

Разведка и освоение гидротермальных месторождений горного хрусталя

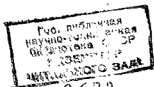


РАЗВЕДКА И ОСВОЕНИЕ
ГИДРОТЕРМАЛЬНЫХ
МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ



ИЗДАТЕЛЬСТВО «НЕДРА»
Москва 1974

В4
17504



74-3632

Разведка и освоение гидротермальных месторождений горного хрусталя. М., «Недра», 1974, 264 с. Авт. П. Г. Коробейников, А. С. Гудков, Н. И. Брезгунов, Ю. А. Ткачев.

Монография состоит из четырнадцати глав: в первых пяти приводятся общие сведения о месторождениях горного хрусталя различных геолого-промышленных типов, дается обоснование рациональной стадийности работ по освоению различных групп месторождений и рассматриваются вопросы методики подсчета запасов; в последующих восьми главах дается описание типовых рациональных систем открытой и подземной разработки месторождений горного хрусталя; в последней главе излагается методика составления кондиций для месторождений горного хрусталя и приводятся технико-экономические расчеты по их обоснованию.

Работа предназначена для геологов, горняков и экономистов геологического профиля, занимающихся поисками, разведкой и освоением гидротермальных месторождений горного хрусталя; она будет также полезна для научных сотрудников, студентов и преподавателей геологических вузов и техникумов.

Таблиц 70, иллюстраций 69, список литературы — 80 названий.

Авторы: П. Г. Коробейников, А. С. Гудков, Н. И. Брезгунов, Ю. А. Ткачев

ПРЕДИСЛОВИЕ

В отечественной геологической и горнотехнической литературе отсутствуют работы, освещающие опыт освоения месторождений горного хрусталя. Предлагаемая монография частично восполняет этот пробел, она является попыткой обобщения теоретических знаний и практического опыта, накопленного геологами и горняками при разведке и освоении гидротермальных месторождений горного хрусталя.

Некоторые вопросы, рассматриваемые в книге, дискуссионные, требующие дополнительного изучения. Авторы при работе над книгой использовали материалы многих геологов и горняков, работающих в различных хрусталеносных провинциях Советского Союза.

Глава I написана А. С. Гудковым, главы II—IV — Н. И. Брезгуновым, глава V — Ю. А. Ткачевым, главы VI—XIV — П. Г. Коробейниковым.

Авторы выражают признательность товарищам, занимающимся разведкой и освоением гидротермальных месторождений горного хрусталя, за ценные советы, полученные при работе над книгой, особенно А. П. Туринге, М. Я. Харину, В. С. Роцину, Н. И. Котову и А. А. Юсипову, а также благодарны А. Д. Азарных, П. А. Добрынину, Д. А. Золотареву, Н. Я. Смутьскому, Л. Е. Ушверидзе и другим геологам за помощь, оказанную при ознакомлении с многочисленными месторождениями.

Авторы приносят благодарность С. Н. Кондрашеву, В. К. Лобанову, И. П. Пальмову и Л. В. Оганесяну за ценные замечания и пожелания, сделанные при просмотре рукописи.

ВВЕДЕНИЕ

Месторождения горного хрусталя имеют ряд специфических особенностей, влияющих на методику разведки и последовательность работ, связанных с их освоением: 1) крайне неравномерный гнездовой характер распределения и значительную изменчивость качества полезного ископаемого, вызывающую необходимость проведения при разведке больших объемов валового опробования; 2) разнообразие геолого-промышленных типов месторождений, требующих различного подхода при их освоении; 3) хрупкость кристаллов горного хрусталя и ряд других особенностей.

Промышленные месторождения горного хрусталя бывают магматогенные (пегматитовые и гидротермальные) и экзогенные (россыпные). Наибольшей сложностью и разнообразием отличаются гидротермальные месторождения. Они представлены одиночными хрусталеносными кварцевыми жилами, жильными зонами и штокверками различных размеров. Наряду с этим известны месторождения, насчитывающие десятки и даже сотни кварцевых жил, локализующихся в зонах протяженностью в сотни метров. В данной работе рассматриваются только гидротермальные месторождения.

Многообразие промышленных типов гидротермальных месторождений горного хрусталя не позволяет установить единую рациональную последовательность работ, связанных с их освоением. Основные факторы, влияющие на стадийность освоения месторождений, — размеры и количество хрусталеносных тел, слагающих месторождение, в отдельных случаях — характер жиловмещающих пород и рельеф местности. Подразделение месторождений с учетом совокупности геологических и горнотехнических факторов на определенные группы позволяет разработать единые типовые схемы рациональной стадийности работ для отдельных геолого-промышленных групп месторождений. Таким образом, разрешается один из наиболее трудных-методических вопросов, связанных с упорядочением геологоразведочного процесса.

Гнездовой характер распределения полезного ископаемого в сочетании с исключительной изменчивостью количества кристаллов в гнездах и незакономерным распределением гнезд в хрусталенос-

ных телах крайне затрудняет оценку запасов при разведке месторождений. Поэтому для подсчета запасов используются разнообразные методы, в том числе и специфический геолого-статистический метод, редко применяемый на месторождениях других полезных ископаемых.

При разведочных работах на различных месторождениях горного хрусталя широко применяется проходка всевозможных горных выработок — канав, шурфов, дудок, траншей, штолен, шахт и связанных с последними квершлагов, штреков, восстающих, ортов и т. п. Горные работы на месторождениях пьезооптических минералов ведутся в породах разной крепости и в различных гидрогеологических условиях. Преобладающие объемы горных работ приходится на весьма крепкие породы — кварциты, гранитоиды, кристаллические сланцы и диабазы, являющиеся вмещающими для большинства известных коренных месторождений. Горные породы средней крепости для месторождений горного хрусталя менее характерны.

Большинство месторождений горного хрусталя, за исключением расположенных в коре выветривания, залегает в крепких и весьма крепких породах, в которых проходка любых горных выработок невозможна без применения взрывных работ. Однако методы и масштабы их применения различны. Это зависит главным образом от характера распределения мелких, средних и крупных хрусталеносных полостей. На месторождениях с крупными, но редко встречающимися хрусталеносными полостями пустые породы, располагающиеся в межполостных участках, разбуриваются шпурами длиной до 2 м и отбиваются взрывами нормальных зарядов патронированного или порошкообразного аммонита. Приближение забоя к очередной хрусталеносной полости всегда заметно по проявлению проводников, глинки, обычно заполняющей большие хрусталеносные полости, и другим признакам, часто характерным для данного месторождения и обычно хорошо известным не только инженерно-техническому персоналу, но и рабочим.

Разведочные и разведочно-эксплуатационные работы на месторождениях горного хрусталя проводятся с применением всех современных средств механизации, которые могут быть использованы в соответствующих условиях.

Открытые работы ведутся с коэффициентом вскрыши от 1—2 до 5 м³/м³ и более при высоте вскрышных уступов 8—10 м и добычных подступов 4—5 м. За последнее десятилетие большая часть хрусталесырья добыта открытым способом.

При подземной разработке месторождений горного хрусталя в зависимости от горногеологических условий применяется несколько рациональных систем. Во всех системах предусматриваются: забойная сортировка продуктивной горной массы, разборка хрусталеносных полостей и извлечение из них кристаллосырья, заполнение очистного пространства пустой породой, оставление целиков и опробование их шпурами. Изыскание новых и усовершенство-

вание существующих систем разработки идет по нескольким путям: оставления в блоках наибольшего объема целиков (участков пустой породы или пород с бедным содержанием) и их опробования шпурами (располагающимися в шахматном порядке с расстоянием между шпурами в ряду и между рядами более 1 м); уменьшения объема очистных работ за счет перфорации целиков (междуэтажных, подэтажных, междукамерных и внутризайных) и извлечения из них кристаллосырья.

Кондиции на кристаллосырье представляют собой совокупность требований промышленности, предъявляемых к качеству полезного ископаемого и к горнотехническим параметрам, при соблюдении которых достигается экономическая целесообразность добычи и переработки полезного ископаемого.

При промышленной оценке месторождений горного хрусталя кондиции служат для оконтуривания и разделения запасов на балансовые и забалансовые.

СТАДИЙНОСТЬ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

ГЛАВА I

КРАТКИЕ СВЕДЕНИЯ О МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

Горный хрусталь — широко распространенный в природе минерал. История использования его человеком уходит в глубь веков. Уже за 2 тыс. лет до н. э. египтяне применяли горный хрусталь для украшений, инкрустируя его золотом, серебром и эмалями.

До первой четверти текущего столетия главная масса кристаллов кварца использовалась в качестве полудрагоценного и поделочного камня в ювелирной промышленности. Особый интерес для этого наряду с прозрачными кристаллами горного хрусталя представляли дымчатый кварц, аметист и цитрин.

В настоящее время горный хрусталь широко применяется в различных областях науки и техники. Это объясняется многими ценными его свойствами, к числу которых прежде всего относятся пьезоэлектрический эффект, способность вращать плоскость поляризации и пропускать ультрафиолетовые лучи. Особенно резко увеличилась потребность в высококачественных кристаллах пьезокварца в связи с широким использованием его в радиотехнике, телевидении и других областях народного хозяйства.

Несмотря на широкое распространение горного хрусталя в природе, промышленные месторождения его встречаются весьма редко. Поэтому в последние годы в ряде стран налажено производство синтетического кварца, технология выращивания которого непрерывно совершенствуется. Однако роль природных кристаллов горного хрусталя в промышленности по-прежнему велика. Удовлетворение этих нужд промышленности производится главным образом за счет разработки коренных месторождений горного хрусталя.

Высококачественные кристаллы пьезоэлектрического кварца, основного полезного компонента месторождений горного хрусталя, занимают ничтожную часть объема промышленно-хрусталоносных тел. Такие кристаллы образуются в различного рода полостях,

обычно называемых гнездами. Мелкие гнезда принято называть занорышами, а крупные хрусталеносные полости в пегматитах (объемом более 1 м^3) — погребями. Распределение кристаллов по гнездам крайне неравномерно, вес кристаллов в одном гнезде изменяется от первых граммов до 50—100 кг и более. Расположение гнезд в пределах хрусталеносных тел также весьма неравномерно. Все это очень затрудняет оценку месторождений при разведке и вынуждает проводить валовое опробование в больших объемах [7, 11].

В настоящее время месторождения горного хрусталя используются комплексно. Кристаллы, не удовлетворяющие техническим требованиям к пьезокварцу, употребляются для получения высококачественных кварцевых стекол, как ограночный материал в ювелирной промышленности и т. п. Начинает использоваться также и жильный кварц для варки кварцевого стекла. Однако на большинстве месторождений горного хрусталя, особенно расположенных в труднодоступных районах, добыча дешевых видов сырья нерентабельна. Основным промышленно ценным компонентом здесь по-прежнему остается пьезокварц. Поэтому месторождения горного хрусталя обычно называются месторождениями пьезокварца.

§ 2. СВОЙСТВА КРИСТАЛЛОВ КВАРЦА

Природные кристаллы кварца имеют различные размеры. Вес большей части добываемых на месторождениях кристаллов 250—500 г, однако встречаются кристаллы более крупные, вес которых достигает сотен килограммов, а иногда нескольких тонн. Как редкое исключение, описаны кристаллы кварца весом до 70 т, однако из-за многочисленных дефектов они не представляют никакой практической ценности. Кварц кристаллизуется в тригональной сингонии, в классе тригонального трапецоэдра, вид симметрии L_33L_2 , т. е. имеет главную ось симметрии третьего порядка и три перпендикулярные ей оси симметрии второго порядка. Двойные оси полярны, их положительные направления образуют между собой угол 120° .

По А. В. Шубникову, симметрия кристаллов β -кварца относится к виду (3:2). Кристаллы кварца бедны формами. Обычны и наиболее развиты грани гексагональной призмы m ($10\bar{1}0$), положительного (основного) ромбоэдра R ($10\bar{1}1$) и отрицательного ромбоэдра r ($0\bar{1}11$). Реже встречаются грани тригональной бипирамиды s ($11\bar{2}1$) и тригонального трапецоэдра x ($51\bar{6}1$). В зависимости от степени развития граней призмы или ромбоэдров кристаллы кварца имеют удлиненный призматический или короткостолбчатый, боченкообразный облик. В большинстве случаев грани природных кристаллов не являются зеркальными плоскостями, характеризуются более или менее ясно выраженной

скульптурой, обусловленной фигурами роста, вдициналями, следами травления, проявлениями свилей, двойниковых швов, индукционных граней, углублениями от растворенных впоследствии кристалликов различных минералов и т. п.

Внешний вид кристаллов всегда до некоторой степени отражает условия их развития и обычно типичен для данного месторождения. Для граней призмы весьма характерна ясно выраженная штриховка, иногда ступенчатость, параллельная плоскости базиса (0001). В некоторых кристаллах грани положительного и отрицательного ромбоэдров резко отличаются по размерам, причем грани отрицательного ромбоэдра имеют матовую поверхность, а положительного — блестящую. В большинстве случаев наблюдается определенная связь между формой кристаллов и их качеством. Обычно кристаллы кварца с хорошо выраженным тригональным габитусом и наличием граней бипирамиды и трапецоэдра отличаются высоким качеством, в то время как кристаллы гексагонального облика часто изобилуют различными дефектами. В подавляющем большинстве кристаллы кварца росли прикрепленными к стенке полости в кварцевой жиле и поэтому полностью не огранены. Часть кристалла у места его прикрепления обычно замутнена и обладает неровной поверхностью, по которой кристалл откололся.

В редких случаях встречаются всесторонне ограненные кристаллы, что обычно объясняется регенерацией в маточном растворе поверхности скола. В кристаллах кварца отсутствуют центр и плоскости симметрии, вследствие чего существуют зеркально равные (энантиоморфные) правые и левые формы, отличающиеся друг от друга по расположению граней тригональной бипирамиды и тригонального трапецоэдра. Соответственно в левом кристалле грани z и x располагаются у левого ребра гексагональной призмы и большого ромбоэдра, а у правого — с правой стороны. Левые кристаллы вращают плоскость поляризации в левую сторону, а правые — в правую, что имеет большое значение в некоторых оптических приборах и вызывает необходимость отличать левую модификацию кристаллов от правой. При температуре более 573°C устойчивый в обычных условиях β -кварц в результате полиморфного превращения переходит в α -кварц, причем в момент превращения происходит мгновенное увеличение объема на $0,86\%$, что может вызвать образование трещин и двойников в кристалле. В отличие от β -кварца α -кварц относится к гексагональной сингонии с видом симметрии (6:2) и характеризуется сочетанием двух простых форм: гексагональной призмы и гексагональной бипирамиды.

Кристаллы низкотемпературного β -кварца при переходе в более высокотемпературную модификацию не изменяют внешней формы, но она уже не соответствует изменившейся внутренней структуре и представляет собой параморфозу α -кварца по β -кварцу. В обычных условиях α -кварц не встречается, но в богатых

кремнеземом эффузивных породах (липаритах, кварцевых порфирах и др.) попадают вкрапленники, имеющие облик гексагональной бипирамиды и представляющие собой параморфозу β -кварца по α -кварцу, который образовался при высоких температурах в раннюю стадию застывания магмы. В природных условиях обычно α — β -трансформация, сопровождающаяся уменьшением объема кристаллов и возникновением в них «сотовой» полигональной трещиноватости. Это хорошо видно на примере кристаллов из некоторых пегматитовых тел, где кристаллизация кварца началась с образованием α -модификации, позднее переходящей в β -кварц.

В таких кристаллах часто хорошо видна граница раздела между «сотовой» центральной частью кристалла, рост которой происходит в виде α -кварца, и краевыми прозрачными зонами, выросшими как β -кварц.

Кроме α - и β -кварца известны две еще более высокотемпературные модификации кремнезема — тридимит, устойчивый при температуре от 870 до 1470°С, и кристобалит, существующий в интервале между 1470 и 1710°С. Высокотемпературные модификации кремнезема не имеют практического значения как пьезооптическое сырье, и все приводимые ниже данные касаются обычно низкотемпературного β -кварца.

По шкале Мооса кварц имеет твердость 7 и удельный вес 2,65. Его теоретический химический состав SiO_2 отвечает соотношению Si 46,7% и O_2 53,3%. Наиболее близок к указанному составу бесцветный горный хрусталь, но и он содержит некоторое количество примесей, главным образом Fe, Ti, Al, Ca, Na, CO_2 , H_2O , Cl и др., в кристаллической решетке, а также в виде мельчайших включений пирита, рутила, актинолита, хлорита и газово-жидких включений, содержащих воду, углекислоту и т. п. В связи с этим даже наиболее чистые и прозрачные кристаллы кварца содержат примеси около 0,01—0,005%.

Кварц отличается стекляннм блеском, спайность практически отсутствует, но замечено, что кристаллы кварца легче раскалываются по плоскостям, параллельным граням большого ромбоэдра. Кварц оптически положительный одноосный минерал с показателями преломления $N_g=1,553$ и $N_m=1,544$. Характерна способность кристаллов кварца давать двойниковые сростания по нескольким законам; наиболее часто встречаются так называемые бразильские и дофинейские двойники, являющиеся одним из наиболее распространенных дефектов пьезооптического кварца. Более подробная характеристика двойников приведена при описании дефектов кристаллов.

Основой для применения кристаллов кварца в разнообразных отраслях науки и техники является их способность к пьезооптическому эффекту и некоторые оптические свойства. Явление пьезоэффекта было впервые открыто французскими физиками Пьером и Жаком Кюри в 1880 г. Сущность пьезоэффекта заключается в

появлении электрического заряда на пластинке, вырезанной из кристалла кварца перпендикулярно оси X (в системе прямоугольных координат), при механическом сжатии пластинки в направлении этой оси. Величина возникающего электрического заряда прямо пропорциональна прилагаемому при сжатии усилию. Обратное явление наблюдается, если на ту же кварцевую пластинку воздействовать электрическим током. В этом случае пластинка сожмется, причем величина деформации также будет пропорциональна величине электрического заряда. Эти явления носят название прямого и обратного пьезоэлектрического эффекта. Оба эффекта численно равны, но обратны по знаку.

Таким образом, в зависимости от условий описанного простейшего опыта кварцевая пластинка служит преобразователем механической энергии в электрическую и наоборот. Природа возникновения электрического заряда при давлении на кристалл («пьеzo» по-гречески — давить) довольно сложна и в общих чертах объясняется электризацией некоторых тел, обладающих дипольной структурой, под влиянием деформации. Пьезоэлектричество может возникать только в кристаллах, не имеющих центра симметрии и являющихся диэлектриками подобно кристаллам кварца.

В кристаллах с центром симметрии пьезоэлектрический эффект не возникает, несмотря на наличие дипольной структуры, так как в этом случае сдавливание кристалла не нарушает симметричного строения его элементарной ячейки, в которой электрические заряды положительных и отрицательных ионов взаимно уравниваются. На использовании пьезоэлектрических свойств кристаллов кварца основано действие многих приборов. В частности, пьезокварц широко используется в электротехнической промышленности.

Пьезокварц — кристаллы низкотемпературной (β) модификации кварца, отвечающие определенным техническим требованиям в отношении их размера и качества. Кристаллы кварца, пригодные для пьезооптических изделий, встречаются в природе в ограниченном количестве, а месторождения с промышленными запасами редки. В качестве пьезокварца применяются горный хрусталь и его окрашенные разновидности: дымчатый кварц (раухтопаз), лимонно-желтый (цитрин) и смоляно-черный (морион). Фиолетовый кварц — аметист — обычно не встречается в виде крупных и хорошо образованных кристаллов и поэтому используется только как ювелирный камень.

Известны и другие минералы, а также искусственно получаемые соединения, обладающие, подобно кварцу, пьезоэлектрическими свойствами. Только пьезокварц благодаря своей твердости, химической и температурной устойчивости является наиболее универсальным пьезоэлектриком.

Второй, весьма важной особенностью кристаллов кварца являются своеобразные оптические свойства, определяющие применение кварца в оптике. Кристаллы кварца обладают двупреломле-

нием и способностью вращать плоскость поляризации. Последнее выражается в том, что направление колебаний и плоскость поляризации нормального луча при выходе из кварцевой пластинки оказываются повернутыми на некоторый угол, величина которого зависит от толщины кварцевой пластинки, а также от длины светового луча. При этом левая энантиоморфная разность кристаллов кварца вращает плоскость поляризации влево, а правая — вправо.

К замечательным свойствам кварца относится также его исключительная прозрачность для ультрафиолетовых лучей, которой в большей степени обладают бесцветный горный хрусталь и в меньшей — окрашенные кристаллы. По оптическим свойствам кристаллы кварца являются незаменимым материалом для изготовления различных оптических препаратов, линз и призм, обладающих прозрачностью для ультрафиолетовых лучей.

При температуре 1713°C кварц плавится и после застывания превращается в аморфное кварцевое стекло, которое также характеризуется высокой прозрачностью для лучей коротковолновой части спектра, обладает термической и химической стойкостью. Коэффициент линейного расширения кварцевого стекла около $0,5 \cdot 10^{-6}$. Кварцевое стекло, так же как и кристаллический кварц, имеет весьма незначительное количество посторонних примесей и при обыкновенной температуре сравнительно легко растворяется только в плавиковой кислоте и некоторых щелочах.

§ 3. ДЕФЕКТЫ ПЬЕЗООПТИЧЕСКОГО КВАРЦА

Детальное и глубокое изучение дефектов кристаллов кварца необходимо не только для практических целей (например, обогащение и определение качества в соответствии с техническими требованиями), но и для теории. Большинство дефектов отражают разнообразные условия роста данного кристалла, являясь следствием различных изменений температуры, давления, концентрации минералообразующих растворов, фиксируют перерывы в поступлении растворов и росте кристаллов, тектонические движения и многие другие факторы, прямо или косвенно влияющие на процессы кристаллизации.

Поэтому всестороннее исследование дефектов кварца в сопоставлении с материалами по минералогии, геологии и структуре месторождения может оказать существенную помощь в установлении его генезиса и разработке поисковых критериев для данного района. При изучении дефектов пьезооптического кварца следует различать первичные (сингенетические) и вторичные (эпигенетические) дефекты. К первичным дефектам относятся двойники, свили, окраска, включения, зональность и трещины, образовавшиеся в процессе роста кристаллов. К вторичным дефектам относятся главным образом трещины и некоторые включения.

Двойники. Абсолютные монокристаллы кварца практически не встречены, но возможно, могут быть найдены среди очень мелких

кристалликов, некондиционных по размерам. Двойниковые срастания в кристаллах кварца являются одним из самых обычных дефектов, в большем или меньшем количестве встречающихся почти в каждом кристалле. Наиболее часты двойники по дофинейскому и бразильскому законам; изредка встречающиеся двойники по третьему закону (Лейдольта) и японские двойники существенного значения не имеют. Дофинейский двойник — закономерное срастание двух правых или двух левых кристаллов кварца с сохранением параллельности вертикальных осей, но с поворотом одного кристалла по отношению к другому на 60° .

Вследствие этого у сrostка иной вид симметрии, чем у монокристалла, так как возникают дополнительно одна вертикальная шестерная ось симметрии и три горизонтальные двойные оси (6:2). Грани второго ромбоэдра в симметричном дофинейском двойнике могут отсутствовать, и грани трапецоэдра располагаются на каждом ребре призмы, что придает sdвойникованному кристаллу гексагональный облик. В случае отсутствия граней трапецоэдра наличие дофинейского двойника обнаруживается на гранях призмы и ромбоэдров, а также на сколах кристалла по хорошо заметному в отраженном свете двойниковому шву, имеющему вид извилистой кривой линии.

В более сложных случаях для определения двойников приходится прибегать к протравливанию кристалла в плавиковой кислоте. На травленной поверхности при отражении света от фигур травления четко и хорошо видны границы монокристалльных участков. Дофинейские двойники в пьезокварце недопустимы, поскольку в связи с различной ориентировкой электрических осей пьезоэффект в пластинках, вырезанных из sdвойникованного кристалла, не возникает или его интенсивность бывает резко ослаблена.

Следует, однако, иметь в виду, что в крупных кристаллах, sdвойникованных по дофинейскому закону, могут быть большие монокристалльные участки, принадлежащие одному из сросшихся индивидуумов. Для оптического кварца дофинейский двойник дефектом не является, так как оптическая ориентировка сросшихся кристаллов одинакова и направление вращения плоскости поляризации полностью совпадает. В связи с этим дофинейские двойники, не имеющие других дефектов, в оптической промышленности используются наравне с монокристаллами.

Бразильский двойник часто называется оптическим, так как он характеризуется срастанием (при сохранении параллельности главной оси) кристаллов правого и левого кварца, вращающих плоскости поляризации в противоположные стороны. Поэтому бразильские двойники легко обнаруживаются в поляризованном свете благодаря разнице в интерференционной окраске, вызванной вращением плоскости поляризации. Двойниковые швы бразильских двойников резко отличаются от дофинейских строгой прямолинейностью очертаний и при осмотре кристалла в отраженном свете заметны на гранях призмы и ромбоэдров в виде мелких штрихов,

сходящихся под острым углом. На поверхности скола кристалла двойниковые швы образуют систему параллельных или пересекающихся линий, но менее заметны, и для их распознавания необходим некоторый навык. В затруднительных случаях для выявления бразильских двойников, кроме просмотра кристаллов в поляризованном свете, прибегают к травлению граней плавиковой кислотой, после чего границы двойников выступают совершенно отчетливо.

Бразильские двойники развиваются только с поверхности или поражают весь кристалл, который в последнем случае не пригоден к использованию ни в качестве пьезокварца, ни в качестве оптического кварца. Бразильские и дофинейские двойники могут находиться в одном и том же кристалле. Оба они весьма распространены, но двойники по дофинейскому закону встречаются чаще, практически в любом кристалле. Двойник по третьему закону двойникования, или двойник Лейдольта, — сочетание бразильского и дофинейского двойников. Он также характеризуется параллельностью осей сросшихся индивидуумов. Это вид двойникования является дефектом только для оптического кварца; из-за сравнительной редкости существенного значения в практике работ по пьезооптическому кварцу не имеет.

Еще более редки японские двойники, представляющие собой срастание двух кристаллов по плоскости граней бипирамиды или ромбоздров под углом между ребрами призмы $84^{\circ}33'$. Японский двойник может быть легко расколот по плоскости срастания на два одиночных кристалла, которые при отсутствии других дефектов могут быть использованы наравне с обычными кристаллами.

По А. В. Шубникову, двойники кристаллов кварца могут возникать пятью способами, из которых два, относящиеся к образованию дофинейских двойников, являются обратимыми процессами. Это указывает на возможность разработки методики устранения дофинейских двойников, что может иметь весьма важное практическое значение.

В настоящее время дофинейские двойники получены экспериментально при переходе β -кварца в α -кварц и при применении механических усилий — сосредоточенного давления на кристалл.

Свиля. Сущность этого дефекта заключается в мозаичном строении кристалла, состоящего из многих субпараллельных блоков и поэтому обладающего аномальной для кварца двуосностью, что хорошо заметно в поляризованном свете по различному для двух соседних участков кристалла углу погасания или разнице в интерференционной окраске. Причина возникновения свилей по мнению некоторых исследователей объясняется влиянием условий роста, изменением температуры, давления, степени насыщенности раствора. Кристаллы кварца, пораженные свилями, считаются полностью дефектными и могут быть использованы лишь в качестве сырья для плавки различных сортов кварцевого стекла, в том числе и высококачественного оптического. В большинстве случаев

свилы легко обнаруживаются на гранях призмы и реже — ромбоэдров.

Грани свилеватых кристаллов неровны и обладают мозаичной поверхностью, состоящей из многих площадок, имеющих по отношению друг к другу разные углы наклона. Сколы свилеватых кристаллов неровные, струйчатые, бугристые в отличие от ровного раковистого излома, характерного для высококачественного монокристалла.

Как и двойники, свилы можно выявить путем травления кристаллов в плавиковой кислоте, причем этот способ наиболее надежен. Протравленный свилеватый кристалл теряет прозрачность, становится мутным и рыхлым вследствие проникновения плавиковой кислоты внутрь по капиллярным каналам в ослабленных местах, на границах различно ориентированных блоков. Свилеватость кристаллов — дефект, характерный для многих месторождений пьезокварца, но особенно часто встречается в кристаллах, добытых из пегматитовых тел.

Окраска. В природе встречаются кристаллы кварца, окрашенные в фиолетовый (аметист), лимонно-желтый (цитрин), дымчатый, бурый и смоляно-черный (морион) цвет различных тонов и интенсивности, причем в пьезокварце и кварце для плавки оптического стекла окраска не является дефектом, а в ювелирной промышленности расценивается как достоинство материала.

В оптическом же кварце окраска не допускается, так как она свидетельствует о поглощении света и снижает прозрачность кристаллов для ультрафиолетовых лучей. При медленном нагревании до температуры 400—450°С большинство окрашенных кристаллов кварца обесцвечивается, но в некоторых условиях, например при облучении жесткими рентгеновскими лучами, окраска снова восстанавливается, что также ограничивает применение обесцвеченного кварца в оптике.

Природа окраски в кристаллах, несмотря на ряд исследований, окончательно не выяснена. Последние опыты по получению цветных искусственно выращенных кристаллов кварца позволяют предполагать, что дымчатая окраска кварца связана с примесями алюминия и натрия, фиолетовая окраска кристаллов получена при их выращивании из растворов, содержащих примесь железа.

Включения. В кристаллах пьезооптического кварца распространены включения трех типов: твердые, газово-жидкие и многофазовые, имеющие в своем составе жидкость, газ и твердое тело. Твердые включения обычно представлены частицами вмещающих пород и кристалликами различных минералов, образовавшихся ранее и захваченных кристаллом кварца в процессе его роста или кристаллизовавшихся одновременно с ним. Наиболее часто в качестве твердых включений встречаются хлорит, пирит, рутил, халькопирит, гематит, кальцит, гранат, серицит, брукит, анатаз и многие другие минералы.

Распределение твердых включений в кристалле, как правило,

незакономерно, однако часто встречаются зональные кристаллы, в которых включения приурочены к многократно повторяющимся зонам, параллельным граням кристалла. Совершенно очевидно, что такие включения фиксируют перерывы в росте кристалла, в течение которых мелкие кристаллики различных минералов оседали на его гранях, а при возобновлении роста оказались «законсервированными» внутри кристалла. Встречаются хрусталеносные кварцевые жилы, в которых зональность кристаллов, вызванная твердыми включениями, является основным дефектом кристаллосырья.

Газово-жидкие и многофазные включения представляют собой мелкие и микроскопические полости, обычно неправильные или имеющие форму отрицательного кристалла, заполненные жидкостью и газом — остатками маточного раствора. В многофазовых включениях кроме жидкости и газового пузырька находятся еще и мельчайшие кристаллики галита, сильвина, рутила и других минералов, трудно поддающихся определению из-за малых размеров. Изучение включений имеет большое значение для познания химизма гидротермальных растворов, из которых образовались кристаллы, а также для определения давлений и температур их кристаллизации.

Все виды включений в кристаллах независимо от их характера и причин образования являются дефектами. пьезооптического кварца и кварца для плавки оптического и технического стекла, если они крупны или находятся в значительном количестве. Мельчайшие газово-жидкие включения часто образуют в кристаллах густые сплошные скопления и замутненные участки молочно-белого цвета, своеобразные «вуали», в тех случаях, когда они приурочены к залеченным трещинам. В кондиционном пьезооптическом кварце допустимы лишь очень мелкие единичные включения, встречающиеся спорадически.

Трещины. Это наиболее распространенные дефекты, по происхождению главным образом вторичные. Первичные трещины встречаются реже вторичных, их образование связано с действием сил внутреннего напряжения, возникающих в некоторых случаях в кристалле в процессе его роста.

Вторичные трещины — следствие механических деформаций, которым подвергались кристаллы в результате тектонических подвижек, сотрясений от взрывных работ или резких изменений температуры. Степень дефектности кристаллов пьезокварца и оптического кварца зависит от расположения трещин, их густоты и интенсивности.

В крупных кристаллах между трещинами могут заключаться совершенно бездефектные участки, вполне отвечающие техническим требованиям. В кварце для плавки оптического стекла трещины также являются дефектом, так как содержат воздух, который плохо выделяется из расплава в связи с большой его вязкостью и остается в стекле в виде пузырьков. Способы выявления

трещин и разного рода включений в кристаллах пьезооптического кварца не требуют особых пояснений, так как эти дефекты хорошо видны при обычном просмотре кристалла в сильном источнике света.

В заключение следует кратко остановиться на описании так называемых «голубых лучей», которые встречаются в горном хрустале некоторых месторождений и заметны лишь под определенными углами поворота кристалла по отношению к источнику света. Чаще всего они видны в виде мелких пучков голубоватого света, расходящихся снопообразно из одной точки, причем в кристалле может быть несколько беспорядочно разбросанных пучков или множество расположенных закономерно и напоминающих по рисунку микроклиновую решетку. Происхождение голубых лучей не выяснено. Предполагается, что это тонкодисперсные включения геля кремнезема или иные мельчайшие включения, заметные в пучке проходящего света благодаря явлению Тиндаля.

Одиночные и слабо выраженные голубые лучи не считаются дефектом, однако некоторые кристаллы, в которых это явление выражено весьма резко, используются в промышленности только для второстепенных изделий, так как обладают пониженной способностью к пьезоэлектрическому эффекту.

§ 4. ТРЕБОВАНИЯ ПРОМЫШЛЕННОСТИ К КАЧЕСТВУ СЫРЬЯ

В настоящее время технические требования промышленности к качеству кварцевого сырья, получаемого при разработке месторождений горного хрусталя, разработаны на оптический кварц, пьезокварц, кварц для плавки специального и технического стекла и ювелирный (ограночный) кварц [54, 70].

Требования к пьезооптическому кварцу

Из многих десятков тысяч крупных и мелких кристаллов кварца, добываемых на месторождениях, лишь относительно небольшое количество представляет собой собственно пьезооптический кварц, являющийся ценным для промышленности минеральным сырьем. В отличие от непригодных, кристаллы, отвечающие определенным техническим требованиям, называются кондиционными. Одно из основных условий кондиционности кристалла — наличие в нем области, лишенной дефектов, к которым в первую очередь относятся мутные, непрозрачные участки, трещины, посторонние включения, двойники и свили.

В зависимости от величины бездефектной области определяется качество пьезооптического кварца: чем она больше, тем лучше кристалл. Бездефектную область кристалла, полностью пригодную для использования в технических целях, принято называть монообластью, или (чаще) моноблоком. Эти понятия совершенно иден-

тичны. Форма монообласти, или моноблока, неправильна, так как зависит от пространственного расположения трещин, включений и других дефектов в кристалле кварца. Встречающееся в литературе определение моноблока как кубика монокристалльного кварца с размерами $20 \times 20 \times 20$ мм в настоящее время устарело.

Все природные кристаллы кварца имеют различные дефекты, поражающие кристалл частично или полностью. Для удобства и правильного всестороннего представления о качестве минерального сырья для кристаллов пьезооптического кварца установлено три важнейших показателя: вес кристаллосырья, процент выхода моноблоков и вес пьезокварца в моноблоках. Кондиционным кристаллосырьем принято называть кристаллы пьезооптического кварца, прошедшие обогащение. Процент выхода моноблоков из них устанавливается опытными обогатителями-сортировщиками пьезооптического кварца визуально, путем сопоставления объема бездефектной области с объемом всего кристалла. После этого вычисляется вес кристалла в моноблоках. Так, например, если в кристалле весом 2 кг бездефектные области занимают 25% его объема, то вес кристалла в моноблоках равен только 0,5 кг, а выход моноблоков составит 25%.

