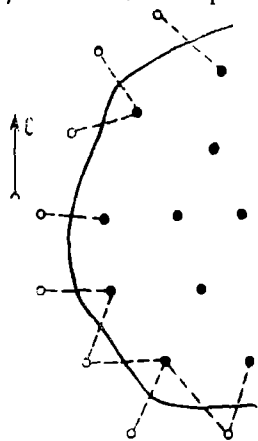


Рис. 48. Построение контура тела полезного ископаемого проведением линии по опорным точкам, полученным путем деления пополам расстояния между скважинами, пересекшими тело полезного ископаемого и показавшими отсутствие его; белые кружки — скважины, не пересекшие тела полезного ископаемого, черные — скважины, пересекшие тело полезного ископаемого

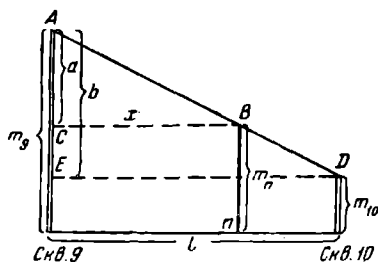


Рис. 49

Определение изолинии промышленного контура геометрическим способом можно объяснить на следующем примере. Пусть по скважине № 9 рудное тело имеет мощность  $m_9$ , по скважине № 10 —  $m_{10}$ . Требуется определить точку  $n$ , в которой рудное тело обладало бы минимально-промышленной мощностью  $m_n$  (рис. 49).

Построим профиль через рудное тело по скважинам № 9 и 10, условно приняв лежащий бок рудного тела за горизонтальную плоскость.

Так как треугольники  $ABC$  и  $ADE$  подобны между собой, то

$$\frac{x}{ED} = \frac{a}{b}$$

или

$$\frac{x}{L} = \frac{m_9 - m_n}{m_9 - m_{10}},$$

откуда

$$x = \frac{m_9 - m_n}{m_9 - m_{10}} \cdot L,$$

где  $L$  — расстояние между буровыми скважинами, а  $x$  — расстояние от буровой скважины № 9 до точки  $n$  с минимально-промышленной мощностью  $m_n$ .

В общем случае выведенное уравнение можно представить в следующем виде:

$$x = \frac{m_a - m_n}{m_a - m_k} \cdot L,$$

где  $x$  — расстояние от пробы  $a$ , взятой по выработке, вскрывшей кондиционные руды, до точки  $n$  с минимально-промышленными кондиционными рудами;

$m_a$  — мощность или содержание, или их произведение по пробе  $a$ ;

$m_n$  — минимально-кондиционное значение мощности или содержания, или их произведение в точке  $n$ ;

$m_k$  — мощность или содержание, или их произведение по пробе  $k$ , взятой по выработке, не вскрывшей кондиционных руд;

$L$  — расстояние между пробами  $a$  и  $k$ .

По приведенной выше формуле вычисляем расстояние  $x$ .

Вычислив эти расстояния по данным каждой ближайшей пары выработок, между которыми должна пройти линия контура, и отмерив их от соответствующих выработок, вскрывших из этих пар скважин кондиционные руды, получим опорные точки. Соединяя эти точки прямыми или плавными линиями, получим контур месторождения.

На рис. 50 нанесены скважины, пересекающие пласт каменного угля, для которого установлена минимально-кондиционная мощность, составляющая 0,70 м. Надо провести контур месторождения по данной минимально-кондиционной мощности. Для этого соединяем точки ближайших буровых скважин (попарно между собой) тонкой пунктирной линией и определяем расстояние между ними по плану (в мм). Находим значение  $x$ :

Для скважин № 10 и 9:  $x = \frac{1,20 - 0,70}{1,20 - 0,20} \cdot 1,85 = 0,93 \text{ см}$

" " 7 и 8:  $x = \frac{1,50 - 0,70}{1,50 - 0,10} \cdot 1,90 = 1,08 \text{ см}$

" " 6 и 1:  $x = \frac{1,10 - 0,70}{1,10 - 0,50} \cdot 2,00 = 1,33 \text{ см}$

" " 12 и 2:  $x = \frac{1,90 - 0,70}{1,90 - 0,40} \cdot 1,40 = 1,12 \text{ см}$

" " 15 и 3:  $x = \frac{0,80 - 0,70}{0,80 - 0,20} \cdot 1,30 = 0,22 \text{ см}$

Рис. 50

Вычисленные расстояния  $x$  откладываем на пунктирных вспомогательных линиях соответственно от устьев скважин № 9, 8, 1, 2 и 3 и полученные при этом опорные точки соединяем между собой плавной кривой.

Определение изолинии промышленного контура графическим способом. При этом применяется способ координат и способ транспаранта.

При способе координат на горизонтальной линии (рис. 51) в масштабе откладываем отрезок  $L$ , равный расстоянию между

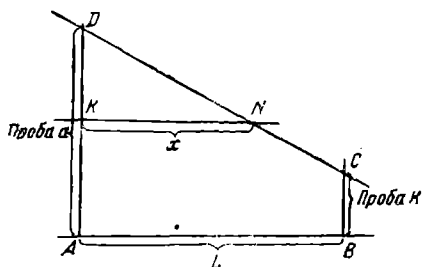


Рис. 51.

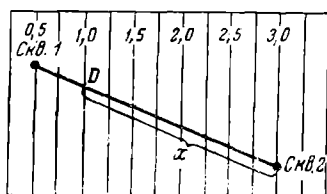


Рис. 52.

двумя выработками, по которым производим интерполяцию. Из крайних точек этого отрезка ( $A$  и  $B$ ) восстанавливаем перпендикуляры, на которых соответственно в масштабе откладываем отрезки  $AD$  и  $BC$ , равные мощностям, или содержаниям, или их произведениям по пробам  $a$  и  $k$ , в зависимости от характера определяемой нами изолинии. Затем на большем отрезке  $AD$  откладываем отрезок  $AK$ , отвечающий минимально-кondиционному значению мощности (содержанию или их произведению). Из точки  $K$  проводим линию, параллельную линии  $L$ . Соединяем прямой линией точки  $D$  и  $C$ . Отрезок  $KN$  и есть искомая величина расстояния от пробы  $a$  до точки  $N$  с заданным минимально-кondиционным значением мощности (содержания или их произведения).

Способ транспаранта является более удобным, чем описанные выше геометрический способ и способ координат. Транспарант представляет собой вычерченный на кальке прямоугольник, на котором через равные промежутки проведены параллельные линии (рис. 52), означающие мощности, содержания полезного компонента или произведения мощности на содержание (метро-проценты).

Допустим, рудное тело по скважине № 1 имеет мощность 0,5 м, по скважине № 2 — 3,0 м; требуется провести минимально-промышленный контур мощностью 1,0 м. В этом случае накладывают транспарант на план таким образом, чтобы устья буровых скважин № 1 и 2, нанесенные на плане, могли одновременно совместиться с соответствующими линиями мощностей в 0,5 и 3,0 м. Затем проводят прямую линию 1—2, на которой

определяются искомая опорная точка  $D$  и расстояние  $x$ . По расстоянию, равному  $x$ , точка  $D$  наносится на план. Опорные точки отыскиваются для каждой пары ближайших скважин, вскрывших рудное тело промышленной и непромышленной мощности.

*Построение промышленного контура по нулевому контуру.* Если на плане, представляющем проекцию тела полезного ископаемого на горизонтальную, вертикальную или наклонную плоскость, каким-либо из способов проведен контур месторождения по нулевой мощности или нулевому содержанию, то по нему можно построить минимально-промышленный контур по мощности или содержанию.

Для этого по крайним выработкам проводят внутренний контур, представляющий собой ломаную линию. Из углов ломаной линии, вершины которых образованы выработками, на нулевой контур опускают перпендикуляры или проводят биссектрисы, если имеются вогнутые углы. На отрезках последних одним из каких-либо методов интерполяции определяют опорные точки, которые затем соединяются плавной кривой, представляющей собой построенный промышленный контур.

*Определение контурной линии неограниченным экстраполированием.* При этом способе оконтуривания тела полезного ископаемого за пределами выработок возможны следующие случаи:

1. Проведение нулевого контура мощности, содержания или метра процента на половину расстояния между ближайшими положительными выработками. Построение контура надо проводить с учетом геологических условий и густоты разведочной сети. Способ применяется в тех случаях, когда другими геологическими способами невозможно провести нулевой контур.

В отдельных случаях при редкой разведочной сети или по геологическим данным экстраполирование иногда проводится лишь на  $1/4$  расстояния между ближайшими положительными выработками.

2. Проведение нулевого контура по углу выклинивания.

Здесь возможно применение метода графического построения, причем в этом случае угол выклинивания определяется по ряду выработок, если при этом намечается совершенно ясная закономерность в выклинивании рудного тела, как это видно, например, на рис. 53. Подобные же разрезы можно построить и для горизонтальных и вертикальных рудных залежей и по ним — внешний контур.

Оконтуривание на глубину за пределами разведанного контура месторождения методом экстраполяции представляет собой в известной степени геологический прогноз, который должен в первую очередь базироваться на геологических данных. Для более достоверной оценки месторождения надо иметь правильное представление о возможной глубине распространения промышленной минерализации на данном месторождении, о степени

изменчивости с глубиной размеров и длины тела полезного ископаемого, о степени изменчивости содержания полезных и вредных компонентов, о минералогическом, петрографическом и химическом составе пород, о тектонике более глубоких горизонтов и т. п.

Для жильных месторождений допускается построение контура по способу экстраполяции каким-нибудь одним из нижеприведенных приемов:

По фигуре параллелепипеда — на  $\frac{1}{4}$  длины разведанной части жилы ниже выработок (рис. 54); при построении параллелепипеда (Бл. 2) мощность жилы принимается равной средней мощности  $m_{\text{ср}}$ , выведенной по всем имеющимся выработкам; объем фигуры  $V$  вычисляется по формуле

$$V = L \cdot m_{\text{ср}} \cdot \frac{1}{4} L = \frac{L^2 m_{\text{ср}}}{4}.$$

По фигуре четырехгранной призмы, равной по высоте половине длины жилы, разведанной выработками; объем фигуры вычисляется по той же формуле.

По фигуре пирамиды, равной по высоте половине разведанной длины рудного тела; этот способ применяется сравнительно реже, чем два предыдущих.

По фигуре параллелепипеда или по усеченной призме с проведением контура тела полезного ископаемого на какую-то условную глубину; применяется при значительной длине тела полезного ископаемого по простиранию (например, 1000—1500 м), когда экстраполяция на глубину даже на  $\frac{1}{4}$  разведанной длины по параллелепипеду, или на  $\frac{1}{2}$  разведанной

длины по призме, или пирамиде представляет собой в геологическом отношении необоснованный риск; условная глубина определяется, например, по аналогии с подобным типом месторождений или предельной экономически возможной глубиной разработки месторождения.

Нередко при подсчете запасов полезных ископаемых, особенно по жильным месторождениям, внешний контур проводят путем

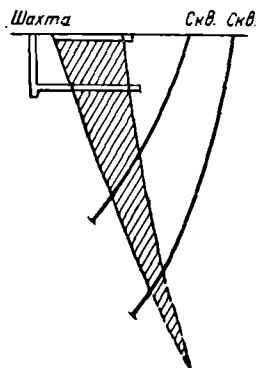


Рис. 53. Оконтуривание месторождения на глубину по углу выклинивания

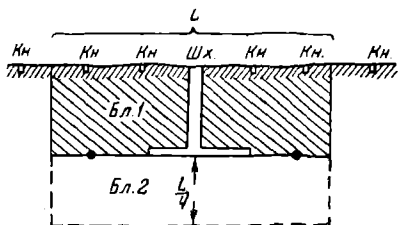


Рис. 54. Экстраполяция в глубину по фигуре параллелепипеда. Бл. 1—блок, разведанный шахтой и буровыми скважинами на длину  $L$ ; Бл. 2—блок, оконтуренный методом экстраполяции на глубину, равную  $\frac{L}{4}$ ; черные точки—буровые скважины

экстраполяции на один или два эксплуатационных этажа в зависимости от характера месторождения: для выдержанных месторождений экстраполяция допускается на два этажа, а иногда даже больше (пластовые месторождения железа, медистых песчаников, колчеданные залежи и др.); для невыдержанных — ограничивается на глубину одного или даже пол-этажа (некоторые месторождения слюды, редких металлов, золота и др.).

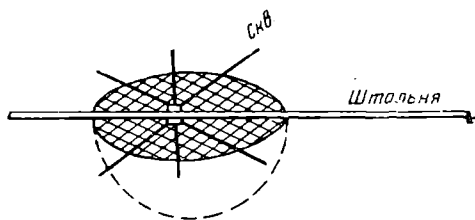


Рис. 55. Проведение внешнего контура по методу полушария (по В. И. Смирнову)

водят за пределами внутреннего в виде полушария (рис. 55) или конуса (рис. 56) на глубину, равную половине поперечника тела полезного ископаемого.

При оконтуривании отчетливо выраженных трубообразных рудных тел (свинцово-цинковых в известняках и др.) иногда осуществляют экстраполяцию на глубину одного-двух эксплуатационных этажей.

## 2. Измерение площади на планах и разрезах

Измерение площадей на планах и разрезах при подсчете запасов производится:

- 1) планиметром, который особенно широко применяется при измерении площадей с неправильными контурами;
- 2) кюрвиметром, также употребляемым для измерения площадей с криволинейными контурами;
- 3) палеткой, которая применяется при измерении неправильной формы площадей;
- 4) путем геометрических вычислений; хорошие результаты при этом подсчете получаются в случае, когда определяемые площади имеют форму, близкую к простым геометрическим фигурам;
- 5) аналитическим способом — по координатам угловых точек контура.

*Измерение площади планиметром.* Чтобы измерить площадь фигуры, полюс *A* планиметра (рис. 57) ставят вне контура измеряемой фигуры или внутри ее и шпилем *B* обводят этот контур.

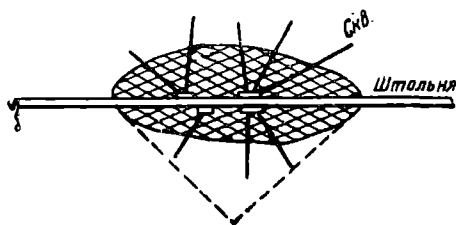


Рис. 56. Проведение внешнего контура по методу конуса (по В. И. Смирнову)

Вычисление площадей, измеренных планиметром, производится по формулам:

$S = c(v_2 - v_1 + q)$  при полюсе внутри контура фигуры,  
и  $S = c(v_2 - v_1)$  при полюсе вне контура фигуры,

где  $v_1$  — показание счетчика планиметра до обвода и  
 $v_2$  — показание счетчика планиметра после обвода контура шпилем планиметра;

$c$  — цена деления планиметра (или его коэффициент), которая определяется путем измерения заранее известной площади (например, одного квадратного дециметра) при какой-либо длине обводного рычага планиметра и делением этой площади на разность отсчета до и после обвода;

$q$  — вторая постоянная планиметра для данной длины рычага, определяемая по формуле:

$$q = v_2 - v_1 - (v'_2 - v'_1),$$

где  $v_1$ ,  $v_2$  и  $v'_1$ ,  $v'_2$  — показания счетчика планиметра при измерении одной и той же площади при полюсе вне и внутри фигуры.

Для большей точности площадь каждой фигуры измеряется дважды с перестановкой полюса. Ошибка допустима, если разность между двумя определениями не превышает  $1/200$  измеряемой площади. В качестве конечной величины берется среднее значение из двух замеров. Площадь измеряется столько раз, сколько требуется для того, чтобы два последующих замера дали удовлетворительные результаты.

При работе с планиметром вычисление площадей проще и удобнее производить при измерениях, когда полюс планиметра находится вне контура фигуры.

Измерение площадей кюрвиметром производится с помощью транспаранта, представляющего собой прозрачный лист восковки или кальки, на котором проведены параллельные линии на расстояниях 0,5, 1,0 или 2,0 см одна от другой; линии пронумерованы и каждая пятая утолщена.

Подобный транспарант накладывают на фигуру плана, площадь которой надлежит определить так, чтобы одна из точек контурной линии пришлась на середину между линиями транспаранта с отметкой 0 и 1 (рис. 58).

Небольшим повертыванием транспаранта одну из точек на противоположной стороне контура также совмещают с серединой между двумя соседними любыми линиями транспаранта.

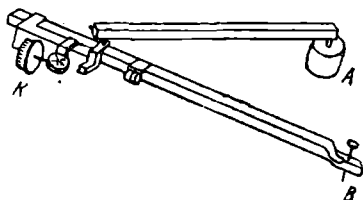


Рис. 57. Планиметр

После этого транспарант и план прикрепляют к чертежной доске или к столу и измеряют кюрвиметром длины отрезков транспаранта, заключенные в контуре фигуры. Эти отрезки можно рассматривать как средние линии трапеций. Измерение указанных линий можно произвести не только кюрвиметром, но также и циркулем или мерной линейкой.

Площадь фигуры будет равна отсчету на циферблате кюрвиметра, умноженному на расстояние между двумя соседними линиями транспаранта, которое является высотой трапеции. Площадь выражается в квадратных сантиметрах. При высоте тра-

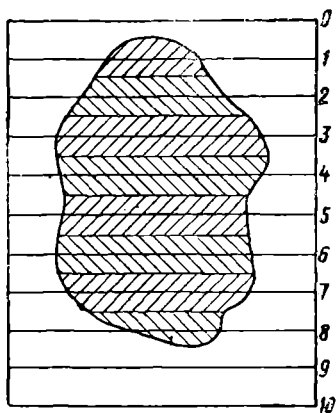


Рис. 58. Транспарант

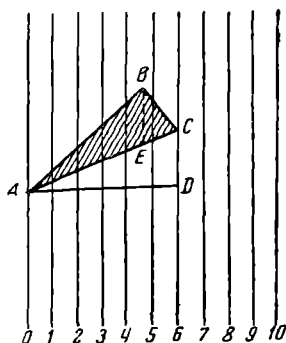


Рис. 59.

печей в 1 см площадь фигуры будет равна отсчету на циферблате, полученному при прокатывании кюрвиметра по средним линиям (см. рис. 58, заштрихованные участки — отдельные трапеции).

**Измерение площади палеткой.** Палетка представляет собой пластинку, приготовленную из стекла, целлулоида или восковки, разделенную на квадраты с длиной стороны 1 или 0,5 см. В зависимости от масштаба плана каждый такой квадрат будет выражать определенную площадь в натуре. При измерениях площади палетку накладывают на измеряемую фигуру и подсчитывают количество полных и неполных квадратов, вошедших в подсчитываемый контур. Обычно вместо квадратов на палетке стоят точки — центры этих квадратов, по которым и производится подсчет квадратов и вычисление площадей.

Подробно способ измерения площади палеткой рассматривается ниже в разделе «Подсчет запасов методом изолиний».

Измерение площадей геометрически правильных фигур производится путем вычисления их по соответствующим формулам: квадрата, трапеции, прямоугольника, треугольника и т. д.

При определении площадей треугольников часто пользуются транспарантом (рис. 59), который накладывают на треугольник



так, чтобы основание его  $AC$  прошло через какие-либо линии транспаранта. Затем измеряют расстояние  $BE$ , параллельное линиям шаблона, и, умножая значение его на половину длины  $AD$ , определяемое по отсчету на шаблоне (разделенному параллельными линиями на равные промежутки), вычисляют площадь треугольника  $ABC$ .

При всех способах измерения площадей операцию подсчета надо производить не менее двух раз, при этом разница в параллельных подсчетах не должна превышать 3—5%. В качестве окончательной цифры берется среднее значение из нескольких измерений, показавших допустимые отклонения.

---

---

## VIII

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ МОЩНОСТИ ТЕЛА ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО

При подсчете запасов необходимо знать истинную мощность тела полезного ископаемого в каждом его сечении (по выработке или буровой скважине), а также среднюю истинную мощность по выработке, блоку или участку месторождения.

Определение мощности тела полезного ископаемого по горной выработке производится одним из следующих способов:

1. При отчетливых контактах тела полезного ископаемого его мощность определяется путем непосредственных замеров с точностью примерно до сантиметра. В местах опробования измерение мощности обязательно. При наличии в теле полезного ископаемого пережимов и раздувов и редкой сети опробования мощность дополнительно измеряется между местами взятия проб.

В этих случаях замеры как по раздувам, так и в пережимах надо производить примерно на равных расстояниях, чтобы полученное среднее значение таких замеров более достоверно соответствовало истинной мощности тела полезного ископаемого. В жильных месторождениях, например редких и цветных металлов и золота, имеющих четочное строение при относительно небольшом протяжении отдельных четок — линз, мощность замеряется через 1—2 м.

Если тело полезного ископаемого вскрыто горной выработкой не на всю мощность, то для ее определения нередко проходятся орты или проводится шпуровое бурение. Полученные при этом результаты должны быть учтены при определении истинной мощности залежи.

2. При секционном опробовании измерение мощности тела полезного ископаемого производится для каждой разновидности минерального сырья, опробованного отдельными секциями.

3. Если контакты тела полезного ископаемого выражены нечетко, истинная мощность определяется по данным опробования. Таким же образом определяется мощность залежи в зонах дробления и разлистования пород, в которых полезное ископаемое проявляется в виде мелких прожилков штокверкового типа или в виде неравномерной вкрапленности.

4. В угольных пластах сложного строения, представляющих собой перемежаемость слоев угля и углистых сланцев, выделяется общая мощность (в которую включаются мощности угольных слоев и безугольных прослоев) эксплуатационная (в которую входят наиболее качественные прослои углей с прослоями сланцев при общей мощности их, соответствующей размеру очистных выработок) и полезная мощность товарного угля. Определение эксплуатационной и полезной мощности регламентируется специальными инструкциями.

Определение мощности рудного тела по буровой скважине производится:

- 1) по замеру керна, если его выход полный;
- 2) по определению глубины входа и выхода скважины из тела полезного ископаемого путем тщательного наблюдения и контроля за бурением.

Если при этом буровая скважина пересекает тело полезного ископаемого не перпендикулярно его мощности, то при вычислении истинной мощности должна быть сделана поправка на угол пересечения; при этом определение истинной мощности возможно произвести:

- а) графически, по чертежу, на котором в разрезе в крупном масштабе должны быть вычерчены тело полезного ископаемого и след пересекающей его буровой скважины;
- б) аналитически по формулам

$$m = l \cdot \cos(\beta - \alpha),$$

$$m = l \cdot \cos(\beta - \alpha) \cdot \cos \gamma,$$

- где  $m$  — истинная мощность тела полезного ископаемого;  
 $l$  — мощность тела полезного ископаемого по замерам в скважине;  
 $\beta$  — угол падения тела полезного ископаемого;  
 $\alpha$  — зенитный угол скважины при пересечении тела полезного ископаемого;

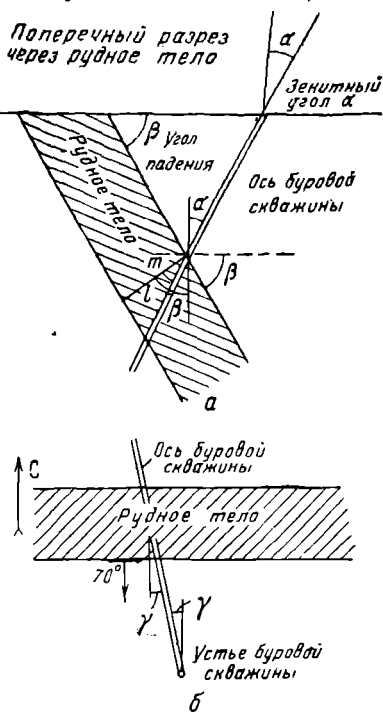


Рис. 60. Определение истинной мощности рудного тела, пересекаемого буровой скважиной: а — перпендикулярно к простиранию; б — не перпендикулярно к простиранию

$\gamma$  — угол между азимутом скважины и азимутом падения тела полезного ископаемого.

По первой формуле вычисление истинной мощности производится в том случае, если буровая скважина заложена перпендикулярно к простиранию рудного тела и на глубине не имеет азимутального искривления; по второй — если буровой скважиной пересечено рудное тело по линии, не перпендикулярной к его простиранию. На рис. 60, а и б приведены оба указанных случая.

Нередко мощность рудного тела по буровой скважине определяется на основании геофизических исследований, а именно по каротажным диаграммам, представляющим достаточно точные данные о мощностях при разведке нефтяных, каменноугольных, сульфидных и других месторождений.

Определение средней мощности тела полезного ископаемого можно произвести:

1) методом среднего арифметического, если частные мощности, замеренные по отдельным сечениям тела полезного ископаемого, распределены по площади, входящей в подсчет запасов, относительно равномерно;

2) методом среднего уравновешенного частных значений мощности на длины или площади их влияния, если замеры мощности распределены неравномерно.

---

## IX

### ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОБЪЕМНОГО ВЕСА И ВЛАЖНОСТИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ

Под объемным весом минерального сырья принято понимать вес  $1 \text{ м}^3$  этого сырья в монолите в природном состоянии с учетом пустот, трещин, пор, жезд, каверн, в отличие от удельного веса, в котором они не учитываются. Понятно, что объемный вес должен быть несколько ниже удельного веса для той же породы. Эта разница иногда бывает очень значительной особенно для окисленных руд или конкреционных, а иногда и пневматолитовых образований.

В связи с этим одним из исходных данных при подсчете запасов, особенно при подсчете запасов минерального сырья, содержащего трещины, пустоты и пр., должен быть не удельный, а объемный вес.

Если определение веса минерального сырья производится по удельному весу, то необходимо ввести поправку на пористость. Эта поправка ( $K$ ) представляет собой отношение значения удельного веса  $d_y$  к объемному весу  $d_o$ , т. е.  $K = \frac{d_y}{d_o}$ . Рассмотрим методы определения удельного и объемного веса полезных ископаемых.

Существует несколько способов определения удельного веса.

*Определение удельного веса в порошке пикнометром.* Пикнометр представляет собой колбу емкостью 25—50  $\text{см}^3$ .

Определение удельного веса порошка пробы проводится с навеской в несколько граммов.

Вычисление удельного веса производится по следующей формуле:

$$D_n = \frac{P_2 - P_1}{(P_4 - P_1) - (P_3 - P_2)},$$

где  $D_n$  — удельный вес породы, определенный пикнометрическим способом;

$P_1$  — вес пустого пикнометра;

$P_2$  — вес пикнометра с испытуемой навеской породы, обычно представленной в измельченном виде (порошке);

$P_3$  — вес пикнометра с порошком породы и с водой, налитой до черты, определяющей емкость пикнометра;

$P_4$  — вес пикнометра с водой, налитой до той же черты.

При работе с пикнометром нужно пользоваться чистой дистиллированной водой. Для удаления воздуха из испытываемого вещества пикнометр, наполненный водой и материалом пробы, подогревают до 80—100° и затем доливают водой до черты, указывающей объем пикнометра.

*Определение удельного веса путем деления веса (g) взвешенного образца в воздухе на объем его (см<sup>3</sup>), который определяется способом погружения образца в мензурку с водой.* При определении объема образца необходимо следить, чтобы все поры и трещинки в образце были заполнены водой, что устанавливается по прекращению выделения пузырьков в течение некоторого времени.

После определения веса образца  $Q$  и его объема  $v$  определяют удельный вес руды  $d$  по формуле  $d = \frac{Q}{v}$ .

*Определение удельного веса по минералогическому составу.* В этом случае подсчет ведется по формуле

$$d_m = \frac{100}{\frac{a}{d_a} + \frac{b}{d_b} + \frac{c}{d_c} + \dots + \frac{n}{d_n}},$$

где  $d_m$  — удельный вес вещества;

$a, b, c, \dots, n$  — содержание отдельных минералов в веществе в процентах;

$d_a, d_b, d_c, \dots, d_n$  — удельные веса соответствующих минералов.

Чем точнее определен количественный минералогический состав вещества, тем точнее будет установлен его удельный вес. Количественный минералогический состав породы может быть определен путем исследования шлифов под микроскопом, а также по данным химических анализов проб, пересчитанных на минералогический состав.

Для определения объемного веса также существует несколько способов.

*Определение объемного веса взвешиванием образца в воздухе с последующим установлением его объема в мензурке с водой.* Этот способ применим для определения объемного веса лишь плотных пород и руд, в которых пористость весьма небольшая. В подобных случаях существенной разницы между значениями объемного и удельного веса не имеется.

*Определение объемного веса пород и руд в штупах, покрытых лаком или парафином.* Образец пористых руд или пород взвешивают. Затем его поверхность покрывают тонким слоем расплавленного парафина или лака так, чтобы были закрыты (изолированы) имеющиеся в нем поры, и, погружая в мензурку, определяют его объем. Объемный вес определяется делением веса на объем.

Объем парафина или лака, покрывающего образец, определяется по формуле:

$$V_{\text{п}} = \frac{c - a}{0,93},$$

где  $V_{\text{п}}$  — объем парафина, прилипшего к образцу;

$a$  — вес образца до парафинирования;

$c$  — вес образца после парафинирования;

0,93 — удельный вес парафина (или соответствующий удельный вес лака).

При определении объемного веса указанным способом надо производить поправку на объем парафина. С введением этой поправки объемный вес вычисляется по формуле:

$$d = \frac{Q}{V_{\text{п.о}} - V_{\text{п}}},$$

где  $d$  — объемный вес руды;

$Q$  — вес образца в г;

$V_{\text{п.о}}$  — объем парафинированного образца в  $\text{см}^3$ ;

$V_{\text{п}}$  — объем парафина, покрывающего образец, в  $\text{см}^3$ .

При определении объемного веса описанным методом (который также называется методом обволакивания) возможны ошибки, так как эти определения обычно проводятся на небольших образцах. Объемный вес рыхлых руд и пород определить этим методом с достаточной точностью невозможно.

*Определение объемного веса породы или руды погружением в песок.* В мерный стеклянный цилиндр объемом 3—5 л кладут образцы породы или руды и засыпают затем сухим и легко подвижным песком, объемный вес которого  $d_{\text{п}}$  заранее определен. После этого цилиндр много раз быстро поворачивают, чтобы песок плотно облек образцы. Песок досыпают в цилиндр до какой-то мерной черты, допустим до черты одного литра. Затем извлекают из песка образцы руды и взвешивают  $Q_{\text{п}}$ .

Объем песка  $V_{\text{п}}$  может быть определен как отношение

$$\frac{Q_{\text{п}}}{d_{\text{п}}} = V_{\text{п}}.$$

Если общий объем песка и образцов был равен  $1000 \text{ см}^3$ , объем образцов  $V_0$  составит:

$$V_0 = 1000 - V_{\text{п}}.$$

Объемный вес образцов определяется по формуле:

$$D_0 = \frac{Q_0}{1000 - V_{\text{п}}},$$

где  $D_0$  — объемный вес изучаемого вещества;

$Q_0$  — вес исследуемых образцов.

*Определение объемного веса методом отбора валовой пробы.* Этот метод заключается в выемке значительного количества полезного ископаемого из целика с последующим определением его веса и объема в целике.

Пробы берутся объемом от 1,0 до 10 м<sup>3</sup>. Для более точного определения объема выемочное пространство должно иметь по возможности правильную форму.

Вес полезного ископаемого определяется взвешиванием его непосредственно после отбойки.

Одновременно с этим берутся пробы для определения содержания полезного компонента и пробы на влажность, поправка на которую затем учитывается при окончательных подсчетах. Взятые на влажность пробы помещаются в сосуд с притертой пробкой и подвергаются дальнейшему исследованию.