Следует иметь в виду, что в кристалле, особенно крупном, может быть не одна, а две или даже три монообласти, разделенные дефектными участками. В этом случае объемы всех бездефектных участков суммируются.

Лучшие кристаллы пьезооптического кварца, встречающиеся довольно редко, имеют выход моноблоков до 90%, а наиболее крупный известный нам кондиционный кристалл пьезокварца обладает весом в моноблоках 1500 кг. Однако такие кристаллы исключительно редки. Средний вес кондиционных кристаллов колеблется в пределах 250—300 г при выходе моноблоков 20—25%. В соответствии с техническими условиями¹ пьезокварц разделяется на пять сортов в зависимости от веса кристаллов и процента выхода монообласти (табл. 1).

Из технических условий следует, что основной показатель высокого качества кристалла пьезокварца — величина монообласти. Чем крупнее монообласть, тем большее количество пьезокварцевых пластинок различных ориентировок и размеров может быть из нее вырезано. В настоящее время известно более 30 разнообразных срезов для пластинок, располагающихся под различными углами к кристаллографическим осям кристалла.

Размеры наиболее крупных пластинок до 120—140 мм в длину, и, естественно, они могут быть изготовлены только из кристаллов большого размера с высоким процентом выхода моноблоков. Технические условия на пьезокварц не содержат требований по харак-

¹ Здесь и далее приведены технические условия, утвержденные Министерством геологии и охраны недр СССР 30 декабря 1962 г., включенные в прейскурант оптовых цен, действующих с 1 июля 1967 г.

Технологические условия на пьезооптическое сырье

Сорт	Вес кристаллов, их облошков или гальки, г	Выход монообласти, %	Вес монообласти, г
Экстра I	300 и выше	30 и выше 15 и выше	1000 и выше Требования не установлены
II	100 и выше	10 и выше	То же
III	100 и выше	5—10	»
IV	От 30 до 100 (при наличии естественных граней) От 60 до 100 (без естественных граней)	10 и выше	»

Примечания: 1. Минимальный размер монообласти должен обеспечить изготовление хотя бы одной заготовки пьезокварцевой пластины любого среза размером $12 \times 12 \times 1,5$ мм.

2. Галька и облошки кристаллов без естественных граней должны иметь минимальные размеры в поперечнике не менее 25 мм.

теристике пьезоэлектрических свойств кристаллов, так как все кристаллы кварца, имеющие бездефектные монокристалльные об­ласти, обладают такими свойствами в достаточной мере. В связи с этим качество кристаллов пьезокварца в обычных случаях определяется визуально, путем простого осмотра, без сложных лабораторных исследований.

Технические условия на оптический кварц во многом совпадают с техническими условиями на пьезокварц, но они несколько выше, так как содержат раздел, предусматривающий определенные требования к прозрачности кристаллов для ультрафиолетовых волн различной длины. Технические условия на оптический кварц распространяются на кристаллы кварца, предназначенные для изготовления оптических деталей спектральных и измерительных приборов, и содержат следующие положения.

1. Размеры кристаллов должны обеспечивать изготовление призм размером $45 \times 35 \times 30$ мм, $70 \times 60 \times 50$ мм или $80 \times 70 \times 60$ мм при условии, что большая поверхность призмы располагается перпендикулярно главной оптической оси кристалла.

2. Выход моноблоков из кристаллов должен быть не менее 40%.

3. Кристаллы должны быть бесцветными и обладать свето­пропусканием для длины волны 2150 Å в слое толщиной 10 мм не менее 65%.

4. Кристаллы не должны иметь бразильских двойников, включений, непрозрачных участков, свилей, голубых лучей и прочих дефектов; дофинейские двойники допускаются.

5. Слабая окраска допускается при условии, если она не влияет на светопропускание в ультрафиолетовой части спектра.

Требования к кварцу для плавки кварцевого стекла и к ювелирному кварцу

Высококачественное кварцевое стекло употребляется для изготовления оптических линз и призм, колб электровакуумных приборов, жаростойкой и химически чистой кварцевой аппаратуры и различного лабораторного оборудования. Кварц для плавки оптического и технического стекла получается в основном как отход при обогащении пьезооптического кварца, представляя собой прозрачные осколки кристаллов и мелкие кристаллы кварца, по размерам и степени дефектности не отвечающие требованиям к пьезооптическому кварцу. Как исключение, встречаются месторождения горного хрусталя, представленного в основном свилеватыми кристаллами, которые не могут быть использованы в качестве пьезооптического кварца и являются сырьем только для стекольной и ювелирной промышленности.

Кварцевое стекло должно быть прозрачным, химически чистым и жаростойким, не должно перекристаллизовываться при нагревании, а также содержать твердых и газообразных включений (пузырьков). Особенно жесткие требования предъявляются к оптическому кварцевому стеклу, которое, помимо указанных качеств, должно обладать высокой прозрачностью для ультрафиолетовых лучей, быть оптически однородным и не приобретать окраски в результате воздействия рентгеновских лучей.

Указанные обстоятельства служат причиной высоких требований к качеству исходного материала, от которого практически полностью зависит и качество конечной продукции. Употребляемое для плавки кварцевого стекла сырье разделяется на два вида: 1) кварц для кварцевого стекла специального назначения (специальная плавка) и 2) кварц для плавки рядовых технических стекол. Каждый из этих видов сырья подразделяется на два сорта согласно техническим требованиям (табл. 2).

Основные дефекты кварца для плавки — всевозможные включения: твердые, жидкие и газообразные, располагающиеся как внутри, так и на поверхности кристаллов или их обломков. Различные включения и примазки, попадая при плавлении кварца в стекло, загрязняют его и вносят вредные химические примеси, к которым в первую очередь относятся железо, щелочи и элементы-красители. Количество окислов железа в кварце для плавки специальных сортов особо чистого стекла не должно превышать 0,003—0,005%, а щелочей и титана (суммарно) — 0,002—0,003%. Влияние различных химических примесей на качество кварцевого стекла детально не изучено, однако их отрицательное значение полностью установлено. Окраска кварца любой интенсивности дефектом не считается, так как при плавлении совершенно исчезает.

Кварц для плавки — дефицитное сырье и добывается в ограниченном количестве. В связи с этим ведутся работы в области изыскания его заменителей по линии природного минерального

Технические требования промышленности к кварцу для плавки

Показатели качества кристаллов	Кварц для плавки стекла			
	специального		технического	
	Сорт			
	I	II	I	II
Размер отдельных кусков (обломков кристаллов) по наименьшему сечению не менее, мм	20	10	10	10
Объем бездефектных участков в массе кристаллов не ниже, %	70	50	60	30
Наличие двойников, свилей, фигур естественного травления и роста на гранях кристаллов	Допускаются только двойники и свиля		Допускается любое	
Наличие на поверхности кусков, ожелезненных участков и примазок	Не допускается			
Наличие газово-жидких включений и непрозрачных участков	Допускается в количестве, определяемом п. 2			
Содержание SiO_2 не менее, %	99,9	99,8	99,8	99,3

сырья и синтетических продуктов. В результате пробных плавок установлена пригодность в качестве исходного сырья для получения невысоких сортов кварцевого стекла химически чистого прозрачного кварца из кварцевых обособлений керамических пегматитов, безрудных кварцевых жил и некоторых перекристаллизованных кварцитов. В лабораторных условиях получены также удовлетворительные по качеству стекла из синтетического кремнезема — продукта некоторых химических производств. Однако до сих пор чистый горный хрусталь продолжает оставаться незаменимым минеральным сырьем для плавки высокосортного, в частности оптического, стекла.

В качестве ювелирного (ограночного) кварца используются кристаллы и их обломки весом от 10 г и выше размером не менее 10 мм. В зависимости от выхода бездефектной области ювелирный кварц разделяется на три сорта: I сорт — выход 75% и выше, II сорт — от 50 до 75% и III сорт — от 25 до 50%.

§ 5. ПРОМЫШЛЕННО-ГЕНЕТИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Месторождения горного хрусталя характеризуются разнообразием геологических условий образования. Промышленные месторождения пьезокварца по генезису могут быть магматогенными (пегматитовыми и гидротермальными), а также экзогенными (россыпными). Важная генетическая особенность коренных месторождений пьезокварца — наличие свободных полостей (погребов,

гнезд), служивших природными кристаллизаторами пьезооптических минералов и их спутников. От происхождения вмещающих кристаллы гнезд и погребов во многом зависят размеры и форма месторождений. Промыленно-генетическая классификация месторождений пьезокварца может быть представлена в следующем виде.

Пегматитовые месторождения:

остаточные камерные пегматиты в гранитах.

Гидротермальные месторождения:

а) безрудные хрусталеносные кварцевые жилы и жилные зоны в кварцсодержащих метаморфических и изверженных породах и (редко) в мраморах;

б) кварцевые хрусталеносные жилы в скарнах.

Россыпные месторождения:

а) элювиально-делювиальные россыпи кристаллов кварца;

б) делювиально-аллювиальные россыпи кристаллов кварца.

Относительное промышленное значение перечисленных типов месторождений неравноценно. Большая часть добычи пьезокварца приходится на гидротермальные месторождения и тесно связанные с ними элювиально-делювиальные россыпи. Остальной пьезокварц добывается из камерных пегматитов и месторождений других генетических типов.

Помимо перечисленных промышленных типов месторождений известны также проявления пьезокварца и в других геологических условиях. Так, некоторые рудные кварцевые жилы содержат редкие, обычно небольшие пустоты с кристаллами горного хрусталя, располагающиеся среди жильного кварца. Хрусталеносными чаще всего оказываются высокотемпературные редкометалльные кварцевые жилы с вольфрамитом, касситеритом, топазом, турмалином и другими минералами, а также среднетемпературные золоторудные и полиметаллические сульфидные кварцевые жилы, образовавшиеся на небольших глубинах. Кристаллы кварца из гидротермальных рудных жил, как правило, невелики по размерам и невысокого качества. По этой причине, а также из-за незначительных масштабов минерализации горным хрусталем промышленное значение месторождений этого типа ничтожно. Известно всего лишь несколько мелких месторождений, представлявших интерес для добычи пьезокварца.

Следует отметить, что некоторыми исследователями выделяется группа метаморфогенных месторождений пьезокварца, к которым относятся латераль-секреционные жилы так называемого альпийского типа. Считается, что эти образования не связаны с изверженными породами и возникают в процессе регионального метаморфизма за счет вмещающих пород, которые служили источником минерального вещества, слагающего жилы. В Советском Союзе промышленные месторождения пьезокварца альпийского типа неизвестны. За границей к их числу ранее относились классические месторождения горного хрусталя в Швейцарских Альпах.

Однако эти месторождения можно считать гидротермальными, расположенными на некотором удалении от материнских интрузивных пород.

Пегматитовые месторождения

Месторождения пьезокварца в гранитных пегматитах нередко имеют большое промышленное значение, а в соответствующих благоприятных условиях хрусталеносные пегматитовые тела дают начало богатым россыпям пьезокварца и кварца для плавки оптического стекла. Пегматиты, содержащие пьезокварц, по строению, составу и геологическому положению занимают особое место среди гранитных пегматитов и должны быть выделены в самостоятельный генетический тип наряду со слюдоносными и редкометальными пегматитами.

Наиболее характерная особенность пегматитов с пьезокварцем заключается в их образовании непосредственно в материнских гранитах. Они никогда не встречаются за пределами гранитных массивов и по взаимоотношению с ними могут быть названы сингенетическими или мало перемещенными. Такие пегматиты, иногда называемые «камерными», обычно постепенно переходят во вмещающие граниты, хотя у некоторых, главным образом крупных тел местами наблюдаются резкие контакты. Форма продуктивных пегматитов чаще всего неправильно изометричная или штокообразная, несколько вытянутая в одном направлении, совпадающем у ряда близко расположенных тел. В пегматитовых полях, кроме того, встречаются и жильные («выжатые») пегматиты, однако их промышленная ценность, как правило, невелика.

По размерам пегматиты с пьезокварцем колеблются от небольших шлиров (2—3 м по наибольшему измерению) до крупных тел, достигающих 50—80 м в поперечнике. По составу они в основном соответствуют топазо-берилловому типу классификации А. Е. Ферсмана [73], а по степени дифференциации — полнодифференцированному типу К. А. Власова [9]. Пегматитовые тела с пьезокварцем отличаются наличием хорошо развитого кварцевого ядра, занимающего иногда значительную часть объема тела. В отдельных случаях наблюдаются переходы от полнодифференцированных пегматитов к кварцево-полевошпатовым и существенно кварцевым жилам. Помимо массивного кварца, в пегматитовых телах от центра к периферии выделяются следующие зоны: полевошпатовая (микроклина), полевошпатово-кварцевая (пегматоидная), а также графического пегматита и иногда мелкозернистого гранита (аплита). Степень расслоения пегматита и выдержанность отдельных зон, особенно пегматоидной и графической, может быть различной, однако наиболее дифференцированные тела обычно оказываются самыми продуктивными.

Скопления пьезокварца приурочены к полостям в теле пегматита, представляющим собой наиболее позднюю текстурную зону

свободного роста кристаллов. Происхождение полостей в шпировых и штокообразных гранитных пегматитах, по-видимому, остающееся. В результате последовательной кристаллизации пегматитообразующего расплава в условиях относительно замкнутой системы в пегматитовых телах могут возникать камеры, иногда довольно значительные. Полости содержат хорошо образованные кристаллы кварца, флюорита и сопутствующих им минералов и заполнены слюдясто-глинистыми и охристыми образованиями. Размеры полостей изменяются в широких пределах: наряду с мелкими запорышами объемом в десятые доли кубического метра встречаются крупные погреба или камеры длиной 10—20 м и объемом более 50 м³.

Небольшие пегматитовые тела обычно заключают одну минерализованную полость. В крупных телах нередко наблюдается несколько полостей, из которых одна или две, отличающиеся наибольшими размерами, располагаются обычно вблизи центральной части пегматита в полевошпатовой или пегматоидной зоне (часто непосредственно под кварцевым ядром). Главные минералы описываемых пегматитов — микроклин и минералы группы кварца, в значительно меньшей степени распространены альбит, олигоклаз и биотит. Из других минералов, определяющих геохимическую характеристику пегматитов, необходимо отметить топаз, берилл, ортит, литиевые слюды и флюорит. Большинство этих минералов кристаллизуется в полостях вместе с горным хрусталем и морионом, при этом минеральная ассоциация включает морион — топаз — берилл — лепидолит или морион — флюорит. Следует отметить, что в первом случае хрусталеносные пегматиты могут служить источником добычи драгоценных камней — крупных прозрачных кристаллов топаза и аквамарина.

Хрусталеносные пегматиты бедны мусковитом, не содержат промышленных концентраций редких металлов и с этой точки зрения могут быть противопоставлены слюдоносным и редкометальным пегматитам. Их основная геохимическая особенность заключается в наличии фтора, другими характерными элементами являются Si, Al, K, Na, Be, Li, второстепенную роль играют Nb, Ta, Sn, Mo, Ti. Скопления пьезооптических минералов могут встречаться также и в эпигенетических («выжатых») полнодифференцированных телах линзообразной и жильной формы, залегающих в материнских гранитах. Однако по промышленному значению они обычно уступают изометричным и штокообразным пегматитам вследствие более редкого проявления минерализованных полостей и небольших размеров. Исключение составляют некоторые описанные в литературе своеобразные хрусталеносные пегматиты Бразилии существенного кварцевого состава, содержащие многочисленные полости, расположенные цепочками вдоль длинной оси жил [47].

Пьезокварц в пегматитах обычно представлен морионом или сложными зональными кристаллами с ядром, сложным светлым

«сотовым» кварцем, переполненным газово-жидкими включениями. Вес отдельных кристаллов кварца иногда достигает нескольких десятков тонн, а кондиционные кристаллы мориона могут весить до 500—1000 кг. Наиболее распространенные дефекты кристаллов — дофинейские двойники и мозаичное строение (свилеватость).

По поводу генезиса хрусталеносных пегматитов существует несколько различных точек зрения. По мнению Н. П. Ермакова [13, 14], хрусталеносные пегматиты сингенетично формируются в спокойной тектонической обстановке в коре гранитных plutонов, непосредственно на месте обогащения материнского расплава летучими компонентами. При постепенном снижении температуры и давления, в условиях относительно замкнутой системы в центральной части пегматита после кристаллизации первичных тектурных зон и кварцевого ядра закономерно возникает камера — природный резервуар-кристаллизатор, заполненный остаточным расплавом и действующий по принципу автоклава с температурным перепадом. Допускается также проникновение в камеру надкритических и гидротермальных растворов по волосным трещинам и порам в граните из более глубокого магматического очага, хотя автометасоматоз и растворение пирогенного кварца вокруг камеры могут обеспечивать определенную ориентацию кремнезема в таком природном «автоклаве».

По другим представлениям [17], пегматиты с кристаллами кварца и оптического флюорита образуются в основном в результате вторичной перекристаллизации вмещающих гранитов и сегрегации слагающих их минеральных компонентов с последующим интенсивным метасоматозом. При этом предполагается, что кристаллизация мориона, горного хрусталя и флюорита происходит в результате наложенного извне гидротермального процесса и может осуществляться не только в свободных полостях, но и в твердой среде метасоматическим путем. Имеющиеся в настоящее время материалы свидетельствуют о сложности и многостадийности процессов минералообразования в пегматитовых телах, приводивших в заключительный гидротермальный этап к образованию крупных кристаллов пьезокварца и оптического флюорита. Пегматиты с пьезооптическими минералами формировались скорее всего в области умеренных глубин при условии спокойного тектонического режима и благоприятной геохимической специализации интрузивных тел.

Гидротермальные месторождения

Эта группа включает основные промышленные месторождения пьезокварца. Они образуются в результате циркуляции гидротермальных растворов в верхних структурных этажах земной коры по системам тектонических трещин, а также по зонам интенсивного дробления или расланцевания горных пород. Гидротермаль-

ные месторождения пьезокварца очень специфичны и во многом отличаются от золотоносных, полиметаллических и других месторождений. Важная особенность их образования заключается в тесном взаимодействии гидротермальных растворов с боковыми породами, из которых извлекался ряд компонентов, слагающих минеральные тела. В основном по этой причине большинство хрусталеносных кварцевых жил тяготеет к горным породам, богатым кремнеземом (кварцитам, гранитоидам и др.).

Следует также отметить, что почти все промышленные месторождения пьезокварца практически безрудны и пространственно разобщены с рудоносными жилами. Исключения очень редки, как правило, это мелкие объекты небольшой ценности. Условия формирования гидротермальных рудных жил, по-видимому, мало благоприятны для возникновения крупных скоплений горного хрусталя.

Существует мнение [15], что промышленная хрусталеносность и рудоносность кварцевых жил представляют взаимно исключаящие друг друга проявления минерализации.

Среди обширной группы гидротермальных месторождений пьезокварца выделяются безрудные хрусталеносные тела (кварцевые жилы и минерализованные трещины) в гранитоидах и метаморфических породах, а также мало изученные в Советском Союзе хрусталеносные образования, связанные со скарнами.

Безрудные хрусталеносные кварцевые тела составляют основную часть месторождений пьезокварца. Они представлены безрудными хрусталеносными кварцевыми жилами и минерализованными трещинами, залегающими в гранитоидах и метаморфических породах. Подобные хрусталеносные тела, по природе гидротермальные, характеризуются рядом специфических особенностей, сближающих их с метаморфогенными альпийскими жилами. Это обстоятельство побудило некоторых исследователей [15, 43] выделить их в особый гидротермально-альпийский тип, промежуточный между обычными гидротермальными и латераль-секреционными образованиями. Хрусталеносные кварцевые жилы нередко пространственно связаны с массивами гранитоидов и располагаются в зоне их эндо- и экзоконтакта с вмещающими породами или вблизи останцов кровли интрузивов. Как правило, кварцевые жилы группируются в отдельные жильные поля и жильные зоны, положение которых контролируется разрывными тектоническими нарушениями различного порядка.

Важная черта хрусталеносных жил — их приуроченность преимущественно к горным породам, богатым свободным кремнеземом: кварцитам, кристаллическим (кварцевым) сланцам, песчаникам, гранитам и др. Значительно реже они залегают в диабазах, известняковых и других породах, бедных кремнекислотой, причем в этих случаях рядом обычно имеются кварцсодержащие породы.

Морфология хрусталеносных тел весьма разнообразна и зависит главным образом от типа и происхождения вмещающих жилы

трещин. Наряду с кварцевыми телами простой плитообразной или линзообразной формы нередко встречаются сложные ветвящиеся жилы, а также тонкие пересекающиеся кварцевые жилы и прожилки, образующие в совокупности штокверки и жильные зоны. Последние особенно характерны для месторождений в кварцитах, песчаниках и известняках. Первоначальная форма хрусталеносных тел может быть значительно усложнена в результате интенсивного растворения и перекристаллизации боковых пород.

Хрусталеносные тела могут достигать значительных размеров. Так, например, известны хрусталеносные кварцевые жилы длиной по простиранию до 500 м при мощности от 15 до 30 м. Примерно такого же размера могут достигать жильные зоны, представляющие собой систему сближенных кварцевых жил и прожилков одного простирания, кулисообразно заходящих друг за друга. В то же время длина некоторых промышленно-хрусталеносных кварцевых тел не превышает 15—20 м по простиранию и 5—10 м по падению. Площадь отдельных жильных полей достигает нескольких квадратных километров. Такие поля включают сотни жил. Характерная особенность описываемых кварцевых тел заключается в наличии в них нередко значительного количества полостей, содержащих кристаллы кварца, иногда очень больших размеров. Происхождение полостей различное.

Остаточные полости располагаются в центральной части жил, преимущественно в их раздувах, и отличаются относительно небольшими размерами. Вокруг полостей наблюдается зона хорошо образованных кристаллов, переходящая в сливной мелкозернистый или шестоватый материал жильного выполнения. Иногда несколько полостей следуют цепочкой друг за другом вдоль жилы. Подобные внутрижильные полости формируются в заключительную стадию образования жил и представляют собой остаточные пустоты при кристаллизации жильного материала. Необходимо отметить, что остаточные полости в гидротермальных кварцевых жилах редко содержат крупные скопления пьезооптического кварца и обычно выполнены молочно-белыми кристаллами или мелкими индивидами горного хрусталя.

Полости тектонического происхождения являются самыми распространенными и наиболее практически важными. Чаще всего они связаны с разрывными нарушениями — трещинами растяжения и скола, а также с зонами дробления и рассланцевания.

Трещины разрыва, наложенные на уже сформированные жилы, контролируют кристаллосодержащие полости, располагающиеся у зальбандов или вдоль центрального шва и у выклинивания жил, т. е. в местах, наиболее благоприятных для повторного раскрытия жиловмещающих трещин. С ними также бывают связаны зияющие линзовидные хрусталеносные полости, почти не содержащие жильного кварца, которые принято называть минерализованными трещинами. Изометричные полости, одиночные или вытянутые в цепочки и соединенные друг с другом тонкими проводниками,

встречаются в зонах расланцевания в связи со сколовыми трещинами и возникают в результате подвижек по их плоскости.

Весьма благоприятны для формирования пустот участки тектонического крупноглыбового дробления с перемещениями блоков горных пород и места пересечения трещин. Форма и размеры таких полостей могут быть самыми разнообразными. Так, например, полости, приуроченные к пересечению нескольких систем трещин, часто имеют трубообразную форму и сложное многокамерное строение. Благоприятны для формирования полостей также места пересечения трещин и ответвления апофиз.

Полости растворения возникали при активном взаимодействии боковых пород и растворов, циркулировавших в основном по трещинам и другим разрывным тектоническим нарушениям. Нередко они располагаются на выклинивании жил по падению. Явления растворения вмещающих пород и минералов жильного выполнения (жильного кварца, кальцита и др.) часто приводят к значительному усложнению формы полостей тектонического происхождения, особенно в трещинных зонах и в участках дробления горных пород. Таким образом, полости растворения в большинстве случаев тесно связаны с тектоническими полостями. Как справедливо отметил Н. П. Ермаков [15], «в нерастворимых или очень трудно растворимых породах полости-кристаллизаторы имеют чисто тектоническое происхождение; а в растворимых — обычно полигенное, тектонически-карстовое». На локализацию полостей растворения существенное влияние оказывают экранирующие горизонты плохо растворимых пород, а также плоскости слонстости пород, подвергающихся растворению. Основным агентом образования полостей служат гидротермальные растворы, химически активные по отношению к боковым породам. Для всех полостей растворения характерны сложные извилистые и сглаженные очертания и нередко следы перекристаллизации окружающих полость пород.

Очень своеобразны так называемые минерализованные трещины, представляющие собой уплощенные хрусталеносные полости, почти полностью лишенные жильного кварца и пространственно часто не связанные с кварцевыми жилами.

Хрусталеносные тела обычно имеют очень простой минеральный состав, несмотря на то, что в них может встречаться более сорока различных минералов. В большинстве случаев они почти мономинеральные кварцевые и реже — полевошпатово-кварцевые или карбонатно-кварцевые. Как правило, основное количество минералов приурочено к хрусталеносным полостям, которые заполнены минералами каолиновой группы, серицитом, хлоритом, гидрослюдами и помимо кристаллов кварца могут содержать рутил, брукит, турмалин, карбонаты, альбит, гематит, пирит, барит и другие минералы.

Жильный кварц в хрусталеносных телах характеризуется крупнозернистой, шестоватой и иногда друзовой структурой.

Текстура жил обычно зональная с симметричным или асимметричным расположением различных структурных зон. В симметричных телах отмечается последовательное расположение зон, сложенных мелкозернистым кварцем у зальбандов и крупнозернистым и шестоватым кварцем — в центре тел. Асимметричная зональность типична в случае развития более поздних процессов перекристаллизации зернистого и сливного жильного кварца в шестоватый или друзовый кварц вдоль трещин, нарушивших жилу.

Гидротермальное изменение боковых пород особенно интенсивно проявляется вблизи хрусталеносных полостей и заключается преимущественно в их серицитизации и хлоритизации, реже в эпизотизации, альбитизации, карбонатизации и турмалинизации. Пьезокварц на месторождениях данной генетической группы представлен горным хрусталем и дымчатым кварцем. Размеры кристаллов могут быть самыми различными, наиболее крупные индивиды достигают веса в десятки или даже сотни килограммов. Важнейшие генетические особенности хрусталеносных кварцевых жил описанной группы отмечены в работах Н. К. Морозенко [50], А. Е. Карякина [23 и 24], А. И. Захарченко [16], Е. М. Лазько [45] и др.

Общепризнанно, что безрудные хрусталеносные тела образовались в результате деятельности гидротермальных растворов. Это доказывается пространственной связью хрусталеносных жил с кислыми магматическими породами, случаями их перехода в кварцево-полевошпатовые и аплитовые жилы, характером изменения боковых пород, наличием в составе жил некоторых элементов, чуждых вмещающим породам, и рядом других признаков. В процессе формирования хрусталеносных жил отчетливо намечаются две последовательные стадии: 1) образование собственно кварцевых жил и 2) образование хрусталеносных полостей с кристаллами кварца. Кварцевые жилы возникали из весьма концентрированных гидротермальных растворов, несущих из магматического очага огромное количество кремнезема. По мере снижения концентрации гидротерм происходило упорядочение кристаллизации SiO_2 , и образование мелкозернистого жильного кварца сменялось его ориентированным ростом в форме шестоватых и друзовых агрегатов.

Во вторую стадию осуществлялась кристаллизация горного хрусталя и сопутствующих минералов в свободных полостях. В это время, как показало исследование жидких включений в кварце, растворы имели щелочной характер и активно взаимодействовали с вмещающими породами и ранее образованным жильным кварцем. При этом материал, необходимый для роста горного хрусталя и его спутников, извлекался из боковых пород или непосредственно из жильного кварца. Некоторая часть таких хрусталеобразующих растворов имеет остаточное происхождение [16], так как «отработана» растворами, ранее образовавшими кварцевые жилы. Чаще между обеими стадиями процесса хрустале-

образования наблюдается перерыв, и хрусталеносные гнезда, минерализованные трещины и зоны перекристаллизованного шестоватого и друзового кварца являются секущими по отношению к кварцевым жилам [25]. Температура кристаллизации горного хрусталя, установленная по газово-жидким включениям, изменяется от 70 до 300° С, редко больше; давление в процессе минералообразования, очевидно, составляло первые сотни атмосфер.

Хрусталеносные кварцевые жилы в скарнированных породах имеют иногда большое промышленное значение. Эти месторождения во многом сходны с безрудными хрусталеносными кварцевыми телами, однако своеобразный минеральный состав и тесная связь со скарнами позволяют выделить их в отдельный промышленно-генетический тип. Месторождения этого типа располагаются вблизи выходов интрузивных пород кислого, среднего и реже щелочного состава. Скарны, вмещающие хрусталеносные тела, образуются непосредственно на контакте с интрузивным массивом или развиваются вдоль зон разрывных тектонических нарушений в карбонатных породах и в песчаниках с карбонатным цементом. Они могут быть практически безрудными или нести вкрапленное оруденение молибденита, галенита, самородного висмута и касситерита.

Хрусталеносность скарнов связана с наиболее поздними тектоническими подвижками, открывшими пути для циркуляции сравнительно низкотемпературных гидротермальных растворов, богатых кремнеземом. На этом этапе происходило интенсивное окварцевание скарнированных пород и формировались кварцевые жилы, жильные зоны и штокообразные тела, содержащие хрусталеносные полости.

Размеры хрусталеносных жильных зон среди скарнов иногда достигают по простиранию 100—150 м при мощности до 25—30 м. За рубежом известны и более крупные хрусталеносные образования. Строение таких зон обычно неоднородно. Сплошные мощные кварцевые тела по простиранию и на глубине сменяются сложной сетью маломощных кварцевых жил и прожилков. Хрусталеносные полости различных размеров находятся преимущественно в местах пересечения кварцевых жил. Жильный кварц массивной, а также шестоватой, гигантошестоватой и друзовой структуры, аналогичной предыдущему типу хрусталеносных тел.

Минеральный состав месторождений пьезокварца в скарнах более своеобразен. В них (главным образом в хрусталеносных полостях) встречаются каолинит, тремолит, актинолит, везувин, хлорит, пирит, галенит и халькопирит. Все эти минералы, а также припылки граната и диоксида бывают включены в кристаллы горного хрусталя.

Вероятная температура образования кристаллов кварца на месторождениях в скарнах, судя по данным гомогенизации жидких включений [58], составляет 360—120° С, т. е. не отличается от температуры хрусталеобразования в безрудных кварцевых жилах,

залегающих в иных породах. Другие генетические особенности формирования кварцевых жил и хрусталеносных полостей в обоих типах месторождений также во многом сходны. Однако общее геолого-структурное положение хрусталеносных тел в скарнах свидетельствует о генетическом (точнее парагенетическом) родстве между скарнированием и хрусталеобразованием, которые, по-видимому, представляют различные стадии единого гидротермального процесса.

Россыпные месторождения

Россыпи пьезокварца из-за малого удельного веса и значительной хрупкости кристаллов кварца образуются в большинстве случаев только на сравнительно небольшом удалении от коренного источника. Поэтому наиболее распространены элювиальные, элювиально-делювиальные и делювиально-аллювиальные хрусталеносные россыпи, нередко связанные между собой постепенными переходами. В россыпях типично аллювиального происхождения хорошо окатанные кристаллы горного хрусталя обычно сильно рассеяны и добываются попутно с золотом, алмазами или другими минералами. Общее промышленное значение россыпных месторождений пьезооптического кварца весьма значительно. При этом интересно отметить, что качество кристаллосырья в россыпях, как правило, выше, чем в коренном месторождении. Это объясняется естественным обогащением кристаллов при их перемещении за счет более легкого разрушения трещиноватых и других дефектных частей кристаллов.

Благоприятным фактором для образования крупных россыпей пьезооптического кварца в условиях относительно пенеппенизированного рельефа служит широкое развитие процессов химического разложения горных пород, приводящих к возникновению каолиновой коры выветривания. В этом случае создаются хорошие предпосылки для концентрации кристаллов кварца в легко образующихся депрессиях на поверхности каолинизированных пород и их значительно лучшей сохранности, чем при простом физическом выветривании коренных хрусталеносных тел. Глубина залегания россыпей зависит от конкретных геологических условий, в том числе от возраста россыпи, и колеблется от 0,5 до 15 м и более.

ГЛАВА II

ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ГИДРОТЕРМАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

В зависимости от масштаба природных скоплений горного хрусталя, качества кристаллов и ряда других факторов различают хрусталепроявления, месторождения и промышленные месторож-

дення пьезокварца. Под хрусталепроявлениями обычно понимаются любые природные скопления горного хрусталя, масштабы которых не установлены, в том числе и не содержащие кондиционных кристаллов пьезокварца. Хрусталепроявления, получившие в результате предварительной разведки отрицательную оценку, т. е. не перешедшие в группу месторождений, называются неперспективными хрусталепроявлениями, или не имеющими практического значения.

Месторождениями пьезокварца названы природные скопления горного хрусталя, содержащие кондиционные кристаллы пьезокварца и отвечающие или приближающиеся к требованиям, предъявляемым к промышленным месторождениям данного вида сырья. К промышленным относятся такие месторождения пьезокварца, при разработке которых себестоимость товарной продукции не превышает планируемую с учетом допустимой дотации. Требование рентабельности ко всем промышленным месторождениям пьезооптического кварца в настоящее время не может быть применено из-за неполного соответствия оптовых цен на товарную продукцию фактически необходимым затратам средств на ее получение при эксплуатации отдельных месторождений.

Поэтому промышленное месторождение на ранней стадии его изучения будет называться хрусталепроявлением, после установления его вероятной промышленной ценности — месторождением и, наконец, после окончательной промышленной оценки — промышленным месторождением.

Нередко возникает вопрос, что считать месторождением, когда на каком-либо участке имеется несколько разобщенных хрусталеносных тел: отдельные тела или участок в целом? При изучении рациональной стадийности работ под месторождением понимается единый неделимый объект оценки. Следовательно, если оценка хрусталеносного тела производится независимо от других тел, оно рассматривается как отдельное месторождение. Если же оценка участка может быть произведена лишь по совокупности тел, под месторождением понимается весь хрусталеносный участок.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ГРУППЫ ГИДРОТЕРМАЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

Гидротермальные месторождения пьезокварца характеризуются большой изменчивостью масштабов и интенсивности проявления хрусталеносной минерализации, количества и форм хрусталеносных тел, состава вмещающих пород, характера распределения, качества кристаллосырья и т. п. [11, 28, 46]. Однако, как показывает анализ геологоразведочных и эксплуатационных работ, многие из перечисленных признаков не оказывают существенного влияния на стадийность работ по освоению месторождения, для которой определяющими факторами являются размеры и количество хрусталеносных тел, образующих месторождение, а в отдель-

ных случаях — характер вмещающих пород, влияющий на способ его разработки. Исходя из этих признаков, все известные в пределах Советского Союза гидротермальные месторождения пьезокварца могут быть разделены на пять групп, отличающихся особенностями развития геологоразведочного и эксплуатационного процессов:

I группа — мелкие хрусталеносные жилы, жильные зоны, штокверки и трубообразные тела, содержащие единичные гнезда с кристаллами пьезокварца;

II группа — жилы, жильные зоны и штокверки среднего размера, содержащие многочисленные гнезда с кристаллами пьезокварца;

III группа — крупные жильные тела, сложные жильные зоны и штокверки, содержащие многочисленные гнезда с кристаллами пьезокварца;

IV группа — зоны концентрации кварцевых жил небольшого и среднего размера, залегающие в скальных породах и содержащие как единичные, так и многочисленные гнезда с кристаллами пьезокварца;

V группа — зоны концентрации преимущественно небольших кварцевых жил, содержащие единичные гнезда с кристаллами пьезокварца, распространенные в районах развития мощной коры выветривания.