Естественная влажность, которой обладают все твердые полезные ископаемые, определяется путем сравнения веса проб, только что взятых, с весом тех же проб, просушенных при 105—110°. Влажность определяется в процентах. В зависимости от физического состояния исследуемого минерального сырья она достигает иногда 20—30 и более процентов.

Определение влажности производится по формуле

$$K = \frac{100(Q_{\text{сыр}} - Q_{\text{сух}})}{Q_{\text{сух}}},$$

где  $K$  — процентное содержание влаги;

$Q_{\text{сыр}}$  — вес сырой руды;

$Q_{\text{сух}}$  — вес просушенной руды.

Точность вычисления средней влажности, как показали исследования В. Г. Соловьева (1937), проведенные на одном из свинцово-цинковых месторождений Кара-Тау в 1935—1936 гг., колеблется в пределах 1—2% абсолютного их значения. Но так как погрешность в определении влаги на 1—2% отражается только на сотых долях значений объемного веса, то указанные погрешности в определении влажности существенно не влияют на конечные выводы, относящиеся к определению значений объемного веса.

Следует отметить, что все расчеты среднего содержания компонента часто ведут на сырую руду, для чего данные химических анализов пересчитываются также на сырую руду, при этом учитывается ее естественная влажность.

Содержание полезного компонента в сырой руде определяется по формуле:

$$C_v = \frac{C_c \cdot 100}{100 + K},$$

где  $C_v$  — содержание полезного компонента в сырой (влажной) руде в процентах или г/т;



$C_c$  — содержание полезного компонента в сухой руде в процентах или  $g/m$ ;

$K$  — влажность в процентах.

Влажность полезного ископаемого для одного и того же месторождения не является постоянной: она зависит от пористости и трещиноватости минерального сырья, от степени обводненности месторождения, которая также может меняться от времени года, от колебания уровня грунтовых вод. В связи с этим пробы на определение влажности должны браться не только от различных типов полезного ископаемого, но и с различных горизонтов и по возможности в разное время года.

\* \*  
\*

Так как объемный вес зависит не только от структурно-текстурных особенностей и минералогического состава полезных ископаемых, но и от количественного содержания полезного компонента, например барита, галенита, магнетита, хромита в соответствующих рудах, то все разновидности минерального сырья целесообразно подвергать исследованию на определение объемного веса при параллельном определении содержания полезного компонента в этих разновидностях. Таких определений должно быть достаточно для выяснения характера изменения объемного веса в зависимости от процентного содержания полезного компонента, минералогического состава, текстурных и структурных особенностей минерального сырья.

Во многих рудных месторождениях нередко устанавливается вполне определенная зависимость изменения объемного веса от процентного содержания металлов. Это, например, характерно для богатых полиметаллических, медных и железных руд и для целого ряда других полезных ископаемых.

Степень зависимости между изменением качества и объемного веса руды часто устанавливается графическим методом. Для этого по горизонтальной оси откладывают процентное содержание металла в руде по пробам, по вертикальной оси — отвечающие им объемные веса. Нанесенные точки соединяют кривой. Полученная кривая зависимости объемного веса от содержания полезного компонента в руде (например, для свинца и цинка или других компонентов) называется корреляционной линией.

Чем больше определений объемного веса, тем точнее его значения. К. Л. Пожарицкий и В. И. Смирнов рекомендуют производить не менее 15—25 опытных определений для каждого сорта или типа руды. Количество определений может быть увеличено примерно вдвое, если состав руды очень сложен и каждый тип или сорт представлен несколькими разновидностями.

Цифровое значение объемного веса входит одним из множителей при подсчете запасов минерального сырья. Ошибка в определении объемного веса приводит к неправильному определению этих запасов. При этом даже небольшие неточности в определении объемного веса дают значительные погрешности при исчислении запасов. Это можно иллюстрировать следующими примерами. Если объемный вес определен с абсолютной точностью  $\pm 0,1$ , то при объемном весе руды, равном 4, это дает относительную ошибку, составляющую 2,5%  $\left(\frac{0,1 \times 100}{4} = 2,5\%\right)$ , а при объемном весе 2,5 относительная ошибка увеличивается до 4%  $\left(\frac{0,1 \times 100}{2,5} = 4\%\right)$ . При абсолютной ошибке в определении объемного веса  $\pm 0,2$  относительная ошибка для первого случая возрастает до 5%, для второго — до 8%.

---

## Х

### ТОЧНОСТЬ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

Под точностью подсчета запасов в первую очередь понимается функция степени точности измерения и определения исходных данных, по которым подсчитываются запасы. На точность подсчета влияют ошибки, с которыми определены мощности тел полезных ископаемых, объемные веса минерального сырья, содержания полезных компонентов, площади залежей и состояние топографических и маркшейдерских планов. Точность подсчета запасов также зависит от степени сложности геологического строения месторождений и полноты разведанности их.

Следуя взглядам К. Л. Пожарицкого, В. И. Смирнова и др., А. П. Прокофьев (1953) все погрешности, возникающие при подсчете запасов, разделяет на три группы:

«а) технические погрешности, связанные с техникой замеров и определения исходных параметров для подсчета запасов, к которым относится точность замеров мощностей, точность в определении объемного веса, химических анализов, среднего содержания полезного компонента, площадей, по которым производятся подсчет запасов, и т. д.;

б) погрешности, связанные с применением различных методов подсчета запасов;

в) погрешности геологические (ошибки аналогии), связанные с распространением фактических данных, полученных при разведке по отдельным выработкам (результатов опробования, данных о мощностях и др.), на близлежащие участки».

Прежде всего рассмотрим влияние технических погрешностей на общую ошибку подсчета запасов.

*Погрешности в определении мощностей тел полезных ископаемых.* В горных выработках или в обнажениях мощность тела полезного ископаемого может быть измерена с точностью до 0,01 м рулеткой. При мощности тела полезного ископаемого в 1 м эта точность составляет  $\pm 1\%$ , при мощности его в 0,5 м погрешность в определении мощности увеличивается до  $\pm 2\%$ . Поэтому относительная погрешность в определении мощности тела полезного ископаемого возрастает с ее уменьшением. На точность измерения мощности влияет также и характер контакта тела полезного ископаемого с вмещающими породами. Точность

измерения будет меньшей, если контакт тела полезного ископаемого неровный или нечеткий, как, например, в метасоматических или россыпных месторождениях, где граница перехода полезных ископаемых во вмещающие породы чаще всего определяется по результатам опробования.

При определении мощности тела полезного ископаемого по буровым скважинам ошибки бывают нередко весьма значительными. Для колонкового бурения точность измерения мощности зависит от выхода керна полезного ископаемого, от точности учета степени искривления скважины и от направления пересечения тела полезного ископаемого буровой скважиной. При неблагоприятных данных бурения ошибка в измерении мощности тела полезного ископаемого может значительно возрасти и нередко достигает десятков процентов. При весьма низком выходе керна рудные тонкие жилы иногда вообще не обнаруживаются.

При ударно-механическом и ударно-вращательном бурении лишь в редких случаях можно точно установить контакт тела полезного ископаемого с вмещающими породами, поэтому измерения мощности тела полезного ископаемого при указанных видах бурения нередко имеют значительные погрешности.

*Погрешности в определении объемного веса минерального сырья.* Ошибки в определении объемного веса минерального сырья в зависимости от способа определения колеблются для плотных пород в пределах 1—5%. Для рыхлых и трещиноватых пород при лабораторном определении они иногда достигают 10—15%. Поэтому для этих пород объемный вес должен определяться путем взятия валовых проб.

В. Г. Соловьев отмечает, что при сравнении значений объемного веса, определенного лабораторным способом и путем взятия валовых проб на Турланском свинцовом месторождении, установлено значительное расхождение. Так, например, значения объемного веса, полученные лабораторным способом, были выше в сравнении с определениями, полученными валовым способом, для цинковых плотных руд до 63% и для свинцовых охристых руд до 90%.

*Погрешности в определении среднего содержания ценных компонентов.* Ошибки в определении среднего содержания полезного компонента зависят: от степени точности взятия проб в горных выработках или по буровым скважинам; от способа обработки проб и, в частности, от того, насколько правильно выбрано значение  $k$  при составлении схемы обработки проб; от точности химических анализов; от способа подсчета среднего содержания.

Определить в цифровом выражении значение ошибок в зависимости от степени точности и метода взятия проб невозможно. Можно лишь указать, что при опробовании буровых скважин эти ошибки обычно бывают выше, чем при опробовании, проводимом в горных выработках, хотя и в этом случае последние нередко

могут быть значительными, если опробование проведено без соблюдения основных правил отбора проб.

Выбор метода опробования в каждом отдельном случае должен быть обоснован. Чаще всего это осуществляется при контрольном опробовании рудных тел наиболее надежным методом пробоотбора. Отклонения случайного характера, обнаруженные при контрольном опробовании, принципиального значения не имеют. Систематические ошибки одного знака, показывающие ненадежность ранее проведенного опробования, должны быть устранены, по возможности, проведением повторного опробования. Если оно невозможно, то при определении среднего содержания полезного компонента в окончательные цифры вводится поправочный коэффициент:

$$K = \frac{C_k}{C},$$

где  $K$  — поправочный коэффициент, зависящий от точности и метода взятия проб;

$C_k$  — среднее содержание компонента по данным контрольного опробования;

$C$  — среднее содержание компонента по данным принятого метода опробования.

Введения поправки на принятую методику опробования нужно избегать. Необходимо заранее проверить надежность выбранного способа взятия проб, для чего в начале работ следует провести экспериментальное опробование разными способами.

Некоторые исследователи считают, что ошибка при обработке проб не превышает 1%. Величина ее зависит от принятой схемы обработки проб и от условий обработки проб: насколько велики потери при измельчении материала проб; соответствуют ли сита принятой схеме обработки проб; тщательно ли производится смещение и разделение проб и т. д.

Точность химических анализов принимается в пределах допустимых погрешностей, установленных для отдельных элементов соответствующей инструкцией ВКЗ.

При химических исследованиях недопустимы систематические ошибки одного знака (часто зависящие от неправильно выбранной методики анализов, от недоброкачественности реактивов или от малой опытности аналитика). В связи с этим, как указывалось выше, всегда необходимо, помимо обычных анализов, производить контрольные исследования отдельных проб.

При вычислении средних содержаний полезного компонента также возможны значительные ошибки в зависимости от выбранного для этого способа подсчета. В частности, подсчет среднего содержания по забою, опробованному секционно-бороздовым способом, надо производить методом среднего взвешенного по длинам секций, иначе возможны значительные погрешности,

особенно в случае резких колебаний содержаний полезного компонента по отдельным секционным пробам, имеющим резко различные длины секций. То же можно сказать и при подсчете среднего содержания полезного компонента по выработке при установленной при этом корреляционной зависимости содержания полезного компонента от мощности тела полезного ископаемого. В этом случае подсчет среднего содержания следует также производить способом среднего уравновешенного по мощности или по длинам влияния пробы, обеспечивающим наибольшую точность вычисляемых данных.

*Погрешности оконтуривания и измерения площадей тел полезных ископаемых.* При построении внутреннего контура точность оконтуривания зависит лишь от степени достоверности определения координат выработок.

Ошибки при измерении внутреннего контура бывают в пределах 0,5—5%. Они зависят от масштаба планов, по которым определяется площадь, от размеров и конфигурации последней, от способа измерения и т. п.

Величина относительной ошибки будет меньше, если определение расстояний или измерение площадей производится на планах, составленных в более крупном масштабе. Так, например, при точности измерения, равной 0,5 мм, относительная ошибка в измерении расстояния в 100 м для плана масштаба 1 : 1000 будет равна 0,5% ( $\frac{0,5 \cdot 100}{100} = 0,5\%$ ), а для плана масштаба 1 : 10 000 это составит 5% ( $\frac{0,5 \cdot 100}{10} = 5\%$ ).

Средняя ошибка  $\Delta S$  при измерении площади планиметром определяется по формуле  $\Delta S = \pm K \sqrt{S}$ , где  $K = 0,03$ . Она будет меньше для фигур с большими площадями и больше для малых фигур. Погрешность при замерах площадей на планах составляет 2—3%.

Точность определения площади увеличивается при двойном или тройном измерениях ее, если при этом окончательное значение площади принимается как среднее из всех произведенных замеров.

*Погрешности, зависящие от состояния топографических и маркшейдерских планов.* Эти ошибки зависят, во-первых, от масштаба плана и, во-вторых, от точности съемки и плана: насколько тщательно вычерчены контуры, какова толщина линий, представляет ли собой план оригинал или копию (так как между последними всегда имеются расхождения) и т. д. Ошибки от степени точности составленных планов будут тем выше, чем мельче их масштаб.

Пределы этих ошибок 1—5%.

*Погрешности, возникающие при составлении маркшейдерских планов.* Эти погрешности зависят прежде всего от вида топографических съемок. При полуинструментальных съемках

погрешности более значительные, чем при инструментальных. Инструментальная съемка будет более точной, если при ее производстве на заснимаемой местности имеется геодезическая сеть высокого класса. Маркшейдерские погрешности, влияющие на точность определения площади тел полезных ископаемых, находятся в пределах до 0,5—1,0%.

*Погрешности, возникающие при определении влажности руды.* Влажность учитывается при определении значения объемного веса или содержания полезного компонента в пробах в пересчете на сырую руду. Ошибки в определении влажности сказываются на точности подсчета запасов. Точность определения находится в зависимости от пределов колебания влажности по отдельным участкам месторождения и от количества исследованных на влажность систематически отобранных проб. Обычно ошибка эта незначительна, но при недостаточном количестве определений или при бессистемном отборе проб относительные ошибки в определении влажности могут превышать 5—10%.

*Погрешности, зависящие от метода подсчета запасов и степени разведанности месторождения.* Ошибки, связанные с применением методов подсчета, были подробно рассмотрены П. А. Рыжовым (1942). Им были рекомендованы формулы для вычисления погрешностей при подсчете запасов для различных методов подсчета, основанные на применении вариационной статистики.

Однако подсчет запасов по различным месторождениям, проводимый различными методами, и вычисление ошибок с применением вариационного исчисления показали, что разница в подсчете запасов получается несущественная и определяется единицами процентов. В связи с этим В. И. Смирнов совершенно справедливо считает, что когда подсчет запасов может быть произведен несколькими способами, то точность подсчета запасов в общем случае не зависит от метода подсчета, а зависит от детальности разведки месторождения.

Результаты, полученные при подсчете запасов различными методами (среднего арифметического без взвешивания и со взвешиванием содержаний на мощность, параллельных сечений, многоугольников, треугольников и треугольников со взвешиванием содержаний по мощности), по меди, свинцу, цинку, золоту и серебру одного из полиметаллических месторождений оказались очень близкими между собой; отклонение составило 1—5% и лишь в одном случае 9%. Эти отклонения обычно меньше погрешностей, которые могут возникать при подсчете запасов в связи с ошибками в определении содержаний полезных компонентов, мощностей, объемного веса, площади и т. п.

Точность подсчета запасов зависит от степени разведанности и изученности месторождения. Степень разведанности определяется плотностью разведочной сети. Чем больше плотность последней, тем выше точность подсчета запасов. Однако непра-

вильно делать заключение о необходимости предельно плотно сгущать разведочную сеть. Принцип минимальных затрат времени и средств на изучение должен соблюдаться во всех стадиях разведки месторождения.

*Цифровое выражение подсчета.* Так как при подсчете запасов точность последних не выше  $\pm 1\%$ , что видно из анализа ошибок, влияющих на подсчет, то в связи с этим запасы в окончательном их виде целесообразно выражать с точностью до третьего знака, после которого все цифры принимаются за нули. Так, например, исчисленные при подсчете запасы в 357 835 т правильно выразить так: 358 000 т.

---



## XI

### МЕТОДЫ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

Известно несколько методов подсчета запасов: метод среднего арифметического; геологических блоков; статистический; ближайшего района; треугольников; четырехугольников, эксплуатационных блоков; разрезов; изолиний; изогипс; геометрических фигур.

#### 1. Метод среднего арифметического

По плану, представляющему собой проекцию тела полезного ископаемого на горизонтальную, вертикальную или наклонную плоскость, тем или иным способом определяется оконтуренная площадь месторождения или часть его, если запасы подсчитываются не по всему месторождению. По разведочным выработкам методом среднего арифметического вычисляются средние значения мощности, объемного веса и содержания полезного компонента.

При определении среднего содержания в соответствующих случаях часто пользуются способом среднего взвешенного по мощности, и тогда этот метод можно назвать методом среднего арифметического с уравниванием содержаний на мощность. После вычисления средних значений мощности, содержания и объемного веса подсчет запасов полезного ископаемого производится по следующим формулам:

$$V = S \cdot m; \quad Q = V \cdot d; \quad P = \frac{Q \cdot C}{100},$$

где  $V$  — объем полезного ископаемого в пределах подсчитываемого объемного контура в  $\text{м}^3$ ;

$S$  — площадь месторождения или часть его в  $\text{м}^2$ ;

$m$  — средняя мощность по месторождению, подсчитанная для площади  $S$ , в  $\text{м}$ ;

$Q$  — запасы полезного ископаемого (руды) для объема  $V$  в  $t$ ;

$d$  — среднее значение объемного веса по месторождению;

$P$  — запас полезного компонента (металла) для объема  $V$  в  $m$ ;

$C$  — среднее значение содержания полезного компонента по месторождению в  $\%$ .

Если при оконтуривании выделена внешняя межконтурная полоса, то подсчет запасов по ней производится отдельно.

При подсчете запасов полезного ископаемого для межконтурной полосы вычисление объема производится по формуле

$$V_m = \frac{S_m \cdot m_k}{2} + \frac{S_m \cdot m_m}{2} = \frac{S_m (m_k + m_m)}{2},$$

где  $V_m$  — объем полезного ископаемого в межконтурной полосе в  $m^3$ ;

$S_m$  — площадь межконтурной полосы в  $m^2$ ;

$m_k$  — средняя мощность по контурным выработкам в  $m$ ;

$m_m$  — минимально промышленная мощность, принятая для внешнего контура.

Определение запасов руды  $Q_m$  и полезного компонента  $P_m$  в межконтурной полосе производится по формулам.

$$Q_m = V_m \cdot d_k \text{ и } P_m = Q_m \times C_k \frac{1}{100},$$

где  $d_k$  — среднее значение объемного веса по контурным выработкам или по всему месторождению (что является более обычным);

$C_k$  — среднее содержание полезного компонента по контурным выработкам.

Подсчет запасов по всему месторождению определяется суммированием запасов, установленных для внутреннего контура и для межконтурной полосы.

Подсчет запасов способом среднего арифметического применяется для быстрого определения возможных запасов по месторождению, так как он очень прост и не требует сложных графических построений.

При достаточном количестве разведочных выработок, более или менее равномерно распределенных по месторождению, и при сравнительно малых изменениях мощности тела полезного ископаемого по выработкам, метод среднего арифметического дает вполне удовлетворительные результаты.

В случае неравномерного расположения выработок участки с повышенной плотностью разведочной сети будут непропорционально влиять на общие цифры запасов, особенно если имеет место неравномерное оруденение, что может привести к значительным погрешностям.

Способ среднего арифметического применяется также и для подсчета запасов по месторождениям с низкой степенью разведанности, где другие способы подсчета не могут быть применены. Так, например, подсчет запасов низших категорий на месторождениях каменных углей обычно производится этим методом.

## 2. Метод геологических блоков

Этот метод выделен, как самостоятельный, и описан впервые В. И. Смирновым. По своей сущности он также может относиться к способу среднего арифметического.

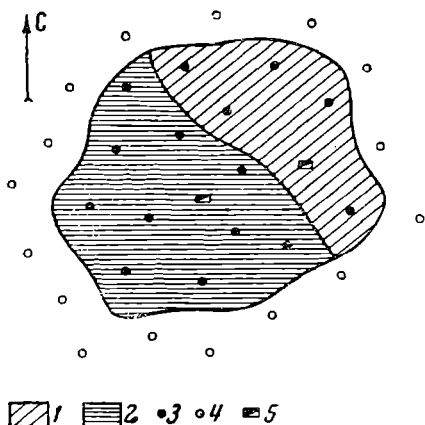


Рис. 61. Оконтуривание участков с различным составом железных руд

1 — руды с высоким содержанием железа; 2 — руды с низким содержанием железа; 3 — буровые скважины, вскрывшие руду; 4 — буровые скважины, не вскрывшие руду; 5 — контрольные шурфы

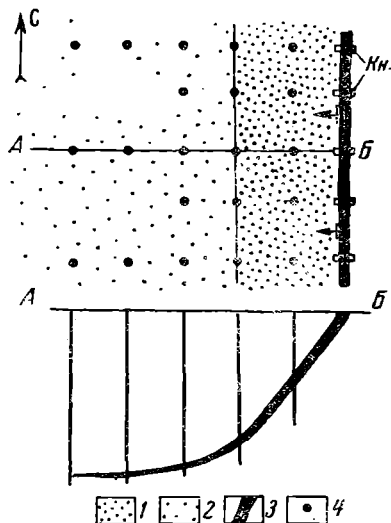


Рис. 62. Оконтуривание участков с различной мощностью пласта медистых песчаников (план и разрез)

1 — участок с промышленной мощностью пласта; 2 — участок с непромышленной мощностью; 3 — пласт медистых песчаников; 4 — буровые скважины

При подсчете запасов методом геологических блоков площадь месторождения, оконтурированная на плане, разделяется на отдельные участки или блоки, характеризующиеся:

- 1) различным по составу минеральным сырьем (рис. 61);
- 2) различной мощностью тела полезного ископаемого (рис. 62);
- 3) различными условиями залегания, имеющими существенное значение при вскрытии месторождения и определении системы выемки (например, участки, доступные для открытых работ, и участки для подземных работ) (рис. 63);

4) различной степенью разведанности (категориями запасов).

Подсчет запасов полезного ископаемого производится по каждому блоку отдельно. Для этого блоки оконтуривают на плане, определяют площадь блоков и для каждого из них вычисляются средние значения мощности, содержания полезного компонента и объемного веса. Подсчет объема, веса руды и металла производят по формулам:  $V = Sm \text{ м}^3$ ;  $Q = Vd \text{ т}$ ;  $P = \frac{QC}{100} \text{ т}$ , где обозначения те же, что и прежде.

Общие запасы по месторождению узнаются путем суммирования запасов по отдельным блокам. При построении блоков надо придерживаться принципа выделения блоков как можно более значительных размеров — с большим количеством разведочных выработок, данные которых учитываются при подсчете запасов, так как при вычислении запасов по блокам с небольшим количеством выработок возможны существенные ошибки.

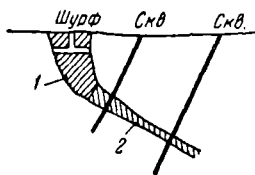


Рис. 63. Оконтуривание участков с различными элементами залегания  
1 — участок, доступный для проведения открытых работ; 2 — участок, разработка которого возможна подземным способом

### 3. Метод статистический

При разведке некоторых полезных ископаемых (фосфоритов, гравия, оптического сырья, некоторых редких металлов и др.) обычно определяют продуктивность залежи полезного ископаемого, под которой принято понимать выход полезного ископаемого в  $t$  или  $кг$  с единицы площади тела полезного ископаемого, принимаемую за  $1 \text{ м}^2$  или  $100 \text{ м}^2$  площади. Так, например, при подсчете запасов фосфорита и гравия продуктивность определяется на  $1 \text{ м}^2$ ; при подсчете запасов горного хрусталя продуктивность определяется на площадь в  $100 \text{ м}^2$ .

Продуктивность выработки  $q_v$ , пройденной по телу полезного ископаемого, определяется путем деления веса  $Q$  полезного компонента, добытого из продуктивного горизонта, на поперечное сечение (площадь) выработки  $S$ :

$$q_v = \frac{Q}{S},$$

при этом в зависимости от характера полезного ископаемого продуктивность  $q_v$  определяется в  $кг/\text{м}^2$  или  $\text{т}/\text{м}^2$ .

Средняя продуктивность по месторождению  $q_{cp}$  вычисляется способом среднего арифметического из значений, полученных по отдельным выработкам.

Общие запасы по месторождению вычисляются по среднеарифметической продуктивности залежи или пласта, помноженной на оконтуренную площадь последних:

$$Q_{\text{общ}} = S_{\text{общ}} \times q_{\text{ср}}$$

где  $Q_{\text{общ}}$  — общие запасы полезного компонента на месторождении в  $m$ ;

$S_{\text{общ}}$  — площадь залежи или пласта в  $m^2$ ;

$q_{\text{ср}}$  — среднеарифметическая производительность залежи:

$$q_{\text{ср}} = \frac{\sum_1^n q_{\text{в}}}{n} \quad \text{кг/м}^2 \text{ или } \text{т/м}^2.$$

Запасы полезного ископаемого устанавливаются без предварительного определения средней мощности продуктивного горизонта и объема полезного ископаемого. Но так как то и другое требуется знать для решения вопроса о вскрытии и отработке месторождения, определение указанных величин производится параллельно с подсчетом запасов полезного ископаемого.

Описанным статистическим методом можно производить подсчет запасов по рудным телам с крайне неравномерным оруденением, когда другие методы подсчета запасов не могут быть применены в связи с особенностями геологического строения месторождения.

На действующих рудниках, на которых разрабатываются рудоносные тела с небольшими рудными гнездами, подсчет запасов нередко также производится методом сравнения, который является разновидностью статистического метода. Условия применения этого метода можно иллюстрировать следующим примером.

Пусть, например, рудоносное тело представлено скарнами, среди которых встречаются богатые гнезда кварцево-шеелитовой руды. Размер таких гнезд невелик и колеблется в пределах 5—10—15  $m^3$ . При таких размерах гнезд, как бы ни была предельно густой сеть разведочных и даже горно-подготовительных выработок, вскрыть и разведать все рудные гнезда не представляется возможным. В этих месторождениях эксплуатация обычно сводится к выемке всех рудовмещающих скарнов с последующей рассортировкой рудной массы на кварцево-шеелитовую руду, оруденелые скарны и безрудный скарн, идущий в отвал или в качестве складочного материала для очистных пространств.

При подсчете запасов руды в описанном типе месторождений методом сравнения по данным эксплуатации первоначально устанавливают степень рудоносности до какого-нибудь определенного горизонта, до которого выработана залежь. При этом учитывается вес извлеченной рудной массы, вес добытой руды и вес рудонос-

ной породы, оставленной в целиках. Полученные таким образом данные о содержаниях и запасах распространяются на нижележащие горизонты, если геологические особенности месторождения позволяют надеяться, что с глубиной масштаб оруденелых скарнов не будет претерпевать больших изменений и что повторяемость или частота шеелитоносных гнезд и их размеры останутся примерно такими же. При этом исключительно богатые и большого объема рудоносные гнезда, встреченные при эксплуатации в единичных случаях и не характерные для месторождения, не должны учитываться, так как это может привести к завышению запасов, хотя, конечно, не исключается, что подобные оруденелые участки могут быть встречены и ниже выработанной части месторождения.

Для иллюстрации приведем следующий пример. Пусть до глубины 30 м в отработанной верхней части месторождения было добыто 30 000 т рудной массы скарнов, из которой получено 600 т концентрата с содержанием  $WO_3$  50%. В отработанных блоках оставлено в целиках 6000 т рудной массы ( $\sim 16\%$ ).

Таким образом, общий запас руды по месторождению до глубины 30 м составил

$$30\,000 + 6000 = 36\,000 \text{ т,}$$

а запас металла при среднем его содержании на всю рудную массу в 1%, как это следует из приведенных выше данных, выражается в количестве 360 т.

Исходя из приведенных расчетов, при неизменяющемся геологическом характере месторождения мы можем принять, что и ниже в равновеликом блоке, т. е. экстраполированном на такую же глубину в 30 м, запасы будут примерно такими же.

Запасы, определенные методом сравнения, характеризуются низкой степенью разведанности и квалифицируются по низким категориям. Обычно они служат для общей оценки перспектив месторождения.

Этот метод позволяет быстро произвести ориентировочное определение запасов. Для ряда месторождений с очень неравномерным гнездовым распределением ценных компонентов он является единственно пригодным при любой степени разведанности их.

#### 4. Метод ближайшего района

(метод Болдырева, многоугольников, ближайших точек, индивидуальный метод)

Метод ближайшего района был предложен впервые А. К. Болдыревым, в связи с чем он часто называется методом Болдырева. Он его применил для подсчета запасов металла по россыпным месторождениям.

Сущность метода заключается в том, что оконтуренное на плане подсчета запасов тело полезного ископаемого разделяется на ряд многогранных призм, по которым затем отдельно подсчитываются запасы руды и металла. Общие запасы по всему месторождению определяются суммированием запасов, подсчитанных по отдельным призмам.

Многогранные призмы строятся вокруг каждой разведочной выработки, данные по опробованию которых (мощность, содержание и объемный вес) определяют запас в призме. Основанием многогранных призм являются построенные вокруг выработок многоугольники. Каждая точка такого многоугольника находится ближе к выработке, вокруг которой он построен, чем к любой соседней выработке, почему этот метод и называется методом ближайшего района или ближайших точек.

Подсчет запасов по методу ближайшего района может производиться: 1) для всего месторождения, ограниченного внешним контуром, и 2) раздельно по участкам внутреннего контура и межконтурной полосы, суммированием запасов по которым получают общий запас по всему месторождению.

Подсчет запасов производится по следующим формулам:

а) для каждой отдельной призмы:

$$V = S \cdot m,$$

$$q = S \cdot m \cdot d,$$

$$P = \frac{S \cdot m \cdot d \cdot c}{100};$$

б) для всего месторождения:

$$V = \Sigma_1^n V,$$

$$Q = \Sigma_1^n q,$$

$$P = \Sigma_1^n P,$$

где обозначения приняты те же, что и при подсчете запасов ранее рассмотренными методами.

При построении многоугольников на плане или продольном профиле, на котором нанесены устья выработок, каждую из разведочных выработок соединяют тонкими пунктирными вспомогательными прямыми линиями с соседними выработками. В результате этого вся площадь делится на ряд треугольников. После этого из середины пунктирных прямых линий проводят перпендикулярные линии, являющиеся медианами для треугольников, построенных пунктирными прямыми (рис. 64). Медианы в остроугольном треугольнике пересекаются внутри треугольника, в тупоугольном — за пределами треугольника против тупого угла

и в прямоугольном треугольнике — на гипотенузе. В связи с этим возможны случаи, когда:

1) перпендикуляры, восстановленные к линиям, соединяющим соседние выработки, не участвуют в построении многоугольников (многоугольник вокруг буровой скважины № 13, рис. 64);

2) или участвуют лишь своим продолжением (например, сторона  $a$  в многоугольнике шурфа № 1 и  $b$  — в многоугольнике скважины 15, рис. 64);

3) или стороной многоугольника является не перпендикуляр, а диагональ образуемого при построении четырехугольника (например, сторона  $b$  в многоугольнике шурфа № 3, рис. 64).

Все построенные многоугольники должны быть выпуклыми. Количество их должно быть равным числу разведочных выработок, расположенных во внутреннем контуре и на самом контуре.

Во внутреннем контуре разведочные выработки находятся внутри многоугольника; контурные же выработки образуют один из углов многоугольника.