Под термином «жильная зона» понимаются тесно связанные между собой пространственно неразрывные сложные кварцевые жилы, отличающиеся от «зон концентрации кварцевых жил», в которых отдельные жилы разобщены между собой и находятся на расстоянии от 5—10 до 30—40 м одна от другой. Характеристика месторождений каждой из группы приведена в табл. 3. В каждую из выделенных пяти групп входят месторождения, несколько отличающиеся по геологическому строению, что иногда вызывает необходимость применения различной методики их разведки. Однако все входящие в состав одной группы месторождения требуют проведения работ по их оценке и освоению в определенной, присущей только данной группе последовательности.

На ведение геологоразведочных работ оказывают влияние также природные условия района, в первую очередь характер вертикального расчленения рельефа и связанный с ним характер обнаженности местности. Исходя из этого фактора, все хрусталеносные районы, в которых установлены промышленные гидротермальные месторождения пьезокварца, могут быть разделены на два типа: 1) районы с резко расчлененным горным рельефом, характеризующиеся хорошей обнаженностью большей части площади; 2) районы со слабо расчлененным низкогорным рельефом, в значительной части закрытые рыхлыми образованиями.

Отличительной особенностью районов первого типа является то, что поиски месторождений пьезокварца здесь ведутся почти исключительно по коренным обнажениям или открытым механи-

Характеристика основных групп гидротермальных месторождений пьезокварца

Группы месторождений	Количество тел, сложенных месторождение	Количество гнезд в отдельных телах	Морфологические типы хрусталоносных тел	Средние размеры тел, м		Наиболее распространенные вмещающие породы
				по простиранию	по падению	
I группа—мелкие хрусталоносные жилы, жильные зоны, штокерки и трубообразные тела	Единичные тела	Единицы	Жилы Жильные зоны Штокерки Трубообразные тела	20—30 20—30 10—20 5—10	10—20 10—15 10—15 20—30	Кварциты, граниты, граундиориты, кварцевые песчаники
II группа—жилы, жильные, зоны и штокерки среднего размера	То же	Первые десятки	Жилы Жильные зоны Штокерки	100—200 50—100 30—40	50—100 40—60 20—30	Кварциты, кварцевые песчаники, граундиориты
III группа—крупные жильные тела, сложные жильные зоны и штокерки	»	Многие десятки	Жилы Жильные зоны Штокерки	300—500 200—400 50—70	200—400 100—150 40—50	Кварциты, кварцевые песчаники, карбонатные породы
IV группа—зоны концентрации кварцевых жил небольшого и среднего размера, залегающие в скальных породах	Многие десятки и сотни жил	От первых единиц до десятков	Зоны концентрации раши жил	400—1000	100—200	Метаморфические сланцы, реже граундиориты, кварциты
V группа—зоны концентрации преимущественно небольших кварцевых жил, распространенные в районах развития мощных кор выветривания	Сотни жил	Единицы, в отдельных случаях до первых десятков	То же	400—1200	Свыше 200	Метаморфизованные вулканогенные и интрузивные кварц-плевощпатовые породы

ческим ореолам рассеяния кристаллов горного хрусталя и жильного кварца. Месторождения залегают в скальных породах высокой крепости, в связи с чем разведываются и разрабатываются с применением буровзрывных работ. Разведка и разработка месторождений обычно осуществляется из штолен, реже из шахт и глубоких шурфов. Ко второму тилу относятся районы, в которых поиски месторождений ведутся как по открытым, так и по погребенным ореолам рассеяния. Коренные месторождения сопровождаются промышленными россыпями пьезокварца. Разведка и разработка верхних горизонтов месторождений в связи с развитием мощной древней коры выветривания может местами вестись без применения буровзрывных работ. Разведка нижних горизонтов месторождений осуществляется скважинами колонкового бурения или подземными горными выработками. Районы первого типа включают промышленные месторождения I, II, III и IV групп. В пределах районов второго типа известны месторождения только V группы. Поэтому различие природных условий, в которых ведутся работы, не вызывает необходимости подразделения данных групп месторождений на подгруппы.

§ 3. ГЕОЛОГО-ПРОМЫШЛЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ОСНОВНЫХ ГРУПП МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Месторождения I группы

К I группе месторождений, представленных мелкими одиночными хрусталеносными телами, содержащими единичные гнезда, относится подавляющее число месторождений горного хрусталя. Большая часть месторождений локализуется в богатых кремнеземом породах: кварцитах, гранитах, граносиенитах, кварцевых песчаниках, реже в сланцах. Месторождения, объединяемые в данную группу, отличаются исключительным разнообразием форм. Среди них по структурно-морфологическим признакам могут быть выделены жилы и минерализованные трещины относительно простого строения, мелкие жильные зоны и изометричные штокверкообразные тела, столбообразные жильные тела и ряд других менее распространенных форм (рис. 1).

Мелкие хрусталеносные жилы приурочиваются к единичным тектоническим трещинам или непротяженным трещинным зонам, преимущественно секущим по отношению к вмещающим породам. Размеры жил обычно 10—20, реже 30—40 м, мощность 2—3 м, в раздувах до 4—5 м. Полости с горным хрусталем сравнительно невелики, простой формы, объем их 1—5 м³, иногда 10 м³ и более. Располагаются гнезда на контактах или внутри жил, обычно на выклинивании или в местах раздувов.

Мелкие жильные зоны и изометричные штокверкообразные жильные тела располагаются на пересечении двух или более систем крутопадающих трещин. Небольшие штокверкообразные

тела локализуются на участках интенсивной мелкой складчатости. Протяженность жильных зон обычно не превышает 20—30 м при мощности до 3—8 м, размеры штокверков в диаметре 5—10, иногда 15—20 м. Хрусталеносная минерализация в зонах и шток-

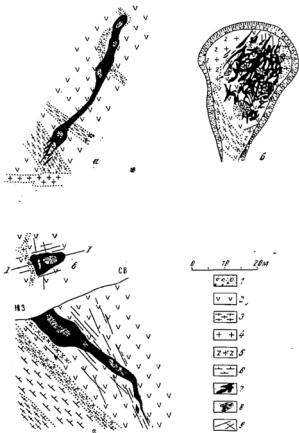


Рис. 1. Месторождения пьезокварца I группы
 а — кварцевая жила (по В. К. Лобанову); б — штокверк (по Л. Е. Ушвердззе); в, г — столбообразное тело — плин и разрез (по В. И. Бергеру)
 1 — делювий; 2 — кварциты; 3 — гнейсы и гранито-гнейсы; 4 — граниты; 5 — пегматиты; 6 — кристаллические сланцы; 7 — жильный кварц; 8 — хрусталеносные гнезда; 9 — тектонические нарушения

верках обычно распространяется на глубину, не превышающую 10—15 м. Как зоны, так и штокверки характеризуются сложным внутренним строением. Хрусталеносные полости в них невелики по размерам. Они встречаются в раздувах внутри жил, в местах развития интенсивной трещиноватости, на пересечении жилами благоприятных пород и т. п.

Столбообразные хрусталеносные кварцевые тела встречаются сравнительно редко. Они приурочены к пересечениям трещинных зон или отдельных крупных трещин. В плане тела неправильной округлой формы, размером до 5—10 м, по падению прослеживаются до 20—30 м. Столбообразные тела обычно сопровождаются многочисленными маломощными апофизами, отходящими по крутопадающим трещинам слоистости. Хрусталеносные полости тяготеют к висячему боку и имеют форму, вытянутую согласно с общим падением хрусталеносного тела. Размеры полостей достигают 3—4 м в диаметре.

Промышленное значение месторождений I группы невелико, так как они характеризуются небольшими масштабами хрусталеносной минерализации и обычно невысоким качеством пьезокварца. Геолого-экономический анализ, проведенный по отдельным хрусталеносным провинциям, показывает, что разработка месторождений данной группы, как правило, нерентабельна.

Месторождения II и III групп

Месторождения, отнесенные ко II и III группам, представляют собой наиболее сложные по морфологии промышленно-хрусталеносные тела: жильные зоны, штокверки и протяженные кварцевые жилы. Эти месторождения не могут быть строго разграничены на средние и крупные исходя только из геологических факторов. Отнесение их в разные группы определяется экономическими факторами, влияющими на стадийность геологоразведочных работ, поэтому геологическое описание их приводится совместно.

Протяженные хрусталеносные кварцевые жилы имеют широкое распространение. Месторождения данного типа связаны с крупными тектоническими трещинами разрыва или скола в гранодиоритах, песчаниках и кварцитах. Морфология жил разнообразна: наряду с простыми пластообразными телами встречаются линзовидные и сложноветвящиеся, сопровождаемые апофизами. Наибольшую протяженность — до 500—850 м по простиранию и до 300—600 м по падению — имеют жилы относительно простого строения. Размеры сложных жил обычно не превышают 100—300 м. Мощность жил изменяется от 2—3 до 8—12 м. Встречаются жилы как с выдержанной, так и с изменчивой мощностью, с раздувами, пережимами и многочисленными апофизами. Наименьшей, но выдержанной мощностью 1—2 м характеризуются крутопадающие жилы.

В некоторых провинциях промышленно-хрусталеносными являются в основном пологопадающие жилы с углами падения 10—30°. В них наблюдается приуроченность гнезд к местам перегиба жил, в одних жилах к пологим, в других — к крутопадающим участкам. Хрусталеносные гнезда в кварцевых жилах имеют форму линз небольших размеров, обычно 0,3—0,5 м³, редко до 10 м³.

Протяженные хрусталеносные жильные зоны — один из наибо-

лее широко распространенных морфологических типов месторождений пьезокварца. Среди них можно выделить месторождения, представленные крутопадающими и пологопадающими зонами.

Крутопадающие хрусталеносные жильные зоны приурочены к крупным тектоническим разломам, зонам надвигов и стратиграфических несогласий в кварцитах, песчаниках, гранодиоритах, реже в карбонатных породах. Характерные особенности их—сложное строение, большая весьма изменчивая мощность и значительные размеры по простиранию и падению. Жильные зоны состоят из серии сближенных кварцевых жил мощностью до 1—2 м, выполняющих сколовые и разрывные трещины различных направлений, из которых обычно одно или два являются основными. Иногда в зонах выделяется главное кварцевое тело, сопровождающееся серией параллельных жил и апофиз длиной 10 м и более. Встречаются зоны, внутреннее строение которых очень сложное и представляет собой переплетение сложноветвящихся жил и мелких прожилков.

Пологопадающие зоны представлены обычно группой сближенных пластобразных или линзообразных жил, соединенных между собой многочисленными апофизами. Размеры зон по простиранию от 50—100 до 500 м, по падению от 40 до 150 м и по мощности от 3—5 до 10—20 м, в раздувах до 30—40 м.

Хрусталеносные гнезда располагаются наиболее часто внутри кварцевых жил, в местах их пересечения с пологопадающими полойными трещинами или пологопадающими апофизами. Форма гнезд как изометричная, так и сложная; размеры их изменяются от 1—5 до 50—100 м³. Количество пьезокварца в гнездах крайне изменчиво. Промышленно-хрусталеносные участки внутри зон не имеют четких геологических границ, последние определяются условно по степени насыщенности отдельных участков зоны хрусталеносными гнездами и продуктивности их.

Крупные хрусталеносные штокверки распространены сравнительно нешироко. От жильных зон они отличаются формой, близкой к изометричной, и более сложным внутренним строением. Среди множества ветвящихся и переплетающихся кварцевых жил и прожилков обычно не удается выделить основные. Степень хрусталеносности штокверков неравномерная, но внутри них не удается оконтурить непромышленные участки (блоки). Размеры штокверков достигают 50—70 м в диаметре, по вертикали несколько меньше. Хрусталеносные гнезда внутри штокверка располагаются на пересечениях жил, в местах интенсивной трещиноватости, в раздувах и на участках разветвления жил. Форма гнезд разнообразная, часто встречаются сложные гнезда с пережимами и разветвлениями, сопровождаемые многочисленными занорышами. Размеры гнезд обычно весьма крупные — до 5—20 м³, в отдельных случаях до 50—300 м³, но степень насыщенности ими продуктивного объема в этом случае меньшая: одно гнездо на 2—3 тыс. м³.

Месторождения II и III групп обычно характеризуются высо-

ким качеством кристаллов горного хрусталя. Количество хрусталеносных гнезд в отдельных телах достигает 100 и более. Отмеченные факторы обуславливают важное промышленное значение этих месторождений.

Месторождения IV группы

Месторождения, представленные зонами концентрации разоб-щенных кварцевых жил небольшого и среднего размера, обычно локализируются в сланцах, реже в кварцитах и гранодиоритах. Они приурочиваются к протяженным тектоническим разломам и поясам интенсивной сланцеватости, прослеживающимся на сотни километров. Протяженность хрусталеносных зон, представляющих собой отдельные месторождения, достигает 400—1000 м при ширине 200—400 м. Хрусталеносные зоны прослеживаются на глубину 100—200 м, иногда и более. Степень концентрации кварцевых жил в зонах неодинакова. В одних зонах жилы располагаются через 5—10 м, в других — через 20—30 м одна от другой. Распределение кварцевых жил в пределах месторождения неравномерное. Форма и закономерности размещения жил определяются характером разрывных и складчатых структур. Местами выделяются зоны II порядка и узлы концентрации кулисообразно расположенных жил, в пределах которых нередко выделяются отдельные более крупные кварцевые жилы, сопровождаемые серией более мелких. Протяженность таких зон II порядка 100—150 м при ширине до 20—40 м.

По размерам большинство жил относится к числу мелких, и лишь единичные жилы достигают длины 30—50 м при мощности 2—5 м. Многие жилы имеют непостоянную мощность, в них наблюдаются раздувы и пережимы по простиранию и падению (рис. 2). Количество кварцевых жил, составляющих месторождение, колеблется от первых десятков до ста и более, причем большая часть жил хрусталеносна. Простирание жил, как правило, совпадает с простиранием пород, тогда как падение их обычно обратное, т. е. жилы являются секущими; углы падения жил крутые. Форма жил, залегающих в сланцах, обычно линзообразная. Жилы, залегающие в гранитоидах и особенно в кварцитах, сложной формы и сопровождаются большим количеством апофиз.

Хрусталеносные гнезда располагаются в различных частях кварцевых жил, преимущественно на выклинивании их по падению. Форма полостей разнообразная: клиновидная, линзовидная, округлая, неправильная. Размеры гнезд весьма различны, иногда встречаются очень крупные гнезда протяженностью до 50 м. Мелкие жилы содержат обычно 1—2 гнезда, тогда как в крупных жилах встречаются до 10—15 гнезд. Кристаллы многих месторождений данной группы характеризуются наличием многочисленных дефектов, в первую очередь свилеватостью. Поэтому запасы пьезокварца в месторождениях обычно небольшие. Однако некоторые из них имеют важное значение для получения горного хрусталя для плавки специальных стекол и технического стекла.

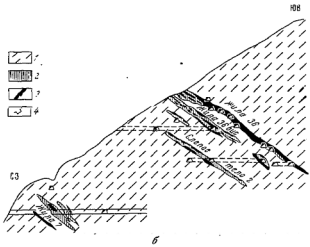
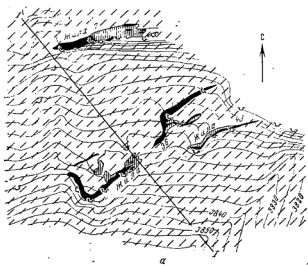


Рис. 2. Месторождение пьезокварца IV группы, представленное зоной концентрации хрусталоносных кварцевых жил в кварцитовидных песчаниках
 а — план; б — разрез по линии 1-1 (по Н. Н. Зевакину и др.)
 1 — кварцитовидные песчаники; 2 — кварц-серпичитовая порода;
 3 — жильный кварц; 4 — устье штоля

Месторождения V группы

Месторождения, отнесенные к V группе, представлены зонами концентрации многочисленных разобщенных хрусталеносных кварцевых жил, распространенными в районах развития мощной коры выветривания. Одно из таких месторождений располагается в пенепленизированной области. Рельеф здесь представляет собой равнину с участками, на которых встречаются выходы коренных пород. Район месторождения сложен нижнепалеозойскими породами, собранными в относительно пологие брахиантиклинальные и брахисинклинальные складки близкого к широтному простирания. Месторождение приурочено к субширотному брахиантиклинальному поднятию длиной примерно 1300 м и шириной 400—500 м. Оси складок несколько изогнуты в плане, в результате чего простирание складок в западной части месторождения постепенно меняется на юго-западное, а в восточной части — на юго-восточное. Центральная часть брахиантиклинали сложена метаморфизованными вулканогенными породами, прорванными небольшими интрузиями плагиогранитов и плагиоаплитов; крылья сложены породами сланцевой толщи.

В районе месторождения развита кора выветривания. Мощность ее зависит от степени трещиноватости и литологических особенностей пород. Наименьшую мощность (20—40 м) имеет кора выветривания, образовавшаяся за счет метаморфизованных вулканогенных пород. Мощность коры выветривания, образовавшейся за счет метаморфизованных осадочных пород, 100—120 м. Кора, возникшая за счет выветривания плагиогранитов на участках развития зон дробления, имеет наибольшую мощность, местами достигающую до 200—210 м [4]. Кварцевые жилы концентрируются на крыльях антиклинальной структуры — в приконтактовой полосе вулканогенных пород со сланцами и вдоль контактов дайкообразных интрузий плагиогранитов. Участки концентрации жил отличаются вытянутой в плане формой и именуются продуктивными жильными зонами; на месторождении выделено несколько таких зон. Протяженность зон от 400 до 1200 м при мощности от 100 до 200 м; установленная глубина распространения кварцевых жил превышает 150—200 м.

Насыщенность зон кварцевыми жилами и степень хрусталеносности последних различны. Повышенной хрусталеносностью отличаются кварцевые жилы, залегающие в плагиоаплитах, а также в некоторых разностях метаморфизованных вулканогенных пород. Кварцевые жилы, залегающие в филлитовых и углисто-филлитовых сланцах, практически нехрусталеносны. Очень большие размеры хрусталеносных зон и значительные расстояния между ними предопределяют независимое развитие геологоразведочных работ по оценке отдельных зон. Поэтому каждую зону следует рассматривать как самостоятельное месторождение.

Концентрация кварцевых жил в пределах продуктивных жиль-

ных зон как в плане, так и по глубине неравномерна. Расстояния между жилами в плане изменяются от 10—15 до 80—100 м, составляя в среднем по зонам 35—40 м. Простирание жил различное. Большая часть жил, в том числе промышленно-хрусталеносных, обладает крутым падением. Размеры жил небольшие: длина обычно 10—20 м, мощность 1,5—3 м и лишь единичные жилы имеют длину более 50—100 м и мощность до 5—15 м. Средний объем жильных тел от 50 до 250 м³.

По размерам и промышленному значению жилы могут быть подразделены на три группы: крупные, средние и мелкие. Число крупных жил невелико, однако в них сосредоточена основная часть пьезокварца. Подавляющее число мелких жил нехрусталеносно или они содержат небольшое количество пьезокварца. Между размерами кварцевых жил и количеством пьезокварца устанавливается прямая корреляционная связь.

По морфологическим признакам выделяются два основных типа жил: 1) сложные жилы, представленные ветвящимися кварцевыми телами, реже неправильными сближенными параллельными жилами или штокверкообразными телами; 2) жилы простой формы (линзообразные и плитообразные) и минерализованные трещины с горным хрусталем без жильного выполнения.

Примерно половина кварцевых жил промышленных месторождений по данным отработки содержит кондиционный пьезокварц. Жилы включают от 1—3 до 5—30 хрусталеносных гнезд с высоким качеством горного хрусталя. В расположении гнезд в жилах, размерах гнезд и количестве полученного в них пьезокварца не установлено какой-либо закономерности. Гнезда располагаются висячем и лежащем боках жил, а также в центральной их части и на выклинивании. Размеры гнезд изменяются от первых кубических дециметров до 20—30 м³; обнаружено одно гнездо размером около 500 м³. Форма гнезд линзообразная или изометричная. Количество кристаллосырья в гнездах колеблется в очень широких пределах. Все сказанное свидетельствует о чрезвычайной сложности месторождений в отношении распределения хрусталеносной минерализации. Месторождения рассматриваемой группы в связи с большими размерами слагающих их хрусталеносных зон и высоким качеством кристаллов имеют важное промышленное значение.

§ 4. ХАРАКТЕР РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ПЬЕЗОКВАРЦА В ХРУСТАЛЕНОСНЫХ ТЕЛАХ

Распределение пьезокварца, основного полезного компонента месторождений горного хрусталя, крайне неравномерное. Эта неравномерность обуславливается двумя основными факторами: резкими колебаниями количества пьезокварца в хрусталеносных гнездах и неравномерным размещением гнезд внутри хрусталеносных кварцевых тел [7, 69]. О степени неравномерности распределе-

ния пьезокварца в хрусталеносных телах можно судить по данным двух месторождений различных морфологических типов.

Месторождение А представлено крутопадающей выдержанной по простиранию хрусталеносной зоной сложного внутреннего строения. Зона образована серией переплетающихся сближенных плитообразных, линзообразных и сложных ветвящихся кварцевых жил. Мощность отдельных жил изменяется от первых сантиметров до 10 м. Общая мощность зоны 7—25 м. Протяженность ее по простиранию более 300 м, а по падению около 100 м. Месторождение характеризуется небольшими размерами хрусталеносных гнезд, изменяющимися в пределах от 0,2 до 7,5 м³; преобладают гнезда размером 0,5—1,0 м³. Гнезда имеют разнообразную форму, подавляющее большинство их вытянуто согласно общему простиранию зоны. Продуктивность гнезд изменяется в весьма широких пределах. Внутри зоны гнезда располагаются неравномерно, образуя отдельные участки концентрации. Насыщенность зоны гнездами: в среднем 1 гнездо на 550 м³ ее объема. Кроме того, в зоне наблюдаются многочисленные мелкие занорыши, содержащие кристаллы пьезокварца. Хрусталеносные гнезда в пределах зоны локализируются как непосредственно в жилах, так и в полостях растворения вмещающих зону кварцитов.

Месторождение Б представлено штокверкообразным телом, образованным системой различно ориентированных пересекающихся и ветвящихся кварцевых жил различного направления. Штокверк имеет в плане изометричную форму, размеры его в поперечном сечении 50—70 м, глубина распространения минерализации 50—60 м. Хрусталеносные гнезда близкой к изометричной формы располагаются в пределах штокверка без какой-либо видимой закономерности. Они наблюдаются в кварцевых жилах, на контактах даек кварц-полевошпатового состава и в местах пересечения трещин различного направления. Размеры гнезд достигают 75 м³ при преобладающей величине 2—10 м³; количество пьезокварца в них также изменяется в очень широких пределах. Насыщенность штокверка гнездами небольшая: в среднем 1 гнездо на 3100 м³. Занорыши встречаются сравнительно редко, и количество добываемого из них пьезокварца незначительно.

Характер изменения количества пьезокварца от гнезда к гнезду по месторождениям показан на рис. 3, где видно, что количество пьезокварца в отдельных гнездах изменяется в очень широких пределах, а изменения его носят отчетливо выраженный скачкообразный и незакономерный характер. Как справедливо отмечает Д. А. Зенков [18], параметры, характеризующиеся такой изменчивостью, правильнее всего рассматривать в качестве статистической совокупности, в которой каждое отдельное значение изучаемого параметра является случайной и независимой величиной (вопросы использования статистических методов при оценке месторождений горного хрусталя подробно изложены в V главе).

Числовые характеристики изменчивости количества пьезокварца в гнездах

Морфологический тип месторождения	Среднее количество пьезокварца в гнезде, усл. ед.	Среднее квадратическое отклонение, усл. ед.	Коэффициент вариации пьезокварца в гнездах, %	Число гнезд, использованных при расчете
А — хвосталеносная зона . .	1125	20,92	186,0	21
Б — штокверк	5358	68,23	127,3	40

Статистическое распределение количества пьезокварца в гнездах по месторождениям приведено на рис. 4. В отличие от нормального распределения оно резко асимметрично. Однако, как показано П. Л. Каллистовым [22], это не исключает возможности применения математической статистики для анализа изменчивости интересующего нас параметра. Следовательно, в качестве числовых характеристик изменчивости количества пьезокварца в гнездах и хвосталеносных телах на месторождениях горного хрусталя могут быть использованы среднее квадратическое отклонение и коэффициент вариации.

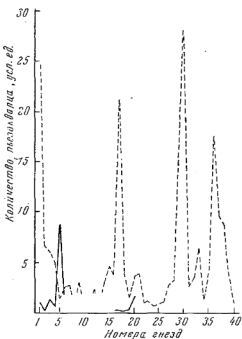


Рис. 3. Изменение количества пьезокварца от гнезда к гнезду по месторождениям А (сплошная линия) и Б (пунктир)

месторождению А и объемом 3100 м³ по месторождению Б, т. е. в пробах, содержащих по одному гнезду.

Однако рассмотренная изменчивость не исчерпывает общей изменчивости хрусталеносности, так как гнезда распределяются внутри хрусталеносных тел неравномерно. Неравномерность размещения их находит отражение в количестве гнезд, попадающих

в валовых пробах объемом 550 м³ по месторождению А и объемом 3100 м³ по месторождению Б, т. е. в пробах, содержащих по одному гнезду. Однако, как показано П. Л. Каллистовым [22], это не исключает возможности применения математической статистики для анализа изменчивости интересующего нас параметра. Следовательно, в качестве числовых характеристик изменчивости количества пьезокварца в гнездах и хвосталеносных телах на месторождениях горного хрусталя могут быть использованы среднее квадратическое отклонение и коэффициент вариации. Значения этих величин по рассматриваемым месторождениям пьезокварца приведены в табл. 4.

Если бы гнезда были распределены в месторождениях равномерно, то приведенные величины могли бы характеризовать степень изменчивости количества пьезокварца в валовых пробах

Числовые характеристики изменчивости количества гнезд в единичных пробах

Морфологический тип месторождения	Среднее количество гнезд в пробе	Среднее квадратическое отклонение	Коэффициент вариации количества гнезд в пробах, %	Количество проб, использованных при расчете
А — хрусталеносная зона . . .	1	1,32	132,3	17
Б — штокверк	1	0,82	81,7	12

в валовые пробы равного объема. Эту неравномерность удобно наблюдать по пробам, содержащим в среднем одно гнездо. Такие пробы мы будем именовать единичными валовыми пробами. Параметры, характеризующие неравномерность размещения гнезд в единичных пробах по месторождениям, приведены в табл. 5.

Общий коэффициент вариации, характеризующий суммарный эффект изменчивости количества пьезокварца в единичных пробах из хрусталеносного тела, может быть рассчитан по формуле

$$V = \sqrt{V_1^2 + V_2^2}, \quad (1)$$

где V — общий коэффициент вариации количества пьезокварца в единичных валовых пробах;

V_1 — коэффициент вариации количества пьезокварца в гнездах;

V_2 — коэффициент вариации количества гнезд в единичных пробах.

Если V определен по пробам равного объема, но содержащим в среднем не одно гнездо, то его необходимо привести к единичным пробам по формуле

$$V_2 = \frac{V_2^1}{\sqrt{n}}, \quad (2)$$

где V_2^1 — коэффициент вариации количества гнезд в пробах произвольного объема;

n — среднее число гнезд, входящих в пробу принятого объема (это число может быть как целым, так и дробным, в том числе меньше единицы).

Значение общего коэффициента вариации количества пьезокварца для месторождения А, рассчитанное по единичным пробам объемом 550 м³, составляет 228,2%, для месторождения Б по единичным пробам объемом 3100 м³ — 151,3%.

Погрешность определения среднего выхода пьезокварца по валовой пробе зависит от степени изменчивости количества пьезокварца в гнездах и степени неравномерности распределения гнезд в хрусталеносном теле, т. е. от общего коэффициента вариации, характеризующего суммарный эффект изменчивости хрусталенос-

ной минерализации. Значение средней погрешности определения среднего выхода (P) можно рассчитать по формуле

$$P = \frac{V}{\sqrt{n}}, \quad (3)$$

где V — общий коэффициент вариации количества пьезокварца в единичных валовых пробах;

n — число гнезд, содержащихся в валовой пробе.

Неравномерное распределение хрусталеносной минерализации в значительной степени влияет на точность подсчета запасов

пьезокварца. Как известно, запасы пьезокварца на месторождениях горного хрусталя в большинстве случаев подсчитываются путем умножения среднего выхода пьезокварца на объем продуктивного блока, выделенного по совокупности геологических данных [11].

После подсчета запасов продуктивная часть хрусталеносного тела подлежит полной отработке в пределах выделенных контуров блоков. Эти контуры в процессе отработки уточняются в большинстве случаев лишь на предмет наличия хрусталеносных гнезд за пределами промышленных блоков путем проходки ортов и бурения скважин в стенках карьеров или выемочных

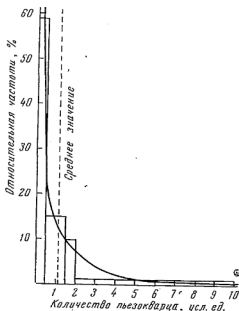


Рис. 4. Гистограмма распределения гнезд по содержанию пьезокварца месторождения А

камер. В случае обнаружения хрусталеносных гнезд корректируются границы хрусталеносного тела и соответственно объем блока и пересчет запасов по нему. Следовательно, основная ошибка при подсчете запасов пьезокварца может быть допущена за счет погрешности определения среднего выхода, а не за счет объема блока. Последнее обстоятельство определяет первостепенное значение анализа величин погрешностей валового опробования пьезокварцевых месторождений, который, однако, в имеющейся методической литературе [10, 11, 51, 52] освещен крайне недостаточно.

На месторождениях горного хрусталя средний выход пьезокварца определяется по данным валового опробования. Мерой

содержания полезного компонента является выход пьезокварца в моноблоках из 1 м³ продуктивной массы, выраженный в граммах. При валовом опробовании в зависимости от размера суммарного объема пробы в нее попадает различное число хрусталеносных гнезд, которое возрастает по мере увеличения объема опробования. Характер изменения погрешности определения среднего выхода в зависимости от количества гнезд, вошедших в валовую

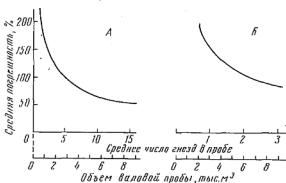


Рис. 5. Зависимость погрешности определения среднего содержания пьезокварца от количества гнезд, вошедших в пробу, и объема валовой пробы по месторождениям А и Б

пробу, представлен на рис. 5, на котором приведены шкалы перехода от количества гнезд к объему пробы, составленные исходя из средней насыщенности хрусталеносных тел гнездами по каждому из месторождений. Графики дают ясное представление о средних величинах погрешностей определения среднего выхода пьезокварца по валовым пробам различного объема, которые оказываются весьма значительными. Так, при объеме валовой пробы 5 тыс. м³ величины средних погрешностей составляют по месторождению А около $\pm 50\%$, а по месторождению Б — свыше $\pm 100\%$.

Общая изменчивость распределения пьезокварца в хрусталеносных телах также не исчерпывает всей неравномерности проявления хрусталеносной минерализации. Для полной ее характеристики необходимо учитывать также изменчивость качества кристаллов пьезокварца, которая выражается в изменении процентного соотношения отдельных сортов пьезокварца в гнездах. Надежность качественной характеристики сырья по данным валового опробования зависит от степени изменчивости выхода отдельных сортов кондиционного пьезокварца из гнезд.

Статистическое распределение выхода отдельных сортов пьезокварца из гнезд имеет характер нормальной кривой распределения (рис. 6). Средние значения выхода отдельных сортов пьезо-

Таблица 6

Числовые характеристики изменчивости сортности пьезокварца в гнездах

Сорт пьезокварца	Средний выход сорта, %	Числовые характеристики изменчивости среднего выхода сортов	
		среднеквадратическая ошибка	коэффициент вариации
<i>Месторождение А</i>			
Уникальный	11,8	9,9	83,5
I	30,0	7,8	26,1
II	26,5	9,6	36,2
III	5,4	4,9	91,1
IV	26,2	9,0	34,2
<i>Месторождение Б</i>			
Уникальный	28,5	14,6	51,1
I	30,5	6,6	21,7
II	16,2	4,3	26,4
III	1,9	1,5	78,9
IV	22,8	9,6	42,2

кварца и числовые характеристики изменчивости его по гнездам в рассматриваемых месторождениях приведены в табл. 6.

Погрешности определения среднего значения выхода того или иного сорта пьезокварца по пробам, содержащим различное число гнезд, могут быть рассчитаны по формуле

$$P_c = \frac{V_c}{\sqrt{n}}, \quad (4)$$

где P_c — средняя относительная погрешность определения выхода сорта;

V_c — коэффициент вариации выхода сорта;

n — число гнезд, вошедших в валовую пробу.

Характер изменения погрешности определения выхода отдельных сортов пьезокварца по рассматриваемым в качестве примера месторождениям показан на рис. 7. Величины погрешностей для одних и тех же сортов при одинаковом числе гнезд, вошедших в валовую пробу, примерно равны. Однако объемы этих проб по месторождению А значительно меньше, чем по месторождению Б. Величины средних погрешностей выхода для различных сортов пьезокварца различны, причем зависимость между величиной средней погрешности и значением выхода пьезокварца обратная (рис. 8). Следовательно, погрешность определения среднего выхода того или иного сорта пьезокварца в общем случае будет тем больше, чем меньше выход данного сорта.

Рис. 6. Гистограммы распределения погрешностей определения выхода сортов пьезокварца, совмещенные с графиками нормальной плотности вероятности по месторождениям А и Б

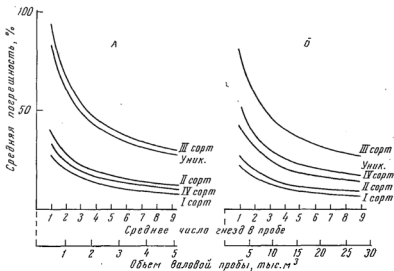
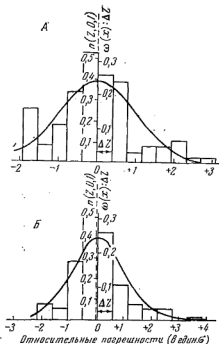


Рис. 7. Зависимость погрешности определения выхода различных сортов пьезокварца от числа гнезд, вошедших в пробу, и объема пробы по месторождениям А и Б

Приведенные данные показывают, что месторождения горного хрусталя относятся к числу месторождений с крайне неравномерным распределением полезных компонентов. Многолетняя практика разведочных и эксплуатационных работ показала, что вследствие исключительно сложного и неравномерного распределения пьезооптических минералов их запасы не могут классифициро-

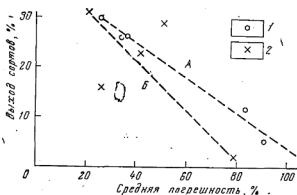


Рис. 8. Изменение погрешностей определения среднего выхода различных сортов пьезокварца от величины выхода сортов

1 — проценты выхода сортов по месторождению А (по единичным пробам); 2 — то же, по месторождению Б

ваться выше категории C_1 даже при самой плотной разведочной сети. Это обстоятельство нашло отражение в инструктивных материалах ГКЗ, по которым для месторождений пьезооптического минерального сырья разрешается выделение капитальных вложений на строительство горнодобывающих предприятий на основе запасов категорий C_1 и C_2 [21].

ГЛАВА III

ОСНОВЫ СТАДИЙНОСТИ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

Многолетний опыт ведения поисковых и разведочных работ говорит о целесообразности разделения геологоразведочного процесса выявления и оценки промышленных месторождений полезных ископаемых на ряд этапов и стадий. Многими геологами, в том числе и специалистами по вопросам методики поисков и разведки месторождений полезных ископаемых, были предложены различные схемы стадийности геологоразведочных работ [40, 62].

Для установления единой типовой методики подразделения геологоразведочных работ в 1959—1960 гг. коллективом геологов ВИМСа с привлечением специалистов из других научно-исследовательских институтов были составлены «Методические указания по проведению отдельных этапов геологоразведочных работ» [49], в которых разработана общая рациональная последовательность проведения этих работ и определены основные цели работ каждой стадии (табл. 7).

Таблица 7

Общая схема геологоразведочного процесса

Этапы и стадии	Основные задачи работ
<i>I этап. Региональная геологическая съемка</i>	
1 стадия. Геологическая съемка м-бов 1:1 000 000—1:500 000	Выделение перспективных геологических регионов
2 стадия. Геологическая съемка м-бов 1:200 000—1:100 000 и региональные геофизические съемки м-бов 1:200 000—1:100 000	Выделение перспективных площадей (бассейнов, рудных полей, зон)
3 стадия. Геологическая съемка м-бов 1:50 000—1:25 000	Уточнение геологического строения изучаемой территории и обнаружение признаков полезных ископаемых
<i>II этап. Поиски месторождений полезных ископаемых</i>	
1 стадия. Поиски в м-бах 1:50 000—1:10 000	Обнаружение проявлений и признаков полезных ископаемых (выходов, геофизических и геохимических аномалий, зон измененных пород и т. п.)
2 стадия. Поисково-разведочные работы в м-бах 1:25 000—1:1000	Выявление месторождений, заслуживающих предварительной разведки, и отбраковка неперспективных проявлений
<i>III этап. Разведка месторождений полезных ископаемых</i>	
1 стадия. Предварительная разведка	Выяснение пригодности месторождения для промышленного использования
2 стадия. Детальная разведка	Получение данных для составления проекта эксплуатации месторождения
3 стадия. Эксплуатационная разведка	Обеспечение рационального ведения эксплуатационных работ

Учитывая, что предложенное подразделение геологоразведочных работ не универсально, авторы «Методических указаний» отметили, что в отдельных случаях, в зависимости от различных условий и прежде всего от масштаба и ценности месторождения, некоторые стадии могут выпадать из общей схемы геологоразведочного процесса, а также, что на разных участках изучаемого

объекта могут одновременно осуществляться работы различных стадий.

Вопросы стадийности работ по выявлению и оценке месторождений пьезокварца до последнего времени слабо освещались в литературе. Опубликованные различными авторами схемы подразделения этого процесса [11, 52] приведены в табл. 8.

Таблица 8

Схемы геологоразведочного процесса выявления и оценки месторождений пьезокварца по данным разных авторов

По Р. В. Нифонтову [52]	По А. С. Гудкову и др. [11]
<p><i>Геологопоисковые работы</i></p> <p>1. Геологопоисковые работы в м-бе 1:200 000</p> <p>2. Поисковые работы в м-бе 1:25 000—1:10 000</p> <p>Детальные поисково-съёмочные работы в м-бе 1:2000—1:1000</p> <p><i>Разведка месторождений</i></p>	<p><i>Поисковые работы</i></p> <p>1. Обзорные (предварительные) поиски в м-бах 1:200 000—1:500 000</p> <p>2. Детальные поиски в м-бах 1:25 000—1:10 000</p> <p><i>Разведочные работы</i></p> <p>1. Поисково-разведочные работы</p> <p>2. Разведочно-эксплуатационные работы</p>

Первая схема составлена Р. В. Нифонтовым для коренных месторождений и россыпей пьезокварца. Эта попытка разработки единой схемы для различных генетических типов месторождений не позволила автору четко определить задачи отдельных стадий работ и требования к их детальности. Так, например, задачей второй стадии геолого-поисковых работ Р. В. Нифонтов считает практическую проверку наличия промышленной хрусталеносности путем установления мест скопления кристаллов на поверхности или в элювиально-делювиальном слое, а задачей последующей стадии детальных поисково-съёмочных работ — «уточнение промышленного контура россыпи, или установление коренного выхода хрусталеносного тела, или то и другое вместе» [52]. Естественно, что практически проверить наличие промышленной хрусталеносности коренных месторождений нельзя без вскрытия хрусталеносных тел в коренном залегании, т. е. задачи и последовательность отдельных стадий работ оказались неувязанными между собой.

Позднее А. С. Гудков и Е. Я. Киевленко [11] уточнили основные задачи отдельных стадий геологоразведочных работ на месторождениях пьезооптических минералов. Одновременно они указали, что на некоторых типах месторождений этой группы, в том числе и на месторождениях пьезокварца, геологоразведочные работы ведутся одновременно с освоением, что приводит к необходимости выделения стадии разведочно-эксплуатационных работ. Однако детально вопросы рациональной стадийности работ на месторождениях пьезокварца этими авторами также не рассмотрены.

Были предприняты попытки разработать требования к содержанию и результатам отдельных стадий геологоразведочных работ на пьезооптическое минеральное сырье на основе приведенной в табл. 7 общей схемы подразделения геологоразведочного процесса. Однако решение этого вопроса для пьезооптического минерального сырья нельзя признать удовлетворительным, так как в опубликованных материалах [71] он изложен крайне схематично, а проблема рационального взаимоотношения между разведочными и эксплуатационными работами не освещена совершенно.

В данной работе стадийность геологоразведочных и эксплуатационных работ описана только применительно к гидротермальным месторождениям пьезокварца, однако многие рассматриваемые положения должны соблюдаться и при освоении месторождений других полезных ископаемых.

§ 2. СТАДИЙНОСТЬ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНОГО ПРОЦЕССА

В качестве основной причины, вызывающей необходимость подразделения геологоразведочного процесса на стадии, большинством специалистов выдвигается требование соблюдения в разведке принципа последовательных приближений. Этот принцип заключается в том, что оценка изучаемого объекта выполняется на различных стадиях работ с разной степенью приближения в зависимости от полноты и достоверности полученных данных, причем наращивание этих данных происходит по определенным этапам [40, 49, 62]. Однако, как определить необходимое количество стадий работ исходя из этого принципа, до сих пор не выяснено. Существует мнение, что количество стадий не может быть строго определено, так как каждая новая разведочная выработка создает новый этап приближения [40].

Нами под стадией геологоразведочных работ понимаются необходимые отрезки общего процесса выявления промышленных месторождений, отличающиеся объектами изучения, основными задачами работ, требованиями к оценке изучаемых объектов и комплексами методов, применяемых для выполнения поставленных задач.

Пространственное размещение гидротермальных хрусталепроявлений в пределах Советского Союза характеризуется рядом общих закономерностей. Концентрация хрусталепроявлений в пределах определенных крупных геолого-структурных единиц земной коры, имеющих общую историю геологического развития, позволяет выделить хрусталеносные провинции. Эти провинции характеризуются довольно четкими границами, определяемыми контуром распространения благоприятных осадочно-метаморфических и магматических комплексов пород. Внутри провинций хрусталепроявления размещаются неравномерно, образуя жильные поля, разделенные значительными по размерам участками, лишенными

хрусталепроявлений. Наконец, в пределах жильных полей насчитываются десятки и сотни хрусталеносных тел [44, 64].

Исходя из этих закономерностей поисковые работы вначале направлены на выявление хрусталеносных провинций, затем жильных полей и, наконец, отдельных хрусталеносных тел (жил, зон, штокверков). Эти три основных периода проведения поисковых работ, отличающихся объектами изучения и рядом других показателей, называются стадиями рекогносцировочных, предварительных и детальных поисков (табл. 9).

Рекогносцировочные (обзорные) поиски проводятся в слабоизученных районах. Основная задача их — выяснение общих перспектив предположительно-хрусталеносной площади и выделение в пределах нее (при получении положительных результатов) перспективных площадей, подлежащих последующему систематическому опоскованию.

Важное условие для постановки рекогносцировочных поисков — наличие в районе благоприятных геологических предпосылок. Основанием для проведения поисков обычно служат находки кристаллов горного хрусталя местными жителями и заявки организаций, проводящих геологическую съемку или поиски на другие виды полезных ископаемых. Геологической основой при проведении поисков служат листы геологической карты м-ба 1:200 000. В качестве топографической основы используются топопланы м-бов 1:200 000 — 1:100 000.

Детальность исследований при рекогносцировочных поисках не может быть строго регламентирована. Она зависит от сложности геологического строения района, характера и степени обнаженности рельефа. Обычно рекогносцировочные поиски проводятся в м-бах 1:100 000 — 1:200 000; на участках с признаками хрусталеносности маршруты сгущаются.

Ведущими поисковыми методами при рекогносцировочных поисках являются геологические, вспомогательными — геофизические (табл. 10).

Для вскрытия обнаруженных минерализованных тел выполняются небольшие объемы открытых горных работ. Рекогносцировочным поискам обычно предшествуют сбор и обработка имеющихся по району фондовых геологических материалов и дешифрирование аэрофотоснимков, позволяющие наметить наиболее рациональное направление поисковых маршрутов.

Степень перспективности обследованного при рекогносцировочных поисках района определяется на основании анализа геологического строения обследованного района в целом и выявленных при поисках участков с прямыми и косвенными признаками хрусталеносности. Решающее значение при этом имеют одновременные находки кристаллов кварца или их обломков в элювиально-делювиальных отложениях.

Оконтуривание перспективной площади, т. е. определение границ хрусталеносной провинции, производится путем тщательного

Содержание различных стадий поисков гидротермальных месторождений пьезокварца

Стадия	Объекты изучения	Размеры площадей исследований, км ²	Основные задачи работ	Основные виды и масштабы работ
1. Рекогносцировочных поисков	Крупные геолого-структурные единицы—массивы, складчатые области и т. п.	Сотни—первые тысячи	Определение перспектив оцениваемой площади, выделение хрусталеносных провинций	Маршрутные поиски м-бов 1:200 000—1:100 000
2. Предварительных поисков	Хрусталеносные провинции—районы интенсивного проявления метаморфизма, площади разветвения благоприятных пород и т. п.	Десятки—первые сотни	Выявление хрусталеносных жильных полей и оценка их перспективности	Площадные поиски м-бов 1:50 000—1:25 000, небольшие объемы горных работ
3. Детальных поисков	Отдельные хрусталеносные жильные поля	Единицы	Выявление перспективных хрусталеносных тел (жил, зон, штокверков)	Площадные поиски м-бов 1:10 000—1:5000, небольшие объемы горных и буровых работ

Методы исследований, применяемые при поисках гидротермальных месторождений пьезокварца

Методы	Применение по стадиям поисков (++) обязательное, +желательное, —не рекомендуется)		
	рекогносцировочные	предварительные	детальные
<i>Геологические</i>			
Поиски методом прямого обнаружения:			
м-бов 1:200 000—1:100 000	++	—	—
м-бов 1:50 000—1:25 000	—	++	—
м-бов 1:10 000—1:5000	—	—	++
Валувно-обломочный метод	++	++	++
Метод косвенных признаков	++	++	++
Геологическая съемка:			
м-ба 1:200 000*	++	++	—
м-ба 1:50 000*	—	+	++
м-ба 1:10 000	—	—	+
Геолого-структурный анализ	+	++	++
Минералого-петрографические исследования	+	++	++
Минералогенетический анализ	+	+	+
Дешифрирование аэрофотоснимков*	+	++	+
<i>Геофизические</i>			
Аэромагнитная съемка м-бов 1:200 000—1:50 000*	+	++	—
Аэрогамма-съемка м-бов 1:200 000—1:500 000*	+	+	—
Наземная магнитная съемка м-бов 1:50 000—1:5000	—	+	++
Электроразведка м-ба 1:5000	—	—	+
Наземная гамма-съемка м-бов 1:50 000—1:5000	+	+	+
Гравиметрическая съемка м-бов 1:10 000—1:5000	—	+	+
<i>Технические</i>			
Поверхностные горные работы	+	++	++
Колонковое бурение (поверхностное)	—	+	++

* Работы, как правило, выполняются территориальными геологическими управлениями, ВАГТом и другими специализированными организациями.

анализа геологического строения района с учетом всей совокупности установленных при поисках благоприятных признаков и предпосылок. В пределах крупных хрусталеносных провинций, размеры которых достигают десятков тысяч квадратных километров, рекогносцировочные поиски могут продолжаться ряд лет.

Предварительные поиски проводятся в районах, признанных перспективными в отношении обнаружения месторождений пьезо-

кварца. Основная задача их — выявление хрусталеносных жильных полей, включающих нередко десятки и даже сотни хрусталеносных кварцево-жильных тел.

Положение хрусталеносных полей определяется крупными геолого-структурными элементами: приуроченностью к крупным антиклинальным складкам, расположением вблизи региональных разломов, локализацией в толщах определенного литологического состава и т. п. [41]. Поэтому при проведении предварительных поисков, так же как и рекогносцировочных, обычно пользуются геологическими картами м-ба 1:200 000; в особо перспективных районах проводится геологическая съемка м-ба 1:50 000. В качестве топографической основы используются листы топографических карт м-бов 1:50 000 — 1:25 000 (табл. 11).

Основным фактором, определяющим выбор оптимального масштаба предварительных поисков, служат размеры хрусталеносных жильных полей [5], а также сложность их строения и степень насыщенности хрусталеносными кварцевыми жилами; обычно предварительные поиски проводятся в м-бах 1:50 000 — 1:25 000.

При проведении поисков уточняются имеющиеся геологические карты и поисковые критерии для выделения локальных геологических структур, благоприятных для формирования месторождений пьезокварца. На выявленных жильных полях в небольших объемах проводятся детализационные работы, необходимые для заключения о перспективности жильного поля. Они состоят из установления размеров жильного поля, выявления благоприятных поисковых критериев и обследования отдельных кварцевых жил с целью выяснения характера их хрусталеносности. По совокупности полученных геологических данных определяются степень перспективности и очередность последующего изучения всех выявленных жильных полей.

Детальные поиски предназначены для выявления в пределах найденных кварцевых жильных полей хрусталеносных тел (зон, жил и штокверков). Они проводятся в различных масштабах — от 1:10 000 до 1:2000. При проведении геолого-поисковых маршрутов особое внимание обращается на уточнение геологических факторов, определяющих размещение хрусталеносных тел и прослеживание основных благоприятных геолого-структурных элементов (разломов, пород определенного литологического состава, зон гидротермальной переработки и т. п.). При детальных поисках оконтуриваются обнаруженные развалы кварцевых жил и тщательно изучаются найденные кристаллы горного хрусталя.

Важная составная часть детальных поисков — вскрытие кварцевых жил в коренном залегании, что необходимо для надежного определения степени их хрусталеносности. Горные работы включают проходку разведочных канав, траншей и картировочных шурфов. Нередко уже на данной стадии начинается проходка

Требования к масштабам геологической и топографической основы на различных стадиях геологоразведочных работ на пьезокварц

Этапы и стадии	Объекты изучения	Требуемые масштабы карт и планов	
		геологических	топографических
<i>I. Поисковый этап</i>			
Стадия рекогносцировочных поисков	Предположительно хрусталеносные площади	1:200 000*	1:200 000—1:100 000**
Стадия предварительных поисков	Хрусталеносные провинции	1:200 000*	1:50 000—1:25 000**
Стадия детальных поисков	Жильные поля	Для особо перспективных районов— 1:50 000 1:10 000	Мензульная съемка м-ба 1:10 000
Выполняются на перспективных жильных полях			
<i>II. Разведочный этап</i>			
Стадия предварительной разведки	»	1:10 000	Мензульная съемка м-ба 1:10 000
Выполняются на жильных полях, перспективность которых определялась лишь при предварительной разведке			
Стадия детальной разведки	Хрусталеносные жилы и зоны	Геологоразведочные планы м-бов 1:2000—1:500	Мензульная съемка м-бов 1:2000—1:500
	Месторождения	1:2000—1:1000	Тахеометрическая съемка м-бов 1:2000—1:500
	Хрусталеносные жилы и зоны	Геологоразведочные погоризонтные планы и разрезы м-бов 1:500—1:200	Теодолитная съемка м-бов 1:500—1:200

* Геологосъемочные работы выполняются территориальными геологическими управлениями или ВАГТом.

** Используются листы государственных топографических карт.

карьеров, играющих в дальнейшем важную роль при производстве валового опробования. Колонковое бурение ставится в основном на закрытых площадях как с поисковыми, так и с картировочными целями.

В хорошо обнаженных районах с резко расчлененным рельефом кварцевые жилы легко могут быть обнаружены визуально, поэтому основной задачей работ на стадии детальных поисков становится выделение из общего числа кварцевых жил хрусталеносных или имеющих надежные косвенные признаки хрусталеносности.

Для увязки получаемых при детальном поисках геологических данных требуется достаточно точная привязка горных выработок, скважин и точек геологических и геофизических наблюдений. Для этого выполняется мензурная съемка участков горнобуровых работ в м-бах 1:2000—1:5000. В этих же масштабах составляются геологоразведочные планы.

Выявленные в пределах жильного поля кварцевые жилы по завершении детальных поисков подразделяются по степени перспективности на четыре основные группы: 1) хрусталеносные жилы с кондиционными кристаллами пьезокварца; 2) хрусталеносные жилы с некондиционными кристаллами горного хрусталя; 3) жилы с косвенными признаками хрусталеносности; 4) жилы, не имеющие признаков хрусталеносности. После завершения работ по совокупности всех геологических данных выделяются наиболее перспективные объекты, подлежащие дальнейшей оценке.

Рассмотренное подразделение поисковых работ на пьезокварц на три основные стадии — единственное, имеющее объективное геолого-методическое обоснование, так как изменение объектов поисков может происходить только в установленной выше последовательности: хрусталеносная провинция — жильное поле — хрусталеносные тела. Никаких других геологических подразделений, которые могли бы вызвать необходимость выделения дополнительных стадий поисков, неизвестно.

Разведочные работы на пьезокварц по основным задачам, методике и технике выполнения, а также предъявляемым к ним требованиям подразделяются на две стадии: предварительную и детальную разведку. Эти стадии работ отличаются прежде всего объектами изучения: предварительной разведке подвергаются все хрусталеносные тела, детальная — только наиболее перспективные, имеющие вероятное промышленное значение (табл. 12). Выделенные при поисках хрусталепроявления претерпевают две качественно различные оценки: вначале предварительную промышленную оценку, затем окончательную, так же как это принято для месторождений других полезных ископаемых [48, 80]. Это обстоятельство и определяет подразделение разведочного этапа на две стадии.

Содержание предварительной и детальной разведки, а также конкретные предъявляемые к ним требования несколько изменяются в зависимости от особенностей месторождений пьезокварца. Поэтому они будут рассмотрены позднее при описании стадийности работ на месторождениях различных групп.

Комплекс методов исследований, применяемых при разведке месторождений пьезокварца, значительно отличается от комплекса методов поискового этапа работ. Это отличие выражается прежде всего в появлении подземных горных работ и подземного колонкового бурения, а также в увеличении числа применяемых детальных геофизических методов исследований [31]; собственно поисковые методы утрачивают свое значение (табл. 13).

Таблица 12

Содержание стадий предварительной и детальной разведки месторождений пьезокварца

Стадия	Объекты изучения	Основные задачи работ	Требования к степени разведанности месторождения	Основные применяемые виды работ
Предварительной разведки	Перспективные хрусталеносные тела, выявленные в пределах месторождения	Предварительная промышленная оценка месторождения	Горными выработками оконтуриваются лишь отдельные небольшие блоки; большая часть запасов квалифицируется по категории С ₂	Открытые горные работы (канавы, шурфы, карьеры), в небольшом объеме колонковое бурение
Детальной разведки	Вероятно промышленные хрусталеносные тела	Окончательная промышленная оценка месторождения	Большая часть блоков оконтуривается горными выработками; запасы квалифицируются в основном по категории С ₁	Подземные горные работы (штольни, глубокие шурфы, шахты); на поверхности и в подземных условиях колонковое бурение

Таблица 13

Методы исследований, применяемые при разведке месторождений пьезокварца

Методы	Применение по стадиям разведки (++) обязательное, +желательное, —не рекомендуется)	
	предварительная разведка	детальная разведка
<i>Геологические</i>		
Геологическая съемка месторождения м-бов 1:2000—1:1000	+	++
Геолого-структурный анализ	++	++
Минералого-петрографические исследования	++	++
Гидрогеологические исследования	—	++
<i>Геофизические</i>		
Магнитная съемка м-бов 1:2000—1:500	++	—
Микромагнитная съемка м-бов 1:2000—1:500	+	+
Электропрофилирование	++	+
Пьезоэлектрический метод	+	,
Гравиметрическая съемка м-бов 1:2000—1:1000	+	—
<i>Технические</i>		
Открытые горные работы	++	++
Колонковое бурение:		
а) на поверхности	+	++
б) подземное	+	++
Подземные горные выработки	+	++

Общая схема геологоразведочного процесса выявления и оценки гидротермальных месторождений пьезокварца изображена на рис. 9. Охарактеризованные стадии и этапы геологоразведочных работ ниже будут называться элементарными в отличие от

I Поисковый этап

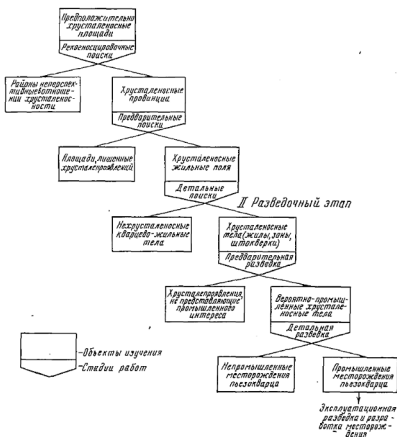


Рис. 9. Схема последовательности геологоразведочного процесса поисков и оценки гидротермальных месторождений пьезокварца

имеющих место в практике работ совмещенных этапов и стадий. Например, период выполнения на месторождении комплекса работ, часть из которых относится к детальной разведке, а часть является эксплуатационными работами, будет называться смешанным разведочно-эксплуатационным этапом, период работ, включающий одновременное выполнение детальных поисков и предварительной разведки, — совмещенным поисково-разведочным этапом работ и т. п.

Анализ взаимосвязи отдельных элементарных стадий геолого-разведочного процесса показывает, что в основе деления его лежит стремление не допустить необоснованного преждевременного проведения работ. Разрешение основной задачи работ той или иной стадии — необходимое условие для перехода к работам следующей стадии. Одновременно весь процесс направлен на непрерывную концентрацию усилий для быстреего выявления промышленного месторождения. Это достигается путем многократного деления объектов изучения (площадей или хрусталеносных тел) на перспективную или неперспективную часть, из которых по завершении каждой из стадий работ лишь первая подлежит дальнейшему исследованию.

Подразделение геологоразведочного процесса на этапы и стадии имеет важное экономическое значение, так как оно ведет к сокращению производственных затрат за счет: 1) систематической отбраковки неперспективных объектов; 2) сокращения общего времени на выявление и оценку месторождения; 3) отсутствия необоснованных более детальных, а следовательно, и более дорогостоящих работ до проведения необходимых предшествующих менее детальных исследований.

Особенно большой экономический эффект дает систематическая отбраковка неперспективных объектов. Так, если проводить детальные поиски в пределах всего перспективного района, минуя стадию предварительных поисков, то придется детально опосковывать не только хрусталеносные поля, но и участки между ними. Естественно, что объемы более дорогостоящих детальных поисковых работ в этом случае резко возрастут, причем часть из них неизбежно окажется выполненной на площадях, лишенных хрусталепроявлений. Исключительно резко возрастут затраты на детальную разведку, если ей не будет предшествовать предварительная разведка, т. е. если все представляющиеся перспективными по совокупности поисковых критериев хрусталеносные тела будут сразу передаваться в детальную разведку, минуя предварительную, и т. д.

Нельзя допускать необоснованное проведение более детальных работ до завершения необходимых предшествующих менее детальных исследований при поисках и разведке месторождений пьезокварца по двум основным причинам: 1) из-за высокого уровня затрат на поиски и разведку месторождений пьезокварца, о чем свидетельствует то, что стоимость прироста единицы запасов продукции нередко превышает затраты на ее извлечение; 2) из-за резкого возрастания затрат на геологоразведочные работы при переходе от одной стадии к другой.

Указанные обстоятельства обязывают принимать все доступные меры к уменьшению риска, связанного с необоснованным проведением работ. Одной из таких мер и является соблюдение определенной стадийности работ.

§ 3. ВИДЫ ОЦЕНОК ХРУСТАЛЕНОСНЫХ ПЛОЩАДЕЙ И МЕСТОРОЖДЕНИЙ НА РАЗЛИЧНЫХ СТАДИЯХ РАБОТ

В процессе проведения геологоразведочных работ, направленных на выявление промышленных месторождений пьезооптического кварца, постепенно накапливаются геологические данные. Периодически, после завершения той или иной стадии или этапа работ производится оценка степени перспективности изучаемой хрусталеносной площади или месторождения горного хрусталя.

На этапе поисковых работ целью оценки является установление целесообразности проведения в том или ином районе дальнейших, более детальных работ и выделение наиболее перспективных объектов, заслуживающих первоочередного изучения.

В основу оценки намечаемой к оплоискованию площади кладутся особенности геологического строения региона, определяющие возможность образования и вероятность обнаружения месторождений, т. е. благоприятные геологические предпосылки [11, 79]. Последние могут быть установлены и до проведения в районе специализированных поисков на основании анализа материалов предыдущих геологических исследований, в первую очередь данных региональной геологической съемки.

В процессе ведения рекогносцировочных и предварительных поисков поисковые предпосылки уточняются и к ним добавляются косвенные и прямые поисковые признаки — конкретные геологические факты, указывающие на интенсивность проявления в районе хрусталеносной минерализации. Совокупность благоприятных поисковых предпосылок и поисковых признаков исчерпывает собой данные, лежащие в основе оценок на всех стадиях поисковых работ.

Методика количественного выражения роли отдельных геологических факторов при оценке перспективности на пьезокварц изучаемых площадей пока не разработана, поэтому геологическая оценка в значительной степени основывается на аналогии с известными районами и хрусталепроявлениями. Следовательно, оценка изучаемых объектов на этапе поисковых работ носит описательный характер и ограничивается геологической частью без привлечения горнотехнических и экономических показателей (табл. 14).

При переходе от одной стадии поисков к другой изменяются объекты исследований, увеличиваются детальность работ и объем полученной геологической информации и соответственно возрастает степень надежности геологической оценки. Геологическая оценка изучаемого объекта — заключительная часть геологического отчета о результатах поисковых работ [11, 51, 52].

На этапе разведочных работ возникает задача определения промышленной ценности месторождения. Она требует учета, наряду с геологическими, горнотехническими и экономиче-

Виды оценок хрусталеносных площадей и месторождений пьезокварца

Этапы и стадии геологоразведочного процесса	Виды, форма представления и содержание оценки
<i>I. Поисковый этап</i>	<i>Геологическая оценка</i>
1. Стадия рекогносцировочных поисков	Геологический отчет с заключением о перспективности района
2. Стадия предварительных поисков	Геологический отчет с заключением о перспективности хрусталеносных полей
3. Стадия детальных поисков	Геологический отчет с заключением о перспективности хрусталепроявлений
<i>II. Разведочный этап</i>	<i>Предварительная промышленная оценка</i>
1. Стадия предварительной разведки	Геологический отчет с прогнозной оценкой запасов, технико-экономическими расчетами (ТЭР) и заключением о возможной промышленной ценности месторождения
2. Стадия детальной разведки	<i>Промежуточная промышленная оценка</i>
	(производится только на крупных месторождениях) Геологический отчет с подсчетом запасов по разведанной части месторождения и определением прогнозных запасов по месторождению в целом. Технико-экономический доклад (ТЭД) с проектом временных кондиций
	<i>Окончательная промышленная оценка</i>
	Сводный геологический отчет с окончательным подсчетом запасов. Технико-экономическое обоснование (ТЭО) с проектом кондиций. Заключение о народнохозяйственном значении месторождения и целесообразности его промышленного освобождения
<i>III. Эксплуатационный этап</i>	Уточнение контуров промышленных блоков. Оперативный пересчет запасов и уточнение кондиций

ских факторов, т. е. промышленная оценка является геолого-экономической. При этом геологическая часть ее содержится в геологических отчетах, а экономическая (вместе с горнотехнической) обычно в специальных документах.

В настоящее время на месторождениях пьезокварца применяются три вида промышленной оценки: предварительная, промежуточная и окончательная.

Предварительная промышленная оценка производится по окончании предварительной разведки месторождения. В это время многие важные геологические параметры установлены весьма ненадежно. Это относится прежде всего к определению запасов и среднего содержания пьезокварца. Поэтому в основу экономической оценки в этом случае обычно кладутся не установленные, а прогнозные геологические данные.

Экономическая часть предварительной промышленной оценки заключается в производстве укрупненных технико-экономических

расчетов. Основная цель их — определение возможной промышленной ценности месторождения в случае подтверждения геологических прогнозов. Составляемую на данной стадии работ экономическую часть промышленной оценки мы будем именовать технико-экономическими расчетами (ТЭР).

Технико-экономические расчеты должны содержать:

1) определение наиболее вероятного способа разработки месторождения и ожидаемых затрат на отработку 1 м³ продуктивной горной массы (по аналогии с известными месторождениями);

2) расчет возможной себестоимости добычи и обогащения кристаллосырья исходя из прогнозной оценки запасов;

3) определение вероятной нормы рентабельности разработки и ожидаемого народнохозяйственного значения месторождения (исходя из принятых допущений).

Предварительная промышленная оценка на месторождениях пьезокварца ранее не проводилась. Внедрение ее в практику работ в последние годы способствует повышению качества оценки, так как учет экономических показателей позволяет более объективно судить о перспективности месторождения, более уверенно производить отбраковку непромышленных объектов, что в конечном итоге ведет к повышению эффективности геологоразведочных работ.

Промежуточная промышленная оценка проводится на крупных месторождениях пьезокварца по окончании детальной разведки первоочередной части месторождения. В данном случае по разведанной части месторождения имеются надежные геологические данные, достаточные для проведения детальных технико-экономических расчетов, необходимых для проектирования разработки этой части месторождения.

Однако разведанная часть месторождения может отличаться от неразведанной и составляет лишь часть его, причем точно неизвестно, какую часть (по величине запасов и промышленному значению). Поэтому полученные технико-экономические показатели не характеризуют всего месторождения, т. е. не являются окончательными. Они могут служить лишь той меркой, которая позволяет решить вопрос о целесообразности продолжения детальной разведки месторождения, чем и определяется значение промежуточной промышленной оценки. Составляемая на данной стадии работ экономическая часть промышленной оценки оформляется в виде технико-экономического доклада — ТЭДа.

Технико-экономический доклад наряду с кратким изложением основных геологических данных должен содержать:

1) обоснование экономически и технологически наиболее целесообразного способа отработки месторождения и рациональной технологии ведения горных работ;

2) расчет себестоимости добычи и обогащения кристаллосырья по разведанной части месторождения и ожидаемой по всему месторождению;

3) определение нормы рентабельности разработки разведанной части и ожидаемой рентабельности по месторождению в целом;

4) расчет необходимых капитальных затрат на строительство горнорудного предприятия и их экономической эффективности (по разведанной части и месторождению в целом);

5) сводку основных технико-экономических показателей будущей эксплуатации разведанной части и ожидаемых по всему месторождению;

6) обоснование временных кондиций, которые должны быть положены в основу при проведении дальнейшей детальной разведки, оконтуривании и подсчете запасов с учетом их разделения на балансовые и забалансовые.

Окончательная промышленная оценка проводится по окончании детальной разведки крупных месторождений пьезокварца. Геологическая часть оценки заключается в составлении окончательного отчета о результатах разведки месторождения и подсчете запасов. Отчет одновременно с проектом кондиций [21] представляется на утверждение в ГКЗ. Основная задача экономической оценки на данной стадии — определение народнохозяйственного значения месторождения и обоснование целесообразности его промышленного освоения. Эта оценка окончательная, она включает рассмотрение тех же основных вопросов, что и промежуточная, но рассматриваемых не для части, а для месторождения в целом. На особо крупном месторождении в случае резкого различия горно-технических условий отработки отдельных очень крупных частей его окончательная промышленная оценка, как исключение, может проводиться несколько раз по отдельным частям месторождения (см. главу IV, § 5).

Документ, содержащий окончательную экономическую оценку месторождения, называется технико-экономическим обоснованием (ТЭО).

На этапе эксплуатационных работ уточняются контуры промышленных блоков. В связи с этим может возникнуть необходимость в оперативном пересчете запасов, а иногда также в уточнении кондиций. Все необходимые расчеты обычно помещаются в соответствующих разделах геолого-промышленных отчетов и в проектах работ.

ГЛАВА IV

РАЦИОНАЛЬНАЯ СТАДИЙНОСТЬ РАБОТ ПО ОСВОЕНИЮ РАЗЛИЧНЫХ ГРУПП МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

Освоение месторождений — это процесс разведки и последующей эксплуатации месторождения, т. е. совокупность работ по его оценке и разработке. Обычно эти два процесса рассматриваются

отдельно, однако такое разделение работ не всегда целесообразно, так как разведка месторождения нередко бывает очень тесно связана с его эксплуатацией. Так, на месторождениях горного хрусталя при разведке необходимы большие объемы валового опробования, которое по содержанию является пробной отработкой месторождения и нередко проводится за счет эксплуатационных затрат.

К числу основных задач, с которыми приходится сталкиваться при освоении месторождений горного хрусталя, следует отнести:

1) установление рациональной стадийности геологоразведочных и эксплуатационных работ, т. е. выделение стадий, необходимых для выявления и освоения месторождений;

2) определение видов, времени проведения и методики геолого-экономической оценки месторождений;

3) разработку методики разведки, т. е. определение рационального комплекса разведочных работ и необходимой их детальности для каждой стадии работ;

4) выбор системы разработки, наиболее полно учитывающей специфические особенности различных типов месторождений.

Как уже было сказано, наличие общих основных закономерностей пространственного размещения гидротермальных хрустале-проявлений определяет единую стадийность поискового этапа геологоразведочных работ на пьезокварц, включающего стадии рекогносцировочных, предварительных и детальных поисков. Иначе обстоит дело, если месторождение найдено, так как те или иные особенности месторождения начинают оказывать влияние на последовательность проведения работ, связанных с его освоением.