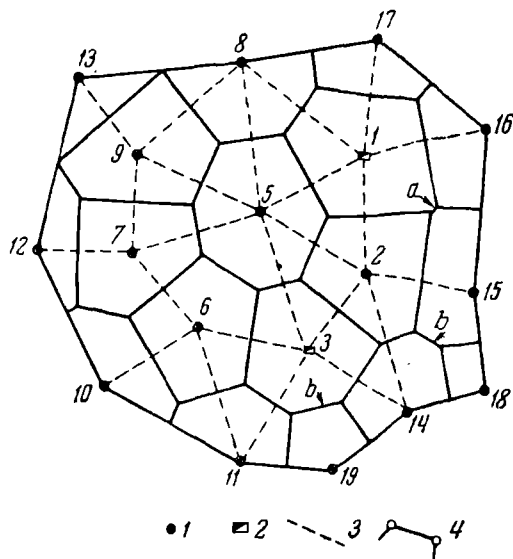


Рис. 64. Построение многоугольников на плане подсчета запасов

1 — буровые скважины; 2 — горные выработки; 3 — соединительные пунктирные линии; 4 — контурные линии многоугольников

При бессистемном расположении выработок многоугольники имеют различную форму; при квадратной сетке разведочных выработок многоугольники имеют форму квадрата; при прямоугольной сетке — форму прямоугольников; при шахматном расположении выработок — форму шестиугольников.

При построении многоугольников для проведения перпендикуляров применяется шаблон (рис. 65), представляющий собой целлулоидную пластину с прорезью в 1 мм. Перпендикулярно прорези проведена линия, разделенная на миллиметры, отсчет которых идет по обе стороны от прорези.

Эту миллиметровую линейку прикладывают к пунктирной вспомогательной линии треугольника и через прорезь в середине этой линии проводят перпендикуляр.

При проведении перпендикуляров может быть применен также и способ засечек, но он менее удобен.



В том случае, когда проведены линии внутреннего и наружного контура и выделена межконтурная полоса, многоугольники в межконтурной полосе строятся путем продолжения перпендикуляров, проведенных из середин линий, соединяющих крайние рудные выработки, до пересечения с линией внешнего контура, построенного по нулевой или минимально-промышленной мощности (рис. 66).

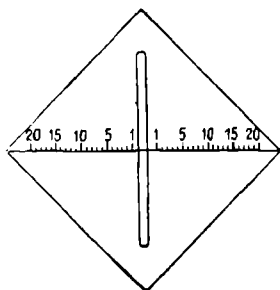


Рис. 65. Шаблон для проведения перпендикуляров при построении многоугольников

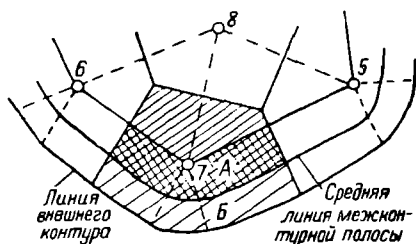


Рис. 66. Построение многоугольников межконтурной полосы

Средней линией межконтурная полоса делится на две части:

- 1) одна из них прилегает к внутреннему контуру — А и
- 2) другая — к внешнему контуру — Б.

Для первой из них, разделенной на многоугольники, объем, запасы руды и металла вычисляются по данным соответствующих крайних контурных выработок; для второй, т. е. прилегающей к внешнему контуру, объем вычисляется по мощности наружного контура, а запасы — с учетом данных выработки многоугольника; если линия внешнего контура является границей месторождения, т. е. нулевым контуром, то в последнем случае объем и запасы будут равны нулю. Они практически хотя и имеются, но при проведении линии по середине межконтурной полосы, исходя из предположения, что рудное тело постепенно выклинивается, мы несколько преувеличиваем объем для многоугольника, прилегающего к внутреннему контуру, что видно из рис. 67: при подсчете объема многоугольника между линиями  $ff$  и  $cc$  мы принимаем мощность по выработке, равную  $m$ ; этим самым мы преувеличиваем объем на  $a_1 + a_2$ , которые в сумме равновелики  $a$ . В связи с этим при нулевом контуре и не производится подсчет запасов в полосе, прилегающей к внешнему контуру.

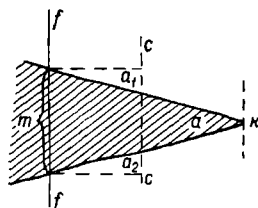


Рис. 67. Подсчет объема многоугольника  $ff$  — линия, соединяющая крайние выработки, вскрывшие руду;  $cc$  — средняя линия межконтурной полосы;  $k$  — нулевой контур

Общий запас по внутреннему контуру и межконтурной полосе вычисляется путем их суммирования.

Средние показатели для всего месторождения определяются по формулам:

1) средняя мощность  $M_{ср}$ :

$$M_{ср} = \frac{V_{общ}}{S_{общ}} \text{ м};$$

2) средний объемный вес ( $D_{ср}$ ):

$$D_{ср} = \frac{Q_{общ}}{V_{общ}};$$

3) среднее содержание полезного компонента ( $C_{ср}$ ):

$$C_{ср} = \frac{P_{общ} \cdot 100}{Q_{общ}} \text{ \%}.$$

К достоинствам метода ближайшего района относятся:

1) однозначность полученных результатов, так как разделение тела полезного ископаемого на отдельные участки — призмы может быть произведено только одним способом;

2) сравнительно несложное вычисление запасов.

К недостаткам метода относятся:

1) несоответствие построенных форм и объемов подсчетных блоков истинной морфологии тел полезных ископаемых;

2) возможность значительных ошибок в случае линзовидной формы тела полезного ископаемого с относительно резким уменьшением мощности тела в направлении от центра к периферии, особенно при ограниченном количестве разведочных выработок. При этих условиях запасы бывают завышены против истинных.

Метод ближайшего района дает достаточно удовлетворительные данные при относительно густой сети разведочных выработок; частные и значительные колебания мощности тела полезного ископаемого и содержаний полезного компонента существенно не влияют на точность полученных при подсчете данных.

*Подсчет запасов по россыпным месторождениям методом ближайшего района.* При разведке речных россыпных месторождений разведочные линии обычно ориентированы поперек долины. Но так как речная долина часто не строго выдержана в одном направлении, то и разведочные линии, как правило, не параллельны между собой.

В этом случае при подсчете запасов россыпей методом ближайшего района на плане проводятся средние линии между линиями разведочных выработок, представляющие собой биссектрисы углов, образуемых разведочными линиями. После этого перпендикулярами делят пополам расстояния между ближайшими выработками (рис. 68), а также между краевыми выработками и контуром россыпи и проводят эти перпендикуляры до пересечения с биссектрисами углов. В результате такого построения получают упрощенные многоугольники. Краевые фигуры часто при этом имеют не только прямые, но и криволинейные

контуры. Если в последних нет выработок, то запасы металла в них подсчитываются по показателям бортового контура. Методика подсчета остается аналогичной рассмотренной выше.

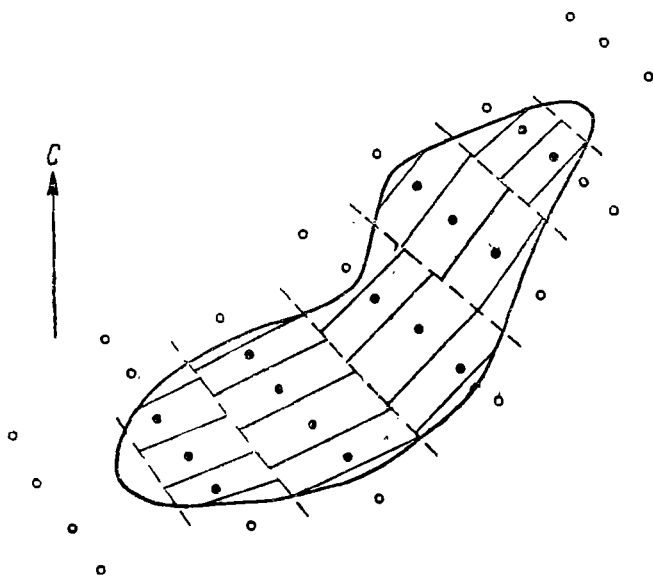


Рис. 68. Схема расположения подсчетных блоков при подсчете запасов россыпей методом ближайшего района черные кружки — буровые скважины, вскрывшие россыпь с промышленным содержанием; незакрашенные кружки — безрудные скважины; сплошной линией — контур россыпи; подсчетные блоки, построены около скважин с промышленным содержанием полезного компонента

Необходимо при этом отметить, что подсчет запасов по аллювиальным россыпям при разведке поперечными разрезами лучше производить методом вертикальных сечений, который нами описывается ниже.

Подсчет запасов по россыпи методом многоугольников возможно рекомендовать лишь в том случае, когда россыпь разведана сближенными поперечными разрезами или даже по сетке, близкой к квадратной, как, например, при разведке некоторых делювиальных или элювиальных россыпей.

## 5. Метод треугольников

На плане, на котором нанесены устья выработок, строятся треугольники путем соединения линиями ближайших точек. Таким образом вся площадь тела полезного ископаемого разделяется на разные по размеру и по форме треугольники (рис. 69). При таком построении надо стремиться, чтобы треугольники были по возможности близки к равносторонним.

Эти треугольники представляют собой основание трехгранных косоусеченных призм (рис. 70), боковыми ребрами которых являются мощности тела полезного ископаемого  $m_1$ ,  $m_2$ ,  $m_3$ , установленные по выработкам-шурфам, скважинам и т. п.

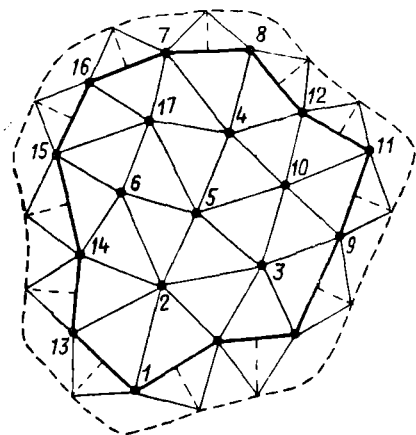


Рис. 69. Схема расположения подсчетных блоков при подсчете запасов методом треугольников

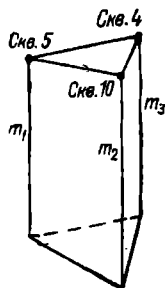


Рис. 70. Трехгранная косоусеченная призма

При подсчете запасов последовательно вычисляют объем полезного ископаемого, запас руды и запас полезного компонента отдельно по каждой косоусеченной призме, а затем эти величины суммируются и определяются объем, запас руды и запас металла по всему месторождению.

На плане подсчета запасов проводят внутренний контур путем соединения прямыми линиями крайних точек с установленным полезным ископаемым и затем тем или иным способом проводят линию внешнего контура. После этого строят треугольники.

В пределах внутреннего контура количество таких треугольников  $N_1$  будет равно:

$$N_1 = 2(n - 1) - m,$$

где  $N_1$  — общее количество треугольников в пределах внутреннего контура;

$n$  — общее количество выработок в пределах внутреннего контура и на самом контуре;

$m$  — общее количество выработок, расположенных на самом внутреннем контуре.

Число линий  $N_2$ , соединяющих разведочные выработки, или, иными словами, — число сторон треугольников, будет равно:

$$N_2 = 3(n - 1) - m.$$

Приведенные формулы позволяют определить количество построенных треугольников и проведенных соединительных линий, что имеет значение для самоконтроля при построении треугольников для подсчета запасов.

Для построения треугольников в межконтурной полосе из середин линий, соединяющих каждую пару ближайших контурных выработок, восстанавливают перпендикуляры, которые пунктиром проводят до пересечения с линией наружного контура. Точку пересечения соединяют с разведочными выработками, расположенными на концах отрезка (см. рис. 69), при этом получают равнобедренные треугольники, общее количество которых равно

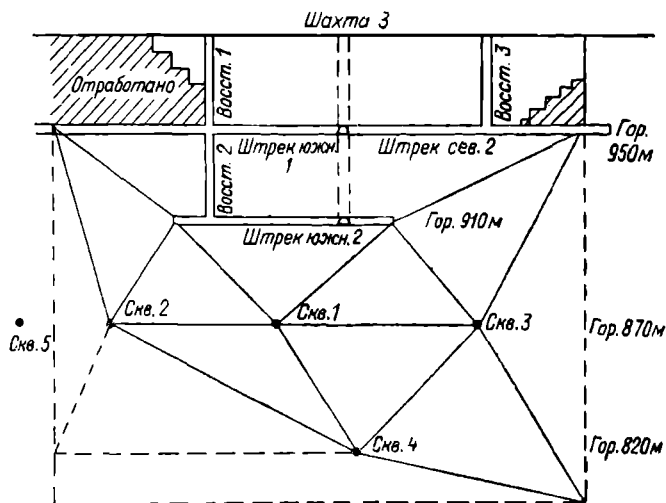


Рис. 71. Построение треугольников при комбинированном способе разведки жильных месторождений

удвоенному количеству выработок, расположенных на линии внутреннего контура. Одни из этих треугольников двумя вершинами опираются на выработки, расположенные на линии внутреннего контура, а третьей — на нулевой контур; другие, наоборот, двумя вершинами опираются на нулевой контур, а третьей — на выработки внутреннего контура. Сторона, приходящаяся на наружный контур, не всегда является прямолинейной.

Жильные или пластовые наклонно падающие рудные тела на нижних своих горизонтах очень часто разведываются вертикальными или наклонными буровыми скважинами (рис. 71). В подобных случаях при подсчете запасов в комбинации с другими методами вполне возможно применить метод треугольников. Построение последних на плане производится обычным способом. Следует лишь заметить, что по буровым скважинам, так как рудное тело пересекается по видимой мощности  $h$ , должно быть произведено определение истинной мощности  $m$  графическим или аналитическим методом.

Если подсчет запасов производится на плане, представляющем собой проекцию на вертикальную плоскость, то вычисляют не истинную, а горизонтальную мощность тела полезного иско-

паемого, по которой затем вычисляют его объем. Запасы подсчитываются раздельно для площади внутреннего контура и для межконтурной полосы. Подсчет запасов производится в следующей последовательности:

1. Сначала определяется площадь каждого треугольника  $S$ . При криволинейном очертании треугольников межконтурной полосы площадь последних измеряется планиметром. Площадь треугольников с прямолинейными очертаниями, заключенных в пределах внутреннего контура, может быть определена геометрически.

2. Вычисление мощности  $m_{\text{ср}}$  производится по формулам:

а) для косоусеченных призм внутреннего контура:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2 + m_3}{3};$$

б) для косоусеченных призм наружного контура, у которых одно ребро лежит на линии наружного контура, проведенной по нулевой мощности:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2}{3};$$

в) для косоусеченных призм наружного контура, у которых два ребра лежат на линии наружного контура, проведенной по нулевой мощности:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m}{3}.$$

При вычислении средней мощности по каждой призме в случае очень косых треугольников, лежащих в основании призм, возможно применение метода среднего взвешенного: а) по длинам сторон треугольника и б) по тяготеющим площадям к выработкам. Вычисление при этом проводится следующим образом:

а) Если на рис. 70 принять расстояния между скважинами 5 и 10 за  $a_1$ , 10 и 4 за  $a_2$  и 4 и 5 за  $a_3$ , то:

для стороны  $a_1$

$$m_{a_1} = \frac{m_1 + m_2}{2};$$

для стороны  $a_2$

$$m_{a_2} = \frac{m_2 + m_3}{2};$$

для стороны  $a_3$

$$m_{a_3} = \frac{m_1 + m_3}{2};$$

средняя мощность для всей призмы будет равна:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_{a_1} \cdot a_1 + m_{a_2} \cdot a_2 + m_{a_3} \cdot a_3}{a_1 + a_2 + a_3}.$$

б) Средняя мощность для призмы во втором случае составит:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 \cdot S_1 + m_2 \cdot S_2 + m_3 \cdot S_3}{S_1 + S_2 + S_3},$$

где  $S_1, S_2, S_3$  — площади, тяготеющие к каждой выработке.

По своему содержанию этот способ определения среднего значения мощности в известной мере напоминает метод подсчета запасов по многоугольникам.

Подсчет средней мощности указанными способами целесообразно производить при условии, если в вычислениях участвует очень небольшое количество треугольников, часть из которых косые.

3. Объем рудного тела в каждой призме определяется по формуле:

$$V = S \cdot m_{\text{ср}} \quad \text{м}^3.$$

4. Запас руды в каждой призме:

$$Q = V d_{\text{ср}} m.$$

5. Запас полезного компонента в призме:

$$P = Q \cdot C_{\text{ср}} = Q \cdot \frac{\sum_1^3 m \cdot c}{\sum_1^3 m} \quad \text{т.}$$

По всему месторождению запасы определяются путем суммирования.

1. Объем равен сумме объемов всех призм:

$$V_{\text{общ}} = \Sigma V \text{ м}^3.$$

2. Запас руды равен сумме запасов, подсчитанных по отдельным призмам:

$$Q_{\text{общ}} = \Sigma Q \text{ т.}$$

3. Запас металла равен сумме запасов, подсчитанных по отдельным призмам:

$$P_{\text{общ}} = \Sigma P \text{ т.}$$

Средние показатели по месторождению вычисляются по формулам:

средняя мощность:

$$M_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{общ}}}{S_{\text{общ}}} \text{ м};$$

средний удельный (объемный) вес:

$$D_{\text{ср}} = \frac{Q_{\text{общ}}}{V_{\text{общ}}};$$

среднее содержание металла в руде:

$$C_{\text{ср}} = \frac{P_{\text{общ}} \cdot 100}{Q_{\text{общ}}} \text{ \%}.$$

К достоинствам метода треугольников относятся:

1) относительная несложность графических построений и вычислений площадей, объемов и запасов;

2) достаточная точность подсчета запасов по месторождениям, характеризующимся сравнительно нерезкими изменениями мощностей и содержаний полезного компонента.

К недостаткам относятся:

1. Неоднозначность получаемых цифр запасов, которая находится в зависимости от способа построения треугольников.

В случае, когда возможны в зависимости от построения треугольников значительные расхождения, что может иметь практическое значение при малом числе треугольников, рекомендуется подсчет запасов производить при двойном построении треугольников и в качестве итоговых цифр брать среднее из двух подсчетов.

Разница в результатах подсчета запасов бывает весьма существенной при редкой сети разведочных выработок, резких изменениях мощностей тела полезного ископаемого по выработкам и главное при ограниченном количестве треугольников, участвующих в подсчете.

При резких изменениях содержаний по выработкам возможно также получение аналогичных ошибок.

При густой степени разведочных выработок частные ошибки взаимно компенсируются.

Подсчет запасов методом треугольников возможно производить при разном построении треугольников и окончательный результат выводить как среднее значение.

2. Не всегда возможно построение треугольников, по форме близких к равносторонним.

3. Как справедливо отмечает А. П. Прокофьев, расчленение рудных тел на косоусеченные трехгранные призмы сильно искажает действительную форму рудного тела и не дает представления об естественных условиях залегания и структуре месторождения; это же обстоятельство отмечается и В. И. Смирновым.

4. Подсчет запасов по отдельным сортам минерального сырья не может дать надежных результатов, так как естественные контуры тел полезных ископаемых и участков различных их сортов подменяются формальными границами трехгранных призм, обычно не совпадающих и часто пересекающих естественные контуры распространения отдельных сортов и типов руд.

5. Вычислительные операции при подсчете запасов по методу треугольников длительны и трудоемки.

## 6. Метод четырехугольников

Этот метод подсчета запасов применяется в тех случаях, когда месторождение разведано по геометрически правильной прямоугольной или четырехугольной сетке. Сущность метода заклю-



чается в том, что на плане по выработкам строятся четырехугольники, которые являются основаниями четырехгранных призм. Запасы подсчитываются отдельно по каждой призме; общие запасы по месторождению или по участку с месторождения получаются как сумма запасов отдельных призм.

Данный метод обычно применяется при разведке пластовых тел полезных ископаемых. На плане, представляющем собой проекцию на горизонтальную плоскость, наносятся разведочные выработки с указаниями об их глубине, мощности тела полезного ископаемого и содержания полезного компонента. Ближайшие выработки соединяются между собой прямыми линиями (рис. 72). Таким образом вся площадь месторождения разделяется на четырехугольники, представляющие собой основания четырехгранных призм. Подсчет запасов по каждой призме производится в следующей последовательности:

1. Определяется средняя мощность тела полезного ископаемого  $m_{\text{ср}}$ :

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2 + m_3 + m_4}{4},$$

где  $m_1, m_2, m_3$  и  $m_4$  — мощности тела по выработкам.

Если тело полезного ископаемого залегает не горизонтально, а под каким-то углом, то в этом случае производится поправка на угол падения тела полезного ископаемого  $\alpha$ , и тогда

$$m_{\text{ср}} = m_{\text{в}} \cdot \cos \alpha,$$

где  $m_{\text{в}}$  — видимая мощность тела полезного ископаемого по выработке.

2. Среднее содержание полезного компонента  $C_{\text{ср}}$ :

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2 + C_3 + C_4}{4}$$

или

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 + C_2 m_2 + C_3 m_3 + C_4 m_4}{m_1 + m_2 + m_3 + m_4},$$

где  $C_1, C_2, C_3$  и  $C_4$  — содержания полезного компонента по разведочным выработкам.

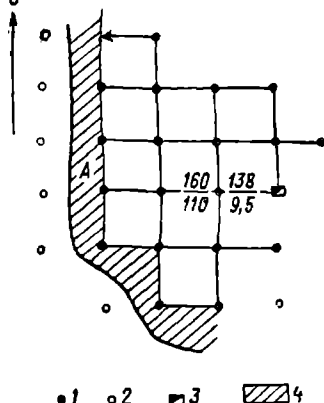


Рис. 72. Схема подсчета запасов методом четырехугольников

1 — скважины, вскрывшие руду; 2 — скважины, не вскрывшие руду; 3 — шурфы; 4 — межконтурная полоса; 160 — номер скв.; 110 — глубина подсечения пласта; 138 — мощность; 9,5 — содержание в %

Второй формулой пользуются в том случае, если установлена корреляционная зависимость между содержанием и мощностью.

3. Среднее значение объемного веса  $d_{\text{ср}}$ :

$$d_{\text{ср}} = \frac{d_1 + d_2 + d_3 + d_4}{4},$$

где  $d_1, d_2, d_3$  и  $d_4$  — объемные веса по отдельным выработкам.

Чаще объемный вес определяется по сравнительно ограниченному числу проб и для всего месторождения, поэтому приведенной формулой практически пользуются очень редко.

4. Объем рудного тела:

$$V = S m_{\text{ср}};$$

$S$  — определяется обычно по геометрической формуле, реже планиметром.

5. Вес руды:

$$Q = V \cdot d_{\text{ср}},$$

6. Вес металла:

$$P = Q \frac{C}{100}.$$

Общие запасы суммируются:

$$S_{\text{общ}} = \Sigma_1^n S; V_{\text{общ}} = \Sigma_1^n V; Q_{\text{общ}} = \Sigma_1^n Q \text{ и } P_{\text{общ}} = \Sigma_1^n P.$$

По межконтурной полосе запасы подсчитываются по данным контурных выработок: содержание вычисляется как среднее арифметическое по разведочным выработкам, расположенным на контурной линии, а мощность — как среднее из средних значений мощностей этих выработок и минимально-промышленной мощности внешнего контура.

Возможен и другой способ подсчета запасов по межконтурной полосе. Для этого из выработок внутреннего контура опускают перпендикуляр до пересечения с линией внешнего контура (рис. 73). Этими линиями межконтурная полоса разделяется на четырехугольники  $a, б, в, г$ , и т. д.

Вычисление средней мощности, например четырехугольника  $a$ , производится по разведочным выработкам 1 и 2 и двум контурным точкам 1' и 2'.

Если внешний контур является нулевым, то

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2}{4}.$$

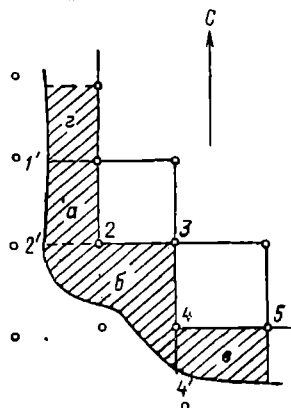


Рис. 73. Схема подсчета запасов по межконтурной полосе

Если внешний контур отстроен по минимально-промышленной мощности  $m_m$ , то

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2 + m_m + m_m}{4}.$$

Среднее содержание в этом случае вычисляется как среднее значение из содержаний, установленных разведочными выработками № 1 и 2.

В остальном порядок подсчета аналогичен рассмотренному выше.

К достоинствам метода относится простота графических построений и вычислительных операций.

Недостатком при подсчете запасов описанным методом, так же как и в способе многоугольников и треугольников, является то обстоятельство, что тело полезного ископаемого расчленяется на четырехгранные призмы, не отвечающие действительной форме последнего.

## 7. Метод эксплуатационных блоков

Метод эксплуатационных блоков имеет широкое применение при подсчете запасов руды и металла сравнительно по маломощным жильным и пластовым месторождениям, разрезанным разведочными и горно-подготовительными выработками на отдельные блоки. Они бывают оконтурены с четырех, трех или двух сторон штреками (иногда с ортами) и восстающими. При этом методе сначала производится подсчет запасов по каждому отдельному блоку. Запасы руды во всем месторождении определяются суммированием запасов по отдельным блокам.

На плане, представляющем собой проекцию на наклонную, вертикальную или горизонтальную плоскость (в зависимости от условий залегания тела полезного ископаемого), наносятся все горные выработки и буровые скважины, пройденные по рудному телу.

Этими выработками месторождение разделяется на ряд блоков: Б-1, Б-2, Б-3, Б-4, Б-5, Б-6 и Б-7 (рис. 74). Каждый из блоков опробован по оконтуривающим его выработкам. Для каждой выработки составляется крупномасштабный (1 : 200, 1 : 500) погоризонтный план, на котором наносятся все данные по опробованию: мощности рудных тел и средние содержания ценных компонентов по забоям (сечениям) (рис. 75). По данным погоризонтных планов производится вычисление средних значений мощностей  $m_{\text{ср}}$  и содержаний  $C_{\text{ср}}$  по формулам:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2 + \dots + m_n}{n} = \frac{\sum_1^n m}{n}, \dots \dots (1)$$

где  $m_1, m_2, \dots, m_n$  — мощности по отдельным сечениям;  
 $n$  — общее количество замеренных мощностей.

По этой формуле вычисляется средняя мощность в том случае, если пробы по телу полезного ископаемого взяты примерно через равные интервалы одна от другой или тело полезного ископаемого сравнительно выдержанной мощности.

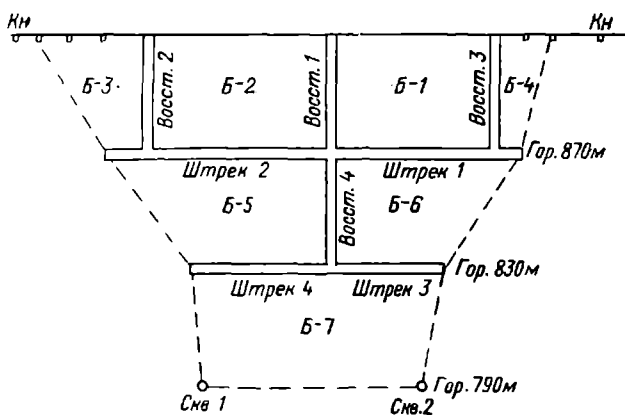


Рис. 74. Расположение горных выработок при подсчете запасов методом эксплуатационных блоков

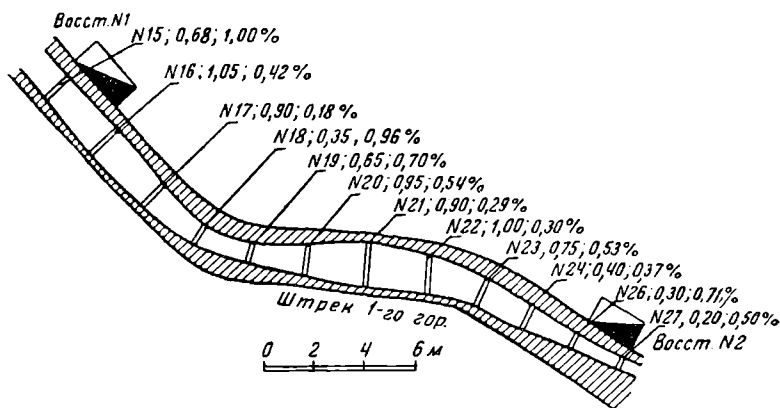


Рис. 75. Погоризонтный план опробования

При опробовании тела полезного ископаемого через неодинаковые интервалы и при значительном колебании мощности последнего вычисление средней мощности производится по формуле:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 l_1 + m_2 l_2 + \dots + m_n l_n}{l_1 + l_2 + \dots + l_n} = \frac{\sum_1^n m l}{\sum_1^n l}, \dots \dots (2)$$

где  $l_1, l_2 \dots l_n$  — длины влияния отдельных проб.

Остальные обозначения имеют те же значения.

Эти длины влияния могут быть определены по плану путем проведения средних линий (рис. 76, *aa* и *bb*) и последующего замера длины влияния  $l_1$  — или же по формуле:

$$l_1 = \frac{l_{1-3} + l_{1-2}}{2}.$$

Среднее содержание вычисляется по формуле:

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2 + \dots + C_n}{n}, \quad (3)$$

или

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 + C_2 m_2 + \dots + C_n m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n} = \frac{\sum_1^n C m}{\sum_1^n m}, \quad (4)$$

или

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 l_1 + C_2 m_2 l_2 + \dots + C_n m_n l_n}{m_1 l_1 + m_2 l_2 + \dots + m_n l_n} = \frac{\sum_1^n C m l}{\sum_1^n m l}, \quad (5)$$

где  $C_1, C_2, \dots, C_n$  — содержание по отдельным сечениям (пробам).

Остальные обозначения имеют те же значения.

По формулам (4) и (5) рекомендуется вычислять среднее содержание полезного компонента при наличии корреляционной зависимости содержания от мощности тела полезного ископаемого.

При опробовании выработок по двум противоположным стенкам, например, восстающих, которые оконтуривают блок, при вычислении среднего содержания учитываются все пробы. Полученные данные распространяются на соседние примыкающие блоки.

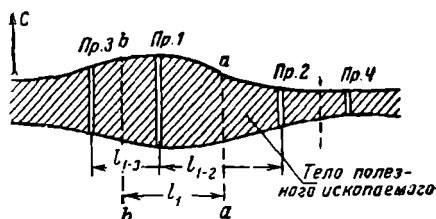


Рис. 76. Определение длины влияния проб

Вычисленные по оконтуривающим блок выработкам средние значения  $m_{\text{ср}}$  и  $C_{\text{ср}}$  используются для подсчета запасов по отдельным блокам.

При подсчете запасов по блоку последовательно вычисляются площадь блока  $S$ , объем блока  $V$ , запасы руды в блоке  $Q$  и запасы полезного компонента в руде  $P$ .

Вычисление площадей  $S$  производится простейшими геометрическими способами, так как оконтуренные блоки имеют обычно простую форму. Если контуры блоков неправильные, то измерение площади их возможно произвести планиметром. Если изме-

ремая площадь представляет собой проекцию на плоскость, непараллельную телу полезного ископаемого, то:

$$S = \frac{S_n}{\cos \alpha},$$

где  $S$  — истинная площадь блока;

$S_n$  — проекция  $S$ ;

$\alpha$  — угол между проекцией тела полезного ископаемого  $S_n$  и его средней плоскостью.