Так, на мелких месторождениях пьезокварца детальные поиски требуют сравнительно небольших затрат труда: на их проведение бывает достаточно одного-двух месяцев. Одновременно с проведением геолого-поисковых маршрутов на стадии детальных поисков начинается проходка горных выработок, которые вскоре переключаются на разрешение задач предварительной разведки, выполнение которых также требует немного времени. Это обстоятельство приводит к тому, что на мелких месторождениях детальные поиски и предварительная разведка, как правило, выполняются в один полевой сезон. В результате на таких месторождениях элементарные стадии детальных поисков и предварительной разведки сливаются в единый совмещенный этап поисково-разведочных работ.

На крупных месторождениях пьезокварца проведение детальных поисков требует много времени. Предварительная разведка начинается здесь позднее и продолжается значительно дольше, чем детальные поиски, нередко в течение нескольких лет. Поэтому эти две элементарные стадии работ на крупных месторождениях не совмещаются во времени. В то же время на крупных месторождениях пьезокварца часто возникает необходимость совмещения во времени разведочных и эксплуатационных работ. Вызвано

это двумя основными причинами: 1) необходимостью получения представительной валовой пробы, требуемый объем которой часто оказывается весьма велик и не может быть получен за счет ассигнований, выделяемых на геологоразведочные работы; 2) стремлением быстрее освоить месторождение, разведка которого может длиться многие годы.

Приведенные примеры показывают, что вопрос целесообразности совмещения отдельных элементарных стадий геологоразведочных и эксплуатационных работ решается для различных типов месторождений по-разному. Поэтому стадийность работ по освоению месторождений пьезокварца рассматривается особо для каждой группы месторождений. При ведении работ по выявлению и освоению этих месторождений следует придерживаться некоторых общих положений.

1. Каждая выделяемая элементарная стадия работ должна, как правило, заканчиваться полным разделением изучаемого объекта или группы объектов на две части, из которых последующему, более детальному исследованию подлежит только перспективная часть. Выполнение этого требования позволяет систематически отбраковывать неперспективные части изучаемых объектов, что ведет к сокращению непроизводительных затрат.

Отклонение от этого положения может быть допущено только при разведке особо крупных месторождений, промышленную оценку которых целесообразно производить по достаточно большим частям месторождения. Это позволяет быстрее освоить месторождение, уменьшает риск расходования значительных средств на разведку крупных непромышленных месторождений. Поэтому отдельные стадии разведочных работ на крупных месторождениях заканчиваются лишь частичным делением изучаемого объекта на перспективную (промышленную) и неперспективную части.

2. Элементарные стадии работ должны следовать одна за другой в строго определенной последовательности — от менее детальных к более детальным. Постановку более детальных работ до проведения необходимых менее детальных исследований допускать не следует. Исключения могут составлять лишь случаи, когда работы какой-либо стадии в специфических условиях оказываются лишены смысла. Например, бессмысленна детальная разведка мелких месторождений пьезокварца, так как она приводит к полной отработке хрусталеносных гнезд.

3. Необходимость совмещения элементарных стадий работ во времени, обуславливаемая особенностями развития работ по освоению различных типов месторождений, должна в каждом конкретном случае иметь методическое и экономическое обоснование.

4. Каждая элементарная или совмещенная стадия работ должна завершаться определенной оценкой изучаемого объекта, которая служит основанием для постановки работ последующей стадии или прекращения работ (при отрицательном заключении).

5. Эксплуатационные работы на месторождении должны, как

правило, начинаться после завершения разведки всего месторождения или части его (на особо крупных месторождениях). Исключением могут быть только работы, связанные с взятием представительной валовой пробы в случае, если они не могут быть произведены за счет средств госбюджета.

Перечисленные положения сформулированы на основании многолетнего практического опыта работ и анализа различных вариантов развития геологоразведочного и эксплуатационного процессов на гидротермальных месторождениях нашей страны. Излагаемая ниже рациональная стадийность работ по освоению различных групп месторождений горного хрусталя опирается на такой анализ. Но это не копия фактически осуществляемой стадийности работ на отдельных конкретных месторождениях, а схема, обобщающая положительный опыт, учитывающая перечисленные основные положения и ограничивающая наиболее распространенные нежелательные явления.

§ 2. СТАДИЙНОСТЬ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ I ГРУППЫ

К числу основных факторов, определяющих стадийность работ по освоению месторождений I группы, следует отнести: небольшие размеры хрусталеносных тел, обычно невысокое качество кристаллов, нерентабельность отработки подавляющего числа месторождений и небольшой удельный вес их в общем объеме добываемого пьезокварца.

Совокупность этих факторов определяет необходимость минимальными объемами работ проводить оценку и отработку месторождений данной группы. Практически это означает допустимость проведения работ в пределах только наиболее перспективной части хрусталеносных тел, так как стремление к полноте разведки и отработки месторождений экономически нецелесообразно.

Первая элементарная стадия разведочного этапа — предварительная разведка на месторождениях I группы — заключается в определении морфологии хрусталеносного тела, качества кристаллосырья и основных закономерностей расположения гнезд. Эта стадия обычно сливается с детальными поисками в единый совмещенный этап поисково-разведочных работ, которым заканчиваются геологоразведочные работы на месторождениях данной группы. Детальная разведка не имеет смысла, так как она в связи с очень малыми размерами месторождений приводит практически к полной их отработке.

Основная задача поисково-разведочных работ — определение целесообразности разработки месторождения. Решается эта задача по совокупности геологических признаков, в первую очередь исходя из качества кристаллов пьезокварца. Обычные критерии промышленной оценки месторождения, такие как средний выход и величина запасов пьезокварца, для месторождений I группы не

являются определяющими. Это обуславливается тем, что по единичным гнездам невозможно сколь-либо надежно определить ни средний выход, ни запасы пьезокварца. Грубо приближенно возможные запасы месторождения могут быть определены только методом аналогии.

После завершения поисково-разведочного этапа работ наиболее перспективные месторождения обрабатываются (рис. 10),

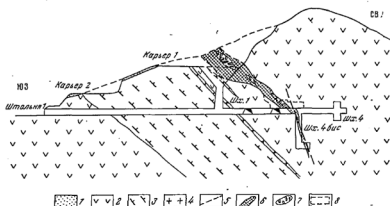


Рис. 10. Схема разведки и отработки месторождения I группы, представленного трубообразным хрусталеносным телом

1 — элювиально-делювиальные отложения и отвалы; 2 — кварциты; 3 — кристаллические сланцы и гнейсы; 4 — пегматитовые дайки; 5 — тектоническое нарушение; 6 — кварцевые жилы; 7 — хрусталеносные гнезда; 8 — проекция горных выработок и контуры отработки

менее перспективные — отбраковываются. Заключение о целесообразности полной или частичной отработки месторождения дается геологом исходя из опыта работ на других аналогичных месторождениях и укрупненных технико-экономических расчетов. Схема стадийности работ по освоению месторождений I группы представлена в табл. 15.

Подход к оценке месторождений пьезокварца данной группы отличается от обычного подхода к оценке месторождений. Отличие заключается в том, что аналогичные по значению месторождения других полезных ископаемых отбраковываются после предварительной разведки как не представляющие промышленного интереса, и дальнейшие работы на них не ведутся. Однако высокая стоимость пьезокварца и возможность полной или частичной отработки мелких месторождений без капиталовложений позволяют в отдельных случаях рентабельно их разрабатывать. Учитывая данное обстоятельство, а также высокую стоимость геологоразведочных работ по выявлению месторождений, проведение эксплуатационных работ на наиболее перспективных месторождениях I группы следует признать допустимым.

Стадийность работ на месторождениях I группы

Этапы и стадии	Виды и содержание оценки
<p align="center"><i>Поисковый этап</i></p> <p>Стадия рекогносцировочных поисков Стадия предварительных поисков</p>	<p align="center"><i>Геологическая оценка</i></p> <p>Заключение о перспективности района Заключение о перспективности хрусталеносных полей</p>
<p align="center"><i>Поисково-разведочный этап</i></p> <p>Детальные поиски и предварительная разведка месторождения</p>	<p align="center"><i>Промышленная оценка</i></p> <p>Прогнозная оценка запасов, ТЭР с заключением о целесообразности частичной или полной отработки месторождения</p>
<p align="center"><i>Эксплуатационный этап</i></p> <p>Полная или частичная отработка месторождения</p>	

§ 3. СТАДИЙНОСТЬ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ II И III ГРУПП

Месторождения пьезокварца, отнесенные ко II и III группам, имеют много общих черт, поэтому они не могут быть строго разграничены на «средние» и «крупные» исходя только из геологических факторов. Разделение этих месторождений на две группы, отличающиеся стадийностью геологоразведочных работ, нередко может быть произведено лишь после окончания предварительной разведки или даже в процессе проведения детальной разведки. Поэтому стадийность разведочных работ на этих месторождениях рассматривается совместно.

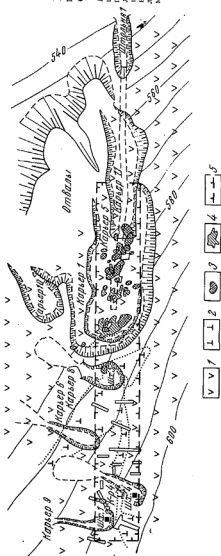
Основным фактором, определяющим стадийность работ по освоению месторождений II и III групп, является то, что эти месторождения представлены едиными крупными хрусталеносными телами, содержащими большое количество гнезд с пьезокварцем. Однако необходимо иметь в виду, что вблизи месторождений всегда наблюдается развитие многочисленных кварцевых жил и непромышленных хрусталепроявлений. Данное обстоятельство обуславливает необходимость постановки в пределах площади месторождений детальных поисков.

Предварительная разведка пьезокварцевых месторождений II и III групп предназначена для получения предварительной промышленной оценки месторождения. Для этого необходимо установить:

- 1) размеры и морфологию хрусталеносного тела;
- 2) качественную характеристику кристаллосырья;
- 3) продуктивность тел (выход пьезокварца и попутных компонентов);

Рис. 11. Схема разведки месторождения редких металлов системой канав и карьеров

1 — кварциты, аляски-
тые граниты и гранито-
пегматиты; 2 — амфибо-
литы; 3 — хрусталенос-
ные гнейсы; 4 — кварцо-
вые жилы; 5 — предва-
рительный контур про-
мышленной хрусталенос-
ности



4) запасы пьезокварца и других видов товарной продукции (категорийных и прогнозных);

5) горнотехнические условия ведения детальной разведки и будущей эксплуатации месторождения.

Предварительной разведке подлежат все хрусталеносные тела, выявленные на площади месторождения при детальных поисках. Важнейшее значение при предварительной разведке имеет оконтуривание хрусталеносных тел, позволяющее оценить возможные масштабы месторождения. Размеры и морфология хрусталеносных тел определяются путем геологической съемки месторождения и применения комплекса горных выработок и бурения.

Геологическая съемка проводится обычно в м-бах 1:2000—1:1000 в пределах участка развития детальных горнобуровых работ и сопровождается комплексом геофизических исследований м-бов 1:2000—1:500 (магнитная съемка, электропрофилирование, гравиметрическая и микромагнитная съемки). Горные работы включают проходку канав и траншей вкострости тела через 10—20 м, а также разведочных и картировочных шурфов по линиям через 20—50 м. При благоприятном рельефе проходятся карьеры, которые наряду с выяснением морфологии позволяют получить наиболее надежные данные о продуктивности тел (рис. 11). Иногда уже на данной стадии начи-

нается проходка подземных горных выработок: штолен, глубоких шурфов и шахт. Однако главное внимание на стадии предварительной разведки уделяется изучению месторождения с поверхности.

При разведке пологопадающих хрусталеносных кварцевых жил применяется колонковое бурение. Оно начинается с поискового бурения по сети 40×80 м на участках, признанных перспективными по совокупности геолого-геофизических данных. После выявления жилы проводится предварительная буровая разведка крупных жил по сети 40×40 м, средних и мелких — по сети 20×20 м.

В последние годы при предварительной разведке крутопадающих жил стали широко применяться буровые работы для выяснения глубины распространения хрусталеносной минерализации и определения границ хрусталеносного тела. Скважины проходятся по профилям через 20—50 м с шагом 10—20 м.

Данные о качественной характеристике добытого при проходке горных выработок кристаллосырья получаются в результате обогащения и сортировки кристаллов, а также проведения химических анализов сырья для плавки кварца и некондиционных кристаллов горного хрусталя. Эти данные должны включать определение: 1) сортности пьезокварца (процент выхода различных сортов), 2) процента выхода и качества кварца для плавки и спецплавки, 3) процента выхода и сортности горного хрусталя для огранки.

Продуктивность хрусталеносного тела определяется по данным валового опробования путем вычисления среднего выхода пьезокварца, добытого при проходке горных выработок, на 1 м^3 отработанной продуктивной массы. В объем продуктивной массы обычно включаются как кварцево-жильные тела, так и разделяющие их небольшие участки вмещающих пород в пределах контура хрусталеносного тела, определенного по совокупности геологических данных. Выход остальной товарной продукции — кварца для плавки и спецплавки, горного хрусталя для огранки — вычисляется так же, как выход пьезокварца, либо определяется отношение этих видов продукции к пьезокварцу, которое используется для дальнейших расчетов, в частности при подсчете запасов.

Подсчет запасов на стадии предварительной разведки обычно может быть проведен лишь по небольшой части хрусталеносного тела по категории C_2 . По телу в целом определяются лишь прогнозные запасы по методу аналогий, заключающемуся в перенесении на оцениваемое месторождение параметров с однотипных хорошо изученных месторождений. Правомерность аналогии обосновывается сравнением ряда геологических признаков, из которых основными являются размеры, форма, строение и количество хрусталеносных тел, степень их хрусталеносности, характер жильного кварца и интенсивность проявления на участке процессов, благоприятных для образования пьезокварца (гидротермальные изменения пород, сопровождаемые выносом кремнезема, перекристаллизация кварца и т. п.).

Изучение горнотехнических условий включает определение крепости вмещающих пород и их устойчивости, изучение трещиноватости пород и жильного кварца, установление объемного веса и коэффициента разрыхления пород, характера контакта продуктивного тела с вмещающими породами и возможного водопритока в горные выработки. Одновременно изучаются природные и климатические особенности района месторождения, влияющие на эксплуатацию: возможности снежных обвалов и силей, мощность снегового покрова, развитие вечной или сезонной мерзлоты и т. п., а также наличие в районе местных строительных материалов.

Чтобы провести предварительную разведку с минимальными затратами времени и средств, необходимо выявление основных оценочных параметров, определяющих промышленную ценность месторождений. К числу их следует отнести: 1) наличие высоких сортов пьезокварца; 2) возможность попутного получения спецплавки и плавки; 3) величину прогнозных запасов месторождения.

Наличие высоких сортов пьезокварца обычно имеет решающее значение для суждения о вероятной промышленной ценности месторождения, что определяется их высокой стоимостью и большой практической ценностью.

Возможность попутного получения спецплавки и плавки может существенно повлиять на требования к содержанию пьезокварца. В отдельных случаях, при достаточно высоком выходе спецплавки и плавки, наличие этих двух видов товарной продукции может явиться определяющим фактором для заключения о возможной промышленной ценности месторождения.

Определение прогнозных запасов или возможных общих масштабов минерализации (т. е. ожидаемого порядка запасов) позволяет ориентировочно судить о вероятных сроках существования и производительности будущего горного предприятия и возможности применения на нем механизации.

Установление перечисленных основных оценочных параметров позволяет правильно решить вопрос об очередности, необходимых объемах работ и темпах дальнейшей разведки месторождения. Другие важные показатели промышленной ценности месторождения — выход пьезокварца и других видов товарной продукции, а также процент выхода высоких сортов пьезокварца — на данной стадии работ не могут быть определены с достаточной степенью точности и поэтому не являются решающими критериями оценки. О степени надежности их определения можно судить по величинам средних погрешностей валового опробования [7]. Последняя на стадии предварительной разведки, когда объем валовой пробы обычно составляет первые тысячи кубометров, достигает для среднего выхода пьезокварца $\pm 100\%$, а для выхода высших сортов $\pm 90\%$ (см. рис. 5 и 7).

В связи с низкой точностью определения большинства оценочных параметров предварительная разведка не может однозначно решить вопрос промышленной ценности и народнохозяйственного

значения месторождения. Как показывает практический опыт работ, точность полученных при предварительной разведке данных недостаточна для составления технико-экономического доклада. Поэтому приходится по завершении этой стадии ограничиваться составлением укрупненных технико-экономических расчетов, базирующихся не только на полученных цифровых данных, но в значительной степени на обоснованном геологическом и технико-экономическом прогнозе. При составлении ТЭР проводится также определение временных кондиций, ориентируясь на которые следует вести детальные разведочные работы.

Значение стадии предварительной разведки заключается в том, что она позволяет получить исходные данные для определения наиболее рациональной системы детальной разведки: выбор рационального расположения разведочных выработок, расстояния между ними, глубины разведки и т. п. Анализ материалов по отдельным месторождениям показывает, что затраты на предварительную разведку составляют 3—6% от затрат на детальную разведку. Поэтому даже небольшое усовершенствование методики детальной разведки полностью окулает затраты на предварительную разведку. Кроме того, по окончании работ этой стадии отбрасываются явно непромышленные хрусталепроявления.

Детальная разведка завершает промышленную оценку месторождения, т. е. дает возможность получить все данные, необходимые для составления проекта разработки месторождения.

Для этого требуется возможно точнее установить: 1) размеры и морфологию хрусталеносного тела; 2) продуктивность тела (средний выход пьезокварца и другой товарной продукции на 1 м^3); 3) запасы пьезокварца и других видов товарной продукции и их распределение в пределах разведанного тела; 4) качественную характеристику кристаллосырья; 5) горнотехнические условия эксплуатации месторождения.

Нетрудно заметить, что большинство необходимых данных те же, что и при предварительной разведке, однако требования к степени надежности установления их значительно повышаются.

Размеры и морфология хрусталеносного тела устанавливаются путем изучения его как на поверхности, так и на глубине комплексом горных выработок и скважин (рис. 12). Расстояние между горизонтами развития горноразведочных работ принимается равным 20—30 м, расстояние между квершлагами 20—40 м (рис. 13). Скважины для более точного оконтуривания тела проходятся как на основных разведочных горизонтах, так и между ними. На всей площади месторождения проводится геологическая съемка масштабов 1 : 1000—1 : 2000. Детальная разведка пологопадающих жил включает колонковое бурение скважин и проходку карьеров или траншей для опробования жил. Густота скважин зависит от размеров жил: на крупных жилах, относящихся к месторождениям III группы, бурение ведется по сети 50×50 или 40×40 м (рис. 14), на более мелких — по сети 20×20 м.

Одна из важнейших задач детальной разведки — взятие представительной валовой пробы, позволяющей определить средний выход пьезокварца и другой попутно извлекаемой товарной продукции.

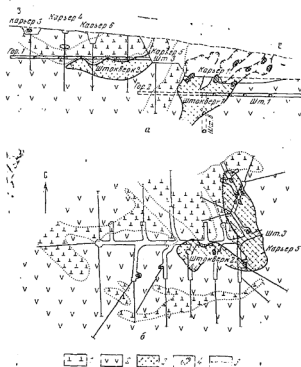


Рис. 12. Схема детальной разведки месторождения пьезокварца II группы, представленного хрусталеносным штокверком

a — разрез; *b* — план первого горизонта
 1 — амфиболиты; 2 — кварциты, элискитовые граниты и гранит-пегматиты; 3 — хрусталеносные тела; 4 — хрусталеносные гнезда; 5 — скважины

По результатам детальной разведки проводятся оконтуривание и подсчет запасов пьезокварца и других видов товарной продукции по категориям C_1 и C_2 .

Средняя погрешность $\pm 50\%$. Основная ошибка при подсчете обычно допускается за счет погрешности определения среднего выхода пьезокварца из единицы объема тела. Как показывают расчеты, при заданной точности определения среднего выхода $\pm 50\%$ объем валовой пробы должен составлять 4—6 тыс. м³ (см. рис. 5). Если необходимые объемы валового опробования не могут быть произведены за счет ассигнований, выделяемых на геолого-

разведочные работы, на стадии детальной разведки начинаются эксплуатационные работы.

В случае предполагаемой подземной отработки месторождения или открытой отработки в условиях равнинного рельефа составной частью при изучении горнотехнических условий являются гидрогеологические исследования, основная цель которых — определение возможного водопритока в горные выработки.

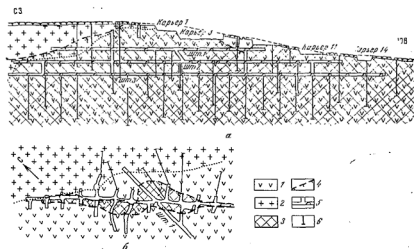


Рис. 13. Схема детальной разведки месторождения пьезокварца III группы, представленного хрусталеносной зоной

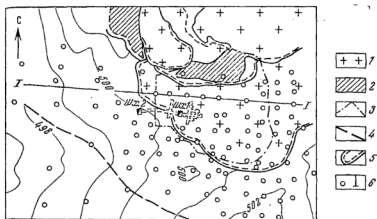
а — разрез; *б* — план первого горизонта
 1 — кварциты; 2 — граниты, гранит-пегматиты, пегматиты; 3 — хрусталеносная зона; 4 — контур зоны; 5 — горные выработки; 6 — скважины

По завершении детальной разведки составляется сводный геологический отчет с окончательным подсчетом запасов по месторождению. Большая часть запасов обычно квалифицируется по категории C_1 . На основании геологических данных, полученных при детальной разведке, составляется технико-экономическое обоснование целесообразности промышленного освоения месторождения. Этим заканчивается геологоразведочный процесс на средних по размерам месторождениях, отнесенных ко II группе. После завершения разведки месторождения передаются в эксплуатацию. Схема стадийности работ по освоению месторождений II группы приведена в табл. 16.

На наиболее крупных месторождениях, отнесенных к III группе, соблюдается иная последовательность ведения разведочных работ. После завершения детальной разведки достаточно крупных блоков производится промежуточная промышленная оценка с составлением технико-экономического доклада. Основная задача такой оценки — рассмотрение вопроса целесообразности детальной

разведки всего месторождения. Цель составления ТЭД — не допустить необоснованных затрат на разведку крупных непромышленных месторождений.

При положительной промышленной оценке разведанной части на месторождении могут быть начаты эксплуатационные работы.



a



b

Рис. 14. Схема детальной разведки месторождения пьезокварца III группы, представленного пологопадающей кварцевой жиллой

a — план; *b* — разрез по линии I—I
1 — гранитоиды; 2 — кварцевая жила; 3 — контур подсчета запасов; 4 — граница выклинивания жилм; 5 — карьеры; 6 — скважины

Однако это возможно лишь в случае, если разведанная часть месторождения достаточно велика и дальнейшая разведка его не может существенно повлиять на решение о целесообразности промышленного освоения всего месторождения.

После завершения детальной разведки всего месторождения, так же как и на месторождениях II группы, составляется окончательный геологический отчет с подсчетом запасов и ТЭО. Схема стадийности геологоразведочных и эксплуатационных работ на месторождениях III группы представлена в табл. 17.

Фактическая стадийность работ по освоению конкретных месторождений рассматриваемых групп в отдельных случаях не-

Стадийность работ на месторождениях II группы

Этапы и стадии	Виды и содержание оценки
<p><i>I. Поисковый этап</i></p> <p>1. Стадия рекогносцировочных поисков</p> <p>2. Стадия предварительных поисков</p> <p>3. Стадия детальных поисков</p> <p><i>II. Разведочный этап</i></p> <p>1. Стадия предварительной разведки</p> <p>2. Стадия детальной разведки</p> <p><i>III Эксплуатационный этап</i></p> <p>Разработка месторождения, сопровождаемая промышленной разведкой</p>	<p><i>Геологическая оценка</i></p> <p>Заключение о перспективности района</p> <p>Заключение о перспективности хрусталеносных полей</p> <p>Заключение о перспективности хрусталепроявлений</p> <p><i>Промышленная оценка</i></p> <p>Предварительная: подсчет запасов по категории C_2 по части месторождения и прогнозных—по всему месторождению; ТЭР с заключением о возможной промышленной ценности месторождения</p> <p>Окончательная: окончательный подсчет запасов по категориям C_1 и C_2; ТЭО с обоснованием кондиций; заключение о народнохозяйственном значении месторождения и целесообразности его промышленного освоения</p> <p>Уточнение контуров промышленных блоков; оперативный пересчет запасов и уточнение кондиций</p>

Таблица 17

Стадийность работ на месторождениях III группы

Этапы и стадии работ	Виды и содержание оценки
<p><i>I. Поисковый этап</i></p> <p><i>II. Разведочный этап</i></p> <p>1. См. табл. 16</p> <p>2. Стадия детальной разведки первоочередной части месторождения</p> <p><i>III. Разведочно-эксплуатационный этап</i></p> <p>Завершение детальной разведки месторождения и разработка первоочередной его части</p> <p><i>IV. Эксплуатационный этап</i></p> <p>(см. табл. 16)</p>	<p><i>Геологическая оценка</i></p> <p><i>Промышленная оценка</i></p> <p>Промежуточная: подсчет запасов по разведанной части месторождения по категориям C_1 и C_2 и определение прогнозных запасов по месторождению в целом; ТЭД с проектом временных кондиций</p> <p>Окончательная: окончательный подсчет запасов по категориям C_1 и C_2; ТЭО с обоснованием кондиций; заключение о народнохозяйственном значении месторождения и целесообразности его промышленного освоения</p>

сколько отличается от приведенной. Так, детальные разведочные работы нередко продолжаются почти до полного окончания разработки месторождения. Однако и в этом случае проводимые на месторождении работы четко подразделяются на два этапа: разведочно-эксплуатационный, когда разведочные и эксплуатационные

работы на месторождении проводятся примерно в разных объемах, и эксплуатационный, когда объем разведочных работ становится неизмеримо мал по сравнению с эксплуатационными работами.

В соответствии с изменением роли разведочных работ изменяются прирост и состояние запасов по месторождению. В первой половине разведочно-эксплуатационного этапа работ производится интенсивная разведка флангов и глубоких горизонтов месторождения. Поэтому в это время наблюдается максимальный прирост запасов пьезокварца. Сравнительно невысокие темпы разработки приводят к тому, что состояние запасов по месторождению резко возрастает (рис. 15). Начиная со второй половины разведочно-эксплуатационного этапа, прирост запасов почти прекращается, так как разведочные работы в это время проводятся в основном

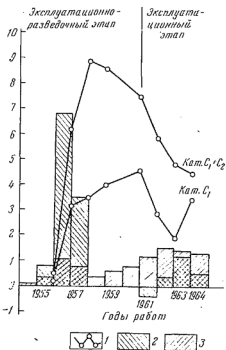


Рис. 15. Движение запасов пьезокварца по месторождению III группы

1 — состояние запасов; 2 — прирост; 3 — добыча

для уточнения контуров хрусталеносного тела. Возрастание темпов отработки, происходящее в эксплуатационный этап работ, приводит к систематическому снижению запасов по месторождению, несмотря на некоторый прирост, полученный в результате проведения промышленной разведки.

Необходимо рассмотреть случай, когда в пределах относительно небольшого участка имеются два-три хрусталеносных тела, каждое из которых может рассматриваться как самостоятельное месторождение I, II или III групп. Разведочные работы на таких месторождениях следует производить синхронно, т. е. работы, относящиеся к последовательным стадиям геологоразведочного процесса, выполнять одновременно по всем телам. Это позволит избежать возможной необоснованной отрицательной оценки уча-

сѣка, так как не все тела могут оказаться промышленно-ценными, а также сократить сроки разведки всего участка.

§ 4. СТАДИЙНОСТЬ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ IV ГРУППЫ

Месторождения IV группы представляют собой зоны концентрации разобщенных кварцевых жил небольшого и среднего размера, залегающие в скальных породах. Тесная пространственная близость жил, обусловленная приуроченностью их к единой локальной геологической структуре, определяет целесообразность рассматривать такие жилы не изолированно, а как единый объект разведки, и оценивать месторождение на всех стадиях разведочных работ по совокупности геологических результатов, полученных по всем хрусталеносным жилам. В то же время разработка месторождения ведется путем выемки отдельных жил, а не отработки зон в целом, что вызывает необходимость выявления и оценки в процессе разведки возможно большего числа жил.

Освоение месторождений IV группы подразделяется на два цикла: I — цикл — работы по освоению верхней, приповерхностной части месторождения; II цикл — работы по освоению как верхних, так и глубоких его горизонтов.

Стадийность работ I цикла

Как уже было отмечено при характеристике месторождений, одной из особенностей месторождений IV группы является то, что они распространены в горных районах. В связи с хорошей обнаженностью местности при детальных поисках такие месторождения легко обнаруживаются по многочисленным развалам хрусталеносных кварцевых жил. Основной задачей работ первого цикла является оценка приповерхностной части месторождения путем проведения разведки и частичной разработки выявленных при поисках жил. Эти работы ведутся до глубины 5—10 м, равной средним размерам жил по падению.

Предварительная разведка месторождения начинается с оконтуривания развалов и выборочного вскрытия отдельных жил в коренном залегании горными выработками. Затем жилы вскрываются по простиранию небольшими карьерами средней глубиной 3—5 м и в связи с небольшими размерами тел, обычно полностью отрабатываются. Необходимость полной отработки жил вызывается тем, что они обычно однополостные, причем гнезда в большинстве случаев располагаются в нижней части жилы на выклинивании ее по падению. Встреченные при разведке гнезда позволяют судить о качестве кристаллов горного хрусталя и степени изменчивости продуктивности жил.

При предварительной разведке изучается лишь небольшая часть жил; полученные по ним данные позволяют сделать предва-

рительные выводы о возможной промышленной ценности месторождения. Большое число жил, слагающих месторождение, делает возможным при подсчете запасов применять геолого-статистические методы, т. е. переносить средние параметры, полученные по детально изученным жилам, на аналогичные слабо изученные [29]. Точность такого подсчета невысокая, запасы обычно относятся к категории прогнозных или к категории C_2 .

В пределах месторождений IV группы наряду с мелкими могут встречаться отдельные относительно крупные жилы, имеющие сложную морфологию. Нередко основная жила сопровождается серией мелких прожилков, развитых по оперяющим трещинам. Предварительная разведка таких жил заключается в прослеживании их по простиранию канавами и траншеями. При этом наряду с установлением параметров жильных тел выясняются особенности их строения и основные закономерности расположения хрусталеносных гнезд в жиле.

После завершения предварительной разведки месторождения проводится предварительная промышленная оценка его. Основной задачей этой оценки, помимо установления возможной промышленной ценности месторождения, является рассмотрение целесообразности детальной разведки наиболее крупных жил и определение необходимого числа мелких жил, подлежащих отработке, для надежного установления средней их продуктивности.

Детальная разведка приповерхностной части месторождения заключается в дополнительном вскрытии, прослеживании по простиранию и опробовании хрусталеносных жил, выявленных при поисках. Наиболее крупные жилы разведываются на глубину небольших штольнями или с помощью шурфов с рассечками. Одной из важнейших задач детальной разведки является выяснение закономерностей размещения хрусталеносных жил, что является необходимым условием для правильного направления дальнейших разведочных горных и буровых работ. Для этого проводится геолого-структурная съемка месторождения, обычно в м-бе 1:2000. По результатам съемочных работ удается выделить среди жильного поля относительно небольшие участки или зоны наибольшей концентрации кварцевых жил. Положение таких зон контролируется протяженными дайками или крупными тектоническими нарушениями. Хрусталеносные жилы обычно выполняют сопряженные с ними тектонические трещины.

При детальной разведке приповерхностной части месторождения уточняются также критерии хрусталеносности жил и закономерности локализации гнезд внутри жил. Это позволяет в дальнейшем сократить объемы очистных работ за счет более уверенной отбраковки непромышленных тел и быстрее вскрытия гнезд в хрусталеносных жилах.

Полученные при разведке сведения используются для выбора наиболее рационального способа и темпов разработки месторождения, учитывающего количество жил, особенности их размеще-

ния в пределах участка и закономерности расположения хрусталеносных гнезд в жилах.

После завершения детальной разведки верхней части месторождения по совокупности полученных геологических данных проводится промежуточная промышленная оценка месторождения, целью которой является определение рентабельности отработки верхней части месторождения и целесообразности разведки нижних его горизонтов. Одновременно с ТЭДом разрабатываются кондиции для разведанной приповерхностной части месторождения.

Стадийность работ II цикла

При положительной промышленной оценке верхней части месторождения и благоприятном геологическом прогнозе на глубину начинается разведка нижележащих его горизонтов.

Предварительная разведка глубоких горизонтов месторождений IV группы обычно начинается с проходки серии колонковых скважин с поверхности. Задачей буровых работ является уточнение элементов залегания жилоконтролирующих структур (даек или тектонических нарушений) и установление глубины распространения в пределах этих структур хрусталеносных кварцевых жил. Бурение проводится в пределах выделенных наиболее перспективных зон концентрации хрусталеносных жил по профилям через 20—40 м, по 2—4 скважины в профиле. Кроме того, проходится 1—2 профиля для изучения структуры всего месторождения и поисков возможных слепых хрусталеносных тел. По результатам поисково-структурного бурения определяются места заложения подземных горных выработок.

Подземная разведка глубоких горизонтов месторождения обычно осуществляется из штолен. Основной задачей предварительной подземной разведки является установление местоположения на оцениваемом горизонте промышленно-хрусталеносных тел. Для этого в центральной части выделенных зон концентрации жил проходятся полевые штреки, из которых бурятся скважины вквост простирания зон через 40—50 м (рис. 16). По результатам бурения выделяются наиболее перспективные участки, подлежащие детальной разведке горными выработками.

Детальная разведка предназначена для получения окончательной промышленной оценки нижних горизонтов месторождения. Для этого необходимо на каждом горизонте вскрыть горными выработками как можно больше жил и наиболее крупные из них разведать (рис. 17). Методика детальной разведки заключается в проходке системы горных выработок — полевых штреков, штреков и квершлагов, сопровождаемых бурением опережающих скважин. Густота разведочной сети для выявления жил принимается в каждом конкретном случае исходя из размеров жил и доли запасов жил разного размера в общих запасах месторождения. Так, если по данным работ первого цикла установлено, что

основная часть запасов месторождения сосредоточена в средних по размерам жилах, разведочные квершлагги проходятся через 40—50 м с расчетом обязательного вскрытия лишь этих жил. Если же бо́льшая часть запасов приходится на долю мелких жил, рас-

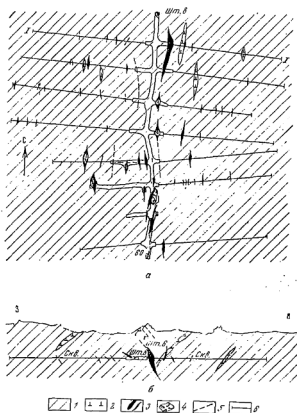


Рис. 16. Схема предварительной разведки месторождений пьезокварца IV группы

а — план; *б* — разрез
 1 — сланцы; 2 — диабазы; 3 — кварцевые жилы; 4 — хрусталоносные гнезда; 5 — тектонические нарушения; 6 — скважины

стояние между основными разведочными квершлаггами сокращается до 20—30 м. С целью выявления пропущенных хрусталоносных жил и гнезд между квершлаггами все более широкое применение получает подземный вариант пьезоэлектрического метода разведки.

Детальность разведки отдельных жил зависит от их размеров и степени неравномерности распределения полезного компонента. Обычно по наиболее крупным жилам проходятся штреки до пол-

ного выклинивания жилы, восстающие через 20—25 м и иногда подэтажные штреки между основными разведочными горизонтами. Мелкие жилы могут детально не разведываться; в этих случаях запасы в них оцениваются геолого-статистическим методом по совокупности оценочных критериев.

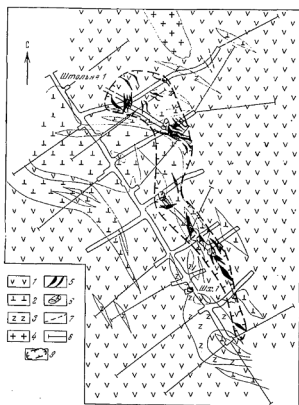


Рис. 17. Схема детальной разведки месторождений IV группы

1 — кварциты полевошпатовые и мономинеральные; 2 — амфиболиты, амфибол-биотитовые, амфибол-плагиоклазовые гнейсы и кристаллические сланцы; 3 — пегматиты и гранит-пегматиты; 4 — аляскитовые граниты; 5 — кварцевые жилы; 6 — хрустало-песчаные гнезда и заворыши; 7 — тектонические нарушения; 8 — скважины; 9 — контур жильной зоны

Наиболее трудной задачей детальной разведки является оконтуривание промышленно-хрусталоносных тел на участках наибольшей концентрации хрусталоносных жил и трещин, образующих подобие жильного штокверка. Такие участки, получившие название «хрусталоносных узлов», разведываются системой сближенных рассечек и штреков. Густота разведочных выработок при-

мается такой, чтобы можно было оконтурить отдельные блоки для подсчета запасов. Полученные при разведке хрусталеносных узлов данные позволяют выделить лишь крупные блоки, объединяющие несколько сближенных, сопряженных или пересекающихся жил. Дальнейшее изучение таких блоков проводится пьезоэлектрическим методом разведки между выработками одного или двух ближайших горизонтов. Выделенные пьезоэлектрические аномалии проверяются скважинами, позволяющими окончательно установить местоположение крупных хрусталеносных гнезд в блоке. Такая методика доразведки блоков позволяет выборочно обрабатывать их, что способствует повышению уровня рентабельности производства.

Разведочные работы II цикла завершаются окончательной промышленной оценкой месторождения, т. е. подсчетом запасов по категориям C_1 и C_2 и составлением ТЭО с проектом кондиций для принятого варианта разработки месторождения. В процессе развития дальнейших разведочных работ уточняются контуры жиловмещающих зон и продуктивности отдельных хрусталеносных жил и узлов с последующим оперативным пересчетом запасов. Разведочные работы II цикла обычно сливаются во времени с

Таблица 18

Стадийность работ на месторождениях IV группы.

Этапы и стадии	Виды и содержание оценки
<p><i>I Поисковый этап</i> (см. табл. 16)</p>	<p><i>Геологическая оценка</i></p>
<p><i>Работы I цикла—освоение приповерхностной части месторождения</i></p>	
<p><i>II. Разведочный этап</i></p> <p>1. Стадия предварительной разведки—выборочное вскрытие небольшой части жил</p> <p>2. Стадия детальной разведки—вскрытие большей части выявленных на поверхности жил</p>	<p><i>Промышленная оценка</i></p> <p>Предварительная: прогнозная оценка запасов; ТЭР с заключением о возможной промышленной ценности месторождения</p> <p>Промежуточная: подсчет запасов по категориям C_1 и C_2 по верхней приповерхностной части месторождения; ТЭД с проектом кондиций</p>
<p><i>Работы II цикла—освоение всего месторождения</i></p>	
<p><i>III. Разведочно-эксплуатационный этап</i></p> <p>Разработка приповерхностной части и разведка глубоких горизонтов месторождения</p>	<p>Окончательная: подсчет запасов по категориям C_1 и C_2; ТЭО с заключением о народнохозяйственном значении месторождения и целесообразности его промышленного освоения</p>
<p><i>IV. Эксплуатационный этап</i></p> <p>Разработка глубоких горизонтов месторождения</p>	<p>Геолого-промышленные отчеты с оперативным пересчетом запасов</p>

разработкой ранее оцененной верхней части месторождения. Схема стадийности работ по освоению месторождений IV группы приведена в табл. 18.

§ 5. СТАДИЙНОСТЬ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ V ГРУППЫ

Основной особенностью месторождений V группы, определяющей стадийность работ по их освоению, является то, что эти месторождения представлены большим числом обычно не крупных разобленных хрусталеносных тел, группирующихся в пределах зон больших размеров как в плане, так и по вертикали, причем в связи с развитием мощной коры выветривания значительная часть месторождения может быть наиболее рентабельно отработана открытым способом, путем валовой выемки хрусталеносных жил и разделяющих их вмещающих пород. Очень большие размеры месторождений определяют целесообразность разведки их по частям, так как в противном случае промышленная оценка месторождения затянется на многие годы и возможны необоснованные затраты на детальную разведку непромышленных месторождений.

В пределах каждой выделенной части месторождения проводится цикл работ, начиная от поисков или предварительной разведки и кончая детальной разведкой и эксплуатацией. Первоочередная оцениваемая часть месторождения — наиболее доступная приповерхностная, получившая название «слоя опробования», так как цель выполняемых здесь работ — получение представительной валовой пробы, характеризующей среднюю продуктивность зоны. В пределах слоя опробования ведутся работы первого цикла, за которым следуют работы второго цикла по освоению средних горизонтов месторождения, отработываемых открытым способом, и затем третьего цикла по освоению глубоких его горизонтов, отработываемых подземным способом.

Стадийность работ I цикла

Изучение месторождений V группы начинается с оконтуривания хрусталеносных зон в плане и определения продуктивности верхней части их на глубину 10—15 м, примерно равную средним размерам жил по падению. Работы в пределах слоя опробования следует начинать с детальных поисков.

Детальные поиски предназначены для выявления максимально возможного количества хрусталеносных жил. Кроме того, в задачу их входит установление площади распространения жил; т. е. оконтуривание месторождения в плане. В зависимости от степени обнаженности местности детальные поиски осуществляются различными методами.

1. В пределах площади распространения коренных обнажений

и открытых механических ореолов рассеяния кварцевого материала детальные поиски проводятся, как и в большинстве других районов, путем площадного обследования изучаемого участка сетью геологопоисковых маршрутов и оконтуривания выявленных развалов кварцевых жил.

2. На площадях с небольшой мощностью рыхлых образований (до 1,5—2 м) поиски ведутся путем ручного «щупового» бурения по сети 2×2 м. Щупом (тонким буром диаметром 9—12 мм) легко определяется наличие под рыхлыми отложениями жил или их развалов, в местах обнаружения которых сеть скважин сгущается до 1×1 м. После определения приблизительного контура жилы или развала найденный объект вскрывается канавами.

3. На участках с большой мощностью рыхлых образований поиски кварцевых жил ведутся одновременно с разведкой россыпей шурфами и дудками по профилям через 40 м с интервалами между выработками 20 м. Дудки проходятся до коренных пород, после чего из них по линии профиля задаются рассечки, которые служат для взятия валовой пробы по россыпи и одновременно для выявления кварцевых жил в коренных породах, вскрываемых в подошве выработки. Кварцевые жилы в слое опробования выявляются также буровыми скважинами, проходимыми для поисков и оконтуривания древних логов, к которым приурочиваются россыпи, причем в этом случае могут быть обнаружены и слепые жилы, не затронутые эрозией.

Если на каком-либо участке россыпи жилы не обнаруживаются, но наблюдаются многочисленные прямые признаки наличия хрусталеносных кварцевых жил, то задаются дополнительные разведочные выработки. К числу прямых признаков наличия кварцевых жил относятся: скопление неокатанных обломков жильного кварца или кристаллов горного хрусталя, остатки яркоокрашенных глин гнездового выполнения и многоярусное строение россыпи.

Проходимые горные выработки используются одновременно для геологического картирования коренных пород в м-бе 1 : 10 000. Установление геологических факторов, контролирующих размещение кварцевых жил, позволяет уточнить границы перспективной площади.

Описанная методика позволяет максимально сократить общие затраты на поиски коренных хрусталеносных кварцевых жил. Она служит ярким примером комплексного использования получаемой при проходке горных выработок геологической информации. Существенную помощь при геологическом картировании месторождения на стадии детальных поисков могут оказать геофизические методы (магнито- и электроразведка). Они позволяют оконтуривать породы, благоприятные для локализации хрусталеносных кварцевых жил, выделять и проследивать зоны тектонических нарушений, определять мощность рыхлых отложений. Отмечаются также случаи успешного применения электроразведки для непосредственного выявления кварцевых жил.

Предварительная разведка предназначена для выделения из числа найденных кварцевых жил хрусталеносных жил, которые, как показывает практика работ, следует относить к числу вероятно промышленных тел, подлежащих отработке. Вскрытие жил в коренном залегании осуществляется на участках с мощностью рыхлых образований до 2—3 м канавами, проходимыми через 5—10 м вкост простирания жилы, или траншеями и карьерами непосредственно по жиле. Жилы, залегающие на большой глубине от поверхности, разведуются лудками или шурфами с рассечками.

Предварительную разведку жил следует начинать после завершения детальных поисков в пределах хорошо обнаженной части месторождения, так как для проведения ее здесь требуются наименьшие затраты средств и времени. Начинать разведку погребенных под рыхлыми образованиями жил следует лишь после того, как по вскрытым на поверхности жилам получены обнадеживающие результаты. При этом разведку жил, залегающих под промышленно-хрусталеносными россыпями, нужно проводить одновременно с разведкой и отработкой россыпи. Это позволяет резко сократить расходы, связанные с проходкой дорогостоящих подземных горных выработок. Горные выработки, проходимые при предварительной разведке отдельных жил, могут и не встретить хрусталеносных гнезд. В этом случае заключение о вероятной хрусталеносности жил дается по совокупности косвенных геологических признаков.

Жилы, признанные перспективными, подлежат полной отработке, так как только таким путем можно определить их продуктивность. Последнее обстоятельство определяет целесообразность начала отработки жил до окончания разведки слоя опробования. Отрабатывать жилы можно как открытым (рис. 18), так и подземным (рис. 19) способом. Геологические наблюдения при отработке отдельных жил позволяют уточнить геологические критерии хрусталеносности и тем самым повышают надежность оценки перспективности вновь выявленных жил. В то же время раннее начало эксплуатационных работ сокращает время на разведку и освоение месторождения, что улучшает экономические показатели работ.

В настоящее время, когда накоплен практический опыт оценки месторождений рассматриваемой группы, перед началом эксплуатационных работ в слое опробования составляются укрупненные технико-экономические расчеты.

Детальная разведка в слое опробования проводится в случае выявления отдельных крупных жил. Методика разведки их заключается в проходке разведочных шурфов или шахт, из которых на отдельных горизонтах по жиле проходятся штреки. При большой мощности жилы из штреков задаются рассечки для вскрытия жилы на полную мощность. Расстояние между горизонтами принимается 15—20 м.

Количество крупных жил на месторождениях V группы обычно

невелико. Поэтому для разрешения многих вопросов, относящихся к стадии детальной разведки, возникает необходимость частичной или полной отработки мелких жил в пределах слоя опробования, которая может вестись как открытым, так и подземным спосо-

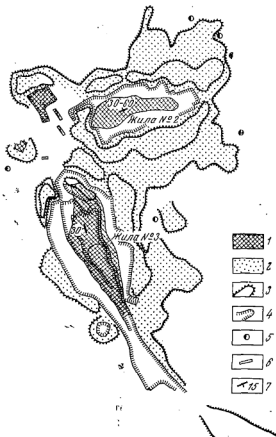


Рис. 18. Схема открытой разработки кварцевых жил в слое опробования

1 — кварцевые жилы; 2 — отвалы; 3 — контуры отвалов;
4 — контуры карьеров; 5 — дудки; 6 — каналы; 7 — эле-
менты залегания жил

бом. Эти работы можно рассматривать как пробные эксплуатационные, которые, в отличие от обычной эксплуатации, имеют целью получение основных геологических данных, необходимых для промышленной оценки месторождения: 1) размеров и морфологии продуктивной зоны и отдельных хрусталеносных жил; 2) среднего выхода пьезокварца и другой товарной продукции из 1 м³ жильной массы и продуктивного объема слоя опробования;

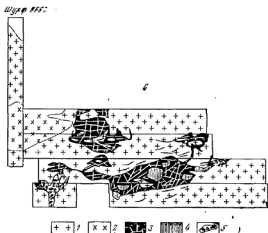
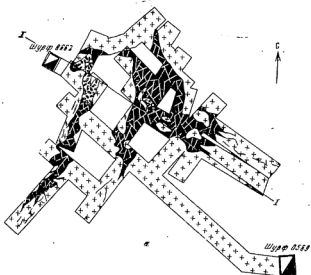


Рис. 19. Схема подземной отработки кварцевой жилы в слое опробования

a — план; *b* — разрез по линии 1—1

1 — плагиограниты; 2 — плагиогнейсы; 3 — массивный жильный кварц; 4 — шестоватый жильный кварц; 5 — хрусталеносные гнезда

3) качественной характеристики кристаллосырья; 4) горнотехнических условий будущей эксплуатации. Однако все эти данные используются для оценки не самого слоя опробования, в пределах которого проводятся работы, а более глубоких горизонтов месторождения, так как слой опробования к моменту подсчета запасов оказывается почти полностью отработанным.

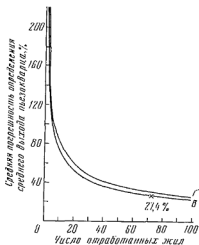


Рис. 20. Зависимость погрешности определения среднего выхода пьезокварца от числа жил, отработанных по слою опробования месторождений B ($V=235,8\%$, крестиком отмечена величина погрешности к моменту представления запасов в ГКЗ) и f ($V=266,4\%$)

Для определения среднего выхода пьезокварца все частные пробы, полученные при отработке отдельных кварцевых жил, объединяются в единую валовую пробу, после чего рассчитывается среднее содержание пьезокварца на 1 м^3 жильной и горной массы. В отдельных случаях, когда количество жил в слое опробования оказывается очень большим, допускается частичная их отработка. Средний выход в этом случае определяется расчетным путем исходя из средней продуктивности отработанных жил и отношения числа их к общему количеству жил, выявленных в слое опробования.

Средняя погрешность определения среднего выхода пьезокварца в этом случае, так же как и при отработке всех жил, может быть рассчитана по формуле

$$P = \frac{V}{\sqrt{n}}, \quad (5)$$

где P — погрешность определения среднего выхода пьезокварца; V — коэффициент вариации количества пьезокварца в жилах; n — количество отработанных жил.

Из рис. 20 видно, что величина погрешности резко уменьшается при увеличении числа отработанных жил до 40—60, далее снижение погрешности происходит медленно.

К моменту представления запасов в ГКЗ по одному из месторождений по слою опробования было полностью отработано 48 жил, что дает величину погрешности определения среднего выхода $\pm 27,4\%$. Эксплуатация месторождения показала, что такая точность вполне достаточна: проведенное в последующие годы сравнение подсчета с результатами эксплуатации по двум блокам дало расхождения, не превышающие 11%.

Параллельно с обработкой жил в слое опробования начинается предварительная и детальная буровая разведка, цель которой — оценка более глубоких горизонтов месторождения, т. е. оценка, относящаяся к работам II цикла. Совокупность геологических данных, полученных по слою опробования и по результатам бурения, позволяет подсчитать запасы в блоках, «подвешенных» к слою опробования. Методика подсчета запасов заключается в распространении средних показателей по отдельным блокам слоя опробования на нижерасположенные блоки, контуры которых определяются по совокупности геологических данных, получаемых в процессе II цикла геологоразведочных работ. Запасы квалифицируются по категории C_2 . Геологические материалы, получаемые к моменту окончания разведочных и эксплуатационных работ в слое опробования, достаточны для составления ТЭДа.

Схема стадийности работ, проводимых в слое опробования, приведена в табл. 19.

5 Таблица 19
Стадийность работ I цикла на месторождениях V группы

Этапы и стадии	Виды и содержание оценки
<p><i>I. Поисковый этап</i> (см. табл. 16)</p>	<p><i>Геологическая оценка</i></p>
<p><i>II. Поисково-разведочный этап</i></p>	<p><i>Промышленная оценка</i></p>
<p>Детальные поиски погребенных жил и предварительная разведка всех выявленных жил</p>	<p>Предварительная: прогностическая оценка запасов; ТЭР с заключением о ценности мелких жил и целесообразности детальной разведки крупных жил</p>
<p><i>III. Разведочно-эксплуатационный этап</i></p>	
<p>Детальная разведка крупных и разработка мелких жил в слое опробования</p>	<p>Промежуточная: подсчет запасов категории C_2 по блокам, «подвешенным» к слою опробования; ТЭД с проектом временных кондиций</p>

Эта схема может быть строго выдержана лишь тогда, когда окружающие месторождение россыпи непромышленные и, следовательно, не подлежат разведке и разработке. Работы по выявлению, разведке и обработке хрусталеносных кварцевых жил в этом случае наиболее целесообразно начинать с жил, вскрытых на поверхности, затем переходить к неглубоко погребенным и в последнюю очередь — к глубоко погребенным. Однако окружающие месторождения V группы россыпи обычно промышленно-хрусталеносные, поэтому приведенная последовательность работ может быть несколько изменена.

Так, например, быстрое развитие эксплуатационных работ на россыпях может привести к тому, что разведка глубоко погребен-

ных кварцевых жил может совпасть по времени или опередить разведку неглубоко погребенных и даже выходящих на поверхность жил, причем такая последовательность ведения работ в конкретных случаях может оказаться более целесообразной.

Вариантов работ по изучению коренного месторождения и работ на россыпях может быть несколько. Поэтому в каждом случае следует корректировать приведенную схему применительно к конкретным условиям. Необходимо также иметь в виду, что разведочно-эксплуатационный этап работ I цикла совмещается со стадией разведочных работ II цикла. Поэтому промежуточная промышленная оценка месторождения, которая проводится после завершения работ в слое опробования, должна рассматриваться как результат совместных работ, относящихся к I и II циклам.

Стадийность работ II цикла

После того как обработкой отдельных кварцевых жил в слое опробования доказана их промышленная хрусталеносность, возникает необходимость определения контуров зоны и закономерностей распространения в ней хрусталеносных жил, т. е. оконтуривания и разведки всего месторождения. Эта задача по приповерхностной части месторождения разрешается работами I цикла, проводимыми в слое опробования. Ниже слоя опробования, а также на участках, где мощность рыхлых образований или неблагоприятных для минерализации перекрывающих толщ становится больше мощности слоя опробования, оконтуривание и разведка месторождения выполняются геологоразведочными работами II цикла. В основном это колонковое бурение скважин.

В соответствии с изменением задач и детальности проводимых исследований геологоразведочные работы II цикла подразделяются на три стадии: поискового бурения, предварительной и детальной разведки.

Поисковое бурение предназначено для выявления продуктивных зон, т. е. участков концентрации кварцевых жил в пределах развития пород, благоприятных для образования промышленно-хрусталеносных жил. Поисковому бурению должно предшествовать геолого-структурное изучение перспективных площадей.

Поиски ведутся с помощью колонкового бурения по сети 200×200 м. Буровые скважины используются одновременно для глубинного геологического картирования. На благоприятных по геолого-структурным особенностям участках сеть сгущается до 100×100 м. Поисковое бурение дает исходные данные для обоснования постановки на участке предварительной буровой разведки.

Предварительная буровая разведка ведется для определения общего контура продуктивности жильной зоны, который устанавливается по характеру размещения подсеченных скважинами кварцевых жил с учетом присутствия в них прямых или косвенных

признаков хрусталености. Разведка ведётся по сети 100×50 или 50×50 м. Результаты ее служат необходимым обоснованием для детальной разведки того или иного участка зоны.

Детальная буровая разведка проводится для окончательного выделения промышленно-хрусталеносных блоков, для чего необходимо установление: 1) границ промышленно-хрусталеносной зоны, включая определение глубины распространения хрусталеносных кварцевых жил; 2) характера распределения кварцевых жил (выделение блоков с разной степенью концентрации жил); 3) коэффициента кварценосности и качественной характеристики жил по блокам.

Сеть скважин при детальной разведке 50×25 или 25×25 м. По результатам детальной разведки подсчитываются запасы и составляются ТЭО с обоснованием кондиций на разведанную часть месторождения, подлежащую открытой разработке. После утверждения кондиций и запасов в ГКЗ разведанная часть месторождения передается в эксплуатацию.

Методика подсчета запасов пьезокварца по данным буровых работ с использованием результатов, полученных при отработке месторождения с поверхности, заключается в том, что средний выход пьезокварца, рассчитанный по слою опробования, с некоторыми поправочными коэффициентами распространяется на контур блока, разведанного буровыми скважинами. Основным учитываемым при определении поправочного коэффициента параметром является коэффициент кварценосности (величина, аналогичная коэффициенту рудоносности), от правильного определения которого в первую очередь зависит точность подсчета запасов.

Основанием для применения такой методики подсчета запасов служат два обстоятельства: 1) невозможность опробования по керну и определения промышленной ценности отдельных кварцевых жил, подсеченных скважинами; 2) наличие прямой зависимости между размерами (мощностью) и продуктивностью кварцевых жил [30], позволяющее подсчитывать запасы по данным буровых работ, используя коэффициент кварценосности, что избавляет от необходимости проходки дорогостоящих подземных горных выработок.

Рассчитывается коэффициент кварценосности (K) по формуле

$$K = \frac{\sum m}{\sum l}, \quad (6)$$

где m — стволовая мощность кварцевых жил;

l — перебуренная стволовая мощность продуктивной толщи (обычно равная длине скважины).

Коэффициент кварценосности может быть рассчитан по отдельным скважинам, по сечениям, блокам или месторождению в целом. Надежность определения среднего значения коэффициента кварценосности зависит от степени изменчивости его по отдельным скважинам, которая может быть охарактеризована величиной

коэффициента вариации. В качестве примера приводятся значения коэффициентов вариации по двум месторождениям. По первому месторождению значение коэффициента вариации по отдельным сечениям колеблется от 156 до 351%, составляя в среднем по блоку 317%; по второму месторождению по отдельным сечениям он колеблется от 111 до 350% при среднем по блоку 184%.

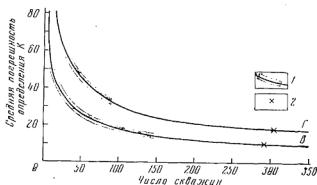


Рис. 21. Зависимость величины погрешности определения коэффициента кварценоности от числа скважин по месторождениям В (к моменту представления запасов в ГКЗ) и Г

1 — диапазон погрешности по отдельным блокам; 2 — средняя погрешность по всему месторождению

Пользуясь формулой (5), можно рассчитать величину погрешности определения коэффициента кварценоности при различном числе скважин, пересекающих продуктивную зону. На рис. 21 показаны значения средних погрешностей для упомянутых двух месторождений к моменту окончания детальной разведки.

При проектировании буровой разведки отдельных участков месторождений V группы исходя из опыта можно принять следующую допустимую среднюю погрешность определения коэффициента кварценоности по отдельным блокам: а) при предварительной разведке $\pm 50\%$; б) при детальной разведке $\pm 30\%$. Учитывая это требование, а также степень изменчивости коэффициента кварценоности и средних размеров блоков, проводится расчет необходимого числа скважин, приходящихся на один блок, а также сети бурения при предварительной и детальной разведке.

Расчеты показывают, что вероятность подсечения жил даже при детальной буровой разведке рассматриваемых месторождений меньше единицы. Поэтому количество подсеченных скважинами жил характеризует не истинную, а лишь относительную концентрацию жил в пределах отдельных блоков. Следовательно, возникает необходимость сгущения скважин в приконтурной полосе.

При применяемой в настоящее время методике подсчета зап-

сов низкая вероятность подсечения жил не влияет на точность подсчета, так как основной учитываемый при подсчете параметр — коэффициент кварценоности — не находится в прямой зависимости от вероятности подсечения жил и определяется достаточно надежно при относительно редкой сети скважин.

Разведочные работы II цикла начинаются с детальной буровой разведки в контуре слоя опробования, которая ведется параллельно с отработкой кварцевых жил в слое опробования. Эти работы в совокупности позволяют в кратчайший срок провести промежуточную промышленную оценку верхней части месторождения. Одновременно с детальной буровой разведкой, постепенно захватывая прилегающие к слою опробования части зоны, ведется предварительная буровая разведка, которая заканчивается полным оконтуриванием зоны. Последующим сгущением скважин внутри контура зоны завершаются детальные разведочные работы.

Результаты работ II цикла излагаются в сводном геологическом отчете с подсчетом запасов, на основании которого составляется технико-экономическое обоснование целесообразности его освоения, т. е. дается окончательная промышленная оценка месторождения до предельного горизонта открытой его отработки; после этого составляется проект разработки и начинается эксплуатация месторождения (табл. 20).

Таблица 20

Стадийность работ II цикла на месторождениях V группы

Этапы и стадии	Виды и содержание оценки
<p><i>I. Разведочный этап</i></p> <p>1. Стадия предварительной разведки</p> <p>2. Стадия детальной разведки</p> <p><i>II. Эксплуатационный этап</i></p> <p>Разработка верхних горизонтов месторождения</p>	<p><i>Промышленная оценка</i></p> <p>Предварительная: подсчет запасов по категории С по блокам, «подвешенным» к слою опробования; ТЭД с проектом кондиций</p> <p>Окончательная: подсчет запасов по категории С₂; ТЭО с обоснованием кондиций; заключение о народнохозяйственном значении месторождения и целесообразности его промышленного освоения</p> <p>Геолого-промышленные отчеты с оперативным пересчетом запасов</p>

Стадийность работ III цикла

В случае благоприятного прогноза промышленных перспектив глубоких горизонтов на месторождении производятся работы III цикла, включающие две элементарные разведочные стадии: предварительную буровую разведку и детальную горнобуровую разведку.

Предварительная буровая разведка глубоких горизонтов месторождения предназначена для определения насыщенности их кварцевыми жилами и выяснения степени хрусталеносности последних по прямым и косвенным признакам, устанавливаемым при изучении керн. Скважины бурятся с поверхности по профилям вкрест установленного простирания зон. Среднее расстояние между профилями 100 м, между скважинами по профилю — 40—60 м.

На основании результатов бурения оцениваются прогнозные запасы нижней части месторождения, подлежащей подземной разработке. Подсчет прогнозных запасов проводится статистическим методом, основанным на наличии зависимости количества пьезокварца в жиле от ее мощности. Сущность методики подсчета сводится к подразделению подсеченных скважинами жил на группы с различной мощностью и распространению на них усредненных запасов пьезокварца, установленных при отработке жил той же мощности в слое опробования. Запасы по разведанной части месторождения в целом рассчитываются путем умножения подсчитанных таким образом запасов по известным жилам на коэффициенты, обратные вероятности подсечения жил различного размера скважинами при применявшейся сети бурения.

Важное значение при оценке глубоких горизонтов имеет изучение гидрогеологических условий месторождения [57]. Оно заключается в определении характера и водообильности распространенных на месторождении водоносных горизонтов и последующем расчете ожидаемых водопритоков в горные выработки.

Полученные в результате предварительной буровой разведки данные кладутся в основу предварительной промышленной оценки нижних горизонтов месторождения. Составляемые при этом технико-экономические расчеты включают: 1) обоснование способа вскрытия нижней части месторождения (определение необходимого количества стволов шахт и горизонтов горноразведочных работ); 2) определение способа водопонижения при проходке выработок; 3) выбор системы разведки и разработки месторождения; 4) расчет всех технико-экономических показателей будущей эксплуатации месторождения и ожидаемого народнохозяйственного значения его.

Предварительная промышленная оценка служит необходимым обоснованием для детальной разведки глубоких горизонтов месторождения.

Детальная горнобуровая разведка глубоких горизонтов месторождения преследует цель выявления и оценки возможно большего числа хрусталеносных жил. Она проводится так же, как и на месторождениях IV группы, путем проходки системы подземных горноразведочных выработок и бурения подземных скважин из них. Густота разведочной сети принимается исходя из параметров промышленно-хрусталеносных жил.

По окончании детальной разведки производится подсчет запа-

сов, который служит основой для окончательной промышленной оценки глубоких горизонтов месторождения. Схема стадийности работ III цикла приведена в табл. 21.

Таблица 21

Стадийность работ III цикла на месторождениях V группы

Этапы и стадии	Виды и содержание оценки
<p><i>I. Разведочный этап</i></p> <p>1. Стадия предварительной буровой разведки</p> <p>2. Стадия детальной горно-буровой разведки</p> <p><i>II. Эксплуатационный этап</i></p> <p>Разведка глубоких горизонтов месторождения</p>	<p style="text-align: center;"><i>Промышленная оценка</i></p> <p>Предварительная: подсчет прогнозных запасов; составление ТЭР с проектом кондиций; заключение о целесообразности детальной разведки глубоких горизонтов месторождений</p> <p>Окончательная: подсчет запасов по категориям C_1+C_2; ТЭО с обоснованием кондиций; заключение о народнохозяйственном значении месторождения и целесообразности его промышленного освоения</p> <p>Геолого-промышленные отчеты с оперативным пересчетом запасов</p>

Из табл. 20 и 21 видно, что на месторождениях V группы дважды проводится предварительная и окончательная промышленная оценка. Это вызвано различием в применяемых системах разработки верхней и нижней частей месторождения, которое обуславливает принципиально различный подход к оценке каждой части. Поэтому промышленная оценка одной части производится почти независимо от другой.

Однозначное решение вопроса рационального соотношения выделенных трех циклов геологоразведочных и эксплуатационных работ, имеющих место на месторождениях V группы, практически невозможно. Некоторая определенность существует лишь в отношении работ I и II циклов, что отмечено выше. Работы II и III циклов могут развиваться как параллельно, так и последовательно в зависимости от конкретных обстоятельств.

ГЛАВА V

НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ МЕТОДИКИ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

§ 1. СВЕДЕНИЯ ПО ТЕОРИИ ВЕРОЯТНОСТЕЙ И МАТЕМАТИЧЕСКОЙ СТАТИСТИКЕ, НЕОБХОДИМЫЕ ПРИ ПОДСЧЕТЕ ЗАПАСОВ И ОЦЕНКЕ ЕГО ТОЧНОСТИ

Подсчет запасов месторождений полезных ископаемых — одна из операций, требующих применения математических методов. Количество используемых методов значительно возросло в связи

с увеличивающейся в последнее время необходимостью определения надежности получаемых при подсчете оценок. Эта необходимость, в свою очередь, обуславливается экономическими требованиями, направленными на обоснование детальности проводимых на каждой стадии работ. Правильное применение излагаемых методов и формул требует знакомства с основами теории вероятностей и математической статистики [3, 6].

Понятие *вероятность* определяется различными способами. Для нас наиболее удобно эмпирическое определение вероятности, как отношения числа интересующих нас равновероятных исходов события (случаев) к их общему числу. Если мы говорим, что вероятность получить оценку запасов \hat{Q} , меньшую, чем их истинное значение Q , равна 0,6

$$P\{\hat{Q} < Q\} = 0,6,$$

то это значит, что среди всех возможных (мыслимых) вариантов разведки в 60% случаев мы будем получать заниженную оценку запасов. Если утверждается, что среднее содержание заключено в интервале $c_1 < \bar{c} < c_2$ с вероятностью 0,95, то это значит, что среди всех возможных вариантов опробования 95% из них дадут результат, не выходящий за пределы указанного интервала.

Случайными исходами события могут быть величины, которые в этом случае называются *случайными величинами*. Если случайная величина принимает только конкретные фиксированные значения с определенными вероятностями, то она называется *дискретной*. Примером дискретной величины может быть число встреченных горной выработкой гнезд i ($i=0, 1, 2, \dots, n$), число пересечений тела скважинами и т. п. Если случайная величина может принимать любые значения из некоторой области определения, то она называется *непрерывной*. Примером непрерывной случайной величины может служить оценка мощности, содержания, запасов и т. п. Вероятность того, что случайная величина x примет любое наперед заданное значение ξ_1 , для непрерывной величины равна нулю:

$$P\{x = \xi_1\} = 0,$$

и в этом случае говорят о плотности вероятности распределения

$$f(x) = \lim_{\Delta\xi \rightarrow 0} \frac{P\{\xi_1 \leq x \leq \xi_2\}}{\xi_2 - \xi_1},$$

т. е. вероятности, «приходящейся» на некоторый интервал Δ . Мы кратко рассмотрим только по одному примеру непрерывных и дискретных распределений: нормальное, или распределение Гаусса, и распределение Пуассона.

Нормальное распределение — одно из наиболее широко распространенных непрерывных распределений. График плотности вероятности его представляет собой колоколообразную кривую

с максимальной ординатой (плотностью вероятности) в центре и асимптотически приближающимися к нулю краями. Нормальное распределение хорошо описывает поведение такой случайной величины, которая порождается влиянием большого числа причин, оказывающих на нее приблизительно одинаковое воздействие. В частности, распределение среднего значения совокупности из n величин очень близко к нормальному уже при $n \geq 30$, для нормального распределения дисперсии (определение которой будет дано ниже) достаточно $n \geq 100$. Таблицы нормального распределения приводятся во всех руководствах по теории вероятностей и математической статистике.

Из дискретных распределений для нас наиболее важно *распределение Пуассона*. Оно применимо для описания редких случайных событий, каковыми являются, например, подсечения горной выработкой или буровой скважиной данного хрусталеносного гнезда. Вероятности таких событий определяются по формуле

$$P_x = \frac{a^x \cdot e^{-a}}{x!}, \quad (7)$$

в которую входит только один параметр a , равный среднему значению числа событий в данном ряду испытаний.

Распределение случайной величины x можно охарактеризовать *математическим ожиданием* MX , равным сумме произведений всех возможных значений величины x_i на их вероятности P_i :

$$MX = \sum x_i \cdot P_i.$$

Аналогично для непрерывной случайной величины

$$MX = \int xf(x) dx, \quad (8)$$

где $f(x)$ — плотность ее вероятности. Дисперсией DX случайной величины X называется математическое ожидание квадрата отклонения величины от ее математического ожидания:

$$DX = M(X - MX)^2. \quad (9)$$

Ковариацией $\text{cov } XY$ случайных величин X и Y , используемой как мера их статистической связи, будет следующая величина:

$$\text{cov } XY = M[(X - MX)(Y - MY)],$$

При обосновании формул оценки точности запасов широко используются основные свойства математического ожидания и дисперсии, которые приводятся ниже без доказательств.

1. Математическое ожидание постоянной величины равно этой величине:

$$M(a) = a.$$

Дисперсия постоянной величины равна нулю:

$$D(a) = 0.$$

2. Математическое ожидание суммы случайных величин равно сумме их математических ожиданий:

$$M(X + Y) = MX + MY.$$

Это правило справедливо также и для дисперсии, если случайные величины независимы. В противном случае

$$D(X + Y) = DX + DY + 2\text{cov } XY. \quad (10)$$

3. Математическое ожидание произведения двух случайных величин определяется равенством

$$M(XY) = MXMY + \text{cov } XY.$$

Дисперсия произведения независимых случайных величин

$$D(XY) = DXM^2Y + DYM^2X + DXDY.$$

Наконец, если величины X и Y зависимы, то приближенно можно написать

$$D(XY) \approx DXM^2Y + DYM^2X + 2\text{cov } XYMXMY.$$

Подсчет запасов на месторождениях полезных ископаемых является «статистическим выводом», так как он заключается в составлении заключения относительно генеральной совокупности на основании информации, получаемой из выборки. Генеральная совокупность — месторождение, выборка — данные его опробования или пробной обработки. Выборки бывают возвратные и безвозвратные. Если одна и та же проба может попасть в выборку дважды и более, то она называется возвратной, если попадание в выборку какой-нибудь пробы исключает ее повторение, то выборка называется безвозвратной. Как правило, разведка месторождений предоставляет нам безвозвратные выборки. Это в равной мере относится и к месторождениям горного хрусталя, так как само собой разумеется, что одно и то же хрусталеносное гнездо не может встретиться более одного раза. Следует заметить, что не исключается встреча нескольких хрусталеносных полостей с одним и тем же количеством полезного ископаемого.