Вычисление объема блока производится умножением его площади  $S$  на среднюю мощность  $m_{\text{ср}}$  блока. Средняя мощность блока вычисляется как среднее арифметическое по отдельным опробованным и оконтуривающим блок выработкам.

Если мощность тела полезного ископаемого по выработкам весьма изменчивая, то среднюю мощность по блоку возможно определить методом среднего уравновешенного по длинам выработок или по площадям тела полезного ископаемого, вскрытого этими выработками:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 l_1 + m_2 l_2 + m_3 l_3 + m_4 l_4}{l_1 + l_2 + l_3 + l_4}$$

или

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 S_1 + m_2 S_2 + m_3 S_3 + m_4 S_4}{S_1 + S_2 + S_3 + S_4},$$

где  $m_1, m_2, m_3, m_4$  — средние мощности по выработкам;

$l_1, l_2, l_3, l_4$  — длины горных выработок;

$S_1, S_2, S_3, S_4$  — площадь тела полезного ископаемого по выработкам.

Применение приведенных формул для вычисления среднего значения мощности целесообразно лишь в случае крайней изменчивости средних мощностей по оконтуривающим блок выработкам и большой разницы в длинах последних. При отсутствии таковых мощность определяется как средняя арифметическая.

Вычисление запасов минерального сырья по блоку производится умножением объема на среднее значение объемного веса этого сырья.

Вычисление запаса полезного компонента в минеральном сырье по блоку производится умножением веса минерального сырья на среднее содержание полезного компонента по блоку.

Если блок оконтурен не четырьмя, а пятью, шестью, семью и т. д. выработками, что очень часто имеет место при детальных разведках и эксплуатационных работах, то все эти выработки, если они достаточно опробованы, учитываются при подсчете запасов.

Выше мы рассмотрели методику подсчета запасов для тел полезных ископаемых, вскрываемых на всю мощность горной вы-

работкой, идущей по простиранию или падению. Если же тело полезного ископаемого имеет большую мощность и полностью не вскрывается горной выработкой, то для оконтуривания его по мощности проходятся орты, или проводится подземное колонковое бурение, или бурение разведочных шпуров. В этих случаях вычисление средней мощности и среднего содержания полезного компонента производят по данным ортов, буровых скважин или шпуров, вскрывающих тело полезного ископаемого по всей мощности, по формулам:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 + m_2 + \dots + m_n}{n} = \frac{\sum_1^n m}{n},$$

где  $m_1, m_2, \dots, m_n$  — мощности тела полезного ископаемого по ортам или скважинам, пересекающим рудное тело;

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2 + \dots + C_n}{n} = \frac{\sum_1^n C}{n}$$

или

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 + C_2 m_2 + \dots + C_n m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n} = \frac{\sum_1^n C m}{\sum_1^n m},$$

где  $C_1, C_2, \dots, C_n$  — содержания по ортам или скважинам, пересекающим тело полезного ископаемого на полную мощность.

Остальные обозначения те же.

Если орты или скважины пройдены на различных интервалах один от другого, а мощность тела полезного ископаемого резко изменяется даже на близких расстояниях и при этом установлена определенная зависимость содержания ценных компонентов от мощности тела полезного ископаемого, при вычислении среднего содержания по выработке требуется учесть также длины или площади влияния.

В работе А. П. Прокофьева (1953) рассматривается несколько случаев подсчета запасов по блокам, неравномерно разведанным в различных своих частях, при этом приводится ряд нижеследующих рекомендаций.

1. Если блок вскрыт и опробован с трех сторон, то вычисление средней мощности и среднего содержания полезного компонента следует производить по данным опробования этих сторон, полученные при этом данные надо распространить на весь блок.

В практике подсчета запасов иногда предварительно производят вычисление содержания для невскрытой части блока по крайним пробам путем взвешивания значения этих проб на прилегающие к соответствующей из них половине стороны блока, после чего определяют средние значения параметров для всего блока. Такой подсчет является неправильным и при резко завышенных

или заниженных содержаниях по крайним пробам может привести к значительным погрешностям.

2. При разведке месторождения горными выработками в комбинации со скважинами, вскрывающими более глубокие горизонты, вычисление средних значений мощности и содержания производится с учетом данных горных выработок и буровых скважин.

При неравномерном распределении полезного компонента достоверность данных о мощности тела полезного ископаемого и содержании полезного компонента по скважинам очень низкая, и тогда А. П. Прокофьев рекомендует при вычислении средней мощности и среднего содержания учитывать статистический вес проб и вычислять мощность и среднее содержание по формуле:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 L_1 n_1 + m_2 L_2 n_2}{L_1 n_1 + L_2 n_2}$$

и

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 L_1 n_1 + C_2 m_2 L_2 n_2}{m_1 L_1 n_1 + m_2 L_2 n_2},$$

где  $n_1$  — число проб по штреку;

$n_2$  — число скважин;

$m_1$  — средняя мощность по штреку;

$m_2$  — средняя мощность по скважинам;

$L_1$  — общая протяженность стороны блока по штреку;

$L_2$  — общая протяженность стороны блока по скважинам;

$C_1$  — среднее содержание по штреку;

$C_2$  — среднее содержание по скважинам.

Соответственно для случая, когда подсчетный блок опирается на одну скважину:

$$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 \cdot n_2 + m_2}{n + 1}.$$

Запасы в межконтурной полосе при подсчете по способу эксплуатационных блоков подсчитываются различными методами в зависимости от того, как они оконтурены и как разделены на блоки.

Общий запас по месторождению определяется суммированием частных запасов по блокам контурной и межконтурной полосы:

$$S_{\text{общ}} = \Sigma_1^n S; \quad V_{\text{общ}} = \Sigma_1^n V; \quad Q_{\text{общ}} = \Sigma_1^n Q; \quad P_{\text{общ}} = \Sigma_1^n P.$$

Общие средние показатели по месторождению, по отдельным его участкам или по отдельным типам минерального сырья выводятся из общих цифр запасов, а именно:

$$M_{\text{ср. общ}} = \frac{V_{\text{общ}}}{S_{\text{общ}}} \text{ м}; \quad D_{\text{ср. общ}} = \frac{Q_{\text{общ}}}{V_{\text{общ}}}; \quad C_{\text{ср. общ}} = \frac{P_{\text{общ}} \cdot 100}{Q_{\text{общ}}} \text{ \%}.$$



Метод эксплуатационных блоков широко применяется при подсчете запасов месторождений жильной и пластообразной формы, которые наиболее часто разведываются и подготавливаются к эксплуатации системой подземных горных выработок, проводимых по простиранию и по падению тел полезных ископаемых через определенные интервалы, т. е. нарезаются на эксплуатационные блоки. В связи с этим тела полезных ископаемых обычно бывают разделены на ряд более или менее правильных участков, ограниченных восстающими, этажными и подэтажными штреками.

Подсчет запасов методом эксплуатационных блоков достаточно прост, нагляден и позволяет сопоставить запасы и качество последних по отдельным блокам. Так как подсчет запасов обычно производится по выработкам, полно опробованным и оконтуривающим блоки по многим сечениям, то эти запасы характеризуются достаточной точностью.

## 8. Метод разрезов (линейных сечений)

Подсчет запасов по этому методу можно производить как по вертикальным, так и по горизонтальным разрезам.

Методом вертикальных разрезов подсчитываются запасы по месторождениям, разведанным выработками, пройденными как в параллельных, так и в не вполне параллельных сечениях. По этим выработкам строятся геологические разрезы. Количество таких разрезов равно количеству разведочных линий, а число участков, расположенных между линиями, на единицу меньше количества разрезов.

При подсчете запасов сначала определяют линейный запас по каждой линии разведочных выработок. При этом ширина такого слоя принимается равной единице (1 м), толщина — равной мощности тела полезного ископаемого в данном сечении и устанавливается по разведочным выработкам, а длина — равной длине тела полезного ископаемого по линии разреза.

Линейный запас в каждом отдельном сечении или слое будет составлять:

$$q = 1 \cdot m \cdot L \cdot d = 1 \cdot S \cdot d = V \cdot d;$$

$$P = \frac{1 \cdot m \cdot L \cdot d \cdot c}{100} = \frac{1 \cdot S \cdot d \cdot c}{100} = \frac{V \cdot d \cdot c}{100} = \frac{Q \cdot c}{100},$$

где  $q$  — запас руды в  $m$ ;

$P$  — запас металла в  $m$ ;

1 — ширина слоя, равная 1 м;

$m$  — средняя мощность тела полезного ископаемого в слое в м;

$L$  — длина тела полезного ископаемого по слою или по разведочной линии в м;

$d$  — объемный вес минерального сырья в слое;  
 $S$  — площадь слоя в  $m^2$ ;  
 $V$  — объем полезного ископаемого в слое в  $m^3$ ;  
 $C$  — среднее содержание ценного компонента в слое в %

После подсчета линейных запасов по разрезам определяются запасы по отдельным блокам тела полезного ископаемого, каждый из которых ограничен двумя соседними разведочными линиями.

Общий объем, запас минерального сырья и ценного компонента по месторождению определяется суммированием объемов и запасов по отдельным его блокам.

Графические построения при подсчете запасов методом разрезов заключаются в проведении на топографических и маркшейдерских планах или профилях внутреннего и внешнего контура месторождения и в составлении геологических разрезов по разведочным линиям с указанием на них сечения тела полезного ископаемого. Эти разрезы необходимы для определения контуров тел полезных ископаемых по отдельным сечениям и для определения площади их в каждом из сечений для последующих подсчетов объемов и запасов минерального сырья и ценных компонентов.

Если отдельные разведочные выработки находятся вне профиля, который должен быть построен по разведочной линии, то они проектируются на плоскость ближайшего к каждой из них разреза, и данные этих выработок используются при определении линейных запасов по разрезу, в который они входят.

Если разведочные выработки расположены не строго в одной плоскости, то линия разреза проводится так, чтобы выработки, расположенные не на профиле, находились попеременно с той и с другой стороны профиля, на который они должны проектироваться.

Подсчет запасов проводится обычно отдельно для площади внутреннего контура и межконтурной полосы, так как запасы их квалифицируются по разным категориям.

При подсчете запасов для площади внутреннего контура вначале запасы подсчитываются по отдельным участкам, ограниченным двумя соседними выработками в разрезе, затем результаты суммируются для всего разреза.

Площадь каждого отдельного участка в разрезе рассматривается как трапеция, у которой параллельными сторонами являются мощности тела полезного ископаемого по соседним выработкам, а высотой — расстояние между этими выработками.

Подсчет запасов производится в следующей последовательности:

1. Площадь участка между соседними скважинами 1 и 2 в профиле определяется по формуле трапеции:

$$S_{1-2} = \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot r'_1,$$

где  $m_1$  и  $m_2$  — мощности тела полезного ископаемого по скважинам № 1 и 2;

$r'_1$  — расстояние между указанными скважинами.

2. Объем тела полезного ископаемого в ленте шириной  $l$  м для площади  $S_{1-2}$  составляет:

$$V_{1-2} = S_{1-2} \cdot l = \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot r'_1 \cdot l.$$

3. Запас минерального сырья в каждом отдельном участке определяется по формуле:

$$q_{1-2} = \frac{m_1 + m_2}{2} \cdot r'_1 \cdot d,$$

где  $d$  — средний объемный вес полезного ископаемого.

4. Запас полезного компонента для того же участка определяется по формуле:

$$P_{1-2} = q_{1-2} \cdot \frac{C_{\text{ср}}}{100}, \text{ при этом } C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2}{2}$$

или

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 m_1 + C_2 m_2}{m_1 + m_2},$$

где  $C_1$  и  $C_2$  — содержания ценного компонента в теле полезного ископаемого по скважинам № 1 и 2.

Таким же образом производится подсчет по другим участкам разреза, ограниченным скважинами № 2 и 3, 3 и 4 и т. д. Запас минерального сырья и ценного компонента по всему разрезу равен сумме запасов по отдельным его участкам.

Подсчет запасов по отдельному сечению можно провести и иным способом с учетом длины влияния по каждой выработке. Тогда после проведения средних линий между выработками и определения длин влияния ( $r'_1, r'_2, r'_3 \dots$  и т. д.) вычисление производится по следующим формулам:

Объем слоя  $l$  м шириной равен:

$$V = m_1 \cdot r'_1 + m_2 \cdot r'_2 + m_3 \cdot r'_3 + \dots + m_n r'_n.$$

Запас минерального сырья в слое равен:

$$q = V \cdot d.$$

Запас ценного компонента в слое равен:

$$P = \frac{1}{100} (m_1 r'_1 C_1 + m_2 r'_2 C_2 + \dots + m_n r'_n C_n) \cdot d.$$

В приведенных формулах:

$m_1, m_2, \dots, m_n$  — мощность тела полезного ископаемого по выработкам;

$d$  — объемный вес полезного ископаемого (если он определяется по каждой выработке, что обычно не бывает, то полученные результаты его значения учитываются соответствующим образом при подсчете  $q$  и  $p$ );

$C_1, C_2, \dots, C_n$  — средние содержания ценного компонента в теле полезного ископаемого по выработкам;

$r'_1, r'_2, \dots, r'_n$  — расстояния влияния выработок.

Линейный запас минерального сырья по разрезу можно также определить путем перемножения площади, измеренной по разрезу планиметром, на среднее значение объемного веса и среднее содержание ценного компонента по разрезу, которое определяется методом среднего арифметического или среднего уравновешенного по мощностям.

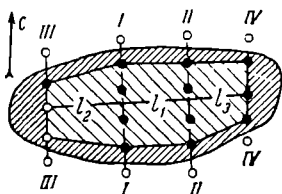


Рис. 77. Схема расположения подсчетных блоков при подсчете запасов методом вертикальных разрезов

1 — площадь внутреннего контура; 2 — площадь межконтурной полосы; 3 — буровые скважины безрудные; 4 — буровые скважины рудные

После определения запаса в каждом отдельном разрезе вычисляются объем и запас по отдельным блокам, ограниченными двумя соседними разведочными линиями. Объем каждого блока приравнивается к объему трапецоэдра, исходя из предположения, что мощность тела полезного ископаемого от одного сечения к другому изменяется постепенно.

Этот объем (рис. 77) равен произведению полусуммы площадей ( $S_I, S_{II}, S_{III}$  и т. д.) соседних параллельных разрезов на расстояние между ними —  $l_1, l_2, \dots, l_n$ , т. е.:

$$V_{I-II} = \frac{S_I + S_{II}}{2} \cdot l_1 \quad \text{м}^3; \quad V_{II-IV} = \frac{S_{II} + S_{IV}}{2} \cdot l_3 \quad \text{м}^3;$$

и т. д.

По приведенным формулам вычисляется объем при относительно равновеликом значении площадей разрезов  $S_I, S_{II}, S_{III}$  и т. д. В том случае, когда площади сечения, которые ограничивают подсчетный блок, имеют резкое различие по размеру, превышающее на 40%, объем вычисляется по формуле усеченного конуса:

$$V_{I-II} = \frac{S_I + S_{II} + \sqrt{S_I \cdot S_{II}}}{3} \cdot l_1.$$

Запасы минерального сырья (руды) и запасы ценного компонента (металла) вычисляются аналогично объемам по каждому блоку, ограниченному двумя ближайшими сечениями. Эти запасы определяются как произведение полусуммы запасов руды ( $q_I, q_{II}, q_{III}$  и т. д.) или металла ( $P_I, P_{II}, P_{III}$  и т. д.) на расстояния между ними, т. е.

$$Q_{I-II} = \frac{q_I + q_{II}}{2} \cdot l_1; \quad Q_{II-III} = \frac{q_{II} + q_{III}}{2} \cdot l_2;$$

и т. д.;

запас металла

$$P_{I-II} = \frac{P_I + P_{II}}{2} \cdot l_1; \quad P_{II-IV} = \frac{P_{II} + P_{IV}}{2} \cdot l_3;$$

и т. д.

Если линейные запасы руды и металла в соседних сечениях, оконтуривающих блок, отличаются один от другого свыше чем на 40%, то вычисление запаса руды и металла также производится по формуле усеченного конуса, т. е.

$$Q_{I-II} = \frac{q_I + q_{II} + \sqrt{q_I \cdot q_{II}}}{3} \cdot l_1;$$

$$P_{I-II} = \frac{P_I + P_{II} + \sqrt{P_I \cdot P_{II}}}{3} \cdot l_1.$$

Объем и запас минерального сырья, а также запас ценного компонента можно определить и другим способом, когда блоки строятся по площадям влияния каждого разреза путем проведения средних линий между разрезами; объем каждого из блоков будет равен площади разреза (сечения), умноженной на длину влияния (рис. 78,  $l_1, l_2, l_3, \dots, l_n$ ). Таким же образом вычисляется запас минерального сырья и ценного компонента в блоке.

Запасы по всему месторождению вычисляются суммированием запасов по отдельным блокам:

$$V_{\text{общ}} = \sum_1^n V; \quad Q_{\text{общ}} = \sum_1^n Q;$$

$$P_{\text{общ}} = \sum_1^n P.$$

Запасы в межконтурной полосе подсчитываются в той же последовательности, что и запасы для площади внутреннего контура: сначала подсчет производится по отдельному сечению, затем по блоку и потом по всей межконтурной полосе. При этом возможны следующие случаи:

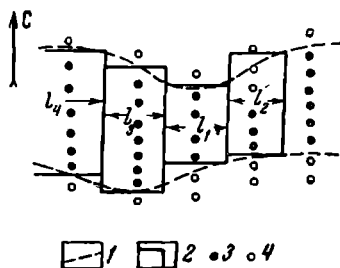


Рис. 78. Схема расположения подсчетных блоков при подсчете запасов методом параллельных вертикальных разрезов

1 — контур месторождения; 2 — контур подсчета по площади влияния; 3 — буровые скважины рудные; 4 — буровые скважины безрудные.

1. При нулевом наружном контуре в каждом отдельном разрезе площадь межконтурной полосы может быть принята за треугольник, основанием которого является расстояние  $l_1'$  от крайней контурной линии до нулевого контура, а высотой — мощность тела полезного ископаемого по выработке  $m_1$ . Тогда площадь такого сечения будет равна:

$$S_1 = \frac{m_1 l_1'}{2}; \quad S_2 = \frac{m_2 l_2'}{2}$$

и т. д.

2. Если наружным контуром является изолиния с минимально кондиционной мощностью ( $m_m$ ), то участок между крайней наружной выработкой и точкой внешнего контура представляет собой трапецию, площадь которой

$$S_1 = \frac{m_1 + m_m}{2} \cdot l_1'$$

3. Объем тела полезного ископаемого по выклинивающимся участкам между линиями III и следующей к западу, а также IV и следующей к востоку (см. рис. 77) может быть подсчитан различным способом.

а) По формуле клина

$$V = \frac{S_v \cdot l_k}{2},$$

если линия внешнего контура проведена по нулевой мощности.

б) По формуле конуса

$$V = \frac{S_v \cdot l_k}{3},$$

если линия внешнего контура проведена по нулевой мощности, но выклинивание происходит в одной точке.

в) По формуле усеченного конуса

$$V = \frac{S_v + S_k + \sqrt{S_v \cdot S_k}}{3} \cdot l_k,$$

если контурная линия представляет изолинию минимально-промышленной мощности. В приведенных формулах

$S_v$  — площадь сечения по разведочной линии III или IV (см. рис. 77);

$l_k$  — расстояние от площади сечения  $S_v$  до выклинивания;

$S_k$  — площадь сечения при выклинивании тела полезного ископаемого, построенная по минимально-промышленной мощности.

Запас минерального сырья и ценного компонента подсчитывается по аналогичным формулам, т. е.:

$$Q = \frac{Q_v \cdot l_k}{2}, \quad \text{или} \quad Q = \frac{Q_v \cdot l_k}{3}, \quad \text{или} \quad Q = \frac{(Q_v + Q_k + \sqrt{Q_v \cdot Q_k}) \cdot l_k}{3},$$

$$P = \frac{P_v \cdot l_k}{2}, \quad \text{или} \quad P = \frac{P_v \cdot l_k}{3}, \quad \text{или} \quad P = \frac{P_v \cdot P_k + \sqrt{P_v \cdot P_k}}{3} \cdot l_k;$$

для подсчета  $P$  принимается содержание, полученное для крайнего контурного сечения III или IV.

При подсчете запасов по всему месторождению в целом, без выделения запасов внутреннего контура и межконтурной полосы, в подсчет вводятся площади разрезов, заключенные между точками наружного контура. В остальном ход подсчета остается тем же.

При непараллельном расположении разрезов подсчет запасов по участку или блоку А. С. Золотарев (1936) предложил производить с учетом угла схождения между разрезами, по формуле:

$$Q = \frac{(Q_1 + Q_2)(h_1 + h_2)}{4},$$

если угол между разрезами менее  $10^\circ$ , и

$$Q = \frac{(Q_1 + Q_2)(h_1 + h_2)}{4} \cdot \frac{\alpha}{\sin \alpha},$$

если угол между разрезами более  $10^\circ$ ,

где  $Q$  — запасы в блоке, ограниченном линиями 1 и 2;

$Q_1$  и  $Q_2$  — линейные запасы по линиям 1 и 2;

$h_1$  и  $h_2$  — перпендикуляры, опущенные из центров тяжести разрезов 1 и 2 до противоположной разведочной линии;

$\alpha$  — угол схождения между разведочными линиями (в радианах).

По аналогичным формулам в подобных случаях вычисляются  $V$  и  $P$ .

Средние значения мощности тела полезного ископаемого  $M_{\text{общ. ср.}}$  объемного веса  $D_{\text{общ. ср.}}$  и содержания полезного компонента ( $C_{\text{общ. ср.}}$ ) вычисляются по формулам:

$$M_{\text{общ. ср.}} = \frac{V_{\text{общ. ср.}}}{S_{\text{общ. ср.}}} M;$$

$$D_{\text{общ. ср.}} = \frac{Q_{\text{общ. ср.}}}{V_{\text{общ. ср.}}};$$

$$C_{\text{общ. ср.}} = \frac{P_{\text{общ. ср.}} \cdot 100}{Q_{\text{общ. ср.}}} \text{ \%}.$$

Подсчет запасов методом параллельных горизонтальных разрезов применяется при условии, если можно построить такие разрезы. Обычно этим методом подсчитываются запасы по рудным телам вертикально- или крутопадающим, разведанным на различных горизонтах. Предположим, что такое рудное тело разведано на верхнем горизонте канавами, а на 1-м, 2-м и 3-м горизонтах — подземными горными выработками, по которым можно построить разрезы (сечения). Тогда при подсчете запасов по данным погоризонтных планов сначала определяются запасы в каждом из указанных сечений. После этого производится подсчет запасов по блоку, оконтурен-

ному канавами и выработками первого горизонта, затем по блокам, расположенным между выработками второго и третьего горизонтов, третьего и четвертого горизонтов.

Запасы по каждому блоку, оконтуренному двумя параллельными сечениями, определяются как произведение полусуммы их по отдельным сечениям, умноженной на расстояние между ними.

Так:

$$V = \frac{S_I + S_{II}}{2} \cdot a_1,$$

где  $S_I$  и  $S_{II}$  — площади по первому и второму сечениям;  
 $a_1$  — расстояние между сечениями  $S_I$  и  $S_{II}$ ;

$$Q = \frac{S_I + S_{II}}{2} \cdot a_1 d,$$

где  $d$  — среднее значение объемного веса полезного ископаемого;

$$P = \frac{S_I C_1 + S_{II} C_2}{2} \cdot \frac{1}{100} a_1 d,$$

где  $C_1$  и  $C_2$  — среднее содержание ценного компонента по сечениям  $S_I$  и  $S_{II}$ .

Общие запасы по всему телу полезного ископаемого определяются путем суммирования запасов по отдельным блокам:

$$V_{\text{общ}} = \Sigma_1^n V; \quad Q_{\text{общ}} = \Sigma_1^n Q; \quad P_{\text{общ}} = \Sigma_1^n P.$$

Метод разрезов может быть применен в том случае, когда месторождение разведано системой выработок, дающей возможность построить геологические разрезы. В этих условиях он пользуется широким распространением.

Достоинствами метода являются:

1) наглядность построения разрезов, на которых оконтуриваются тела полезных ископаемых и которые являются основой для подсчета запасов по разрезам; при этом на указанных разрезах отражаются геологические условия залегания этих тел;

2) сравнительная простота вычислений и графических построений.

## 9. Метод изолиний

Метод изолиний был первоначально разработан и практически применен Ф. Н. Шклярским при разведках Липецких месторождений железных руд в 1921 г. В дальнейшем он был усовершенствован. В этом отношении многое было сделано П. К. Соболевским.

Сущность метода заключается в следующем.



На плане или на продольном профиле месторождения, если последнее представлено круто падающим телом полезного ископаемого, строятся изолинии равных мощностей  $m$ , изолинии равных линейных запасов минерального сырья  $md$ , изолинии равных линейных запасов ценного компонента  $mdc$ , изолинии равных произведений мощности на содержание  $mc$  или только некоторые из названных изолиний.

После проведения тех или иных изолиний тело полезного ископаемого, выявленное и оконтуренное по данным разведочных выработок, как бы разделяется на отдельные участки рядом параллельных плоскостей, следом которых на плане являются изолинии.

Расстояния между сечениями принимаются одинаковыми между собой в зависимости от характера полезного ископаемого, морфологических особенностей тела полезного ископаемого, густоты сети разведочных выработок, требований эксплуатации и т. п.

По планам с изолиниями измеряются площади сечений, по которым затем вычисляются объемы тела полезного ископаемого, веса минерального сырья и ценного компонента в месторождении. При этом возможен подсчет запасов: 1) для всего тела полезного ископаемого в целом и 2) отдельно для внутреннего контура и межконтурной полосы его.

И в том и в другом случае методика графических построений и техника подсчета запасов одна и та же.

Графическое построение на плане изолиний тех или иных показателей по месторождению имеет все черты сходства с построением горизонталей рельефа при топографических съемках. В принципе оно заключается в проведении сглаженных кривых через точки с одинаковыми показателями, отложенными на плане путем интерполяции по данным разведочных выработок. Проведение таких линий исходит из предположения постепенного изменения свойств тела полезного ископаемого от одной выработки до ближайшей другой. Такое изменение свойств вполне естественно предполагать в месторождениях с относительно малой изменчивостью признаков. В месторождениях же весьма изменчивых возможны резкие колебания в показателях свойств. В этих случаях, чтобы увеличить точность построений изолиний, необходимо сгущать сеть разведочных выработок.

Изолинии равных мощностей проводятся для вычисления объема тела полезного ископаемого. При незначительных колебаниях в содержании ценного компонента и объемного веса ограничиваются лишь построенным планом изолиний мощностей, по которым вычисляют сначала объем тела полезного ископаемого, а затем запас минерального сырья и ценного компонента по установленным для всего месторождения средним значениям объемного веса и содержания ценного компонента.

При значительных колебаниях содержаний ценного компонента по данным отдельных проб проводятся: 1) изолинии равных мощностей тела полезного ископаемого  $m$ , 2) изолинии равных линейных запасов минерального сырья  $md$  и 3) изолинии равных линейных запасов ценного компонента  $mdc$ , по данным которых вычисляют отдельно: объем тела полезного ископаемого, запас минерального сырья и запас ценного компонента.

В этом случае изолинии равных мощностей для определения объема тела полезного ископаемого можно и не строить.

Построение изолиний равных мощностей. На плане у всех разведочных выработок проставляются данные о мощности тела полезного ископаемого, вскрытого выработками. Путем интерполирования между ближайшими выработками наносятся точки определенной мощности, например  $0,5 м$ ,  $1,0 м$ ,  $1,5 м$ ,  $2,0 м$ ,  $2,5 м$ ,  $3,0 м$  и т. д. После этого одноименные точки соединяют между собой плавными кривыми. В результате указанного построения получается план изменения мощности тела полезного ископаемого в изолиниях.

На плане и на разрезе можно видеть все вогнутости и выпуклости тела полезного ископаемого. Изображенный таким образом условный объем тела полезного ископаемого будет равновелик объему действительного тела или очень близок к нему. Это тело разделено параллельными плоскостями на отдельные участки (в общем случае неправильные усеченные конусы), каждый из которых ограничен двумя площадями, заключенными между соседними изолиниями, а боковой поверхностью является поверхность, соединяющая изолинии. Высотой таких фигур служат интервалы, принятые между изолиниями.

Общий объем тела полезного ископаемого равен сумме частных объемов отдельных усеченных конусов, алгебраически просуммированных с объемами отдельных конусов, образующих выпуклости и вогнутости.

Построение изолиний равных линейных запасов минерального сырья  $md$  производится аналогичным образом. У каждой разведочной выработки проставляются линейные запасы. Затем интерполированием определяют точки линейных запасов, например в  $1 т$ ,  $2 т$ ,  $3 т$ ,  $4 т$ ,  $5 т$  и т. д. Далее строят изолинии равных линейных запасов минерального сырья и определяют построенный по указанным изолиниям объем, представляющий собой вес тела полезного ископаемого.

При построении изолиний равных линейных запасов ценного компонента ( $P = \frac{mdc}{100}$ ) прежде всего у каждой разведочной выработки проставляются пересеченные ими линейные запасы ценного компонента. Затем после интерполяции проводят, например, изолинии линейных запасов, равные  $0,1 т$ ,  $0,2 т$ ,  $0,3 т$ ,  $0,4 т$  и т. д.

Объем построенного по указанным изолиниям тела будет выражать собой запас ценного компонента в данном месторождении.

Построение изолиний произведения мощности на содержание ценного компонента возможно для месторождений различных полезных ископаемых, когда объемный вес по отдельным выработкам принимается равным какому-то постоянному значению. Техника построения подобных планов совершенно аналогична описанному выше.

Подсчет запасов методом изолиний сводится к вычислению объема тела, контуры которого определяются изолиниями. В зависимости от характера этих изолиний при определении объема построенного тела вычисляется объем тела полезного ископаемого (если изолинии представлены линиями равных мощностей), вес минерального сырья (если изолинии представлены линиями равных линейных запасов минерального сырья) или вес ценного компонента (если изолинии представлены линиями равных линейных запасов ценного компонента).

Определение объема тела, изображенного по системе изолиний, производится одним из следующих способов: по формуле Симпсона, по формуле усеченного конуса, по фигуре трапеций и объемной палеткой Соболевского.

Сущность каждого из них заключается в следующем.

*Вычисление объема по формуле Симпсона.* Объем тела полезного ископаемого  $V$ , запас полезного ископаемого  $Q$  или запас ценного компонента  $P$  в зависимости от построенных изолиний определяется по уравнению:

$$V, Q \text{ или } P = \frac{h}{3} [(S_0 + S_n) + 4(S_1 + S_3 + S_5 + S_7 + S_9 + \dots) + 2(S_2 + S_4 + S_6 + S_8 + \dots)] \pm \frac{1}{3} \Sigma S_m h_m,$$

где  $h$  — расстояние (или интервалы) между сечениями изолиний мощностей (в  $m$ ), или равных линейных запасов минерального сырья (в  $m$ ), или равных линейных запасов ценного компонента (в  $m$ );

$S_0, S_1, S_2, \dots, S_n$  — площади, ограниченные соответствующими изолиниями, в  $m^2$ ;

$\pm \frac{1}{3} \Sigma S_m h_m$  — объемы конусов, представляющие впадины или выпуклости в построенном теле; в этом выражении  $S_m$  — площадь конуса, ограниченная ближайшей изолинией, а  $h_m$  — высота конуса.

*Вычисление объема по формуле усеченного конуса.* Каждый участок тела, заключенный между двумя ближайшими изолиния-

ми, которые представляют следы параллельных плоскостей, можно рассматривать как усеченный конус, объем которого может быть вычислен по формуле:

$$V = \frac{1}{3} h(S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 \cdot S_2}),$$

где  $h$  — высота конуса или, для нашего случая, расстояние между изолиниями;

$S_1$  и  $S_2$  — площади, ограниченные соответствующими изолиниями.

Суммируя объемы отдельных усеченных конусов, из которых состоит построенное в изолиниях тело, мы таким образом получаем объем тела полезного ископаемого  $V$ , запас полезного ископаемого  $Q$  или запас ценного компонента  $P$ . Для вычисления объема запасов минерального сырья и запасов ценного компонента формулу усеченного конуса в общем виде можно представить так:

$$V, Q \text{ или } P = \frac{1}{3} h \Sigma_1^n (S_{n-1} + S_n + \sqrt{S_{n-1} \cdot S_n}) \pm \frac{1}{3} \Sigma S_m h_m,$$

где  $S_{n-1}$  и  $S_n$  — площади, ограниченные двумя ближайшими изолиниями, например  $S_0$  и  $S_1$ ,  $S_1$  и  $S_2$ ,  $S_2$  и  $S_3$  и т. д.;

$h$  — интервалы между линиями;

$\pm \frac{1}{3} \Sigma S_m h_m$  — имеет то же значение, что и в формуле Симпсона.

Иногда вычисление объемов производят сразу по нескольким отдельным усеченным конусам, но при этом в подсчет вводится суммарное расстояние между крайними изолиниями. Так, например, объем усеченного конуса, заключенного между изолиниями  $S_0$  и  $S_3$ , можно определить не как сумму объемов  $V_1$  (ограниченного изолиниями  $S_0$  и  $S_1$ ),  $V_2$  (между изолиниями  $S_1$  и  $S_2$ ) и  $V_3$  (между изолиниями  $S_2$  и  $S_3$ ), вычисленных самостоятельно, а как общий объем, заключенный между параллельными площадями  $S_0$  и  $S_3$  и боковой поверхностью конуса. При этом высота такого конуса  $H$  принимается равной сумме отдельных высот отдельных усеченных конусов, т. е.

$$H_{\text{общ}} = h_1 + h_2 + h_3.$$

Подобное вычисление объема дает удовлетворительные результаты лишь в том случае, когда форма усеченного конуса более или менее правильная. Следует отметить, что последний способ вычисления объема менее точный и не может быть рекомендован при подсчете запасов, особенно при неправильных очертаниях тела.

*Вычисление объема по фигуре трапеций.* При этом способе каждый участок тела полезного ископаемого, ограниченный двумя ближайшими изолиниями (например,  $S_1$  и  $S_2$ ), рассматривается в разрезе как трапеция; объем части тела, которую она изображает, можно вычислить по формуле

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

где  $S_1$  и  $S_2$  — площади, ограниченные изолиниями  $S_1$  и  $S_2$ ;  
 $h$  — высота трапеции, равная расстоянию между изолиниями (в нашем случае между  $S_1$  и  $S_2$ ).

Суммируя отдельные объемы трапеций, а также отдельные выпуклости и вогнутости, представляющие собой конусы, входящие в подсчет со знаком плюс или минус, можно получить общий объем и, следовательно, запас минерального сырья и ценного компонента по всему телу полезного ископаемого, изображенному в изолиниях.

Следовательно:

$$V, Q \text{ или } P = \frac{S_0 + S_1}{2} \cdot h + \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot h + \dots + \frac{S_{n-1} + S_n}{2} \cdot h \pm \\ \pm \frac{1}{3} \Sigma S_m h_m,$$

где все обозначения имеют те же значения, что и выше.

После преобразования приведенного уравнения имеем:

$$V, Q \text{ или } P = h \left( \frac{S_0}{2} + S_1 + S_2 + S_3 + \dots + S_{n-1} + \frac{S_n}{2} \right) \pm \\ \pm \frac{1}{3} \Sigma S_m h_m.$$

*Вычисление объемной палеткой Соболевского.* П. К. Соболевский предложил вычисление запасов методом изолиний производить палеткой, тем самым значительно упростив все подсчеты.

Палетка Соболевского представляет собой кальку, разделенную на квадратики со стороной размером 0,5—1 см с отчетливо проставленными точками в середине каждого квадратика. Часто квадратики на палетке не вычерчиваются, и тогда палетка состоит лишь из отдельных точек, которые, как упоминалось, как бы представляют центры таких квадратиков.

При вычислении объема палетку накладывают на план изолиний и для каждой точки определяют ее высоту (рис. 79, а). Так, например, точке  $a$  соответствует высота 3,2 единицы (метры или тонны в зависимости от характера изолиний); точке  $b$  — 3,7; точке  $c$  — 3,2; точке  $d$  — 4,4 и т. д.

По этим высотам затем вычисляют объемы квадратных призм по формуле:

$$V_n = S_n h_n,$$

где  $V_n$  — объем квадратной призмы;  
 $S_n$  — основание призмы, равное цене деления палетки;  
 $h_n$  — высота призмы в центре призмы (у точки).

Общий объем  $V_{\text{общ}}$  по всему телу определяется суммированием отдельных объемов квадратных призм, т. е.

$$V_{\text{общ}} = \Sigma V_n = \Sigma S_n h_n = S_n \Sigma h_n;$$

другими словами: общий объем равен сумме отметок точек палетки, умноженной на цену деления палетки.

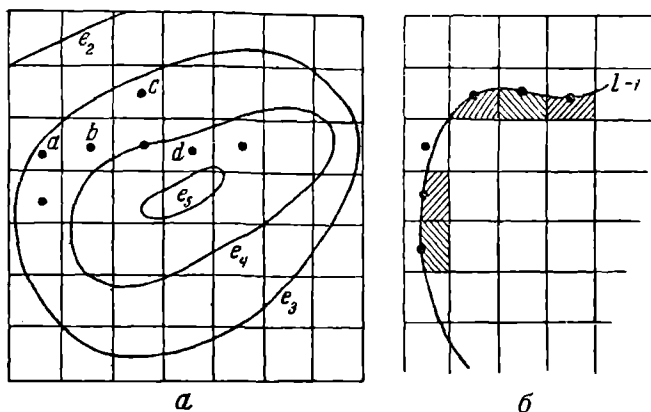


Рис. 79. Объемная палетка Соболевского

Если несколько точек приходится на контурную линию, в пределах которой измеряется объем, то для вычислений принимается лишь их половинное значение, так как для каждого такого квадрата примерно половина площади, а значит, и половина объема находится в пределах контурной линии (рис. 79, б, заштрихованные участки), другая же половина находится за пределами этой линии.

При контрольных вычислениях объемов палеткой пользуются повторным наложением ее на тот же план при другом положении и в расчет принимают средние данные из двух или нескольких вычислений. Такое контрольное определение особенно необходимо производить при измерении площадей небольшого размера, когда возможны значительные отклонения в определении объема против действительного.

Метод изолиний может применяться при подсчете запасов месторождений, представленных различными пластообразными залежами и линзами, в которых мощность и содержание компонента подвержены заметным изменениям.

Этот метод, как отмечает Н. И. Трушков (1934), удобен тем, что на планах изолиний, дающих наглядное представление о распределении в залежи участков различных по мощности и содержанию полезных компонентов, можно рационально наметить площади для очистных работ. Он позволяет также выяснить на основе анализа кривых содержаний различных компонентов возможную связь в концентрации и распределении, дать качественную характеристику полезного ископаемого по площади всего месторождения и выявить при построении кривых недоразведанные его участки. Вычисление объемов при методе изолиний палеткой Соболевского достаточно простое и быстрое.

Существенным недостатком метода является сложность графических построений, особенно для многокомпонентных месторождений полезных ископаемых, и в известной мере субъективность построения изолиний, а также трудность контрольной проверки подсчета. В связи с этим метод изолиний очень редко применяется при подсчете запасов.

## **10. Метод изогипс (метод Баумана, равных абсолютных высот)**

Метод изогипс применяется для подсчета запасов пластовых выдержанных по мощности месторождений полезных ископаемых с постоянным или изменяющимся углом падения на глубину и по простирацию, т. е. испытавших после своего образования складчатые деформации.

Сущность метода изогипс заключается в том, что пласт разделяется на отдельные участки с приблизительно выдержанным углом падения, объем которых определяется путем умножения трех основных измерений: длины, ширины и мощности. При этих вычислениях вводится поправка на угол падения. Общие запасы по месторождению определяются суммированием запасов по отдельным участкам.

Для подсчета запасов методом изогипс предварительно составляется геолого-структурная карта пласта полезного ископаемого. На этой карте через определенные интервалы по высоте проводятся изогипсы, представляющие собой линии равных абсолютных высот в плоскости пласта полезного ископаемого. Они изображают подземный рельеф пласта и проводятся по кровле пласта, или по его почве, или по средней линии. Изогипсы рисуются так же, как, например, горизонтали при топографических съемках. У каждой разведочной выработки наносятся абсолютные (или относительные от какого-либо уровня) высоты пласта полезного ископаемого, на которых указанный пласт пере-

сечен. Путем интерполирования между соседними выработками намечают промежуточные высоты и затем плавными кривыми линиями соединяют ближайшие точки с одноименными высотами.

В результате такого построения составляется план поверхности пласта в изогипсах, более густая сеть которых отвечает участкам с крутыми углами падения пласта и, наоборот, более редкая сеть изогипс соответствует участкам с пологим залеганием пласта.

Для подсчета запасов весь пласт разделяется на участки с одинаковой густотой изогипс, что соответствует одинаковым углам падения пласта на этом участке.

При подсчете запасов возможны различные случаи; рассмотрим их.

1. Подсчет запасов по пласту при одинаковом угле падения на всем участке. На рис. 80 представлен выход пласта, вскрытого на глубине буровыми скважинами 1 и 2. Построенный по линии I—I разрез показывает, что пласт имеет выдержанное падение (рис. 80, б).

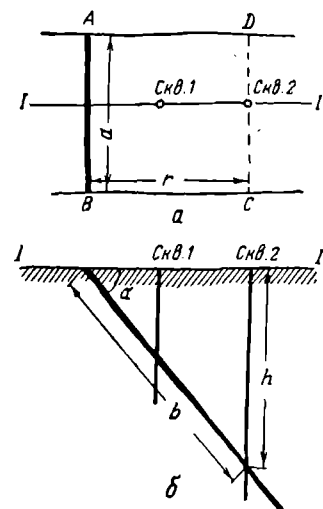


Рис. 80.

Требуется определить запас по разведанной части месторождения, представляющей собой проекцию пласта на горизонтальную плоскость.

Истинная площадь разведанного участка пласта может быть определена следующим образом:

$$S = a \cdot b,$$

где  $S$  — площадь поверхности пласта в  $m^2$ ;

$a$  — длина пласта по простиранию на плане в  $m$ ;

$b$  — длина пласта по падению в  $m$ .

В свою очередь

$$b = \frac{r}{\cos \alpha},$$

где  $r$  — проекция  $b$  на горизонтальную плоскость;

$\alpha$  — угол падения пласта.

Подставив вместо  $b$  его значение, получим:

$$S = \frac{a \cdot r}{\cos \alpha}.$$



Объем пласта равен:

$$V = S \cdot m = \frac{a \cdot r \cdot m}{\cos \alpha},$$

где  $m$  — истинная средняя мощность пласта в  $M$ ,

$\frac{m}{\cos \alpha}$  — выражает видимую (вертикальную) среднюю мощность пласта, установленную по скважинам.

Иначе: объем пласта равен площади его, измеренной на плане, умноженной на видимую среднюю мощность пласта.

Вес полезного ископаемого  $Q$  и ценного компонента  $P$  подсчитывается по формуле:

$$Q = Vd; \quad P = \frac{Q \cdot c}{100}.$$

2. Подсчет запасов по пласту при изменяющемся угле падения в направлении падения.

Для подсчета запасов все разведанное поле разделяют на отдельные участки с одинаковым углом падения.

На рис. 81,а выделено три таких участка: I — ограничен по падению выходом пласта  $MM_1$  и изогипсой  $BB_1$ , проходящей через скважину № 1; II — ограничен по падению изогипсами  $BB_1$  и  $CC_1$ , проходящими через скважины № 1 и 4; III — ограничен по падению изогипсами  $CC_1$  и  $NN_1$ , проходящими через скважины № 4 и 5.

Углы падения пласта, как это видно из разреза (рис. 81,б) обозначены: для участка I —  $\alpha_1$ , для участка II —  $\alpha_2$  и для участка III —  $\alpha_3$ .

Общие запасы по разведанному полю получаются как результат суммирования запасов по отдельным участкам: I, II и III.

3. Подсчет запасов по пласту при изменяющемся угле падения в направлении падения и изменяющемся простирании пласта.

В этом случае подсчет запасов производится по методу Баумана. В. И. Бауман (1908) предложил вычисление площади, заключенной между двумя изогипсами, производить по формуле

$$S = \sqrt{B^2 + C^2},$$

где  $S$  — площадь пласта, заключенная между двумя изогипсами;

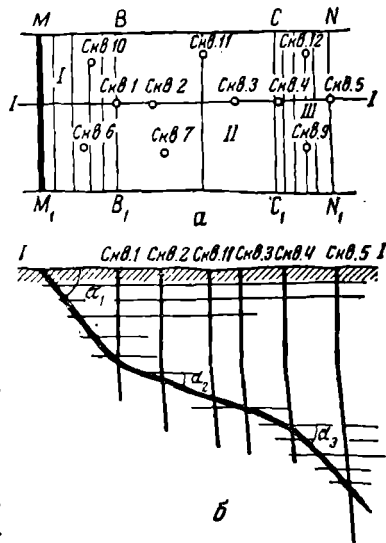


Рис. 81.

*B* — горизонтальная проекция поверхности пласта, заключенная между двумя соседними изогипсами (т. е. проекция площади *S*);

*C* — боковая поверхность цилиндра, построенная на средней изогипсе и равная произведению длины средней изогипсы на вертикальное расстояние между изогипсами.

Поясним это на примере (рис. 82).

*ABCD* — натуральная поверхность пласта *S*, которую требуется определить; пласт падает под углом  $\alpha$ ;

*A<sub>1</sub>B<sub>1</sub>CD* — проекция площади *S* пласта *ABCD*, заключенная между изогипсами *A<sub>1</sub>B<sub>1</sub>* и *CD*;

*H* — расстояние между изогипсами *A<sub>1</sub>B<sub>1</sub>* и *CD*;

*EF* — средняя линия между изогипсами *A<sub>1</sub>B<sub>1</sub>* и *CD*.

Исходя из приведенного примера:

$$C = EF \cdot H = \frac{A_1B_1 + CD}{2} \cdot H.$$

Подробный вывод формулы Баумана дается в работе С. С. Изаксона (1948); здесь же мы укажем лишь, что при выведении формулы для вычисления поверхности пласта предполагается:

1) поверхность пласта между двумя изогипсами есть поверхность, разворачивающаяся на плоскость;

2) образующая поверхность пласта остается всегда перпендикулярной к средней линии, проведенной между двумя соседними изогипсами.

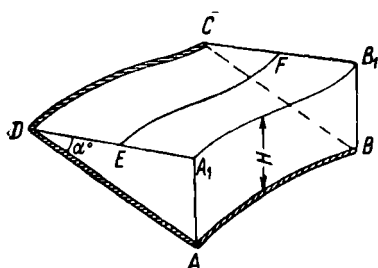


Рис. 82.

Объем, вес и количество ценных компонентов полезного ископаемого вычисляются аналогично тому, как это производится для пласта при неизменяющемся его простирании. Следует подчеркнуть, что объем вычисляется путем умножения площади на истинную мощность.

По разведочным выработкам, вскрывающим тело полезного ископаемого, обычно мы получаем видимую вертикальную мощность. При подсчете запасов по способу Баумана по отдельному блоку или участку необходимо произвести вычисление истинной мощности с учетом угла падения тела полезного ископаемого в пределах подсчетного контура (блока или участка). Чтобы избежать излишних операций, эту поправку надо делать на вычисленное среднее значение мощности по подсчетному блоку или участку, а не для каждой разведочной выработки, находящейся в пределах подсчетного блока (участка).

Метод изогипс имеет широкое применение при подсчете запасов выдержанных пластовых месторождений, расположенных в складчатых областях. Особенно широкое применение он получил при подсчете запасов смятых в складки угольных пластов.

Метод изогипс дает наглядное представление об условиях залегания пластов и особенностях этого залегания на отдельных участках, что имеет важное значение при решении практических вопросов вскрытия и эксплуатации месторождения.

Производство подсчета запасов весьма просто. Построение подземного рельефа при наличии достаточного количества выработок не вызывает затруднений.

При подсчете запасов по методу изогипс, когда вычисление площадей, объемов и веса полезного компонента производится по большому количеству разведочных выработок, полученные результаты характеризуются большей достоверностью.

## 11. Метод геометрических фигур

Если разведанное тело полезного ископаемого по своей форме приближается к более или менее правильной геометрической фигуре — цилиндру, конусу, призме, сфере или полусфере, то объем его определяется в зависимости от данной формы, которая выясняется в результате построений разрезов через тело полезного ископаемого в различных направлениях.

В качестве примера можно указать, что корундовое месторождение Семиз-Бугу в Казахстане представлено рядом трубо-штокообразных тел, выклинивающихся сравнительно на небольшой глубине. Разведка таких тел была проведена горными выработками на нескольких горизонтах, высота между которыми составляла 25—30 м. На отдельных горизонтах месторождение было оконтурировано горными выработками, пройденными по периметру — окружности и в отдельных сечениях по корундовому телу.

Так как корундовое тело по своей форме представляло собой достаточно правильный цилиндр, объем его вычислялся по формуле цилиндра. Сечение такого цилиндра при вычислении объема было принято как среднее из трех сечений, установленных разведочными работами на трех различных горизонтах. Высота цилиндра была установлена по разрезам, построенным по данным разведочных выработок.

Запасы корунда вычислялись как произведение объема на среднее значение объемного веса, установленного по результатам лабораторного исследования образцов и валового опробования, проведенного с этой целью.

Из приведенного примера видно, что методом геометрических фигур определяется главным образом объем тела полезного ископаемого, по которому затем вычисляется вес полезного ископаемого и ценных компонентов. Однако в отдельных случаях.

подсчет запасов сводится лишь к определению объема полезного ископаемого или веса его, что характерно для некоторых месторождений неметаллических полезных ископаемых.

Подсчет запасов методом геометрических фигур может быть применен в редких случаях.

## 12. Определение и учет коэффициента продуктивности (рудноности) при подсчете запасов

При подсчете запасов на месторождениях с крайне неравномерным распределением ценных компонентов часто вводится поправочный коэффициент продуктивности или рудоности (при подсчете запасов рудных месторождений).

Коэффициент продуктивности  $K_n$  представляет собой отношение продуктивной части месторождения или его отдельного участка  $M_n$  ко всему месторождению или участку ( $M$ ), т. е.

$$K_n = \frac{M_n}{M}$$

Известны три способа определения коэффициента продуктивности в зависимости от степени разведанности месторождения или отдельного его участка.

1. Линейный способ. При этом способе коэффициент продуктивности  $K_n$  определяется как отношение суммарной длины встреченных горными выработками столбообразных минерализованных участков  $\Sigma l$  к общей длине выработки  $L$ , пройденной в пределах минерализованной зоны, в которой расположены минерализованные участки, т. е.

$$K_n = \frac{\Sigma l}{L}$$

2. Площадной способ. При этом способе коэффициент продуктивности определяется как отношение общей суммарной площади минерализованных участков  $\Sigma Si$  к общей площади  $S$  месторождения или участка, вскрытого разведочными выработками, в которой расположены отдельные гнезда с ценными минералами, т. е.

$$K_n = \frac{\Sigma Si}{S}$$

Этим способом коэффициент продуктивности можно определять при условии, когда разведочные выработки, позволяющие оконтурить хотя бы в отдельных характерных для всего месторождения участках рудные и безрудные части его, пройдены по густой сети, или когда по отдельным блокам месторождения проведены очистные работы, дающие возможность установить соотношение участков с ценным компонентом и без него.

3. Объемный способ. При этом способе коэффициент продуктивности выводится путем сопоставления отработанной минерализованной части блока  $V_i$  к общему объему блока  $V$ , из которого извлечено полезное ископаемое, т. е.

$$K_n = \frac{\sum V_i}{V}.$$

Этот способ определения коэффициента продуктивности, позволяющий получить наиболее точные данные, применяется при условии, когда очистные работы сопровождаются точным учетом выдаваемого количества полезного ископаемого из каждого блока, затронутого эксплуатацией, или из нескольких отдельных блоков, выделенных для подобных экспериментальных исследований.

Коэффициент продуктивности вводится для исключения из общего подсчета запасов участков, не содержащих полезных компонентов. «Введение этого коэффициента, — как справедливо указывает А. П. Прокофьев (1953), — рационально только для тех случаев, когда безрудные участки, во-первых, не могут быть непосредственно оконтурены при разведках и учтены при измерении площади рудного тела, во-вторых, когда они достаточно велики и могут быть оставлены при очистных работах и, в-третьих, когда их можно отделить рудоразборкой или другим путем. Если же отдельные богатые гнезда неизбежно будут выниматься вместе с бедными или безрудными участками, то введение коэффициента продуктивности, не искажая существенно цифр запасов металлов, может исказить представление о действительном качестве руды».

Известно, что нередко встречаются рудные месторождения, в которых оруденение представлено в виде отдельных разрозненных участков, приуроченных, например, к линейной вытянутой тектонической зоне или к какому-либо продуктивному горизонту. Эти оруденелые участки, имеющие форму столбов (рис. 83), могут быть значительно разрознены между собой. Разведка отдельных рудных участков в пределах рудной зоны или продуктивного горизонта с целью их оконтуривания часто невозможна.

При разработке месторождения селективная выемка таких рудных участков может быть осуществима при более или менее

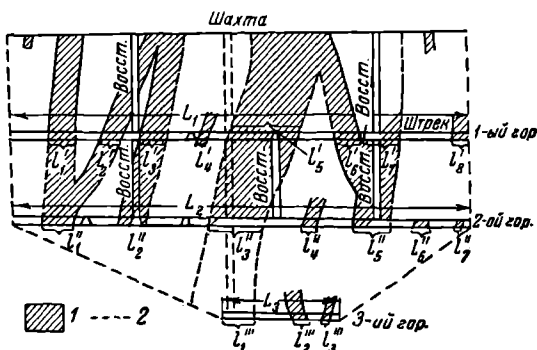


Рис. 83. Разрез в плоскости жилы  
1 — рудные участки; 2 — контур подсчетного блока

значительных размерах последних. В подобных случаях разведки месторождения горно-разведочные выработки обычно преследуют цель проследить и оконтурить рудную зону в целом и приуроченные к ней отдельные обособленные рудные участки. Затем на основании полученных при разведке данных линейным способом вычисляется коэффициент продуктивности, вводимый в подсчет запасов.

В некоторых отдельных месторождениях коэффициент продуктивности может снижаться до 0,1—0,2 и даже ниже, иными словами, на 100 м длины горной выработки оруденелые участки составляют по этим выработкам всего лишь 10—20 м.

Установление в подобных месторождениях истинного значения коэффициента продуктивности представляется довольно трудной задачей; правильное разрешение этой задачи возможно лишь при высокой степени разведанности месторождения.

Запасы полезного ископаемого и полезного компонента в рассматриваемом случае подсчитываются по всему месторождению или по разведанной части его с учетом коэффициента продуктивности.

При введении в подсчет запасов коэффициента продуктивности последний вычисляется с учетом данных, полученных при разведке на различных горизонтах.

Так, для 1-го горизонта нашего примера коэффициент продуктивности  $K_1$  равен:

$$K_1 = \frac{l'_1 + l'_2 + l'_3 + l'_4 + l'_5 + l'_6 + l'_7 + l'_8}{L_1};$$

для 2-го горизонта:

$$K_2 = \frac{l''_1 + l''_2 + l''_3 + l''_4 + l''_5 + l''_6 + l''_7}{L_2};$$

для 3-го горизонта:

$$K_3 = \frac{l'''_1 + l'''_2 + l'''_3}{L}.$$

Среднее значение коэффициента продуктивности для разведанной части месторождения составит:

$$K_{\text{ср}} = \frac{K_1 + K_2 + K_3}{3}.$$

Запасы руды подсчитываются по всему блоку при вычисленном и введенном в подсчет среднем содержании полезного компонента по рудным участкам. На исчисленные таким образом общие запасы  $Q_{\text{общ}}$  делается поправка на рудоносность, и тогда истинные запасы  $Q_{\text{и}}$  составят:

$$Q_{\text{и}} = Q_{\text{общ}} \cdot K_{\text{ср}}$$

При разведках, например, флогопита, берилла, топаза, пьезокварца, исландского шпата и ряда других полезных ископаемых часто приходится сталкиваться с гнездовым и крайне невыдержанным распределением ценных минералов, причем отдельные гнезда в теле полезного ископаемого бывают распространены без какой-либо видимой закономерности, а сами гнезда имеют различный размер.

В подобных условиях подсчет запасов по отдельным гнездам также не может быть выполнен. В таких случаях при оценке запасов площадным или объемным методом предварительно устанавливается коэффициент продуктивности.

Пусть, например, мощная пачка флогопит-диопсидовых пород разведана поперечными канавами, которыми были встречены отдельные изолированные гнезда и линзы флогопита размером примерно  $1 \times 3 - 2 \times 5$  м<sup>2</sup>.

В канавах на участках с флогопитом были взяты валовые пробы. Неслюдоносные участки не опробовались. Разведочные работы и детальное картирование показали, что флогопитовые участки представляют собой небольшого размера гнезда.

Подсчет запасов по каждому такому гнезду отдельно может привести к недооценке месторождения, так как повторяемость подобных гнезд с глубиной наиболее вероятна. К тому же раздельная выемка таких гнезд также невозможна. Вероятнее всего на данном месторождении потребуется организовать механизированные работы с выемкой всей массы и с последующей сортировкой ее.

В связи с этим запасы флогопита подсчитываются следующим образом.

1. По данным опробования производится подсчет среднего выхода слюды с 1 м<sup>3</sup> флогопит-диопсидовой породы. Такое определение можно произвести методом среднего арифметического.

2. После этого определяется коэффициент слюдоносности либо как отношение суммарной длины ослюденения ко всей длине канав, либо как отношение суммарной площади ослюденелых гнезд ко всей площади слюдоносной зоны, что будет значительно точнее.

При вычислении коэффициента слюдоносности по канавам предполагается непрерывность ослюденения по простиранию жилы, но для рассматриваемого случая это не характерно, поэтому вычисление коэффициента слюдоносности по площадям должно дать более точные результаты, хотя для этого потребуются составление точного плана поверхности жилы с выделением всех ослюденелых гнезд. Последнее возможно лишь при условии вскрытия жилы горными выработками (карьерами и канавами) на значительных площадях.

3. После установления коэффициента слюдоносности ранее определенное среднее насыщение слюды по отдельным пробам,

взятым в ослюденелых участках, пересчитывается на среднее содержание по всей жиле с учетом коэффициента слюдоносности:

$$C_{\text{ср}} = C \cdot K,$$

где  $K = \frac{S_0}{S_{\text{общ}}}$ ,

$C_{\text{ср}}$  — среднее содержание слюды по жиле на всю массу пород жилы;

$C$  — среднее содержание, вычисленное по пробам;

$K$  — коэффициент слюдоносности;

$S_0$  — площадь ослюденелых гнезд;

$S_{\text{общ}}$  — общая площадь жильного тела.

После определения среднего содержания флогопита, исчисленного с введением поправки на слюдоносность для всего слюдоносного тела, определяется объем слюдоносного тела. В рассматриваемом случае он может быть вычислен методом неограниченной экстраполяции в глубину на половину длины слюдоносной зоны по фигуре призмы или пирамиды.

Вычисленное значение объема  $V$  умножают на среднее содержание слюды по жиле, определенное на всю массу пород жилы  $C_{\text{ср}}$ , и получают таким образом общий запас флогопита в жиле  $Q$ :

$$Q = V \cdot C_{\text{ср}}.$$

### 13. Применение методов подсчета запасов в зависимости от системы разведок

В. И. Смирнов отмечает (1950), что главнейшими факторами, которые должны учитываться при выборе метода подсчета запасов, являются:

- 1) форма тела полезного ископаемого;
- 2) размеры тела полезного ископаемого;
- 3) система разведки месторождения;
- 4) система существующей или проектируемой разработки месторождения;
- 5) распределение компонентов в теле полезного ископаемого;
- 6) элементы залегания тела полезного ископаемого.

Однако, как он правильно отмечает, не все они в равной степени влияют на выбор способа подсчета запасов. По мнению А. П. Прокофьева (1953), «такие факторы, как условия залегания рудного тела, его форма и размеры, прежде всего влияют на выбор метода разведки и уже через него оказывают свое влияние на выбор метода подсчета запасов. Характер распределения полезных и вредных компонентов в рудном теле, минералогический состав и физические свойства руды также оказывают большое влияние на методы разведки и опробования и позднее уже на выбор способа определения и метод подсчета средних содержаний компонентов».



Таким образом, система разведочных работ, принятая при исследовании какого-либо месторождения, является наиболее существенным фактором при выборе метода подсчета запасов, в котором отражаются все другие факторы. Поэтому прежде всего разберем, каким образом влияет принятая система разведки месторождения на выбор метода подсчета запасов.

Система разведки, как известно, строится, исходя из учета морфологических особенностей тел полезных ископаемых, геологических условий залегания их, вещественного состава и т. д.

По особенностям систем разведки месторождений А. П. Прокофьев выделяет пять основных групп таких систем, применительно к которым рекомендует соответствующие методы подсчета запасов. Эти группы характеризуются следующим:

1. Разведочные выработки пройдены по линиям, расстояние между которыми в несколько раз превосходит расстояние между выработками на линиях. Таким способом разведываются тела полезных ископаемых, вытянутые в каком-либо одном направлении: пласты, линзы, пластообразные и плащеобразные тела, жилы, россыпи. При этой системе разведок целесообразно проводить подсчет запасов методом разрезов.

2. Разведочные выработки пройдены по квадратной, прямоугольной или ромбической сетке. Таким способом разведываются месторождения, тела полезных ископаемых которых имеют в плане более или менее изометричную форму: пласты, линзы, пластообразные и плащеобразные тела, элювиальные и делювиальные россыпи.

При этой системе разведок подсчет запасов наиболее целесообразно производить методом геологических блоков, разрезов. Возможен он и другими методами: многоугольников, треугольников.

3. Разведочные выработки пройдены по простиранию и по падению тел полезных ископаемых сравнительно небольшой мощности. Так, например, часто разведываются крутопадающие жилы или пласты. Разведочными выработками они разрезаются на отдельные блоки.

При такой системе разведок подсчет запасов производится методом эксплуатационных блоков.

4. Разведочные выработки пройдены по простиранию и падению мощных тел полезных ископаемых с дополнительно проведенными из них ортами для вскрытия месторождения по всей мощности, например при разведке мощных пластообразных тел, жил, залежей и т. п.

Подсчет запасов при такой системе разведок производится методом разрезов или эксплуатационных блоков.