Выборки могут быть *случайными* и *систематическими*. Выборки геологоразведочных данных почти всегда систематические. Бурение скважин и проходка шурфов и канав осуществляются по регулярной сети, подземная разведка производится горизонтами, а на горизонтах — через равные промежутки вкrest простирания. Наконец, элементы выборки могут быть зависимыми и независимыми. При разведке выборки являются статистически зависимыми друг от друга. Так, попадание в выборку хрусталеносного гнезда, находящегося, например, на горизонте 1820 м, увеличивает вероятность попадания в выборку и других гнезд, находящихся приблизительно на этом уровне.

Последние два обстоятельства требуют применения для обработки геологоразведочных данных специфических методов, отли-

чающихся от методов классической математической статистики. Однако в данном случае, т. е. на месторождениях горного хрусталя, элементы генеральной совокупности — гнезда, как будет показано ниже, можно считать размещенными в статистическом смысле независимо друг от друга. Расположение в некотором пункте одного хрусталеносного гнезда с данной продуктивностью не изменяет вероятности нахождения в окрестностях этого гнезда других хрусталеносных полостей и не влияет на их продуктивность. Это позволяет при обработке геологоразведочных данных на описываемых месторождениях пользоваться методами математической статистики практически без ограничений.

Результаты выборки представляют собой ряд значений. Будучи расположенными в возрастающем порядке, эти значения называются *вариационным рядом*. Вариационный ряд удобно и наглядно можно изобразить в виде гистограммы. Для этого весь ряд значений разбивается на равные интервалы, которые отмечаются на оси абсцисс, и подсчитывается доля значений, попадающих в каждый интервал. Эти доли называются эмпирическими частотами w_i и откладываются на оси ординат (см. рис. 4 и 6). Большой интерес представляет сравнение эмпирических гистограмм с некоторыми теоретическими распределениями. Для этого сначала определяются теоретические частоты для каждого интервала n_i , затем определяется величина

$$\chi^2 = \sum_{i=1}^k \frac{(w_i - n_i)^2}{n_i}, \quad (11)$$

где k — число намеченных интервалов. Значения χ^2 при заданном числе степеней свободы $f = k - 1$ являются мерой отличия эмпирического распределения от сравниваемого теоретического. Вероятности χ^2 табулированы, что позволяет делать выводы о согласованности или несогласованности распределений с определенной вероятностью или надежностью.

Значения параметров, вычисленные по данным выборки, будем называть оценками этих параметров. Оценки бывают нескольких типов. *Точечные оценки* отвечают на вопрос, какое значение является наилучшей оценкой некоторого параметра. Интервальные оценки указывают, между какими верхними и нижними границами, т. е. в каком интервале, может находиться значение параметра. При этом указывается вероятность нахождения значения параметра в указанном интервале, так называемая *доверительная вероятность*.

Рассмотрим некоторые характеристики, употребляемые в качестве оценок. Наибольшее значение при подсчете запасов имеют средние значения, используемые для характеристики всего вариационного ряда одним значением. Простейшая из них — *середи́на размаха*

$$c = \frac{x_{\min} + x_{\max}}{2},$$

где x_{\min} и x_{\max} — наименьшее и наибольшее значения вариационного ряда. Часто хорошей характеристикой среднего значения является медиана, которая определяется таким образом, чтобы одна половина значений признака была меньшей или равной медиане, а другая — большей или равной медиане. Однако наибольшим распространением пользуется среднее арифметическое значение

$$\bar{x} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i, \quad (12)$$

являющееся $\frac{1}{n}$ -ной долей суммы всех n значений x_i , составляющих выборку. Среднее значение обладает важной характеристикой, заключающейся в том, что сумма отклонений всех значений от среднего значения равна нулю:

$$\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x}) = 0.$$

Характеристиками *рассеивания* значений могут служить размах

$$r = x_{\max} - x_{\min},$$

среднее отклонение

$$d = \frac{\sum_{i=1}^n |x_i - \bar{x}|}{n}$$

и стандартное отклонение

$$S = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}{n}}. \quad (13)$$

Квадрат стандартного отклонения, или дисперсии, является очень удобной величиной для характеристики абсолютной степени изменчивости признака, которую мы будем постоянно применять для оценки колебаний продуктивности, плотности гнезд, содержаний и т. п. Для характеристик относительной изменчивости признака применяется *коэффициент вариации*

$$V = \frac{s}{\bar{x}} 100\%. \quad (14)$$

Показатели изменчивости s , s^2 , v могут быть применены не только к выборочным значениям признаков, но и к оценкам параметров, характеризующихся этими признаками. Так, можно говорить о стандартном отклонении, или дисперсии, среднего значения признака \bar{x} , понимая под этим оценку колебаний среднего значения, если мы вместо одной выборки будем рассматривать несколько таких же выборок. Очевидно, чем больше объем каждой

такой выборки, тем меньше будет изменчивость среднего значения:

$$s_x^2 = \frac{s_x^2}{n}; \quad v_x = \frac{v_x}{\sqrt{n}}. \quad (15)$$

Если объем выборки n увеличить до объема генеральной совокупности, то оценка среднего значения совпадает с истинным средним значением и из случайной переменной величины она превратится в постоянную. Таким образом, дисперсию среднего значения признака можно рассматривать как меру точности ее определения. Именно в этом смысле мы будем ее применять к оценке содержания и запасов.

Подсчет запасов включает операции с несколькими признаками, такими, например, как мощность, содержание, продуктивность хрусталеносных гнезд, плотность их расположения, объемный вес и т. п. Результат подсчета во многом определяется тем, зависят эти характеристики друг от друга или нет.

Для оценки корреляционной зависимости используются *ковариация*

$$\text{cov}_{xy} = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y}) \quad (16)$$

и коэффициент корреляции

$$r_{xy} = \frac{\text{cov}_{xy}}{s_x s_y}. \quad (17)$$

При нормальном распределении величин дисперсия коэффициента корреляции

$$s_r^2 = \frac{1}{n} (1 - r^2)^2. \quad (18)$$

Для характеристики параметров могут быть использованы различные точечные оценки, и при выборе подходящей оценки пользуются следующими критериями. Оценка является состоятельной, если при увеличении объема выборки оценка неограниченно приближается к значению оцениваемого параметра. Оценки \bar{x} , s , s^2 , v в большинстве случаев состоятельные. Лишь в редких случаях необходимо искать другие оценки. Оценка $\hat{\theta}$ является несмещенной, если ее математическое ожидание совпадает с оцениваемым параметром θ :

$$M(\hat{\theta}) = \theta.$$

Математическое ожидание можно истолковать здесь как среднее арифметическое значение оценок, сделанных по всем возможным выборкам данной генеральной совокупности. Среднее арифметическое \bar{x} — несмещенная оценка среднего значения генеральной совокупности. Дисперсия s^2 , определенная по формуле (13),

является смещенной оценкой дисперсии генеральной совокупности σ^2 :

$$s^2 = \frac{n-1}{n} \sigma^2,$$

следовательно, если мы будем рассматривать дисперсию, определенную по выборке, не как показатель рассеивания тех значений признака, которые попали в выборку, а как оценку изменчивости признака в целом, то при ее вычислении мы вместо формулы (13) должны воспользоваться несколько измененной формулой

$$s = \sqrt{\frac{\sum (x_i - \bar{x})^2}{n-1}}. \quad (19)$$

Следующий критерий — *эффективность* — является относительным. Говорят, что эффективность одной оценки больше, чем эффективность другой, если ее стандартное отклонение

$$s_{\hat{\theta}} = \sqrt{\frac{\sum (\hat{\theta} - \theta)^2}{n}}$$

меньше, чем стандартное отклонение, другой оценки. Относительная эффективность двух оценок $\hat{\theta}_1$ и $\hat{\theta}_2$ измеряется отношением $s_{\hat{\theta}_1}/s_{\hat{\theta}_2}$. Часто мы будем пользоваться отношением дисперсии оценок $s_{\hat{\theta}_1}^2/s_{\hat{\theta}_2}^2$. Получение более эффективной оценки иногда бывает связано с большими вычислительными работами. В этих случаях повысить эффективность оценки лучше за счет увеличения выборки. Это, однако, не относится к геологоразведочным выборкам, так как стоимость вычислительных работ ничтожно мала по сравнению со стоимостью соответствующего сгущения разведочной сети.

Среднее арифметическое \bar{x} во многих случаях является наиболее эффективной оценкой среднего значения генеральной совокупности. Лишь в некоторых случаях более эффективными становятся размах (при плосковершинных распределениях) или медиана (при островершинных, особенно асимметричных распределениях). При распределениях, близких к нормальному, эффективность медианы составляет лишь 0,64 эффективности среднего арифметического. Если в этом случае для оценки среднего значения, например метропроцента, воспользоваться медианой, то для достижения такой же надежности вместо 20 скважин, которые потребовались бы при оценке средним арифметическим, потребуется 31 скважина. Для достаточно больших выборок наиболее эффективной оценкой σ^2 является дисперсия. Эффективность среднего отклонения d существенно ниже и для нормально распределенных величин составляет 0,876 эффективности стандартного отклонения.

Последний критерий — *достаточность* — означает, что при на-

хождении оценки была использована вся имеющаяся информация. Середина размаха не служит, конечно, достаточной оценкой, так как при ее нахождении используются лишь два значения из выборки. Изменения отдельных значений признаков не влияют на значение медианы (лишь бы число значений, больших и меньших медианы, осталось прежним), поэтому медиана также недостаточная оценка. Напротив, среднее арифметическое является достаточной оценкой. Важность этого критерия заключается в том, что оценка, не обладающая достаточностью, не может быть наиболее эффективной. Если какая-нибудь часть геологоразведочной информации не может быть использована одним из методов подсчета запасов, то из свойства достаточности следует, что существует более эффективный метод.

Точечные оценки тесно связаны с интервальными, в частности, в большинстве случаев по точечной оценке для каждой доверительной вероятности можно наметить доверительный интервал. Доверительные интервалы для среднего значения нормально распределенной случайной величины определяются следующим образом:

$$x - \frac{t_p s}{\sqrt{n-1}} \text{ и } \bar{x} + \frac{t_p s}{\sqrt{n-1}}, \quad (20)$$

где t_p — значение распределенной по закону Стьюдента величины t .

Значения t для различных вероятностей p (или, наоборот, вероятности p для различных значений t) табулированы. Задавшись доверительной вероятностью $1-p$, определяем по таблицам [83] для числа степеней свободы $f=n-1$ соответствующее значение t_p . Из формулы (20) видно, что ширина доверительного интервала прямо пропорциональна стандартному отклонению изучаемых величин и почти обратно пропорциональна корню квадратному из числа наблюдений n .

§ 2. КОЛИЧЕСТВЕННАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА И СТАТИСТИЧЕСКИЕ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ПРОСТРАНСТВЕННОГО РАСПРЕДЕЛЕНИЯ МИНЕРАЛИЗАЦИИ КАК ОСНОВА ДЛЯ ОБОСНОВАНИЯ ТОЧНОСТИ ПОДСЧИТЫВАЕМЫХ ЗАПАСОВ

В настоящее время наиболее прогрессивной формой выражения степени изменчивости свойств на месторождении является *вариограмма*, отражающая изменение дисперсии свойства в зависимости от расстояния между пробами по заданному направлению. При большой изменчивости эта дисперсия очень скоро принимает максимальное для данного месторождения значение, зависящее от величины и типа пробы. Расстояние между пробами, при котором начинает выполняться это постоянство, называют предель-

ным радиусом корреляции. Результаты опробования пробами, отстоящими друг от друга на расстояниях, превышающих предельный радиус корреляции, можно обрабатывать как независимый статистический ряд. На месторождениях с незакономерным сильно изменчивым распределением полезного компонента обычно применяющиеся расстояния между точками опробования существенно превышают радиус корреляции. К таким месторождениям можно отнести и описываемые месторождения горного хрусталя. Однако на последних изменчивость содержания носит особый характер, отражающий гнездовой характер распределения сырья. Имеющаяся в литературе классификация месторождений по величине коэффициента вариации здесь является неподходящей. В соответствии с особенностями месторождений в классификации необходимо отдельно отразить изменчивость распределения сырья по гнездам и изменчивость размещения гнезд по объему минерализованного тела.

В качестве объектов для изучения закономерностей распределения количества пьезооптического кварца по гнездам были выбраны четыре различных по морфологии гидротермальных месторождения. Выбранные месторождения относятся к числу крупных хрусталеносных объектов, содержащих большое количество гнезд. Для разрешения поставленного вопроса использованы данные по всем обработанным гнездам.

Вариационные ряды продуктивности гнезд служили основой для построения гистограмм с произвольными интервалами группирования. Гистограммы (см. рис. 4) имеют гиперболический вид. Такого рода распределения с наибольшим приближением могут быть описаны экспоненциальным законом или законом Пуассона. Сравнение экспоненциальных и эмпирических кривых позволило сразу же отбросить гипотезу о принадлежности наших распределений к экспоненциальному закону. Для аппроксимации эмпирических распределений законом Пуассона можно воспользоваться следующей методикой.

Как известно, распределение Пуассона характеризуется только одним параметром a . Этому параметру численно равны и дисперсия, и среднее значение. В наших вариационных рядах, как правило, среднее значение не равно дисперсии. Это вполне понятно, так как масштаб измерения количества полезного ископаемого, от которого зависит соотношение между дисперсией и средним значением, произволен и не связан с природой месторождения. При изменении масштаба вариационного ряда в m раз среднее значение изменится также в m раз, а дисперсия изменится при этом m^2 раз. Пользуясь этим обстоятельством, можно так изменить масштаб полезного ископаемого, чтобы приравнять среднее значение и дисперсию:

$$\frac{s_x^2}{m^2} = \frac{\bar{x}}{m},$$

откуда

$$m = \frac{s_x^2}{\bar{x}},$$

где \bar{x} — среднее значение в произвольном масштабе измерения;
 s_x^2 — дисперсия в том же масштабе;
 m — модуль изменения масштаба.

Тогда среднее значение в новом масштабе измерения равно $\frac{\bar{x}}{m} = a$. Дисперсия в новом масштабе измерения численно равна этому же значению.

В табл. 22 в условных единицах приведены средние значения количества пьезокварца в гнездах, дисперсия, а также вычисленные по предложенной методике модуль изменения масштаба измерения и среднее значение количества пьезокварца в новом масштабе.

Таблица 22

Основные статистические характеристики продуктивности гнезд

Статистические характеристики	Месторождения			
	А	Б	В	Г
Среднее значение продуктивности гнезд в произвольном масштабе измерения, \bar{x}	275	536	135	107
Дисперсия в том же масштабе измерения, s_x^2	$1,66 \times 10^5$	$4,54 \times 10^5$	$2,38 \times 10^4$	$4,03 \times 10^4$
Модуль изменения масштаба (величина единичной порции), m	60,1	84,7	17,6	37,5
Среднее значение и дисперсия в новом масштабе измерения, a	0,46	0,63	0,77	0,23
Коэффициент вариации, $v = \frac{1}{\sqrt{a}} 100\%$	148	126	114	188

Обозначим продуктивность гнезд в новом масштабе измерения через u . Очевидно, $\bar{u} = s_u^2 = a$, причем $u = \frac{x}{m}$. Вновь полученные вариационные ряды разобьем на классы, границами которых служат следующие значения u : до 0,5; 0,5—1,5; 1,5—2,5; 2,5—3,5 и т. д. Центрами интервалов тогда будут целочисленные значения u (0, 1, 2, ..., n). Этим самым предоставляется возможность сравнить получающееся распределение с дискретным распределением вида

$$P_u = \frac{a^u \cdot e^{-a}}{u!},$$

где \bar{P}_u — обозначает частоты значений продуктивности (в новом масштабе измерений) хрусталеносных гнезд, попадающих в интервалы, центрами которых являются целочисленные значения u . Результаты сравнения приведены в табл. 23 и на рис. 22.

Таблица 23

Результаты аппроксимации распределения полезного ископаемого по хрусталеносным гнездам законом Пуассона

Интервалы группировки	Центры интервалов группировки	Эмпирические частоты и теоретические частоты пуассоновского распределения (в окобках)			
		Месторождения			
		A	B	B	Г
До 0,5	0	58 (56,5)	27 (24,4)	13 (11,5)	20 (19,9)
0,5—1,5	1	21 (22,7)	8 (12,2)	6 (8,0)	1 (2,0)
1,5—2,5	2	4 (4,5)	3 (3,0)	3 (2,8)	1 (0,1)
2,5—3,5	3	1 (0,6)	2 (0,5)	1 (0,7)	0 (0,0)
3,5—4,5	4	0 (0,0)	0 (0,0)	0 (0,0)	0 (0,0)
Число степеней свободы f		2	2	2	1
Значение $\bar{\lambda}^2$ по формуле (11)		0,17	2,36	0,77	0,0055
Вероятность согласия, %		90—95	30—35	70	95

Табличные данные и построенные по этим данным кривые в большинстве случаев иллюстрируют хорошее схождение «приведенных» предложенным способом эмпирических кривых с теоретическими. Проверка с помощью критерия λ^2 также показала, что расхождения между теоретическими и эмпирическими распределениями могут квалифицироваться как случайные (соответствующие вероятности в порядке убывания равны 95, 90—95, 70 и 30%). О достаточности данных для суждения об этом свидетельствуют приведенные вероятности, так как при уменьшении численности статистического ряда для достижения той же вероятности согласия эмпирический ряд должен меньше отклоняться от теоретического. Наименее надежные результаты получены для месторождения B, несмотря на то, что численность этого ряда не самая меньшая (40 гнезд).

Таким образом, с достаточной степенью достоверности устанавливается, что распределение пьезооптического кварца (моноблоков) по гнездам гидротермальных месторождений хорошо согласуется с законом Пуассона.

Аппроксимируя распределение гнезд по продуктивности законом Пуассона, следует иметь в виду, что непрерывное распреде-

ление мы сравниваем с дискретным. Это накладывает на сравнение определенные ограничения. Одно из них заключается в том, что полезное ископаемое следует измерять единицей измерения, изменяющейся от месторождения к месторождению, своеобразной «порцией», зависящей от их особенностей. То, что после выражения величины полезного ископаемого в этом новом масштабе ряд продуктивностей гнезд удовлетворительно аппроксимируется зако-

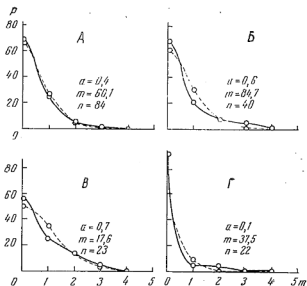


Рис. 22. Сравнение распределения пьезооптического кварца в гнездах с распределением Пуассона
А, Б, В, Г — месторождения (см. табл. 23)

ном Пуассона, свидетельствует о формировании месторождения по схеме случайного механизма распределения «порций» по гнездам. Геологическая сущность этого механизма, а также особенности месторождений, определяющие величину «порции», безусловно, интересна, но выходит за пределы нашей задачи. Обращает на себя внимание также то обстоятельство, что отклонения эмпирических распределений от теоретических во всех случаях однотипны и носят систематический характер. Наблюдается увеличенное по сравнению с теоретическим число гнезд с очень малыми и очень большими запасами (по сравнению с m) и уменьшенное число гнезд со средними запасами, близкими к $1 m$. Следовательно, на фоне общего случайного распределения «порций» наблюдается некоторое «отставание» развития минерализации в малых гнездах и более интенсивное ее развитие — в больших.

Кроме величины «порции», определяемой модулем m , необходимой характеристикой месторождения является величина a , кото-

рая определяется аналитическим способом из ряда распределения как $\frac{x}{m}$ и уточняется сравнением теоретических кривых для близких значений a с эмпирической. В отличие от m она является выражением среднего количества «порций», распределенных между фиксированным числом ячеек (гнезд). Параметры a и m положены в основу предлагаемой классификации месторождений по абсолютной степени изменчивости хрусталеносной минерализации (табл. 24).

Таблица 24

Классификация месторождений по степени изменчивости

Значение параметров a и V	Величина модуля m		
	малая — до 10	средняя — 10—50	большая — более 50
Малое — до 0,3 $V > 180\%$	I—I месторождения с малыми запасами в отдельных гнездах, очень сильно изменяющимися от гнезда к гнезду	I—II месторождения с умеренными запасами в отдельных гнездах, очень сильно изменяющимися от гнезда к гнезду. Пример: Г	I—III месторождения с большими запасами в гнездах, очень сильно меняющимися от гнезда к гнезду
Среднее 0,3—0,7 $120\% < V < 180\%$	II—I месторождения с умеренными запасами в отдельных гнездах, сильно меняющимися от гнезда к гнезду	II—II месторождения с большими запасами в гнездах, сильно меняющимися от гнезда к гнезду	II—III месторождения с большими и очень большими запасами в гнездах, сильно меняющимися от гнезда к гнезду. Пример: А и Б
Большое — более 0,7 $V < 120\%$	III—I месторождения с умеренными и большими запасами в гнездах, мало меняющимися от гнезда к гнезду	III—II месторождения с большими и очень большими запасами в отдельных гнездах, мало меняющимися от гнезда к гнезду. Пример: В	III—III месторождения с громадными запасами в среднем гнезде, мало меняющимися от гнезда к гнезду

Эта классификация учитывает гнездовой характер минерализации, поскольку в основу положены измерения количества полезного ископаемого в гнезде. Она показывает относительную степень изменчивости (параметр a). Учет модуля m приводит к абсолютной степени изменчивости и вместе с параметром a модуль служит измерителем средней продуктивности гнезда на месторождении.

При движении по табл. 24 вправо вниз увеличивается средняя продуктивность гнезд, при движении вниз — равномерность распределения сырья по гнездам (рис. 23). При одинаковом числе гнезд наибольший промышленный интерес представляют месторождения группы III—III, наименьший — I—I. По принятой классификации месторождения А (крупная выдержанная хрусталеносная зона) и Б (штокверк) попадают в группу II—III, месторождение В (система сближенных кварцевых жил, образующих местами участки

штокверкообразного строения) — в группу III—II и месторождений Г (сложная жильная зона, состоящая из серии субпараллельных линзообразных жильных тел) — в группу I—II. Эти четыре примера указывают на некоторую связь между морфологией месторождений и их положением в классификации. Наименьшая относительная изменчивость отмечается на месторождениях штокверкообразного и близкого к ним строения, наибольшая — на месторождениях, представляющих собой сложные жильные зоны. Величина «порции», а также средняя продуктивность гнезда $a \cdot t$ в крупном штокверкообразном теле и выдержанных крупных жильных зонах больше, чем в жильной зоне незначительного масштаба. Однако усматривать в этом определенную закономерность еще рано.

Практическое использование предлагаемой классификации заключается, во первых, в том, что она позволяет наглядно

проводить сравнительный анализ месторождений на основании количественных показателей; во-вторых, с помощью этой классификации возможно более правильно переносить положительный практический опыт опробования с одних месторождений на другие в пределах одних и тех же классификационных групп; в-третьих, эмпирически определив рациональные объемы опробования на месторождениях одной классификационной группы, можно определить таковые для месторождения сходного масштаба других классификационных групп. В частности, при прочих равных условиях, отношение числа отработанных для целей опробования гнезд на двух месторождениях обратно отношению их параметров a . Полученные выводы по распределению полезного ископаемого в гнездах были проверены на большом числе месторождений и получили хорошее подтверждение.

На месторождениях IV и V групп в качестве основной продуктивной единицы можно рассматривать не гнездо, а жилу. Было изучено распределение продуктивности жил по такой же методике. Оно показало, что и здесь вариационный ряд удовлетворительно совпадает с законом Пуассона.

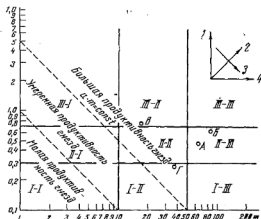


Рис. 23. Поле характеристики продуктивности гнезд и ее изменчивости

1 — направление уменьшения относительной неравномерности распределения пьезокварца по гнездам; 2 — увеличение средней продуктивности гнезд; 3 — увеличение абсолютной неравномерности при неизменной средней продуктивности гнезд; 4 — увеличение величины «порций»

Рассмотрим теперь вторую составляющую неравномерности хрусталеносной минерализации — распределение гнезд по объему месторождения (для IV и V групп — жил в пределах жильных полей). Изучение осуществлялось наложением сети ячеек на горизонтальную или вертикальную проекцию гнезд (жил) и подсчетом частот встречаемости ячеек с различным числом гнезд (0, 1, 2, ..., n). Полученные частоты непосредственно сравнивались с теоретическими частотами, вычисленными из распределения Пуассона. Проверка по критерию χ^2 показала, что это распределение удовлетворительно аппроксимирует распределение гнезд. Сравнение проводилось для различных случаев, отличающихся величиной ячейки. Оказалось, что с увеличением ячейки отклонения от распределения Пуассона увеличиваются и имеют систематический характер: число пустых ячеек становится существенно больше предсказываемого теорией. Это свидетельствует о некоторой тенденции к кустовому расположению гнезд и жил, выраженной однако, довольно слабо.

Если задать некоторый объем единичной пробы, чтобы среднее число гнезд, приходящееся на ее объем, было равно b , то распределение количества полезного ископаемого по таким пробам z , выраженное в определенной единице измерения, опишется *двойной пуассоновской моделью*

$$P_z = \sum_{r=0}^{\infty} \frac{b^r e^{-b}}{r!} \quad (21)$$

Переменная r , пробегающая натуральный ряд значений, означает число возможных гнезд в одной ячейке. Практически при расчете вероятностей P_z при малых ячейках его значение ограничивается 3—4. С помощью пуассоновской модели (21) легко описать распределение суммы полезного ископаемого по любому числу проб n :

$$P_{n(z)} = \sum_{r=0}^{\infty} \frac{(bn)^r \cdot e^{-bn}}{r!} \cdot \frac{(az)^z \cdot e^{-az}}{z!}, \quad (22)$$

а следовательно, и распределение среднего значения продуктивности одной пробы, вычисленного по n пробам.

§ 3. НЕКОТОРЫЕ ВОПРОСЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОПТИМАЛЬНОЙ СТЕПЕНИ РАЗВЕДАННОСТИ И НЕОБХОДИМОЙ ТОЧНОСТИ ПОДСЧЕТА ЗАПАСОВ

Увеличение прироста запасов нередко приводит к излишним затратам средств на разведку и к отработке значительной части месторождения ко времени окончания детальной разведки. Определение оптимальной границы опробования — в этих случаях важная методическая задача. Она является частью проблемы оп-

тимизации геологической разведки. По сравнению с проблемами оптимального управления другими технологическими процессами, в том числе и разработкой месторождения, здесь возникает ряд дополнительных трудностей, связанных с неопределенностью и изменчивостью параметров, характеризующих этот процесс, с более или менее ярко выраженным статистическим их характером. В применении к разведке месторождений этот вопрос с данных позиций был поднят в отечественной литературе впервые для месторождений горного хрусталя [69].

В процессе разведки месторождений, на которых требуется проведение горных работ и опробования в больших объемах, в частности на месторождениях пьезокварца, приходится «балансировать» между возможностью допустить большой риск в оценке месторождения, с которым может быть связан последующий убыток при разработке, и затратить на разведку неопределенно много средств. Некоторый риск при оценке всегда неизбежен, но метода, который дал бы возможность определить его разумную меру, в настоящее время не существует.

В основу решения нами положен главный принцип оптимального хозяйствования: достижение заданной цели с минимальными издержками или достижение максимальной степени реализации цели с заданными издержками. Применительно к геологической разведке основной принцип может быть сформулирован различными способами в зависимости от конкретных условий. Когда главная цель разведки — решение вопроса о том, является ли месторождение промышленным, этот принцип формулируется следующим образом. Оптимальная степень разведанности достигается тогда, когда сумма затрат на разведку R и возможных убытков из-за ошибочной оценки месторождения D примет минимальное значение:

$$R + D = \min. \quad (23)$$

Величина D может означать потенциальную прибыль от правильной разработки рентабельного месторождения, которое в результате разведки ошибочно отнесено к нерентабельным, или соответственно проектные затраты на детальную разведку нерентабельного месторождения, отнесенного в результате предварительной разведки к рентабельным.

Если речь идет о детальной разведке месторождения, являющегося по данным предварительной разведки рентабельным, то величина D характеризует разность между прибылью от месторождения, разрабатываемого по проекту разведочных значений параметров, и прибылью, которая могла быть получена, если были бы известны истинные значения этих параметров. Так, отклонение содержания от ожидаемых требует изменения работы обогатительной фабрики, ошибка в мощности может привести к переходу на другую систему обработки, изменение запасов руды приведет к тому, что проектная мощность горнорудного предприятия

тия станет неоптимальной, и т. п. Главным параметром при этом остаются запасы полезного ископаемого.

При решении задачи прежде всего необходимо рассмотреть R и D как функцию степени разведанности. Приемлемым для этого показателем степени разведанности может служить дисперсия оценки запасов. Тогда

$$R = f_1(s_Q^2); \quad D = f_2(s_Q^2, Q), \quad (24)$$

и задача заключается в нахождении такого s_Q^2 , чтобы $f_1 + f_2 = \min$. Функции f_1 и f_2 в общем случае нелинейны, следовательно, мы

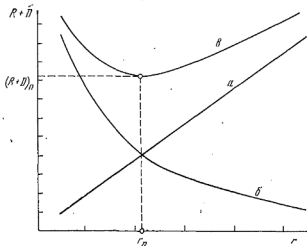


Рис. 24. Графики функций затрат на разведку (а), вероятных убытков (б) и их суммы (в)

имеем типичную задачу нелинейного программирования, отличающуюся тем, что аналитическое выражение балансовых уравнений (24) неизвестно. Вследствие того, что переменной здесь является только одна величина, решение легко получить графически, складывая графики функций f_1 и f_2 (рис. 24).

При построении функции f_1 основная трудность и специфика заключается в том, чтобы определить дисперсию оценки s_Q^2 , получаемую при заданной разведочной сети. Рассчитать стоимость последней обычно не представляет затруднений. Функция f_2 является математическим ожиданием указанных убытков при заданной плотности вероятностей оценки рассматриваемого параметра $\varphi(Q)$:

$$D = f_2(s_Q^2, Q) = \int_{Q_{\min}}^{\infty} D(Q) \varphi(Q) dQ, \quad (25)$$

где $D(Q)$ — значение убытка в одном из указанных вариантов, который может быть понесен при значении параметра Q . Пределы

интегрирования в зависимости от D изменяются. В одном случае, как это сделано в формуле (25), интегрирование производится от точки с «нулевой» рентабельностью Q_{\min} , т. е. от момента, начиная с которого месторождение становится промышленным, до максимально возможных значений. В другом случае это значение Q_{\min} становится верхним пределом интегрирования. В третьем случае, когда возможный убыток зависит от отклонения разведочного значения параметра от истинного, интегрирование производится по всем возможным значениям.

Обычно распределение оценки параметра, т. е. его среднего значения, нормально:

$$\varphi(Q) = N(s_Q, \bar{Q}).$$

Переменной величиной здесь является дисперсия s_Q^2 , обратно пропорциональная числу независимых наблюдений. Поэтому возможные убытки могут быть предвычислены не только на момент проведенной разведочной сети, но и для планируемых шагов разведки. Такая экстраполяция, однако, не должна простирается слишком далеко, так как в процессе накопления информации изменится не только s_Q^2 , но и параметр Q , относительно изменения которого ничего не может быть предсказано. В этих условиях анализ оптимальности осуществляется последовательно с проведением разведочных работ в несколько этапов. После проведения первой очереди разведочных работ вычисляется оптимальная плотность сети r_1 . После проведения работ несколько меньшего объема, чем r_1 , осуществляется следующий анализ и вычисляется r_2 . Если пройденная сеть удовлетворяется r_2 , разведка заканчивается. В противном случае процесс повторяется до тех пор, пока проведенная разведка станет удовлетворять вычисленному r_n (рис. 25).

Ниже приводится упрощенный пример анализа оптимизации при валовом опробовании одного из гидротермальных месторождений пьезооптического кварца. Распределение количества полезного ископаемого в полостях этого месторождения, как и большинства других, ближе всего описывается распределением Пуассона, а распределение количества полезного ископаемого по пробам z описывается двойной пуассоновской моделью. Это распре-

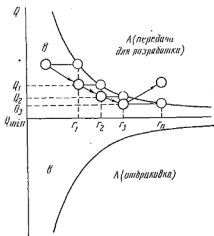


Рис. 25. Схема проведения анализа оптимизации разведки
 Q — оценка запасов; r — число проб; r_1, r_2, \dots, r_n — расчетное число проб на различных этапах анализа;
 A — зона окончания разведки; B — зоны продолжения разведки

деление для анализа исходное и характеризует неравномерность минерализации.

Если на месторождении отобрано n валовых проб, то распределение оценки среднего значения из n проб определяется двойной пуассоновской моделью, в которой параметр b в n раз больше:

$$P_{n(z)} = \sum_{r=0}^{\infty} \frac{(bn)^r e^{-bn}}{r!} \cdot \frac{(ar)^z e^{-ar}}{z!}. \quad (26)$$

По формуле (26) для любого числа отобранных валовых проб можно построить кривую распределения оценки z , т. е. функцию $\varphi(Q)$, а из последней методом графического интегрирования определяется возможный убыток. При вычислении убытка упрощенно принимается, что если фактическая стоимость полезного ископаемого в заданном объеме равна Q , а полные издержки на его добычу равны Q_0 , то вероятный убыток равен

$$\int_0^{Q_0} (Q - Q_0) \varphi(Q) dQ. \quad (27)$$

Таблица 25

Расчет суммы затрат на разведку R и вероятных убытков D от ошибочной оценки месторождения в зависимости от числа валовых проб (в условных единицах)

Число проб, n	Затраты на разведку, R	Вероятные убытки, D	Сумма затрат на разведку и вероятных убытков, $R + D$	Число проб, n	Затраты на разведку, R	Вероятные убытки, D	Сумма затрат на разведку и вероятных убытков, $R + D$
1	1,9	—	—	24	45,6	38	84,1
2	3,8	—	—	24	47,5	37	84,5
3	5,7	—	—	26	49,4	35	84,9
4	7,6	—	—	27	51,3	34	85,3
5	9,5	103	112,5	28	53,2	33	86,2
6	11,4	100	111,4	29	55,1	32	87,1
7	13,3	96	109,3	30	57,0	31	88,0
8	15,2	90	105,2	31	58,9	30	88,9
9	17,1	81	98,1	32	60,8	29	89,8
10	19,0	78	97,0	33	62,7	28	90,7
11	20,9	70	90,9	34	64,6	27	91,6
12	22,8	67	89,8	35	66,5	27	93,5
13	24,7	64	88,7	36	68,4	26	94,4
14	26,6	58	84,6	37	70,3	25	95,3
15	28,5	56	84,5	38	72,2	24	96,2
16	30,4	54	84,4	39	74,1	23	97,1
17	32,3	52	84,3	40	76,0	22	98,0
18	34,2	50	84,2	41	77,9	22	99,9
19	36,1	47	83,1	42	79,8	21	100,8
20	38,0	45	83,0	43	81,7	21	102,7
21*	39,9	43	82,9*	44	83,6	20	103,6
23	43,7	40	83,7	46	87,4	19	106,4

* Оптимальное число проб

При определении затрат на разведку в первом приближении принимается, что они прямо пропорциональны числу отобранных проб l . Исходя из этих данных составлена табл. 25.