5. Месторождение разведывается комбинированной системой, заключающейся в прослеживании и оконтуривании верхних горизонтов тел полезных ископаемых горными выработками и ниж-

них — буровыми скважинами. Таким способом разведываются наклонно залегающие пласты, залежи, жилы.

Подсчет запасов при этой системе разведок проводится различными способами: запасы по верхним блокам, нарезанным горными выработками, подсчитываются методом эксплуатационных блоков, а по нижним, разведанным буровыми скважинами, другим, каким-либо наиболее пригодным для этого методом.

Метод изолиний может быть использован лишь при условии значительного колебания мощности тела полезного ископаемого или содержания в нем ценного компонента и при густой разведочной сети.

Метод изогипс применим при подсчете запасов наклонных пластов и не применим при горизонтальном или пологом залегании пластов, а также при подсчете запасов тел другой формы.

Таким образом и условия залегания (элементы залегания) тел полезных ископаемых могут влиять на выбор метода подсчета запасов.

При небольших размерах тел полезных ископаемых исключается возможность подсчета запасов методом эксплуатационных блоков, так как они не нарезаются на отдельные блоки и выемка их идет обычно параллельно с проведением детальной или эксплуатационной разведки.

Система возможной очистной выемки должна приниматься во внимание при выборе метода подсчета запасов. С этой целью подсчет запасов желательнее производить таким образом, чтобы каждый эксплуатационный участок месторождения имел свою характеристику как по запасам минерального сырья и ценного компонента, так и по качеству полезного ископаемого. Метод эксплуатационных блоков в этом отношении обладает большим преимуществом.

После краткого разбора значения отдельных факторов для выбора метода подсчета запасов следует указать, что в ряде случаев при одной и той же системе разведки возможно произвести подсчет запасов различными способами. Значит, при выборе способа подсчета запасов надо учитывать всю сумму факторов и стремиться к тому, чтобы он учитывал особенности будущей эксплуатации, был наиболее простым и наглядным.

При рассмотрении методов подсчета запасов мы видели, что методы среднего арифметического, треугольников, четырехугольников и многоугольников не являются наглядными, так как при построении по разведочным выработкам подсчетных блоков сильно искажается форма рудного тела. Она трансформируется или в пластину (при среднеарифметическом методе), или в систему треугольных, четырехугольных и многоугольных призм. Поэтому В. И. Смирнов совершенно справедливо относит перечисленные выше методы к формальным методам, несколько оторванным от реальных морфологических особенностей тел полез-

ных ископаемых, в отличие от метода разрезов, блоков, при подсчете которых не искажается форма тела полезного ископаемого.

Метод изолиний также искажает морфологию тела полезного ископаемого, так как построение изолиний ведется от условной нулевой плоскости. Кроме того, этот метод по своему техническому исполнению является сложным и трудоемким.

Подсчет запасов методами разрезов или блоков нагляден и прост. Подсчетные профили дают наглядное представление о месторождении, не искажая морфологические черты тела полезного ископаемого. Это является очень важной положительной особенностью таких методов, которые уже никак нельзя отнести к формальным методам. В связи с этим указанные методы и получили наиболее широкое распространение в практике подсчета запасов по месторождениям различного минерального сырья.

Относительная распространенность различных методов подсчета запасов по рудным месторождениям иллюстрируется таблицей 10, заимствованной из работы А. П. Прокофьева.

Таблица 10

**Применение различных методов подсчета запасов рудных месторождений в процентах к общему количеству подсчетов за 1947—1951 гг. по данным ВКЗ**

Метод подсчета запасов	% применения
Разрезов . . . . .	45
Эксплуатационных блоков . . . . .	24
Ближайшего района (многоугольников) . . . . .	15
Геологических блоков . . . . .	12
Треугольников . . . . .	1
Четырехугольников . . . . .	1
Прочие методы . . . . .	2
<b>Итого . . . . .</b>	<b>100</b>

Из приведенной таблицы видно, что наиболее широким распространением при подсчете запасов пользуются метод разрезов и метод эксплуатационных блоков, относительно часто применяются метод ближайшего района и геологических блоков; остальные методы имеют ограниченное применение.

## ХИ.

### КЛАССИФИКАЦИЯ ЗАПАСОВ И УСЛОВИЯ ОТНЕСЕНИЯ ЗАПАСОВ РАЗЛИЧНЫХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ К РАЗЛИЧНЫМ КАТЕГОРИЯМ

Основой классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых, принятой в СССР, является степень детальности поисково-разведочных работ и изученности месторождений полезных ископаемых.

Степень разведанности и изученности месторождения определяется:

1) количеством пройденных на месторождении разведочных выработок, расстояниями между ними и данными, полученными по этим выработкам;

2) изученностью особенностей геологического строения месторождения и вещественного состава, позволяющей, в частности, производить разделение полезных ископаемых на типы и сорта;

3) выясненностью качественных и количественных показателей для решения вопроса о выборе наиболее рациональных методов технологической переработки минерального сырья, т. е. его обогащения, плавки, утилизации попутных компонентов и т. д., а также изученностью горно-технических условий разработки месторождения (водоносность и крепость пород, состояние их кровли и т. д.).

Все министерства и ведомства, производящие геолого-разведочные или горно-эксплуатационные работы, при проведении геолого-разведочных работ и подсчете запасов руководствуются принятой классификацией запасов твердых полезных ископаемых.

Эта классификация:

а) устанавливает единые принципы подсчета и учета запасов полезных ископаемых в недрах, а также принципы определения подготовленности запасов для промышленного освоения в зависимости от изученности месторождений;

б) предусматривает подсчет запасов минерального сырья по наличию его в недрах (без вычета потерь при добыче, обогащении или обработке) с определением контуров запасов на основании разведочных, геологических и геофизических данных и качества полезного ископаемого по данным анализов и испытаний проб по основному и сопутствующим компонентам без учета возможного разубоживания его при добыче или обработке;

в) определяет требования к качественной характеристике полезных ископаемых с учетом их назначения, технологии переработки и комплексности использования.

Все запасы твердых полезных ископаемых по степени изученности месторождений подразделяются на пять категорий:  $A_1$ ,  $A_2$ , В,  $C_1$ ,  $C_2$ , которые определяются нижеследующими условиями.

К а т е г о р и я  $A_1$ — запасы полностью изучены и оконтурены подготовительными горными выработками или скважинами эксплуатационной разведки; гидрогеологические условия разработки изучены; промышленные сорта полезного ископаемого и распределение их установлены в каждом блоке; качество и технология обработки полезного ископаемого изучены на основании опыта промышленного использования.

К а т е г о р и я  $A_2$ — запасы детально разведаны и оконтурены горными выработками или буровыми скважинами; условия залегания, соотношения природных типов и промышленных сортов полезного ископаемого, а также гидрогеологические условия месторождения и условия его разработки изучены; качество и технологические свойства полезного ископаемого выяснены с детальностью, обеспечивающей проектирование схем переработки и технологии использования полезного ископаемого.

К а т е г о р и я В — запасы разведаны и оконтурены горными выработками или буровыми скважинами; условия залегания изучены; природные типы и промышленные сорта полезного ископаемого установлены без детализации их распределения; качество и технологические свойства полезного ископаемого изучены в мере, обеспечивающей выбор схемы его обработки; общие условия разработки, а также общие гидрогеологические условия месторождения выяснены достаточно полно.

К а т е г о р и я  $C_1$ — запасы определены на основании редкой сети буровых скважин или горных выработок; запасы, примыкающие к контурам запасов категорий  $A_1$ ,  $A_2$  и В; запасы особо сложных месторождений, для которых, несмотря на густую сеть разведочных выработок, распределение ценного компонента или минерала не выяснено; качество, природные типы, промышленные сорта и технология обработки полезного ископаемого определены предварительно на основании анализов или лабораторных испытаний проб, а также по аналогии с изученными месторождениями; общие условия разработки, а также общие гидрогеологические условия месторождения изучены предварительно.

К а т е г о р и я  $C_2$ — запасы, примыкающие к участкам месторождений, разведанным по категориям  $A_2$ , В и  $C_1$ , а также запасы, предполагаемые по геологическим и геофизическим данным, подтвержденным опробованием полезного ископаемого в отдельных скважинах и выработках.

На основании выявленных запасов минерального сырья производится проектирование и строительство предприятий горнодобывающей промышленности. Подготовленность запасов для

такого проектирования и капиталовложений определяется соотношением количества балансовых запасов полезных ископаемых категорий  $A_2$ ,  $B$  и  $C_1$ , установленных, исходя из следующих положений: разработка проектов и выделение капиталовложений на строительство горно-добывающих предприятий производится на основании балансовых запасов полезных ископаемых и сопутствующих ценных компонентов категорий  $A_2 + B + C_1$ , а по месторождениям, разведка которых до категории  $A_2$  вследствие небольших размеров, сложности их строения или распределения ценных компонентов (основного и сопутствующих) нецелесообразна, на основании балансовых запасов категорий  $B + C_1$ .

Для отдельных месторождений, кроме угольных и сланцевых, с особо сложным строением или распределением ценных компонентов, которые не представляется возможным разведать до категорий  $A_2 + B$  даже при густой сети разведочных скважин и горных выработок, разработка проектов и выделение капиталовложений на строительство горно-добывающих предприятий могут быть допущены на основании балансовых запасов категории  $C_1$ , если условия разработки месторождения, качество и технология переработки полезного ископаемого выяснены достаточно полно.

Нецелесообразность дальнейшей разведки запасов до категории  $A_2$  или  $B$ , а в исключительных случаях до  $C_1$  для разработки проекта горно-добывающего предприятия устанавливается при утверждении запасов Всесоюзной или в соответствующих случаях Территориальной комиссией по запасам полезных ископаемых.

При проектировании горно-добывающих предприятий учитываются также и запасы категории  $C_2$  для определения общих перспектив развития строительства, однако они не являются основой для составления проекта.

### *Блокировка и категоризация запасов по степени разведанности*

Согласно положению о классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых, каждая категория запасов определяется целым комплексом признаков. Так, например, если месторождение детально вскрыто горными выработками, но качество полезного ископаемого изучено недостаточно, запасы не могут быть квалифицированы по высоким категориям. При отсутствии технологических испытаний полезного ископаемого, несмотря на любую степень разведанности месторождения, запасы его не могут быть определены по категории  $A_1$  или  $A_2$ .

Рассмотрим общие условия разделения запасов по категориям в зависимости от степени разведанности месторождения, понимая под этим густоту пройденных выработок и степень оконтуренности ими отдельных блоков.

Запасы категории  $A_1$  и  $A_2$ . К категории  $A_1$  в общем случае могут быть отнесены запасы, оконтуренные и подготовлен-

ные горными работами или скважинами эксплуатационной разведки к очистной выемке, если расстояния между выработками соответствуют проекту системы разработок для данного месторождения и если месторождение по своим геологическим особенностям может быть разведано до категории  $A_1$ .

К таким могут быть отнесены месторождения крупные и средние по размерам, позволяющие провести планомерную подготовку (нарезку) блоков к очистным работам, как, например, месторождения каменных углей, большинство месторождений железных, полиметаллических и медных руд; марганцовые месторождения и т. п.

Месторождения небольшого размера, как, например, месторождения платины, исландского шпата, слюды, берилла, драгоценных камней, шеелитоносных скарнов, мелкие тела медных, полиметаллических и прочих руд, как правило, не могут быть разведаны до категории  $A_1$ .

К категории  $A_2$  в общем случае относятся запасы полезных ископаемых, оконтуренные с четырех или трех сторон горными выработками или горными выработками в комбинации с буровыми скважинами. В отдельных случаях на месторождениях некоторых полезных ископаемых (уголь, сланцы, железо, марганец, строительные материалы и пр.) возможна подготовка запасов категории  $A_2$  буровыми скважинами с проходкой контрольных шурфов с целью проверки данных бурения и отбора технологических проб.

Для отнесения запасов к категории  $A_1$  и  $A_2$  расстояние между выработками по простиранию должно отвечать нормальной длине блока (50—100 м для рудных месторождений), а по падению — нормальной высоте этажа (40—60 м). При разведке мощных тел, кроме того, для установления их полной мощности из штреков должны быть пройдены орты или подземные буровые скважины, интервалы между которыми принимаются чаще всего в 10—20 м.

При разведке месторождений для подсчета запасов по категории  $A_2$  на крупных месторождениях, представленных морфологически выдержанными пластами и залежами (уголь, железо, бокситы, известняки, марганец и т. д.), обычно принимается разведочная сетка  $100 \times 100$  м. В месторождениях более сложной формы и более изменчивых, чтобы обеспечить разведку запасов до категории  $A_2$ , эта сетка сгущается до  $50 \times 50$  и даже  $20 \times 20$  м.

К категории  $A_1$  и  $A_2$  могут быть отнесены лишь такие запасы, которые детально опробованы и полно изучены в геологическом отношении, т. е. выяснены их морфологические особенности и условия залегания тел полезных ископаемых, сорта минерального сырья, пространственное распределение отдельных разновидностей полезного ископаемого, его качество (наличие полезных и вредных компонентов), условия технологической переработки, гидрогеологические и горно-технические условия и т. д.

Подсчет запасов по категории  $A_1$  и  $A_2$  оформляется на топографических и маркшейдерских планах чаще всего в масштабах 1 : 200, 1 : 500 или 1 : 1000 в зависимости от размеров тел полезных ископаемых и подсчетных блоков.

Запасы категории В. Запасы этой категории могут быть выявлены горными выработками или горными выработками в комбинации с буровыми скважинами, если часть последних проконтролирована горными выработками.

При разведках горными выработками, к категории В относятся запасы месторождений, оконтуренные с двух сторон; при выдержанных условиях залегания расстояния между выработками должны равняться по простиранию длине нормальных очистных блоков, по падению — удвоенной высоте этажа. В месторождениях с относительно небольшими размерами тел полезных ископаемых и более сложными морфологией и распределением ценных компонентов расстояния между выработками принимаются равными нормальной длине блока и нормальной высоте этажа, т. е. такими же, которые могут быть приняты для подсчета запасов по категории  $A_2$ .

К категории В могут быть отнесены также запасы простых по строению месторождений, разведанных буровыми скважинами и шурфами. При этом расстояния между последними допускаются примерно до 100—200 м для крупных месторождений с выдержанным залеганием и распределением полезных компонентов и до 40—50 м для месторождений со сложным строением и сравнительно неравномерным распределением ценных компонентов. Само собой разумеется, что в месторождениях, представленных небольшими телами и крайне сложных по условиям залегания, запасы категории В не могут быть выявлены только одним бурением.

Подсчет запасов по категории В обычно оформляется на топографических маркшейдерских планах в масштабе 1 : 500 или 1 : 1000.

Запасы категории  $C_1$ . К категории  $C_1$  относятся запасы, опробованные лишь в одном каком-либо сечении (с поверхности в канавах или в горных выработках), ниже которого месторождение не разведано или разведано редкой сетью горных выработок и буровых скважин.

При построении блоков для подсчета запасов по категории  $C_1$  по пластообразным и жильным телам допускается экстраполяция на глубину. Расстояние при экстраполяции не должно превышать 50—100—200 м и зависит от благонадежности месторождения.

Запасы категории  $C_1$  для месторождений, по которым, кроме запасов  $C_1$ , одновременно подсчитываются также и запасы других категорий, могут оформляться на топографических маркшейдерских планах в масштабе 1 : 500 или 1 : 1000. В иных случаях допускается полуинструментальная привязка разведочных выра-



боток с нанесением их на топографическую основу в масштабе 1 : 500, или 1 : 1000, или 1 : 2000, а для отдельных простых построению месторождений на топографическую основу в масштабе 1 : 5000.

Запасы категории  $C_2$ . К категории  $C_2$  относятся запасы, выявленные по геофизическим данным, а также определенные на основании геологических прогнозов, подкрепленных некоторыми фактическими данными о содержаниях ценных компонентов в полезном ископаемом. Форма тел полезных ископаемых в пределах контуров запасов  $C_2$  принимается условно. Данные о содержаниях ценных компонентов принимаются по единичным пробам или по аналогии с разведанными и изученными участками месторождений.

Приведем несколько примеров, иллюстрирующих методику классификации запасов по отдельным категориям в зависимости от плотности разведочной сети. Необходимо заметить, что применительно к отдельным видам полезных ископаемых существуют отдельные инструкции по классификации запасов, подробно рассматривающие условия отнесения запасов к той или иной категории.

1. Угольные месторождения типа Подмосковского или Черемховского бассейна, представленные горизонтально залегающими пластообразными залежами, обычно разведываются буровыми скважинами.

В зависимости от характера выдержанности пласта скважины бурятся для подсчета запасов:

по категориям  $A_2$  — на расстоянии 150—250 м одна от другой по квадратной сети,

по категории В — на расстоянии 250—500 м и

по категории  $C_1$  — на расстоянии 750—1000 м.

Месторождения углей Карагандинского, Кузнецкого и Донецкого бассейнов разведываются по более редкой разведочной сети.

На рис. 84 дается пример классификации запасов по одному из угольных пластов месторождения Черемховского бассейна, разведанного скважинами механического бурения по неравномерной разведочной сети. Как следует из рисунка, запасы категории  $A_2$  подсчитаны в контуре буровых скважин, пройденных на расстоянии 150—200 м одна от другой и вскрывших угольный пласт с рабочей мощностью и кондиционной зольностью. К запасам категории В отнесены блоки, построенные вокруг скважин, расстояние между которыми не превышает 400—500 м. Запасы категории  $C_1$  подсчитаны по участку, разведанному по более редкой сети, а также в межконтурной полосе.

2. Трошковское месторождение каолинов Иркутской области, представленное линзообразной залежью значительного размера, залегающее неглубоко от дневной поверхности, разведывалось шурфами (рис. 85).

К категории  $A_2$  отнесены запасы в контуре, построенном по шурфам, давшим положительные результаты и пройденным на расстоянии 40—50 м один от другого. По категории В определены запасы в контуре, прилегающем к запасам  $A_2$  и разведанным по сетке 60—100 м, а к категории  $C_1$  — запасы, разведанные по более редкой сетке и частично оконтуренные путем неограниченной экстраполяции на основании геологических предпосылок.

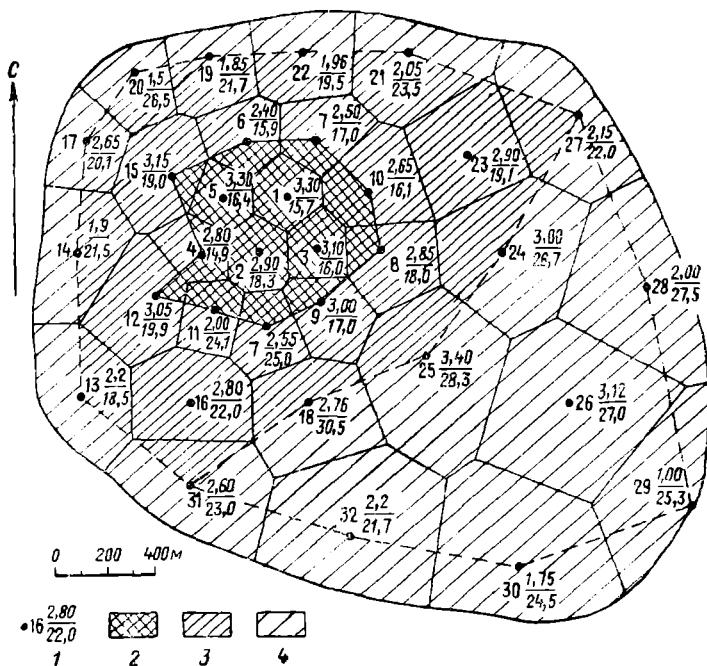


Рис. 84. Классификация запасов по угольному пласту Черноморского каменноугольного бассейна

1 — буровая скважина (16), мощность пласта (2,80 м), зольность (22,00%); 2 — запасы категории  $A_2$ ; 3 — запасы категории В; 4 — запасы категории  $C_1$

3. Рис. 86 представляет собой разрез через верхние горизонты жильного свинцово-цинкового месторождения по штольням № 1, 2 и 3 и шахте № 5 и через нижние его горизонты, разведанные буровыми скважинами.

Как видно из рисунка, горизонт штольни № 1 отработан и погашен, на горизонте штольни № 2 эксплуатационные работы почти закончены. Осталось отработать блок № 4, подготовленный для очистных работ, закончить выемку блока № 5 и, если возможно, отработать надштрековые целики в блоках № 5, 6 и 7. Наиболее интенсивно очистные работы ведутся на горизонте штольни № 3. В подготовке для очистной добычи находится 1-й горизонт шахты № 5. На 2-м горизонте шахты № 5 проводится де-

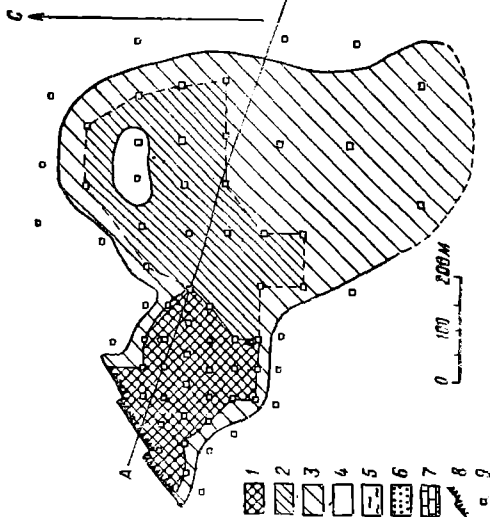


Рис. 85. Классификация запасов по разведанной залежи каолинов (план и разрез)  
 1 — запасы категории А<sub>2</sub>; 2 — запасы категории В; 3 — запасы категории С<sub>1</sub>; 4 — непромышленные участки; 5 — глина; 6 — каолин; 7 — известняки; 8 — борт карьера; 9 — шурфы

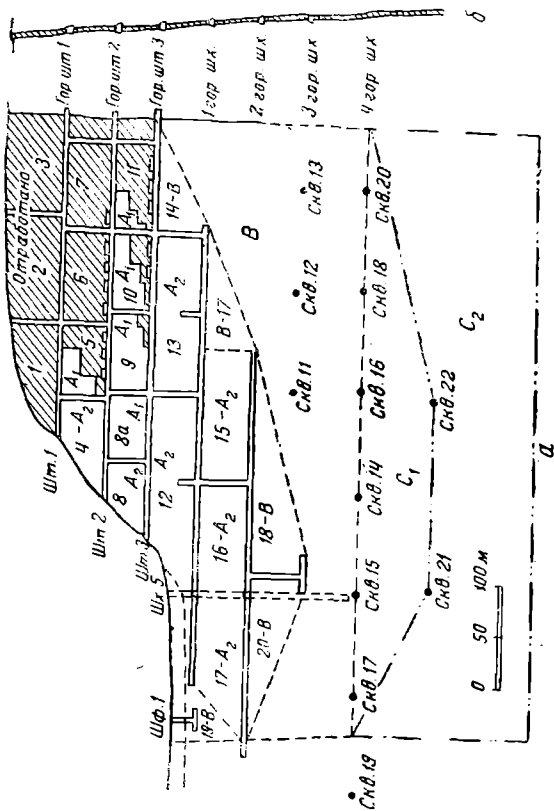


Рис. 86. Классификация запасов по свинцово-цинковому жильному месторождению  
 а — разрез в плоскости жилы; б — поперечный разрез

гальная разведка. Ниже этого горизонта начаты горные работы и проведено глубокое бурение с целью выявления общих перспектив месторождения.

Исходя из имеющейся степени разведанности, вскрытые, разведанные и подготовленные запасы квалифицированы по различным категориям.

К категории  $A_1$  отнесены запасы блоков № 4, 5, 8-а, 9, 10 и 11, а также запасы в предохранительных целиках, оставшихся при очистных работах в блоках № 5, 6, 7, 9, 10 и 11. Эти запасы оконтурированы и опробованы с четырех (и более) сторон. Размеры блоков удовлетворяют принятой потолкоуступной системе разработки месторождения при выбранной для этого высоте этажа в 50 м и длине очистного блока по простиранию 60—80 м.

К категории  $A_2$  отнесены запасы блоков № 8, 12, 13, 15, 16 и 19 —  $A_2$ . Одни из них оконтурированы с трех сторон, другие — с четырех (блок № 13). Принятая при этом длина блока чрезмерно велика и не удовлетворяет системе очистной выемки, поэтому для перевода запасов в категорию  $A_1$  потребуется пройти дополнительно промежуточные восстающие.

К категории В отнесены запасы блоков № 17, 18 и 20, оконтурированные лишь с двух сторон, запасы блока № 19—В, разведанного частично штреками и шурфом № 1, которым неточно отбита граница окисленных руд, а также запасы блоков, расположенных ниже горизонта шахтных выработок, разведанных буровыми скважинами по сетке  $100 \times 50$  м.

К категории  $C_1$  отнесены запасы, заключенные между буровыми скважинами 4-го горизонта и двумя нижними скважинами, пробуренными для определения возможных перспектив нижних горизонтов месторождения.

К категории  $C_2$  отнесены запасы в контуре, построенном путем неограниченной экстраполяции ниже нижних буровых скважин на глубину двух этажей, исходя из учета выдержанности оруденения и надежности месторождения.

4. Разведка оловорудных, вольфрамовых и молибденовых жильных месторождений проводится обычно горными выработками в комбинации с буровыми скважинами. При подсчете запасов и оценке их главное значение имеют горные выработки, а не буровые скважины. Последние чаще всего, особенно при разведке с невыдержанным оруденением вольфрамовых и оловорудных месторождений, служат для констатации жил на глубине, а не для качественной оценки последних.

Для указанных видов минерального сырья запасы высших категорий  $A_1$  и  $A_2$  в значительных количествах не могут быть подготовлены, и добыча полезного ископаемого в этих месторождениях в основном базируется на запасах категорий В и  $C_1$ .

В связи с крайней неравномерностью оруденения в этих месторождениях запасы категории  $A_1$  подготовить практически не представляется возможным. По той же причине высота этажа при

вскрытии и эксплуатации месторождений обычно принимается не свыше 30—40 м, а блоки по простиранию при очистной выемке нарезаются восстающими, расположенными через 40—50 м. В пределах таких блоков, оконтуренных с трех или четырех сторон, подготавливаются запасы категории  $A_2$ .

К категории В относятся запасы, вскрытые с двух сторон, при этом размеры блоков по простиранию и падению принимаются примерно такими же, что и для блоков, запасы которых подсчитаны по категории  $A_2$ .

Построение контуров запасов категории  $C_1$  и  $C_2$  производится обычно способом экстраполяции за пределы разведанной части рудных тел.

5. Разработка слюдяных месторождений (мусковитовых или флогопитовых) обычно производится после предварительной разведки. На этих месторождениях детальная разведка самостоятельного значения, как особый вид разведочных работ, не имеет. Она сливается с эксплуатационной разведкой и добычей. Поэтому запасы категории  $C_1$ , подготавливаемые в стадию предварительной разведки, являются базой для проектирования детальных разведок и эксплуатационных работ.

Предварительная разведка слюдяных месторождений обычно сводится к прослеживанию и оконтуриванию месторождения по простиранию системой поперечных канав, по данным опробования которых подсчитываются запасы.

*Требования к изучению вещественного состава и условий залегания месторождения.* Каждое месторождение, по которому производится подсчет запасов, должно быть изучено в отношении вещественного состава полезного ископаемого, условий залегания тел полезных ископаемых и горно-технических условий разведки и эксплуатации.

Ниже освещаются основные требования, которые предъявляет ВКЗ при рассмотрении и утверждении запасов минерального сырья.

При изучении вещественного состава требуется выяснить: минералогический состав полезного ископаемого; характерные ассоциации и прорастания минералов; размер индивидов; типы структур и текстур; типы минерального сырья; химический состав его; закономерности распространения ценных и вредных примесей и т. п. Это изучение базируется на лабораторных исследованиях минерального сырья (химических анализах проб, образцов и минералов, микроскопических, гранулометрических и др.).

В основе оценки качества сырья и подсчета запасов лежит химическое опробование, а для некоторых видов сырья — техническое.

Одновременно с химическим проводится техническое или технологическое опробование с целью изучения технических и технологических свойств, объемного веса и влажности минерального сырья. Количество таких определений должно быть достаточно

для характеристики различных типов и сортов полезного ископаемого.

В комплексных месторождениях запасы подсчитываются отдельно для каждого компонента, а также отдельно по сортам руд. При этом обязательны спектральные и полные химические анализы руд.

Изучение геологических условий залегания месторождения заключается в выявлении морфологических особенностей тел полезных ископаемых, степени изменчивости формы их, тектонических нарушений и истории формирования структуры месторождения. При изучении состава минерального сырья должно быть выяснено распространение и условия распределения отдельных его сортов и типов.

Изучение полезного ископаемого, как указывалось, должно сопровождаться технологическими исследованиями, которые для запасов категорий  $A_1$  и  $A_2$  требуется провести в промышленных или полупромышленных масштабах, а для категории В — в лабораторных условиях.

При выяснении горно-технических условий должен быть собран исчерпывающий материал, который бы полно характеризовал:

а) гидрогеологические особенности месторождения, а именно: степень обводненности и возможный приток воды в горные выработки при вскрытии и разработке месторождения; наличие карстовых и трещинных вод и возможность их внезапного прорыва в горные выработки;

б) физические свойства полезного ископаемого и вмещающих пород и, в частности: самовозгораемость (угля, колчеданных руд), выщелачиваемость и окисляемость полезного ископаемого; крепость, трещиноватость и условия залегания вмещающих пород, характеризующие устойчивость последних; состояние кровли и почвы, имеющее первостепенное значение при выборе способа выемки полезного ископаемого;

в) газоносность месторождения с точки зрения наличия в полезном ископаемом или во вмещающих породах вредных для здоровья или опасных для жизни взрывчатых газов; последние (метан, угольная пыль) особенно характерны для некоторых типов каменноугольных месторождений; наличие вредных и опасных газов усложняет проведение горно-эксплуатационных работ;

г) особенности рельефа, характер и мощность покрывающих пород, имеющих важное значение при выборе способа вскрытия месторождения, организации подъездных путей, отвального хозяйства и т. д.

*Условия классификации запасов россыпных месторождений.* Россыпные месторождения чаще всего разведываются шурфами и буровыми скважинами. Глубоко залегающие россыпи разведываются преимущественно скважинами, шурфы проходятся в огра-

ниченном количестве. Мелко залегающие россыпи разведываются шурфами и даже канавами, если при проходке горных выработок гидрогеологические особенности россыпей не вызывают больших затруднений.

Отнесение разведанных запасов по россыпным месторождениям к той или иной категории зависит от разведанности и изученности месторождений.

Разведанность и изученность россыпных месторождений определяются:

1) густотой проведенных на месторождении разведочных выработок;

2) детальностью опробования месторождения;

3) изученностью формы, условий залегания и морфогенетического типа россыпи, а также выясненностью особенностей распределения полезного компонента в россыпи;

4) изученностью гранулометрического состава россыпи, промывистости материала россыпи и минералогического состава шлиха;

5) изученностью гидрогеологических условий россыпи.

Густота разведочных выработок определяется размерами россыпи, т. е. длиной россыпи по простиранию и ее шириной, а также степенью выдержанности продуктивного горизонта.

Согласно инструкции по применению классификации запасов, принятой ВКЗ, все россыпные месторождения по степени выдержанности продуктивного горизонта, распределению полезного компонента и другим признакам разделяются на три группы.

**Первая группа** — хорошо выдержанные россыпи, характеризующиеся сравнительно равномерным распределением металла или минерала и хорошей выдержанностью пласта россыпи по ширине и мощности на всю длину разведанного участка. Продуктивный горизонт по своему литологическому составу резко ограничивается от вышележащих слоев. Зерна металла (минерала) окатаны и относительно равномерны по размерам. Плотик россыпи ровный, с небольшим равномерным уклоном.

К первой группе относятся россыпи сравнительно крупных водных артерий, имеющих широкую, разработанную долину: большинство россыпей Урала, Енисея и Приамурья, которые могут отрабатываться дражным способом.

**Вторая группа** — выдержанные россыпи, для которых характерно менее равномерное распределение металла или минерала и сравнительная выдержанность мощности пласта и торфов. Пласт по своему литологическому составу почти не отличается от вышележащих рыхлых отложений и выделяется по данным опробования. Зерна металла (минерала) различной степени окатанности; часто встречаются самородки и крупные кристаллы. Плотик россыпи неровный, с повышенным уклоном. К этой группе относятся также и россыпи, хорошо выдержанные, но с резко неров-

ным плотиком (ребристым, с карманами и западениями, карстовыми воронками).

Представителями этой группы являются Шумиловская увалистая оловянная россыпь, некоторые вольфрамовые россыпи, россыпи золота Салаирского кряжа, Забайкалья.

Третья группа — россыпи невыдержанные и гнездовые, с неравномерным распределением металла (минерала), невыдержанной мощностью пласта и торфов, частыми перерывами пласта по падению долины и переменной шириной. Пласт выделяется только по данным опробования. Зерна металла (минерала) различной степени окатанности; распространены зерна крупных размеров; в большом количестве встречаются самородки и крупные кристаллы.

Плотик россыпи неровный, с крутым падением, частыми карманами, западениями и карстовыми воронками. К этой группе относятся также россыпи нормально выдержанные, но имеющие непостоянную мощность пласта и повышенную каменистость.

Типичными для третьей группы являются россыпи мелких ключей и распадков высокогорных районов Средней Азии и Кавказа, Южно-Муйского хребта.

Рассмотрим теперь требования, предъявляемые к запасам различных категорий по россыпным месторождениям в отношении их изученности.

Запасы категории  $A_2$ . Для отнесения запасов к категории  $A_2$  на россыпном месторождении должно быть пройдено не менее трех разведочных линий выработок с допустимой плотностью шурфов или скважин для изучаемого типа россыпи и при наличии не менее 10% контрольных шурфов, если разведка проводилась бурением. Необходимое минимальное количество контрольных шурфов, пройденных в створе скважин, для россыпей первой группы 10, второй—15 и третьей—20. Подсчет запасов производится на основе инструментальной топографической съемки в масштабе 1 : 1000 или 1 : 2000. При изучении россыпей детально должны быть выяснены:

- 1) Форма, условия залегания и морфогенетический тип россыпи.

- 2) Особенности распределения металла или минерала в россыпи; форма их выделений, размеры, степень окатанности, химический состав, процентное содержание.

При исследовании состава россыпи должны быть учтены все спутники, могущие иметь практический интерес; в связи с этим необходимо установить их содержание и распределение в россыпи. Изучение минералогического состава шлиха должно сопровождаться контрольными исследованиями не менее 200 шлихов.

- 3) Гранулометрический состав россыпи с установлением валунности, промывистости песков, содержания полезного компонента по классам и леденистости россыпи.



4) Гидрогеологические условия россыпи, режим поверхностных и подземных вод, наличие вечной мерзлоты, глубина сезонного промерзания и т. п.

**Запасы категории В.** Для отнесения разведанных запасов к категории В на россыпном месторождении должно быть пройдено не менее двух разведочных линий шурфов или скважин с плотностью сети, отвечающей изучаемому типу россыпи, при наличии не менее 5% контрольных шурфов, если разведка проводилась бурением. Необходимое минимальное количество контрольных шурфов, пройденных в створе скважин, для россыпей первой группы 5, второй — 10 и третьей — 15. Все выработки должны быть нанесены инструментально на топографический план масштаба 1 : 2000, который является основой для подсчета запасов. Минералогические исследования шлихов должны иметь 50—100 контрольных анализов. В остальном требования примерно те же, что и к категории  $A_2$ .

**Запасы категории  $C_1$ .** Для отнесения запасов к категории  $C_1$  по россыпи должно быть пройдено не менее двух линий разведочных выработок с плотностью разведочной сети, отвечающей данному типу россыпи. Если запасы категории  $C_1$  подсчитываются в контуре, полученном экстраполяцией за пределы контура запасов  $A_2$  и В, то эта экстраполяция возможна на расстояние, равное половине расстояния между линиями выработок, допустимого для подсчета запасов категории  $C_1$  по россыпи той или иной группы.

Все выработки должны быть нанесены на топографический план масштаба 1 : 5000, который является основой для подсчета запасов по данной категории. В пределах разведанной части месторождения должны быть выяснены форма и условия залегания россыпи и получены предварительные данные о гранулометрическом составе ее, минералогическом составе шлихов, распределении в россыпи полезного компонента. Требуется также, чтобы в общих чертах были выявлены гидрогеологические условия россыпи.

**К запасам категории  $C_2$**  относятся запасы металла или минерала в россыпи, разведанной одной линией выработок или несколькими линиями, но пройденными на значительных расстояниях; могут относиться запасы, полученные путем экстраполяции за пределы контура запасов категорий В и  $C_1$  на расстояние, равное удвоенной длине экстраполяции, установленной для категории  $C_1$ , если по геоморфологическим условиям возможна такая экстраполяция.

Выработки и данные лоткового опробования должны быть нанесены на инструментальный или глазомерный план; для подсчета запасов этой категории допускается составление планов в масштабе 1 : 5000 и даже 1 : 10 000.

### ХIII

## НЕКОТОРЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ПРОМЫШЛЕННОЙ ОЦЕНКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Геолого-разведочные работы, в результате которых выясняется качество полезного ископаемого и его количество, обычно завершаются промышленной оценкой месторождения. Дается предварительная оценка месторождения, основанная на изучении геологических особенностей разведываемого месторождения, с учетом горно-технических и общеэкономических данных.

Полная промышленная оценка месторождения полезных ископаемых по всем технико-экономическим показателям может быть дана в результате всесторонней экспертизы материалов, полученных при разведке месторождения, с составлением проектов и расчетных данных по вскрытию, добыче, обогащению и переработке сырья, что возможно сделать лишь при участии широкого круга специалистов. В основе такой оценки лежат не только данные о качестве, количестве и условиях залегания полезного ископаемого, но и общее состояние сырьевой базы по данному полезному ископаемому, требования планирующих организаций, общие экономические условия района и т. д.

Оценка месторождения производится на основе учета целого комплекса геологических, технологических и экономических факторов. Кратко рассмотрим их.

*Геологические и горно-технические факторы.* Важнейшее экономическое значение при оценке месторождения имеет правильное определение запасов полезного ископаемого на основании проведенных разведок и установление перспектив возможного расширения этих запасов. Они определяют производственную мощность будущего предприятия, объем капиталовложений, степень механизации производственных процессов, сроки эксплуатации.

При проведении поисковых работ обычно выявляются запасы категории  $C_2$  и  $C_1$ , при проведении предварительных разведок в зависимости от типа месторождения —  $B + C_1$ , при детальных разведках —  $A_2 + B + C_1$  и при эксплуатационных разведках, кроме того, —  $A_1$ , если характер месторождения позволяет подготовить запасы таких категорий. Во многих случаях добыча производится на разведанных запасах категорий  $B$  и  $C_1$ .

Подсчет запасов по оконтуренным блокам в большинстве случаев является делом более простым, чем определение перспектив-

ных запасов. При определении последних необходим учет всех геолого-генетических особенностей месторождения, к которым, например для рудных месторождений, относятся: история развития структуры месторождения (дорудная, внутрирудная и послерудная тектоника); этапы минерализации и интенсивность проявления каждого из этапов; размеры рудного тела и возможная глубина оруденения; форма рудного тела и степень ее изменчивости.

Лишь только при правильном учете всех особенностей геологического строения месторождения возможно правильно оценить его перспективы.

Как отмечалось выше, для жильных месторождений при подсчете запасов применяется экстраполяция в глубину на половину длины рудных тел, прослеженной по простирацию, но обычно не свыше чем на 200 м для крупных и выдержанных месторождений и на 50—100 м для месторождений, недостаточно выдержанных.

Практика горно-эксплуатационных работ показала, что в одних случаях оруденение с глубиной может быстро прекращаться, в других — с неослабевающей интенсивностью прослеживаться на весьма значительные глубины. Примером этому могут служить некоторые месторождения как в СССР, так и за границей.

Так, например, эксплуатационные работы на золоторудном месторождении Морро Вельхо в Бразилии (в провинции Минас-Жераэ) в 1933 г. достигли глубины 2450 м (разрабатывается с 1830 г.). Месторождение представляет собой полого падающую (45—30°) кварцевую жилу длиной 180 м, мощностью в среднем около 13 м, залегающую в известковистых сланцах. Жила состоит примерно на  $\frac{1}{3}$  из кварца, на  $\frac{1}{3}$  из карбоната железа и на  $\frac{1}{3}$  из сульфидов (пирротина, мышьяковистого и серного колчедана с небольшим присутствием халькопирита). Золото связано с сульфидами; среднее содержание его 20—22 г/т. Интересно отметить постоянство минералогического состава жилы, которое сохраняется с глубиной.

На золоторудном месторождении Витватерсранд в Трансваале в Южной Африке на руднике Виллидж Дин очистные работы ведутся на глубине 2500 м. Средняя мощность золотоносного пласта древних конгломератов 78 см, среднее содержание золота 8—10 г/т.

На руднике Чэмпин-Риф в округе Колар (провинция Мизор) в Индии кварцевые жилы мощностью 0,7—1,2 м, залегающие в полосе метаморфических роговообманковых сланцев, разрабатываются на глубине свыше 2100 м; содержание золота в них в среднем 16 г/т.

На медных рудниках озера Верхнего в США самородная медь из древних порфириновых пород добывается с глубины 2000—2500 м, причем среднее содержание меди на горизонте ниже 1000 м равно 1,3—1,7 %.

Количество подобных примеров можно значительно увеличить, но и из приведенных видно, что во многих случаях месторождения сохраняют весьма устойчивую минерализацию на значительные глубины. Это необходимо иметь в виду при оценке перспективных запасов месторождений во время детального изучения геологических особенностей месторождения и прежде всего во время изучения структуры, условий залегания и вещественного состава месторождения. Помогает в этом деле также изучение глубоко вскрытых месторождений, аналогичных изучаемому.

Условия залегания полезного ископаемого обуславливают выбор системы вскрытия и разработки месторождения. Добыча полезного ископаемого возможна открытыми (карьерными) и подземными работами. Открытые работы имеют значительные преимущества перед подземным способом выемки полезного ископаемого как в отношении стоимости добычи сырья, так и в отношении технических удобств ведения работ.

При ведении открытых работ важную роль играют мощности вскрыши и продуктивной толщи полезного ископаемого, которые должны быть точно определены. Можно, например, указать, что для известняков и формовочных песков благоприятное соотношение мощности вскрыши и продуктивной толщи 1:1 (при мощности вскрыши в пределах до 10—15 м).

При организации карьерного хозяйства надо учитывать особенности рельефа местности в отношении возможного подведения транспортных путей и организации отвала пустых пород при добыче.

Мощность тел полезных ископаемых, форма последних, площадь распространения, состав перекрывающих и подстилающих пород, закарстованность района, гидрогеологические условия месторождения, тектонические особенности строения его — все это в той или иной степени влияет на оценку месторождения и должно быть соответствующим образом учтено.

*Геолого-технологические факторы.* При оценке промышленного значения месторождения наряду с запасами полезного ископаемого существенное значение имеет состав минерального сырья. Этот состав должен быть изучен в отношении:

- 1) содержания главных полезных компонентов;
- 2) сопутствующих полезных компонентов, упрощающих или удешевляющих процесс переработки минерального сырья;
- 3) вредных примесей, усложняющих и удорожающих процесс переработки минерального сырья;
- 4) количественных соотношений различных сортов и типов минерального сырья и их пространственного расположения в теле полезного ископаемого;
- 5) способности ценного компонента и его спутников обогащаться и извлекаться на разных стадиях технологического процесса;

6) выхода ценного компонента при переработке;

7) возможности улучшения сырья путем сортировки или, например, промывки для отдельных видов полезных ископаемых.

Для строительных материалов важным показателем оценки является способность камня поддаваться различным видам обработки — распиловке, полировке и т. п.; для энергетического сырья (уголь, сланцы и пр.) — их калорийность, пути использования в народном хозяйстве и пр.

Несколько слов о минимально-кондиционном содержании ценного компонента в полезном ископаемом.

Нижний предел содержания ценного компонента в минеральном сырье есть понятие относительное, зависящее от ряда факторов, среди которых надо упомянуть: 1) общий размер месторождения; 2) состав полезного ископаемого в отношении наличия в нем полезных спутников, облегчающих переработку или могущих быть попутно извлеченными, а также вредных примесей, усложняющих процесс переработки; 3) состояние баланса запасов по данному виду сырья.

Как известно, наиболее крупные рудники могут быть организованы для разработки сравнительно бедных руд, но обладающих крупными общими запасами, что обеспечивает возможность организации дешевой механизированной добычи.

В качестве примера можно указать хотя бы на то, что наиболее крупные медные рудники работают на относительно более бедных медно-порфировых рудах; крупные молибденовые рудники — на сравнительно убогих рудах метасоматических месторождений; крупные полиметаллические рудники — на вкрапленных рудах и т. д. Месторождение, огромное по запасам, очень редко бывает одновременно богатым по содержанию металла или ценного минерала. Поэтому при оценке месторождений и содержания металла в руде надо учитывать общий масштаб оруденения.

*Экономические факторы.* Экономические факторы весьма разносторонни и должны быть учтены при промышленной оценке месторождения достаточно полно. Перечислим основные из них:

1) близость месторождения к железнодорожным и водным путям;

2) состояние дорог, связывающих месторождение с железнодорожными или водными путями;

3) близость энергетических ресурсов: угля, дров, электростанций;

4) обеспеченность технической и питьевой водой;

5) наличие на месторождении или вблизи него строительных материалов, крепежного леса;

6) объем будущих капиталовложений на строительство рудника и перерабатывающих цехов, на жилищное строительство, водоснабжение, водоотливные устройства, строительство промышленных подсобных предприятий и т. п.;

- 7) наличие промплощадок для строительства, земельных угодий для организации подсобных предприятий;
- 8) транспортабельность сырья;
- 9) дальность перевозок и условия перевозок;
- 10) срок работы будущего предприятия;
- 11) наличие местной рабочей силы.

Все перечисленные выше факторы оценки месторождения полезных ископаемых находят свое отражение в себестоимости единицы полезного ископаемого, добываемого на данном месторождении. В ней как бы синтезируются все индивидуальные особенности месторождения, а именно: условия его разработки и переработки извлекаемого сырья; производится сравнение себестоимости продукции данного месторождения с другими разрабатываемыми месторождениями того же полезного ископаемого.

---

## XIV

### ПРИМЕНЕНИЕ ВАРИАЦИОННОЙ СТАТИСТИКИ К ОПРОБОВАНИЮ И ПОДСЧЕТУ ЗАПАСОВ

Метод вариационной статистики, имеющий широкое применение в различных отраслях знаний, не получил должного распространения при обработке данных в разведочном деле. Использование его ограничивается частными и редкими случаями и применительно главным образом к опробованию или к подсчету запасов месторождений.

Рассмотрим основные положения вариационного исчисления.

*Некоторые элементы вариационного ряда.* При определении какого-либо признака месторождения, например мощности рудного тела, содержания в нем полезного компонента или объемного веса руды, приходится производить массу измерений, в результате которых выводятся средние значения по месторождению. Значения отдельных измерений носят название вариант.

Результаты частных измерений можно расположить в вариационный ряд, построенный в некотором возрастающем порядке через какой-то определенный выбранный промежуток — класс. Поясним это на примере.

Пусть по штреку взято 146 проб, которые были исследованы на содержание свинца. Расположим эти пробы в ряд следующего вида:

$C_{Pb}\%$	4	8	12	16	20	24	28
P	10	18	40	50	20	6	2

В верхнем ряду мы расположили содержание свинца  $C_{Pb}\%$  в пробах через промежуток в 4%, а в нижнем — число проб P в классе (или частоты их). К пробам в 4% отнесены все пробы с содержанием от 2 до 6% Pb; таких проб 10. К пробам в 8% отнесены все 18 проб с содержанием от 6 до 10% Pb и т. д. Границами классов для приведенного ряда соответственно будут: 2—6%, 6—10%, 10—14% и т. д.

Приведенный выше вариационный ряд можно изобразить в виде вариационной кривой (рис. 87); на диаграмме на вертикальной оси отложены частоты (или относительный ее процент), а на горизонтальной — варианта.

В приведенных вариационной кривой и вариационном ряде различают: моду  $Mo$ , медиану  $Med$  и среднюю ряда  $M_{cp}$ .

Мода  $Mo$  представляет собой варианту или класс с наибольшей частотой; в приведенном примере моде отвечает варианта 16%.

Медиана  $Med$  представляет собой варианту, которая в ряду является центральной и делит сумму частот ряда пополам. В приведенном примере медиана при 146 вариант должна располагаться так, чтобы влево и вправо от нее было по 73 варианты, т. е. медиана должна быть где-то между 16 и 20%.

Средняя ( $M_{cp}$ ) ряда представляет

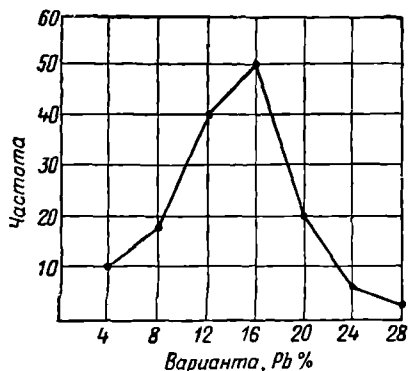


Рис. 87. Вариационная кривая

$$M_{cp} = \frac{\sum cp}{\sum p},$$

т. е. в нашем случае среднее взвешенное варианты и частоты ряда.

Точность  $M_{cp}$  зависит, во-первых, от количества вариант (т. е. чем больше определений

или измерений, тем с большей точностью может быть определена средняя ряда) и, во-вторых, от характера вариационного ряда (т. е. чем более изменчив ряд, тем точность определения при том же количестве определений меньшая).

Формулы для вычисления ошибок в определении признака. Степень изменчивости ряда характеризуется средним квадратическим или, как называют, стандартным отклонением. Это среднее квадратическое отклонение ( $\sigma$ ) определяется по формуле Гаусса.

$$\sigma = \pm \sqrt{\frac{\sum px^2}{n}},$$

где  $x$  — отклонение определения индивидуального признака (содержания, мощности и т. д.) от среднего арифметического значения его;

$n$  — число определений (вариант), вошедших в подсчеты.

При небольшом количестве вариант (менее 25) вычисление  $\sigma$  рекомендуется производить по формуле:

$$\sigma = \pm \sqrt{\frac{\sum px^2}{n-1}}.$$

Вычислим для следующего ряда значение среднего квадратического отклонения, расположив все подсчеты в виде табл. 11.



## Вычисление ряда значений среднего квадратического отклонения

$C$	$P$	$Cp$	$x$	$xp$	$x^2$	$x^2p$
0,25	5	1,25	-0,75	-3,75	0,5625	2,8125
0,75	9	6,75	-0,25	-2,25	0,0625	0,5625
1,25	4	5,00	+0,25	+1,00	0,0625	0,2500
1,75	1	1,75	+0,75	+0,75	0,5625	0,5625
2,25	2	4,50	+1,25	+2,50	1,5625	3,1250
2,75	1	2,75	+1,75	+1,75	3,0625	3,0625
$\Sigma$	22	22,00	-	0,00	-	10,3750

$$M_{cp} = \frac{0,25 \times 5 + 0,75 \times 9 + 1,25 \times 4 + 1,75 \times 1 + 2,25 \times 2 + 2,75 \times 1}{5 + 9 + 4 + 1 + 2 + 1} =$$

$$= \frac{22,00}{22} = 1,00\%.$$

Из приведенных данных следует, что

$$\sigma = \pm \sqrt{\frac{10,3750}{22-1}} = \pm \sqrt{0,4941} = \pm 0,703.$$

В этом случае колебание в содержании ценного компонента относительно среднего его содержания, равного 1%, составляет  $\pm 0,703\%$ .

Средняя квадратическая погрешность  $\sigma_2$  среднего квадратического отклонения исчисляется по формуле:

$$\sigma_2 = \frac{\sigma}{\sqrt{2n}},$$

где  $n$  — число вариантов.

Степень изменчивости ряда показательнее выразить через коэффициент вариации  $V$ , который выражается в процентах и определяется по формуле:

$$V = \frac{\sigma}{M_{cp}} \cdot 100.$$

Чем более изменчив ряд и чем меньшим количеством вариант он охарактеризован, тем больше ошибка ( $m$ ) в определении средней величины ( $M_{cp}$ ). Эта ошибка вычисляется по формуле:

$$m = \pm \frac{\sigma}{\sqrt{n}}.$$

Для приведенного выше примера:

$$m = \pm \frac{0,703}{\sqrt{22}} = \pm \frac{0,703}{4,69} = \pm 0,15.$$

При такой ошибке среднее содержание может быть:

$$M_{\text{ср}} = 1,00 \pm 0,15, \text{ то есть } 0,85 - 1,15 \text{ \%}.$$

Относительная ошибка среднего содержания в процентах:

$$m_{M_{\text{ср}}} = \frac{m \cdot 100}{M_{\text{ср}}} = \frac{\sigma \cdot 100}{\sqrt{n} \cdot M_{\text{ср}}} = \frac{V}{\sqrt{n}}.$$

Для приведенного выше примера

$$m_{M_{\text{ср}}} = \frac{0,15 \cdot 100}{1,00} = 15 \text{ \%}.$$

Если определено значение  $\sigma$  и задана допустимая величина  $m$ , то количество необходимых вариантов  $n$  вычисляется по формуле:

$$n = \frac{\sigma^2}{m^2} \text{ или } n = \frac{V^2}{m^2 M_{\text{ср}}},$$

которая выводится из формулы:

$$m_{M_{\text{ср}}} = \frac{V}{\sqrt{n}},$$

откуда

$$\sqrt{n} = \frac{V}{m_{M_{\text{ср}}}} \text{ и } n = \frac{V^2}{m^2 M_{\text{ср}}}.$$

По приведенным выше формулам мы можем определить, с какой точностью нами вычислены значения отдельных признаков, как-то: среднего содержания компонента по пробам, средней мощности, среднего объемного веса.

Стандартное отклонение ( $\sigma$ ) дает достаточно точную характеристику изменчивости ряда при условии, если оно вычислено по большому количеству вариантов. В иных случаях, когда в выборке участвует небольшое количество вариант, оно может оказаться завышенным или заниженным относительно действительности. При малой изменчивости вариационного ряда вычисление  $\sigma$  рекомендуется производить не менее чем по 30—40 вариант и не менее чем по 60—80 вариант при значительной изменчивости вариационного ряда.

*Формулы для вычисления ошибок при подсчете запасов.* При подсчете запасов вычисление объема, запаса руды или металла производится умножением соответственно площади на мощность, объема на объемный вес, вес руды на содержание металла. Кроме того, определенные по отдельным участкам площади, объемы и веса суммируются. Точность результативных данных зависит от тех погрешностей, с которыми определены отдельные слагаемые или множители.

Для определения общей ошибки суммы, разности или произведения приводятся следующие формулы:

1. Ошибка суммы или разности двух величин равна положительному или отрицательному значению корня квадратного из суммы квадратов этих ошибок, т. е.:

$$m = \pm \sqrt{m_1^2 + m_2^2},$$

где  $m$  — ошибка суммы,  
 $m_1$  и  $m_2$  — ошибка слагаемых или уменьшаемого и вычитаемого.

При  $m_1 = m_2$   $m = \pm m_1 \sqrt{2} = \pm 1,4m_1$ .

Из последнего видно, что ошибка двух слагаемых больше ошибки каждого из них, но меньше суммы их. Отсюда следствие: чем при подсчете запасов больше блоков, по которым подсчитывается запас, тем относительно меньшей должна быть относительная ошибка.

2. Ошибка суммы нескольких величин соответственно равна положительному или отрицательному значению корня квадратного из суммы квадратов ошибок этих величин, т. е.

$$m = \pm \sqrt{m_1^2 + m_2^2 + m_3^2 + \dots + m_n^2},$$

где  $m$  — ошибка суммы нескольких величин;  
 $n$  — число измеренных величин;

$m_1, m_2, m_3, \dots, m_n$  — ошибки в измерении отдельных величин.

3. Вычисление ошибки произведения двух величин производится по формуле:

$$m = \pm \sqrt{m_1^2 M_2^2 + m_2^2 M_1^2},$$

где  $m$  — общая ошибка произведения двух величин  $M_1$  и  $M_2$ ;  
 $m_1$  и  $m_2$  — ошибки соответственно отдельных множителей.

4. Ошибка  $m$  произведения величин  $M_1, M_2, M_3, M_4$ , определенных соответственно с погрешностями  $m_1, m_2, m_3$  и  $m_4$ , вычисляется по формуле:

$$m = \pm \sqrt{m_1^2 (M_2^2 \cdot M_3^2 \cdot M_4^2) + m_2^2 (M_1^2 \cdot M_3^2 \cdot M_4^2) + m_3^2 (M_1^2 \cdot M_2^2 \cdot M_4^2) + m_4^2 (M_1^2 \cdot M_2^2 \cdot M_3^2)}.$$

Эти формулы определения общей ошибки могут применяться лишь в том случае, если измеренные величины являются переменными, функционально независимыми друг от друга, как, например, при подсчете запасов произведение площади, мощности, объемного веса и содержания в руде металла.

. Отдельные возможные случаи применения вариационной статистики для вычисления ошибок при опробовании и подсчете запасов. При опробовании и подсчете запасов метод вариационной статистики может быть применен к решению ряда вопросов.

Среди них можно назвать следующие:

- 1) для определения степени неравномерности месторождения по данным стандартного отклонения и коэффициента вариации;
- 2) для построения вариационных кривых (гистограмм);
- 3) для определения точности, с которой вычислены среднее содержание, объемный вес, мощность тел полезного ископаемого и т. п.;
- 4) для определения точности аналитических исследований, обработки проб, составления технологических проб;
- 5) для грубо приближенного определения необходимого количества проб и измерения мощностей по установленному стандартному отклонению и заданной точности.

Остановимся в самых кратких чертах на рассмотрении отдельных случаев применения вариационной статистики к решению отдельных вопросов.

*Применение метода вариационной статистики к определению точности аналитических исследований проб.* Для определения среднего значения систематической ошибки методом вариационной статистики на примере табл. 12 обработки основных и контрольных анализов золоторудных проб одного из месторождений В. И. Смирнов (1950) приводит схему, по которой рекомендует обрабатывать данные внешнего контроля.

В приведенной таблице:

- 1) содержание золота в контрольных пробах обозначено через  $x$  (графа 3);
- 2) содержание золота в контролируемых пробах обозначается через  $y$  (графа 7);
- 3) количество контрольных проб (графа 1)

$$n_x = 44;$$

- 4) количество контролируемых проб (графа 6)

$$n_y = 44;$$

- 5) сумма содержания золота в контрольных пробах

$$\Sigma_x = 310,3;$$

- 6) сумма содержания золота в контролируемых пробах

$$\Sigma_y = 255,3;$$

- 7) среднее содержание золота в контрольных пробах

$$M_x = \frac{\Sigma_x}{n_x} = \frac{310,3}{44} = 7,0 \text{ г/т};$$

**Результаты контроля опробования одного из золоторудных месторождений**

Контрольные пробы					Основные (контролируемые) пробы				Произведения отклонений первой степени $\alpha_x \cdot \alpha_y$
№ п/п	№ проб	Содержание золота в г/т $x$	Отклонение от среднего содержания в г/т $x - M_x = \alpha_x$	Квадраты отклонений $(x - M_x)^2 = \alpha_x^2$	№ проб	Содержание золота в г/т $y$	Отклонение от среднего содержания в г/т $y - M_y = \alpha_y$	Квадраты отклонений $(y - M_y)^2 = \alpha_y^2$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	775	5,1	-1,9	3,61	731	4,5	-1,3	1,69	+2,47
2	776	1,9	-5,1	26,01	732	0,8	-5,0	25,00	+25,50
3	777	3,4	-3,6	12,96	733	2,0	-3,8	14,44	+13,68
4	778	4,1	-2,9	8,41	734	3,6	-2,2	4,84	+6,38
5	779	1,4	-5,6	31,36	735	0,2	-5,6	31,36	+31,36
6	780	5,6	-1,4	1,96	736	4,5	-1,3	1,69	+1,82
7	781	2,6	-4,4	19,36	737	1,6	-4,2	17,64	+18,48
8	782	3,1	-3,9	15,21	738	2,2	-3,6	12,96	+14,04
9	783	3,0	-4,0	16,00	739	1,8	-4,0	16,00	+16,00
10	784	4,2	-2,8	7,84	740	2,4	-3,4	11,56	+9,52
11	785	8,5	+1,5	2,25	741	7,6	+1,8	3,24	+2,70
12	786	2,9	-4,1	16,81	742	1,9	-3,9	15,21	+15,99
13	787	4,8	-2,2	4,84	743	3,2	-2,6	6,76	+5,72
14	788	4,3	-2,7	7,29	744	2,6	-3,2	10,24	+8,64
15	789	3,1	-3,9	15,21	745	2,1	-3,7	13,69	+14,43
16	790	10,2	+3,2	10,24	746	9,0	+3,2	10,24	+10,24
17	791	6,5	-0,5	0,25	747	3,8	-2,0	4,00	+1,00
18	792	5,9	-1,1	1,21	748	4,7	-1,1	1,21	+1,21
19	793	20,7	+13,7	187,69	749	18,7	+12,9	166,41	+176,73
20	794	7,3	+0,3	0,09	750	5,5	-0,3	0,09	-0,09
21	795	9,5	+2,5	6,25	751	8,8	+3,0	9,00	+7,50

№ п/п	Контрольные пробы				Основные (контролируемые) пробы				Произведения отклонений первой степени $\alpha_x \cdot \alpha_y$
	№ проб	Содержание золота в г/т $x$	Отклонение от среднего содержания в г/т $x - M_x = \alpha_x$	Квадраты отклонений $(x - M_x)^2 = \alpha_x^2$	№ проб	Содержание золота в г/т $y$	Отклонение от среднего содержания в г/т $y - M_y = \alpha_y$	Квадраты отклонений $(y - M_y)^2 = \alpha_y^2$	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
22	796	15,0	+8,0	64,00	752	13,8	+8,0	64,00	+64,00
23	797	13,9	+6,9	47,61	753	12,7	+6,9	47,61	+47,61
24	798	9,6	+2,6	6,76	754	7,9	+2,1	4,41	+5,46
25	799	10,5	+3,5	12,25	755	9,1	+3,3	10,89	+11,55
26	800	6,8	-0,2	0,04	756	4,1	-1,7	2,89	+0,34
27	801	6,8	-0,2	0,04	757	4,7	-1,1	1,21	+0,22
28	802	6,7	-0,3	0,09	758	5,1	-0,7	0,49	+0,21
29	803	8,3	+1,3	1,69	759	5,0	-0,8	0,64	-1,04
30	804	27,2	+20,2	408,04	760	24,4	+18,6	345,96	+375,72
31	805	19,5	+12,5	156,25	761	16,5	+10,7	114,49	+133,75
32	806	8,4	+1,4	1,96	762	6,6	+0,8	0,64	+1,12
33	807	4,0	-3,0	9,00	763	3,9	-1,9	3,61	+5,70
34	808	22,4	+15,4	237,16	764	20,5	+14,7	216,09	+226,38
35	809	5,7	-1,3	1,69	765	7,7	+1,9	3,61	-2,47
36	810	3,9	-3,1	9,61	766	2,8	-3,0	9,00	-9,30
37	811	4,2	-2,8	7,84	767	3,6	-2,2	4,84	+6,16
38	812	2,7	-4,3	18,49	768	2,0	-3,8	14,44	+16,34
39	813	1,8	-5,2	27,04	769	1,4	-4,4	19,36	+22,88
40	814	1,6	-5,4	29,16	770	0,9	-4,9	24,01	+26,46
41	815	0,9	-6,1	37,21	771	0,8	-5,0	25,00	+30,50
42	816	3,8	-3,2	10,24	772	3,7	-2,1	4,41	+6,72
43	817	3,8	-3,2	10,24	773	3,0	-2,8	7,84	+8,96
44	818	4,7	-2,3	5,29	774	3,6	-2,2	4,84	+5,06
44	—	310,3	+2,3	1 496,55	44	255,3	+0,1	307,55	+1 384,25

8) среднее содержание золота в контролируемых пробах

$$M_y = \frac{\sum y}{n_y} = \frac{255,3}{44} = 5,8 \text{ г/м};$$

9) отклонение от среднего содержания золота в контрольных пробах (графа 4)

$$\alpha_x = x - M_x;$$

10) отклонения от среднего содержания золота в контролируемых пробах (графа 8)

$$\alpha_y = y - M_y;$$

11) среднее квадратическое отклонение контрольных анализов

$$\sigma_x = \sqrt{\frac{\sum \alpha_x^2}{n_x}} = \sqrt{\frac{1496,55}{44}} = 5,83;$$

12) среднее квадратическое отклонение контролируемых анализов

$$\sigma_y = \sqrt{\frac{\sum \alpha_y^2}{n_y}} = \sqrt{\frac{1307,55}{44}} = 5,45;$$

13) средняя квадратическая ошибка среднего  $M_x$

$$m_x = \frac{\sigma_x}{\sqrt{n_x}} = \frac{5,83}{\sqrt{44}} = 0,88;$$

14) средняя квадратическая ошибка среднего  $M_y$

$$m_y = \frac{\sigma_y}{\sqrt{n_y}} = \frac{5,45}{\sqrt{44}} = 0,82;$$

15) коэффициент корреляции содержания определяемого компонента

$$r = \frac{\sum \alpha_x \cdot \alpha_y}{\sqrt{\sum \alpha_x^2 \cdot \sum \alpha_y^2}} = \frac{+1384,25}{\sqrt{1496,55 \times 1307,55}} = \frac{+1384,25}{1398,86} = +0,99;$$

при этом

$$m_r = \frac{1 - r^2}{\sqrt{n}} = \frac{1 - 0,9801}{\sqrt{44}} = 0,003;$$

$$M_y - M_x = \sigma = 5,8 - 7,0 = -1,2;$$

16) коэффициент вероятности

$$t = \frac{M_y - M_x}{\sqrt{m_x^2 + m_y^2 - 2m_x \cdot m_y \cdot r}} = \frac{1,2}{0,13} = 9,23;$$

17) среднее значение систематической ошибки

$$f = \frac{M_x}{M_y} = \frac{7,0}{5,8} = 1,21;$$

18) степень точности определения коэффициента вероятности.

$$\alpha_f = \pm \frac{t_1}{M_y} \sqrt{m_x^2 - 2r \cdot m_x \cdot m_y \frac{M_x}{M_y} + m_y^2 \left(\frac{M_x}{M_y}\right)^2} =$$

$$= \pm \frac{2}{5,8} \sqrt{0,7744 - 2 \cdot 0,99 \times 0,88 \times 0,82 \times 1,21 + 0,6724 \times 1,8641} =$$

$$= \pm 0,345 \sqrt{0,0301} = \pm 0,0597.$$

В табл. 13 приводятся коэффициенты  $t$  и соответствующие им вероятности  $P$ .

Таблица 13

Коэффициенты  $t$  и соответствующие им вероятности  $P$

Коэффициенты $t$	Вероятности $P$	Коэффициенты $t$	Вероятности $P$	Коэффициенты $t$	Вероятности $P$
0,0	0,00	1,4	0,84	2,8	0,995
0,1	0,08	1,5	0,87	2,9	0,996
0,2	0,16	1,6	0,89	3,0	0,997
0,3	0,24	1,7	0,91	3,1	0,998
0,4	0,31	1,8	0,93	3,2	0,999
0,5	0,38	1,9	0,94	3,3	0,999
0,6	0,45	2,0	0,95	3,4	0,9993
0,7	0,52	2,1	0,96	3,5	0,9995
0,8	0,58	2,2	0,97	3,6	0,9997
0,9	0,63	2,3	0,98	3,7	0,9998
1,0	0,68	2,4	0,98	3,8	0,9998
1,1	0,73	2,5	0,99	3,9	0,9999
1,2	0,77	2,6	0,991		
1,3	0,81	2,7	0,993		

В. И. Смирнов (1950) отмечает, что «при  $t = 9,23$ , вероятность того, что здесь имеется систематическая ошибка, равна более 0,9999, т. е. практически основная лаборатория допускает систематическую ошибку в своей работе. Чем больше величина  $t$ , тем определеннее можно сделать вывод о наличии систематической ошибки в определении ценного компонента.

Эту ошибку можно считать несущественной только в том случае, если  $t$  менее 2. В случае, когда  $t$  более 2, все основные анализы должны быть переделаны, или в данные о содержании ценного компонента следует внести поправочный коэффициент.

Величина  $f$  определяет абсолютное среднее значение систематической ошибки, т. е. во сколько раз основная лаборатория преувеличивает или преуменьшает содержание ценного компонента в минеральном сырье. Если  $f$  больше 1, то содержание преуменьшено, если  $f$  меньше 1, то содержание преувеличено. В приведенном здесь примере содержание золота в основной лаборатории преуменьшается в 1,21 раза.

Величина  $\alpha_f$  показывает степень точности определения коэффициента систематической ошибки  $f$ . В нашем примере точность



его равна  $\pm 0,0597$ . Иначе говоря, основная лаборатория преуменьшает содержание золота в пробах в среднем в  $1,21 \pm \pm 0,0597$  раз.

Наиболее важными коэффициентами являются  $t$  и  $f$ . Первый из них вскрывает наличие систематической ошибки, второй — ее величину. Коэффициент  $a_f$  для практических целей не важен».

*Применение методов вариационной статистики к определению степени неравномерности (изменчивости) месторождения.* Некоторые исследователи считают, что степень изменчивости содержания и мощности в рудном теле может быть с достаточной полнотой охарактеризована величиной стандартного отклонения и коэффициентом вариации или изменчивости  $V$ .

Следовательно,  $\sigma$  и  $V$  являются как бы измерителями неравномерности месторождения. По величине  $V$  все месторождения можно разделить на несколько групп, для которых будут свойственны свои пределы  $V$ , а именно:

I. Весьма равномерные месторождения . . . . .	$V$ до 20
II. Равномерные . . . . .	$V$ 20—40
III. Неравномерные . . . . .	$V$ 40—100
IV. Весьма неравномерные . . . . .	$V$ 100—150
V. Крайне неравномерные . . . . .	$V$ 150 и выше

В зависимости от величины  $V$  рекомендуется принимать те или другие интервалы опробования.

К. Л. Пожарицкий (1947) показал, что стандартное отклонение  $\sigma$  и коэффициент вариации  $V$  могут быть лишь грубо приближенными измерителями неравномерности месторождений, так как при статистической обработке полученных данных, например данных по содержанию полезного компонента, мощности тела полезного ископаемого и т. д., не могут быть учтены геологические особенности строения месторождения. Из этого он делает вывод, что «характеристика неравномерности месторождения величинами  $\sigma$  и  $V$  является в известной степени абстрактной и неполной», не учитывающей особенностей пространственного распределения вариант.

Вариационные вычисления погрешностей могут быть безоговорочно использованы по отношению к стихийно-случайным совокупностям вариант без учета, например, пространственной связи между этими вариантами, чего в полной мере нет в телах полезных ископаемых.

По данным В. И. Красникова, К. Л. Пожарицкий приводит таблицы изменения величин вариационных коэффициентов по различным блокам руды месторождений (табл. 14).

Как видно, колебания значений  $V$  для одного и того же месторождения весьма большие.

Из приведенных данных К. Л. Пожарицким (1947) делаются выводы, «что вариационный коэффициент может быть только

## Изменения величин вариационных коэффициентов

Месторождения	Металл	Величина вариационного коэффициента по содержанию $V = \frac{\sigma \cdot 100}{M_{\text{ср}}}$ по блокам	
		Минимальный	Максимальный
Риддерское . . . . .	Золото	137	166
	Свинец	23	303
	Цинк	26	84
Центральный рудник (Степняк) . .	Золото	52	224
Алгачинское . . . . .	Цинк	42	126
Дегтярское . . . . .	Медь	52	136
Текели (убогие руды) . . . . .	Свинец	49	119

грубо приближенным измерителем неравномерности. Он может найти применение только при крупном делении месторождений на группы по степени неравномерности, являясь дополнением к словесной качественной характеристике. . .

И так как величины  $\sigma$  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».

Следует, однако, отметить, что коэффициент вариации мощности тел полезных ископаемых и содержания в них ценных компонентов для общей аналитической характеристики степени неравномерности может быть полезен. Он становится уже достаточно надежным аналитическим выражением этой неравномерности для сложных месторождений цветных металлов и особенно редких и благородных металлов, для которых отмечается увеличение коэффициентов вариации при заметном увеличении сложности месторождений.

*Применение методов вариационной статистики к решению вопроса густоты опробования.* При теоретическом расчете расстояний между пробами Д. А. Зенковым предложено пользоваться следующей формулой:

$$l = \frac{P^2}{V^2} \cdot L,$$

где  $l$  — среднее расстояние между пробами по штрекам и восстающим  $m$ ;

$P$  — показатель точности или относительная средняя ошибка, выраженная в процентах от арифметической середины;

$V$  — коэффициент вариации;

$L$  — длина опробуемой выработки или периметр блока.

Эта формула выводится из уравнений

$$n = \frac{V^2}{P^2} \text{ и } n = \frac{L}{l}$$

или

$$\frac{L}{l} = \frac{V^2}{P^2},$$

откуда

$$l = \frac{P^2}{V^2} \cdot L,$$

где  $n$  — количество необходимых вариантов (проб), остальные значения имеют прежние выражения.

Приведенная выше формула дает только приближенное решение, она позволяет определить лишь порядок величины  $l$ , причем применение формулы ограничивается совершенно определенными условиями, а именно:

1. Отсутствием закономерно плавных изменений содержаний по простиранию и падению рудных тел на отдельных участках. При наличии таких закономерностей получаются резко завышенные расчетные данные.

2. Правильно выбранным значением  $V$ . Обычно оно принимается по аналогии с разведанными блоками или участками месторождения.

В заключение этого раздела следует упомянуть, что многими геологами не разделяется мнение о возможности более или менее точного определения методами вариационной статистики плотности опробования. В частности, К. Л. Пожарицкий отмечает, что «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. 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  $V_c = 130\%$ . . . Чтобы обеспечить гарантию 75%, нужно допустимую погрешность среднего содержания принять равной  $\frac{10\%}{2} = 5\%$ .

Тогда

$$n = \frac{V^2}{m^2 M} = \frac{130^2}{5^2} = \frac{16900}{25} = 676.$$

В блоке  $40 \times 60$  м периметр равен 200 м, следовательно пробы должны отбираться через  $\frac{200}{676} = 0,3$  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» (1947).

Помимо этого, как правильно отмечает В. И. Смирнов, по формулам вариационной статистики можно вычислить не расстояние между пробами, а их общее количество, необходимое для обеспечения задаваемой точности. В этом случае расстояние будет зависеть от размеров опробуемого участка: для крупной площади оно будет большим, для малой — малым, что совершенно неприемлемо, так как пробы на одном и том же месторождении должны располагаться на одинаковых расстояниях. Поэтому в общем случае существующие формулы вариационной статистики не пригодны для определения расстояний между пробами.

В заключение следует отметить, что дальнейшая разработка вопросов применения математики к анализу геолого-разведочных данных и использования ее для целей выбора наиболее рациональных методов опробования и подсчета запасов может привести к значительным сдвигам в этой области, поставить ее на точную аналитическую базу.

---

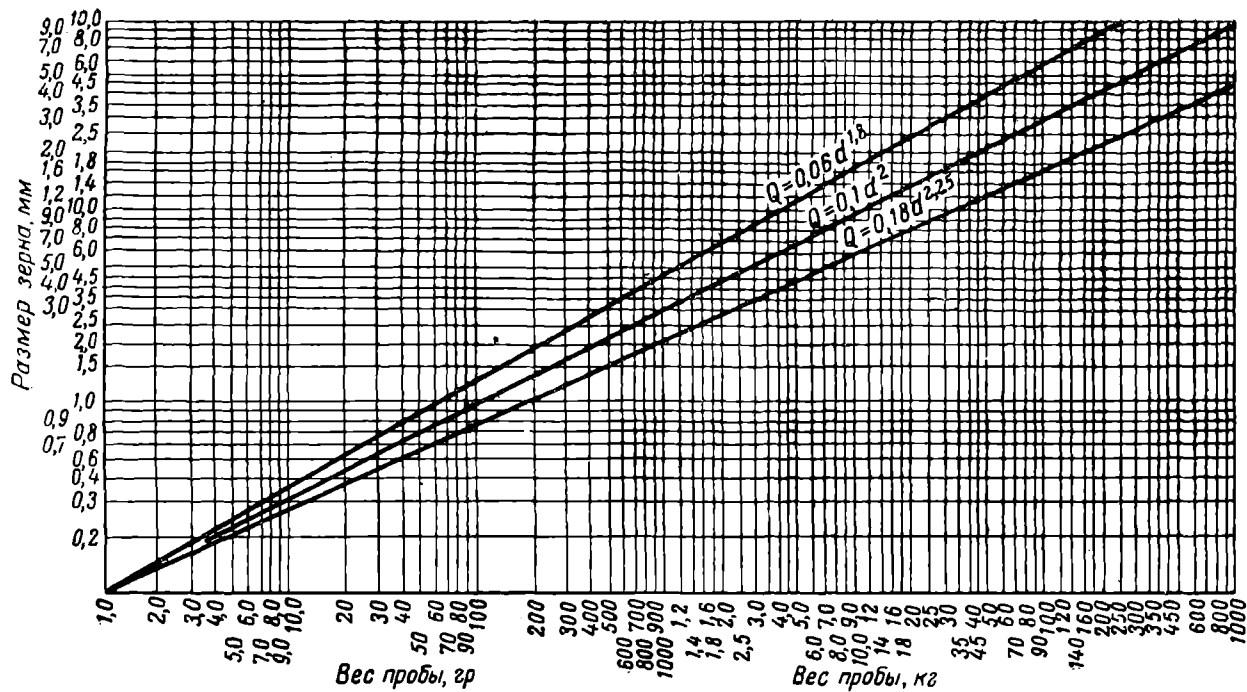
## ЛИТЕРАТУРА

- Ажгирей Г. Д., Брешенков Б. К., Зенков Д. А. и Русинов Л. А. Методы поисков и разведки полезных ископаемых. Госгеолиздат, 1950.
- Альбов М. Н. Опробование рудных месторождений. Металлургиздат, 1952.
- Арсентьев А. В. Поиски и разведка золота и платины. 1932.
- Бауман В. И. К вопросу о подсчете запасов полезных ископаемых. Горный журнал, декабрь, 1908.
- Бетехтин А. Г. Минералогия. Госгеолиздат, 1950.
- Болдырев А. К. Теория подсчета запасов металла в расшурфованной россыпи. Горный журнал № 7—8, 1914.
- Васильев И. С. и др. Курс методики разведочного дела. ГИГГНИ, 1933.
- Володомонов Н. В. О методе подсчета запасов жильных месторождений. Горный журнал № 3—4, 1944.
- Глазковский В. А. и Доливо-Добровольский В. В. Оценка тектурных особенностей руд. Metallurgizdat, 1946.
- Глазковский В. А. Техническое опробование месторождений полезных ископаемых. Геолразведиздат, 1932.
- Дахнов В. И. Кароттаж скважин, интерпретация кароттажных диаграмм. Гостоптехиздат, 1941.
- Зенков Д. А. Руководство по методике рудничной геологии для золоторудных месторождений. Часть I. Госгеолиздат, 1941.
- Золотарев А. С. Подсчет запасов полезного ископаемого в блоке между сходящимися профилями. ОНТИ, 1936.
- Изаксон С. С. Подсчет запасов полезных ископаемых. Углетехиздат, 1948.
- Инструкция по применению классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых. Металлы. Вып. I. Госгеолиздат, 1948.
- Инструкция по применению классификации запасов твердых полезных ископаемых. Уголь и сланцы. Вып. II. Госгеолиздат, 1947.
- Инструкция по применению классификации запасов месторождений твердых полезных ископаемых. Неметаллическое сырье. Вып. III. Госгеолиздат, 1941.
- Инструкция по применению классификации запасов твердых полезных ископаемых. Неметаллические ископаемые. Вып. IV. Госгеолиздат, 1942.
- Инструкция о порядке внесения и оформления материалов по подсчету запасов полезных ископаемых, представляемых для утверждения во Всесоюзную комиссию по запасам (ВКЗ) и территориальные комиссии по запасам (ТКЗ). Госгеолиздат, 1948.
- Каллистов П. Л. Учет высоких проб и самородков при подсчете запасов месторождений золота. Труды Нигризолото, 1953.
- Косов Б. М. Оценка месторождений при поисках и разведках олова. Госгеолиздат, 1949.
- Красников В. И. Результаты экспериментальных работ по выявлению погрешностей подсчета запасов. Горный журнал № 2, 1947.
- Ломоносов М. В. О слоях земных. С. Петербург, 1763.
- Ломоносов М. В. Первые основания металлургии или рудных дел. С. Петербург, 1763.

- Малий С. П. Геологическое обслуживание рудников Карабашских колчеданных месторождений на Урале. Сборник статей «Рудничная геология». Госгеолиздат, 1946.
- Пожарицкий К. Л. Опробование месторождений цветных металлов и золота. Metallurgizdat, 1947.
- Прокопьев Е. П. Сравнительная оценка разных методов подсчета запасов золота в россыпных месторождениях. Горный журнал № 10, 1925.
- Прокопьев Е. П. Метод определения величины потерь и разубоживания при разработке рудных месторождений. Журнал «Цветные металлы» № 4, 1937.
- Прокопьев А. П. Практические методы подсчета запасов рудных месторождений. Госгеолиздат, 1953.
- Рыжов П. А. Геометризация недр. Госгеолиздат, 1942.
- Скаковский К. Н. Подсчет запасов. Части I, II, III и IV. Metallurgizdat, 1933.
- Смирнов В. И. Подсчет запасов минерального сырья. Госгеолиздат, 1950.
- Соловьев В. Г. Методика определения физических свойств руд на примере изучения Турланского месторождения. Труды ЦНИГРИ. Вып. 92, 1937.
- Соловьев П. П. Опробовательско-обогащительная установка для геолого-разведочных партий. Разведка недр № 12, 1938.
- Трушков Н. И. Экспертиза рудных месторождений. Опробование и подсчет запасов. Горно-нефт. издат. 1934.
- Трушков Н. И. Разработка рудных месторождений. Metallurgizdat, 1946.
- Фишман М. А. Технология полезных ископаемых. Metallurgizdat, 1949.
- Чечотт Г. О. Опробование и испытание полезных ископаемых. ОНТИ, 1952.
- Шклярский Ф. Н. Один из способов определения запасов гнездовых месторождений. Горный журнал № 4—5, 1921.
-

# ПРИЛОЖЕНИЯ

---



Логарифмическая диаграмма для определения надежных весов химических проб по формуле  $Q = kd^\alpha$   
 (по К. Л. Пожарицкому)





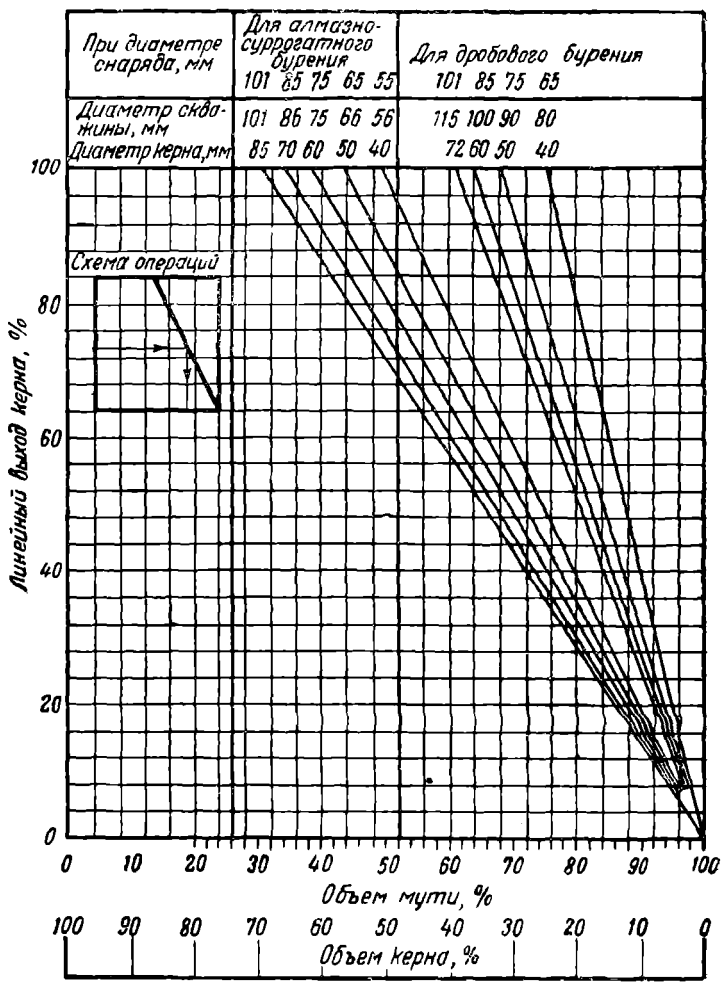
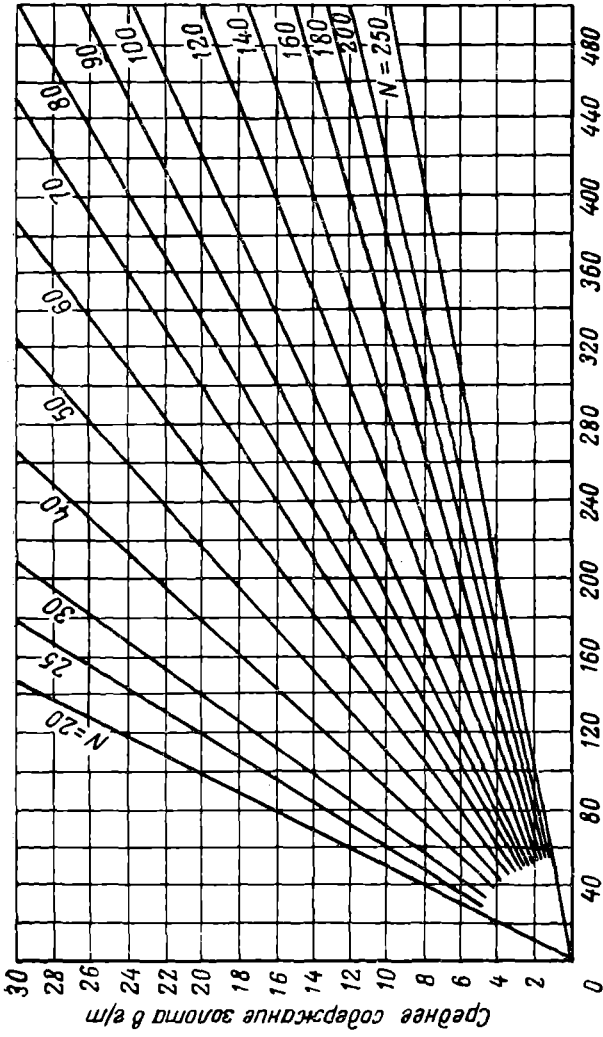


Диаграмма для определения выхода керна и муты  
(по К. Л. Пожарицкому)



Номограмма для определения верхнего предела нормальной пробы  
(по Н. В. Володимонову)

## ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие . . . . .	3
Введение . . . . .	5

### Часть первая

#### О П Р О Б О В А Н И Е

I. Методы опробования горных выработок и основные факторы, влияющие на выбор метода опробования . . . . .	14
1. Опробование бороздовым методом . . . . .	22
2. Опробование задириковым методом . . . . .	36
3. Опробование валовым методом . . . . .	40
4. Шпуровое опробование . . . . .	45
5. Точечный метод опробования . . . . .	50
6. Горстевое опробование (опробование методом вычерпывания) . . . . .	51
7. Опробование способом отбора монолитов . . . . .	53
8. Контрольное опробование . . . . .	54
9. Определение расстояний между пробами Факторы, влияющие на выбор интервалов опробования . . . . .	55 55
10. Объединенные пробы . . . . .	62
11. Групповые пробы . . . . .	64
II. Опробование при бурении скважин . . . . .	66
1. Опробование при колонковом бурении . . . . .	67
2. Опробование при ударно-канатном бурении . . . . .	76
3. Опробование при ручном и механизированном ударно-вращательном бурении . . . . .	77
III. Опробование, проводимое при эксплуатации месторождений . . . . .	80
1. Опробование с целью определения потерь и разубоживания руды . . . . .	80
2. Опробование очистных выработок . . . . .	89
3. Опробование руды в вагонах . . . . .	89
4. Опробование старых отвалов . . . . .	91
5. Опробование небольших партий руды . . . . .	91
6. Опробование рыхлых отвалов . . . . .	91
7. Опробование руд на обогатительных фабриках . . . . .	92
8. Опробование с целью проведения технологических испытаний полезных ископаемых . . . . .	92
IV. Методика обработки проб . . . . .	98
1. Принципы определения необходимого веса проб . . . . .	98
2. Дробление (измельчение) проб . . . . .	107
3. Грохочение (просеивание) материала проб . . . . .	108
4. Перемешивание материала проб . . . . .	110
5. Сокращение проб . . . . .	112
6. Организация лабораторий для обработки проб при разведке и эксплуатации месторождений . . . . .	115

V. Опробование россыпей . . . . .	118
1. Методика проведения опробования россыпей . . . . .	118
2. Методика определения содержания полезного компонента в пробах . . . . .	132
VI. Геологическая документация при опробовании . . . . .	136
1. Виды геологической документации при опробовании и графическое оформление результатов опробования . . . . .	136
2. Обработка данных результатов опробования . . . . .	144
3. Условия рационального применения способа среднего взвешенного по мощности при вычислении среднего содержания . . . . .	155
4. Учет исключительно высоких проб при подсчете средних содержаний полезного компонента . . . . .	158
5. Учет самородков при вычислении средних содержаний золота по пробам . . . . .	166
6. Учет валунности при вычислении средних содержаний полезных ископаемых по пробам, взятым в шурфах . . . . .	167
7. Учет степени разрыхленности при вычислении средних содержаний полезных ископаемых по пробам, взятых из шурфов . . . . .	168
8. Контрольные анализы . . . . .	168

## *Часть вторая*

### **ПОДСЧЕТ ЗАПАСОВ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ И ЭЛЕМЕНТЫ ГЕОЛОГИЧЕСКОЙ ОЦЕНКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ**

Общие сведения . . . . .	172
VII. Оконтуривание месторождений для подсчета запасов полезного ископаемого . . . . .	175
1. Способы построения контуров тел полезных ископаемых . . . . .	177
2. Измерение площади на планах и разрезах . . . . .	184
VIII. Определение мощности тела полезного ископаемого . . . . .	188
IX. Определение объемного веса и влажности минерального сырья . . . . .	191
X. Точность подсчета запасов . . . . .	197
XI. Методы подсчета запасов . . . . .	203
1. Метод среднего арифметического . . . . .	203
2. Метод геологических блоков . . . . .	205
3. Метод статистический . . . . .	206
4. Метод ближайшего района (метод Болдырева, многоугольников, ближайших точек, индивидуальный метод) . . . . .	208
5. Метод треугольников . . . . .	213
6. Метод четырехугольников . . . . .	218
7. Метод эксплуатационных блоков . . . . .	221
8. Метод разрезов (линейных сечений) . . . . .	227
9. Метод изолиний . . . . .	234
10. Метод изогипс (метод Баумана, равных абсолютных высот) . . . . .	241
11. Метод геометрических фигур . . . . .	245
12. Определение и учет коэффициента продуктивности (рудонности) при подсчете запасов . . . . .	246
13. Применение методов подсчета запасов в зависимости от системы разведок . . . . .	250
XII. Классификация запасов и условия отнесения запасов различных полезных ископаемых к различным категориям . . . . .	254
XIII. Некоторые элементы промышленной оценки месторождений . . . . .	268
XIV. Применение вариационной статистики к опробованию и подсчету запасов . . . . .	273
Литература . . . . .	287

## ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1. Логарифмическая диаграмма для определения надежных весов химических проб по формуле $Q = kd$ (по К. Л. Пожарицкому)	291
Приложение 2. Диаграмма для определения выхода керна и мути (по К. Л. Пожарицкому)	292
Приложение 3. Номограмма для определения верхнего предела нормальной пробы (по Н. В. Володомонову)	293

Редактор *В. И. Смирнов*

Редактор издательства *Н. И. Бабинцев*

Технический редактор *А. А. Киселева*

Корректор *А. А. Кретищенко*

Сдано в набор 14/VI 1954 г.

Подписано к печати 2/IX 1954 г.

Формат 60×92<sup>1</sup>/<sub>16</sub> 9,25 бум. л. — 18,5 печ. л.

Уч. издат. л. 18,1

T—03583

Тираж 15 000 экз.

Цена 7 р. 85 к.

Заказ 709

### ИСПРАВЛЕНИЯ

Страница	Строка	Напечатано	Следует читать
4	4 сверху	М. А. Русинову	Л. А. Русинову
21	19 снизу	кусоватости	кусоватости
33	3 снизу в табл. 1	до $5 \times 2$	до $5 \times 3$
226	12 снизу	$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 \cdot n_2 + m_2}{n + 1}$	$m_{\text{ср}} = \frac{m_1 \cdot n_1 + m_2}{n_1 + 1}$
232	1 снизу	$P = \frac{P_v \cdot P_k + \sqrt{P_v \cdot P_k}}{3} \cdot l_k;$	$P = \frac{P_v + P_k + \sqrt{P_v \cdot P_k}}{3} \cdot l_k;$
248	10 снизу	$K_3 = \frac{l_1''' + l_2''' + l_3'''}{L}$	$K_3 = \frac{l_1''' + l_2''' + l_3'''}{L_3}$

А. А. Якжин. „Опробование и подсчет запасов“