Из табл. 25 видно, что оптимальное число валовых проб на этом месторождении составляет 19—21. При меньшей опробованности передавать месторождение в разработку рискованно, так как слишком велики вероятные убытки эксплуатации. При большом числе проб возрастают затраты на разведку.

Вопрос оптимизации разведки месторождений мог быть поставлен в рассматриваемом здесь виде сравнительно недавно, после развития методов исследования операций. Он еще не завершен и требует пристального внимания со стороны рудничных геологов и геологов-разведчиков.

ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

ГЛАВА VI

СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. ВАЖНЕЙШИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА

Все горные породы имеют определенное строение и свойства, оказывающие влияние на выбор способов и средств проведения горных выработок. Строение и свойства горных пород определяются влиянием на них различных физических, химических и механических воздействий во время и после их образования. Под строением горных пород понимают взаимосвязь частиц или зерен, составляющих их, форму, величину и расположение этих частиц в породе.

В зависимости от величины минеральных зерен породы делят на три класса: мелкозернистые (до 1 мм), среднезернистые (1—5 мм), крупнозернистые (более 5 мм). Зернистость оказывает большое влияние на сопротивляемость пород различным внешним воздействиям: чем меньше зернистость горной породы, тем она тверже и тем труднее ее добывать.

Сопротивляемость осадочных пород разрушающим усилиям, как правило, меньше, чем у изверженных пород, и зависит от направления действия этих усилий по отношению к плоскостям напластования. В каждой горной породе имеются отдельные места или направления, по которым сцепление между частицами ослаблено. В осадочных породах это плоскости напластования, способствующие разрушению массива породы на отдельные части.

К основным физико-механическим и технологическим свойствам горных пород относятся: твердость, трещиноватость, разрыхляемость, угол естественного откоса, устойчивость, вязкость, абразивность, буримость и удельный объем.

Твердость — это свойства горной породы оказывать сопротивление внедрению в нее инструмента или вдавливанию. Твердость горных пород указывает на их сопротивляемость разрушению при воздействии бурового инструмента и поэтому определяет

производительность бурильных машин, потребность в армировании бурового инструмента твердыми сплавами и т. п.

До настоящего времени нет единого, общепринятого физического толкования понятия твердости. В зависимости от того, вдавливается ли инструмент в породу при постепенно увеличивающейся нагрузке или же ударе, различают статическую и динамическую твердость. По этому вопросу в горнотехнической литературе опубликовано более тридцати методов и относительно большое количество приборов для определения твердости горных пород.

Статическая твердость горных пород может определяться различными методами вдавливания, получившими наиболее широкое применение в технике для измерений твердости различных материалов, особенно металлов.

Метод Бринелля — вдавливание стального закаленного шарика в образец горной породы действием заданной нагрузки в течение определенного времени. Наиболее распространенными стандартными условиями испытания по этому методу являются: нагрузка 3000 кг, диаметр шарика 10 мм и длительность выдержки под нагрузкой 10 сек.

Метод Роквелла — вдавливание специального наконечника действием двух последовательно прилагаемых нагрузок.

Метод Виккерса — вдавливание в образец горной породы правильной четырехгранной пирамиды с углом между противоположными гранями, равным 136° .

Метод микротвердости — вдавливание маленькой алмазной пирамидки стандартной формы при нагрузках от 2 до 200 г.

Метод Л. А. Шрейнера — вдавливание в образец горной породы закаленного цилиндрического штампа с плоским основанием. Штампы изготавливаются из стали или твердого сплава. Для пород с твердостью выше $400\text{--}500\text{ кг/мм}^2$ применяют штампы в виде усеченного конуса с углом при вершине не более 60° . Для проведения испытаний по этому методу необходимо изготовление образцов горной породы с двумя тщательно обработанными (шлифованными) плоскопараллельными поверхностями.

Метод Л. И. Барона и Л. Б. Глатмана — вдавливание цилиндрического штампа с плоским основанием диаметром 2—3 мм производится, в отличие от метода Л. А. Шрейнера, в нешлифованную (естественную) поверхность образца горной породы. Поскольку получаемые результаты существенно отличаются от результатов при вдавливании штампа по методу Л. А. Шрейнера, Л. И. Барон предложил этот показатель (твердость) именовать контактной прочностью (табл. 26).

Величина контактной прочности определяется по величине нагрузки в момент хрупкого разрушения (выкола лунки под штампом), отнесенной к площади штампа (в кг/мм^2). Этот метод испытаний применим для горных пород, имеющих при вдавливании штампа хрупкое разрушение, т. е. для подавляющего большинства пород, слагающих месторождения полезных ископаемых.

Агрегатная и контактная прочность горных пород

Породы	Агрегатная твердость (по Л. А. Шрейнеру)	Контактная прочность (по Л. И. Ба- рону)
	кг/см ²	
Доломитизированные известняки, кварцево-известковистые песчаники, мрамор кристаллический, филлиты	150—200	90—130
Окремненные сланцы, перидотиты, мартитовая руда плот- ная окварцованная, гранодиориты, метаморфизованные диориты	300—400	180—240
Плотный мелкозернистый джеспилит, пироксениты, гранит, кварциты, подвергшиеся выветриванию	400—500	250—300
Габбро, массивные мелкозернистые диориты	500—600	300—360
Железистые кварциты, плотные массивные базальты	600—700	360—420
Плотные и вязкие кварциты	700	420

Между показателями контактной прочности и твердости (по Л. А. Шрейнеру) имеется корреляционная связь, выражаемая, по предварительным данным (Л. И. Барона), прямолинейной зависимостью

$$P_k = 0,62H_{ш}, \quad (28)$$

где P_k — контактная прочность, кг/мм²,
 $H_{ш}$ — твердость (по Л. А. Шрейнеру), кг/мм².

Динамическая твердость горных пород может быть определена различными методами с помощью склероскопов, ударников и других приборов. В настоящее время самым распространенным является метод Шора, заключающийся в том, что на поверхность испытуемой горной породы с определенной высоты сбрасывается боек со сферическим алмазным наконечником. За показатель твердости принимается высота отскока бойка. Указанные испытания проводятся на склероскопе, не дающем абсолютных значений твердости. Каждый склероскоп имеет самостоятельную шкалу и показывает величины упругой отдачи, которые используются для косвенного сравнения твердости различных пород. В СССР применяется прибор ШРС, изготовленный по типу склероскопа Шора.

Известен также склероскоп Тархова, в котором вместо алмазного бойка применен стальной шарик. Так как за меру упругости пород иногда принимается коэффициент отскока, определяемый на склероскопе Тархова, то это говорит о том, что параметры упругости и динамической твердости близки между собой. Аналогичный прибор был применен В. П. Шубиным для определения твердости каменного угля, только его рабочим органом является конус из закаленной стали с углом конусности 90°.

Известно также несколько других приборов, служащих для оп-

ределения твердости горных пород методом упругого отскока непосредственно в забое.

Широкое распространение на дорожном строительстве получил динамический ударник ДорНИИ, который удобен также и для применения в шахтных условиях. Ударник ДорНИИ представляет собой простейший прибор в виде цилиндрического стрежня с поперечным сечением 1 см^2 , по которому перемещается груз постоянного веса. Падая, груз ударяется об упорную шайбу стержня и заставляет пуансон, которым оканчивается стержень, внедряться в породу. Длина пуансона 10 см. Так как энергия одного удара постоянна, за показатель твердости принимается число ударов, необходимых для внедрения в испытываемую породу пуансона определенной длины. Параметры ударника ДорНИИ могут меняться в зависимости от твердости испытываемых пород. На аналогичном принципе разработан и прибор ВНИМИ.

Трещиноватость горных пород определяется характером и количеством трещин в них. По трещиноватости горные породы делятся на нетрещиноватые, или монолитные (плотные), — при отсутствии видимых трещин; слабой трещиноватости — при расстоянии между трещинами более 0,5 м; средней трещиноватости — от 0,3 до 0,5 м; весьма трещиноватые — от 0,1 до 0,3 м. Для разрушения пород их трещиноватость имеет большое практическое значение: чем больше трещиноватость, тем легче порода разрушается. Однако трещиноватость пород может и осложнять работу. Так, если направление трещин совпадает с направлением пробуриваемого шпура, то может произойти заклинивание бура и на его извлечение необходимо затратить дополнительное время. Если при взрывании заряда в шпуре газы, образующиеся при взрыве, уходят по трещинам, то эффективность взрыва резко снижается. Знание трещиноватости горных пород позволяет правильно решать вопрос крепления выработки, а также выбирать наиболее рациональные способы ведения горных работ.

Разрыхляемость — свойство породы занимать больший объем в разрушенном состоянии, чем в массиве. Это свойство зависит от структуры и степени измельчения породы при выемке. Разрыхляемость характеризуется коэффициентом разрыхления, показывающим, во сколько раз объем раздробленной породы увеличивается по сравнению с первоначальным ее объемом в массиве. Одна и та же порода может иметь различный коэффициент разрыхления в зависимости от размеров ее кусков в разрушенном состоянии. При большой крупности кусков разрыхленной породы коэффициент разрыхления будет большим, чем для той же породы с преобладанием небольших кусков. Наиболее сильно разрыхляется порода в момент ее добычи — в ковше экскаватора; при погрузке в вагон из-за уплотнения коэффициент разрыхления уменьшается. В табл. 27 приведены значения коэффициента разрыхления для некоторых пород, принимаемые при экскаваторных работах.

Коэффициенты разрыхления некоторых пород

Породы	Объемный вес в целлюлозе	Коэффициент разрыхления		
		в ковше экскаватора	в вагоне	в отвале
Легкие	1,5—1,7	1,2	1,15	1,1
Средние	1,8	1,5	1,3	1,15
Тяжелые	1,9—2,8	1,9	1,5	1,25

Если порода, отделенная от массы, будет лежать в куче, со временем под влиянием собственного веса произойдет некоторая ее усадка, и она будет занимать объем больший, чем в массе, но уже меньше того, который был получен сразу же после отделения ее от массива. Разрыхляемость горных пород, полученную сразу после отделения их от массива, называют первичной, а разрыхляемость после усадки — остаточной. Первичный коэффициент разрыхления показывает, во сколько раз увеличился объем породы после ее отбойки. Коэффициенты разрыхления горных пород приведены в табл. 28.

Т а б л и ц а 28

Коэффициенты разрыхления горных пород

Породы	Коэффициент разрыхления	
	первичный	остаточный
Песок, суглинок	1,10—1,20	1,01—1,03
Растительный грунт	1,20—1,30	1,03—1,04
Жирная глина, крупный гравий, тяжелый суглинок	1,24—1,30	1,04—1,07
Мягкие мергели	1,33—1,37	1,11—1,15
Глинистые сланцы, относительно мягкие скальные породы	1,35—1,45	1,10—1,20
Скальные породы средней крепости	1,40—1,60	1,20—1,30
Крепкие и весьма крепкие скальные породы	1,45—1,80	1,25—1,35

Угол естественного откоса — это угол, образованный свободной поверхностью рыхлой горной породой с горизонтальной плоскостью. Угол естественного откоса связан с коэффициентом трения и зависит от шероховатости зерен, степени их влажности, гранулометрического состава и формы, а также от удельного веса горной породы. Разные породы образуют различный по величине угол естественного откоса (табл. 29).

Устойчивость — это способность массива горной породы, подработанного (обнаженного) снизу или сбоку, не обрушаться в течение определенного времени. При выборе систем разработки и установлении размеров очистных выработок устойчивость горных пород имеет большое значение. Одни породы не допускают обна-

Углы естественного откоса некоторых пород (в град)

Порода	Сухая	Влажная	Мокрая
Песок	28—35	30—40	22—27
Суглинок	40—50	35—40	25—30
Глина жирная	40—45	35	15—20
Разрушенные скальные породы различной кусковатости	32—45	36—48	30—40

жения и требуют установки крепи немедленно вслед за незначительной их подработкой; другие породы допускают обнажение снизу на огромной площади и простоят, не обрушаясь, длительное время (месяцами и годами); некоторые породы нуждаются в поддержании лишь в отдельных местах; другие — обрушаются сразу или через короткое время после их обнажения на небольшой площади.

Большое влияние на устойчивость кровли имеет направление трещин отдельности, а также обводненность пород. Особенно неустойчива кровля, когда направление трещин параллельно кровле. Показатели устойчивости горных пород, которые позволили бы определить величину допускаемого обнажения и давления горной породы на крепь, пока не установлены.

По степени устойчивости горные породы можно разделить на следующие четыре группы: 1) слабые и неустойчивые, исключаящие разработку без крепления обнаженной кровли; 2) средней устойчивости, позволяющие работу с незакрепленной кровлей на площади 4—10 м²; 3) устойчивые, допускающие незакрепленные площади обнажения 100—200 м²; 4) весьма устойчивые, при которых незакрепленная площадь достигает 800—1000 м² и более.

Вязкость — это свойство горной породы оказывать сопротивление силам, стремящимся разъединить ее частицы. Вязкость при горных работах оценивается сопротивлением, оказываемым при отделении от массива некоторой части породы. Степень вязкости характеризует величину сил сцепления между частицами породы. Чем более вязки породы, тем более трудны они для отбойки (буровые и взрывные работы). В то же время вязкие породы более устойчивы и, таким образом, более благоприятны с точки зрения безопасности работ на уступах. У вязких пород безопасная высота уступа может быть больше, чем у породы с меньшей вязкостью.

Большое значение вязкость имеет при ведении взрывных работ, так как более вязкие породы требуют большего расхода взрывчатых веществ. Наибольшей вязкостью обладают породы, в которых связующим (цементирующим) веществом служит кварц, а меньшей — известняк. Если вязкость известняка принять за единицу, то вязкость мрамора составит 0,7, песчаника и сланца 1,1, гранита 1,3, габбро 1,6, кварцита 1,9 и базальта 2,2.

Абразивность — это способность горной породы изнашивать при трении инструмент (металлы, твердые сплавы и другие твердые тела). Абразивность оценивают по износу материала, контактирующего с горной породой. К среднеабразивным породам относятся: песчаники кварцевые и аркозовые, мелкозернистые диабазы, плавленный базальт, жильный кварц, кварцево-сульфидные жилы; окварцованные известняки, крупнозернистый пирит. Высокоабразивными породами являются порфириды, диориты, граниты, гранитондные нефелиновые сиениты и в высшей степени абразивными — корундосодержащие породы.

Буримость — это степень относительной сопротивляемости горной породы разрушению инструментом в процессе бурения. В качестве единицы измерения (показателя) буримости принимают либо длину шпура, пробуренного за 1 мин чистого времени бурения при определенных (стандартных) условиях, либо число минут чистого времени бурения 1 м шпура также при стандартных условиях.

Буримость горной породы определяют применительно к каждому виду бурения и типу бурового инструмента. Следовательно, единой шкалы буримости горных пород не может быть. В современной практике основным методом определения буримости горной породы является метод обуривания забоев в производственных условиях. Осуществляют обуривание забоев в соответствии с определенной инструкцией, соблюдая установленные параметры испытаний.

Удельный вес — сила притяжения единицы объема вещества к Земле — может быть определен как произведение величин плотности вещества (кг/м^3 справочная величина) на истинное ускорение притяжения (м/сек^2) в точке измерения. Удельный вес, или минералогическую плотность, горной породы можно рассматривать как отношение веса твердой фазы к объему. Удельный вес горных пород зависит от удельного веса слагающих ее минералов, химического состава и структуры. Удельный вес большинства минералов практически равен их объемному весу. Удельный вес пород всегда больше их объемного веса. Для пористых минералов, какими являются горные породы, следует различать их объемный и удельный вес, первый представляет собой отношение веса к общему объему, включая объем содержащихся в горной породе пор, а второй — к объему только твердой фазы.

В системе СИ единицей измерения удельного и объемного веса является н/м^3 , или $\frac{\text{кг} \cdot \text{м/сек}^2}{\text{м}^3} = \text{кгм}^{-2} \cdot \text{сек}^{-2}$, в технической системе кгс/м^3 и внесистемной единицей, широко распространенной на практике, гс/см^3 .

Значение удельного и объемного весов в горном производстве заключается в том, что эти показатели определяют объем горных работ (транспортирование пород, их складирование, отвалообразование и т. п.) и параметры горного оборудования.

§ 2. КЛАССИФИКАЦИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

В настоящее время наиболее распространена классификация горных пород М. М. Протоdjяконова, составленная им в 1910 г. (табл. 30). Он разделил горные породы по крепости на 10 категорий по степени сопротивления сжатию. Так как горные породы по физическим свойствам очень разнообразны, классификация составлена по средним данным огромного числа наблюдений. Эта шкала явилась первой научно обоснованной классификацией горных пород по крепости (добываемости). Она прочно вошла в отечественную практику горного дела и широко применяется в ряде зарубежных стран. По этой классификации показателем крепости пород служит так называемый коэффициент крепости f .

Численное значение коэффициента крепости породы, являющееся отвлеченной величиной, представляет собой одну сотую временного сопротивления горной породы раздавливанию, или каждая единица в значении коэффициента крепости породы соответствует сопротивлению на одноосное сжатие в 100 кг/см^2 .

Коэффициент крепости

$$f = \frac{\sigma_{\text{сж}}}{100}, \quad (29)$$

где $\sigma_{\text{сж}}$ — временное сопротивление породы сжатию, кг/см^2 .

Так, например, коэффициент крепости глинистых сланцев равен 5. Это значит, что величина временного сопротивления глинистых сланцев составляет $100 \times 5 = 500 \text{ кг/см}^2$. При разработке очень крепких гранитных пород с временным сопротивлением сжатию 1500 кг/см^2 .

$$f = \frac{1500}{100} = 15.$$

Коэффициент крепости дается для пород, находящихся в плотном состоянии. Поэтому при выборе его численного значения следует учитывать физическое состояние породы и сравнивать ее по крепости с другими перечисленными в табл. 31 породами. Все разрушенные, трещиноватые, выветренные, близкие к поверхности земли породы рекомендуется относить к категориям пород с более низким коэффициентом крепости.

Коэффициент крепости коррелирует со всеми видами механического разрушения пород. По коэффициенту крепости выбирают почти все механические средства разработки месторождения, рассчитывают прочность горных выработок и виды крепей, определяют параметры буровзрывных работ и т. п.

Классификация М. М. Протоdjяконова применяется для ориентировочной оценки пород и при укрупненных проектных и сметных расчетах. Для оперативного нормирования эта классификация не может быть применена, потому что коэффициенты крепости пород при различных производственных процессах не всегда правильно отражают количественную оценку по отдельным процессам. Для

Классификация горных пород по М. М. Протодыякову

Категория	Степень крепости	Породы	Коэффициент крепости f	Временное сопротивление сжатию, кг/см ²
I	В высшей степени крепкие	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы	20	2000
II	Очень крепкие	Очень крепкие гранитные породы: крепкий гранит, кремнистый сланец. Менее крепкие, чем указано выше, кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки	15	1500
III	Крепкие	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды	10	1000
IIIa	Крепкие	Известняки (крепкие). Некрепкий гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор. Доломит. Колчеданы	8	800
IV	Довольно крепкие	Обыкновенный песчаник. Железные руды	6	600
IVa	То же	Песчанистые сланцы. Сланцевые песчаники	5	500
V	Средние	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий песчаник и известняк, мягкий конгломерат	4	400
Va	»	Различные сланцы (некрепкие), плотный мергель	3	300
VI	Довольно мягкие	Мягкий сланец. Очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт, антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, цементированная галька и хрящ, каменистый грунт	2	200
VIa	То же	Щебенистый грунт. Разрушенный сланец, слежавшаяся галька и щебень, крепкий каменный уголь. Отвердевшая галька	1,5	—
VII	Мягкие	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь. Крепкий нанос, глинистый грунт	1,0	—
VIIa	»	Легкая песчанистая глина, лёсс, гравий	0,8	—
VIII	Землистые	Растительная земля. Торф, легкий суглинок. Сырой песок	0,6	—
IX	Сыпучие	Песок, осыпи, мелкий гравий, насыпная земля, добытый уголь	0,5	—
X	Плывучие	Плывуны, болотистый грунт, разжиженный лёсс и другие разжиженные грунты	0,3	—

Сравнение классификации горных пород

Классификация пород по М. М. Прото- дьяконову		Классификация пород по ЕНВ и Р-60
категория	коэффициент <i>f</i>	класс
I	20	XVI—XV
II	15	XIV—XIII
III	10	XII—XI
IIIa	8	X
IV	6	IX
IVa	5	VIII
V	4	VII
Va	3	VII—VI
VI	2	VI
VIa	1,5	VI—V
VII	1,0	V
VIIa	0,8	IV
VIII	0,6	III
IX	0,5	II
X	0,3	I

оперативного нормирования буровзрывных работ чаще пользуются отраслевыми классификациями по буримости, взрываемости и экскавации. Сравнение шкал классификаций М. М. Прото-дьяконова и ЕНВ и Р—60 приведено в табл. 31. Из других следует указать на действующую в настоящее время классификацию горных пород по удельной работе бурения, разработанную Центральным бюро промышленных нормативов по труду (ЦБПНТ) и утвержденную Государственным комитетом Совета Министров СССР по вопросам труда и заработной платы.

Для определения категории буримости горных пород необходимо знать скорость бурения для каждой категории буримости, которая зависит от ряда технических условий. При определении категории буримости горных пород, при бурении шпуров и скважин различными бурильными машинами и станками следует пользоваться инструкцией, разработанной ЦБПНТ.

ГЛАВА VII

БУРОВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

Эксплуатационные работы на месторождениях горного хрусталя ведутся с применением всех современных средств механизации буровзрывных работ, которые могут быть использованы в соответствующих условиях. Только разборка хрусталеносных полостей производится отбойным молотком и вручную.

На месторождениях горного хрусталя с часто встречающимися мелкими полостями применение буровзрывных работ еще более затруднительно и ограничивается отдельными взрывами мелких рядов в мелких шпурах. Поэтому отбойка горной массы на подземных и открытых очистных работах осуществляется с применением метода шпуровых зарядов, а на вскрышных работах — с применением метода скважинных зарядов.

Однако следует отметить, что успех в проведении горноподготовительных, нарезных, вскрышных и добычных работ в значительной мере зависит от правильного ведения буровзрывных работ, которые занимают 30—60% продолжительности цикла. Кроме того, как и к любому процессу технологии, к буровзрывным работам предъявляются экономические требования: стоимость их должна быть минимальной. При расчете экономических показателей необходимо учитывать не только стоимость производства собственно буровзрывных работ, но и влияние их в той или иной степени на связанные с ними отдельные процессы горных работ — экскавацию и транспортировку. От качества подготовки забоя в значительной мере зависит производительность экскаваторов и использование транспортного оборудования.

При разработке месторождений горного хрусталя буровзрывные работы можно разбить на три последовательные операции: 1) бурение шпуров и скважин, 2) зарядание шпуров и скважин, 3) взрывание шпуров и скважин. Осуществляются буровзрывные работы следующими методами: шпуровой отбойки, скважинной отбойки, камерных и открытых зарядов.

§ 2. ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ОПЕРАЦИИ

1. Бурение шпуров и скважин

При разработке месторождений горного хрусталя бурение шпуров на подземных и открытых работах осуществляется пневматическими бурильными машинами (перфораторами). В зависимости от массы и условий применения они делятся на три группы: ручные, колонковые и телескопные (табл. 32, 33, 34).

Таблица 32
Техническая характеристика пневматических ручных перфораторов

Показатели	Марка				
	ПР-12	ПР-20	ПР-25	ПР-30К	ПР-18ЛУ
Масса, кг	12,5	20	25	30	22
Число ударов, мин	1900	1900	1900	1600	2400
Энергия удара, кг·м	3,15	4,0	5,8	6,0	4,0
Давление сжатого воздуха, кг/см ²	5	5	5	5	5
Расход сжатого воздуха, м ³ /мин	2,0	2,5	3,0	4,0	2,5
Размер буровой штанги в поперечнике, мм	19	19	25	25	25

Техническая характеристика колонковых перфораторов

Показатели	Марка			
	КС-50	ПК-3	ПК-5	ПК-9
Масса, кг	50	30	42	60
Давление сжатого воздуха, кг/см ²	5	5	5	5
Диаметр воздушного шланга, мм	25	25	32	38
Расход воздуха, м ³ /мин	4,5	3,5	4,5	7,1
Диаметр буровой коронки, мм	65	52	65	85
Мощность перфоратора, л. с.	3,5	3,35	5,3	8,5
Энергия удара, кг·м	9,0	5,3	9,25	15,0
Частота ударов поршня в 1 мин	1600	2300	2600	2600
Нормальное усилие подачи (угол бурения = 0), кг	90	115	110	260
Глубина бурения, м	15	6	12	25

Таблица 34

Техническая характеристика пневматических телескопных перфораторов

Показатели	Марка				
	ПТ-45К	ПТ-2	ПТ-36	ПТ-3	ПТ-5
Масса, кг	45	30	47	38	48
Давление воздуха, кг/см ²	5	5	5	5	5
Диаметр воздушного шланга, мм	25	25	25	25	25
Диаметр водяного шланга, мм	13	13	13	13	13
Диаметр буровой стали, мм	25	25	25	25	25
Диаметр буровой коронки, мм	65	50	65	65	85
Энергия удара, кг·м	6,0	4,0	9,0	5,0	9,25
Частота ударов поршня в 1 мин	1600	2300	2800	2300	2300
Мощность перфоратора, л. с.	1,85	2,12	3,8	3,5	5,3
Расход воздуха, м ³ /мин	3,2	2,8	2,8	3,5	4,5
Расход воды, л/мин	4,0	4,0	4	4,0	5,0
Глубина бурения, м	8	5	10	10	15
Усилия подачи, кг	115	95	180	115	160

В настоящее время отечественными заводами серийно выпускается более десяти моделей ручных пневматических перфораторов различных марок. Ручные перфораторы ПР-30К и ПА-23К предназначены для работы в крепких породах; ПР-30ЛУ, ПР-24ЛУ и ПР-18ЛУ — для работы в породах средней крепости.

Разработанный типаж предусматривает выпуск четырех типоразмеров ручных перфораторов: ПР-30, ПР-25 (ПР-25Л), ПР-20 (ПР-20Л), ПР-12 и колонковых перфораторов: ПР-3, ПК-5, ПК-5М и ПК-9.

Вместо выпускаемых разнообразных конструкций телескопных

перфораторов предусмотрен выпуск всего трех типов: ПТ-2, ПТ-3 и ПТ-5.

Перфораторы ПТ-2 и ПТ-3 предназначены для бурения шпуров в породах средней крепости и крепких глубиной до 6 м. Для бурения шпуров и скважин глубиной до 12 м в породах любой крепости служит перфоратор ПТ-5.

В последние годы на некоторых рудниках Советского Союза утвердилась отбойка шпурами уменьшенного диаметра — до 32—36 мм. Для этой цели применяется высококачественная буровая сталь диаметром 19 и 22 мм. Наибольшую стойкость показали буровые штанги этого диаметра, изготовленные из легированной стали 30ХГСФА и упрочненные обкаткой роликами, и из стали 55-С-2М. Определены также и наиболее эффективные типы и конструкции коронок. Многочисленными исследованиями и практикой установлено, что скорость бурения шпуров уменьшенным диаметром по сравнению со скоростью бурения шпура диаметром 40—42 мм возрастает в 1,7—2,3 раза.

В настоящее время по основным показателям наилучшие результаты дают коронки с прерывистым лезвием, с боковой и центральной промывкой.

По сравнению с коронками со сплошным лезвием коронки с прерывистым лезвием (того же диаметра) имеют показатели по скорости бурения примерно на 25—30% выше.

При отбойке шпурами уменьшенного диаметра применяются новые мощные ВВ — детониты. При их применении расход ВВ и шпурометров на 1 м³ отбитой горной массы сокращается примерно на 18—20%.

Следует заметить, что в полной стоимости очистной выемки на подземных работах стоимость бурения занимает в среднем от 10 до 30%, а в целом стоимость отбойки колеблется в пределах 15—50% (в зависимости от крепости породы и применяемой системы разработки). В стоимости бурения основная и дополнительная заработная плата рабочих составляет около 60—70%, стоимость сжатого воздуха — не более 12—18%, а стоимость коронок, твердого сплава и буровой стали — 10—15%; амортизация бурильной машины (перфоратора) — примерно 2—3%.

Принципиально новое направление в механизации проходки горных выработок — внедрение буровых кареток в комплексе с погружно-доставочными машинами. За последние годы на горные предприятия поступают самоходные буровые каретки и установки для бурения шпуров.

Применяемые буровые каретки перемещаются по подошве выработок при угле наклона до 15—20°. Установки оборудованы бурильными машинами БУ-1, БКГ, БГА-1 и КБШ, подачиками и манипуляторами, позволяющими бурить шпуры как в горизонтальном, так и в наклонном направлении.

Бурение — наиболее трудоемкий процесс, занимающий до 40%

общих затрат труда при добыче полезных ископаемых открытым способом.

Вращательное бурение скважин твердосплавными коронками диаметром 60—85 и 110 мм находит широкое применение в породах с коэффициентом крепости до 8 по шкале М. М. Протодяконова. Для этой цели применяются легкие буровые станки АБВ-1, АБВ-2, АБВ-3М и др., обеспечивающие производительность бурения 15—40 м/смену.

Для расширения области применения шарошечного бурения промышленность выпускает серийно штыревые шарошечные долота диаметром 112, 97 и 76 мм, предназначенные для бурения крепких пород. В настоящее время множество станков шарошечного бурения различных марок успешно эксплуатируются на карьерах страны. Каждый станок шарошечного бурения заменяет 5—6 станков ударно-канатного бурения, при этом производительность труда бурильщика возрастает в 3—4 раза.

Для бурения пород высокой абразивности с коэффициентом крепости 16—20 выпускаются станки с погружными пневмударниками (перфораторами) типа 1СБУ-125 и др. для бурения скважин диаметром 100—108 мм. Следует заметить, что наиболее широко используется пневмударник М-1900, разработанный более 12 лет назад. В последнее время создан более мощный пневмударник М-48, который обеспечивает производительность бурения на 40—70% выше, чем пневмударник М-1900. Создание работоспособных погружных пневмударников уменьшенного диаметра пока затруднено.

В последнее время как в нашей стране, так и за границей созданы буровые агрегаты вращательно-ударного действия с независимым вращением бура и выносными пневматическими молотками, отличительной особенностью которых является разделение ударного и вращательного механизма. Старо-Оскольский механический завод выпускает буровые станки ВП-80 с независимым вращением коронки, предназначенные для обуривания полных круговых (как вертикальных, так и горизонтальных) вееров скважин диаметром 55—80 мм и глубиной до 40 м.

Алмазное бурение взрывных скважин в отечественной практике частично применяется для отбойки руды на ряде рудников.

Практика внедрения алмазного бурения показывает, что эффективность этого вида бурения значительно повышается, если применять ориентированную в направлении максимального вектора твердости вставку алмазов. Производительность бурения 15—20 м за 1 станко-смену и стойкость коронки 20—25 м являются вполне приемлемыми для алмазного способа на данном уровне его развития. В Советском Союзе для алмазного бурения скважин серийно выпускается несколько моделей станков: СБА-500 (коронка $\varnothing 146$ мм), типа ЗИФ (коронка $\varnothing 131$ мм), БСК-2М-100 (коронки $\varnothing 92—36$ мм), ГП (коронки $\varnothing 36, 46, 66$ мм), СВБ-1 (коронки $\varnothing 75—100$ мм), САБ-2 (коронки $\varnothing 36, 46, 59$ мм) и др. (табл. 35).

Станки вращательного бурения

Показатель	Модель		
	ГП-1	СВВ-1	СВВ-2
Глубина бурения, м	100	50	100
Диаметр скважин, мм	36; 46; 66	75—100	36; 46; 59
Угол наклона бурения, град	0—360	80—90	0—360
Скорость вращения шпинделя, об/мин	250; 458; 710	180	250; 500; 750; 1000; 1500
Ход шпинделя, мм	400	450	400
Максимальное давление на забой скважины, кг	800	1200	До 1500
Подача инструмента	Винтовая	Рычажная	Гидравлическая
Мощность электродвигателя, квт	3,5	10,0	4,5
Основные размеры, мм			
высота	1500—20000	1550	1780
длина	1000—800	1550	1430
ширина	900—700	800	1100
Масса, кг	360—300	1000	376

2. Заряжание шпуров и скважин

При заряжании шпуров, пробуренных в породах крепких и весьма крепких, необходимо добиваться максимального коэффициента заряжания. Большое значение имеет тщательная очистка шпура от буровой муки или бурового шлама. Плохо очищенный шпур снижает эффективность работ и повышает опасность их выполнения. Заряды ВВ в шпуре размещают

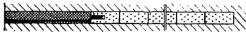


Рис. 26. Расположение заряда ВВ в шпуре

различными способами и разделяют на сосредоточенные, рассредоточенные и котловые. При разработке месторождений горного хрусталя применяется в основном первый способ. При сосредоточенном расположении заряда патроны ВВ закладывают в шпур вплотную друг к другу. При этом боевой патрон располагается в заряде, как указано на рис. 26.

Существуют самые различные взгляды на эффективность взрывных работ при расположении инициатора в шпуровом заряде. Объясняется это тем, что в результате недостаточно ясных и подчас противоречивых представлений о механизме разрушения окружающей среды взрывом такому важному параметру конструкции заряда, как местоположение инициатора в нем, долгое время не уделяли должного внимания.

В «Единых правилах безопасности при взрывных работах»

(1968 г., § 173) указывается, что «патрон-боевик должен быть расположен первым от устья шпура. Электродетонатор необходимо помещать в ближайшей к устью шпура части патрона-боевика так, чтобы дно гильзы электродетонатора было направлено ко дну шпура. Допускается расположение патрона-боевика с электродетонатором первым от дна шпура; при этом дно гильзы электродетонатора должно быть направлено к устью шпура. Возможность обратного инициирования при огневом взрывании устанавливается руководителями предприятий по согласованию с местными органами Госгортехнадзора».

При заряджании шпуров патроны ВВ с предварительно оторванной на их торцах оберткой проталкивают в шпур по одному при помощи забойника, представляющего собой деревянную или алюминиевую цилиндрическую палку диаметром немного меньше диаметра шпура. Для заряджания глубоких шпуров применяется составной забойник. Для обеспечения надежности взрыва заряда ВВ при любом способе взрывания применяются патроны-боевики.

Следует заметить, что (согласно «ЕПБ при взрывных работах», 1968, § 104—120) в подземных выработках патроны-боевики для шпуровых зарядов должны изготавливаться только на месте взрывных работ перед заряджанием в количестве, требующемся лишь для взрывания зарядов в данном приеме. В карьере патроны-боевики изготавливаются на месте производства взрывных работ, на расстоянии не менее 50 м от места зарядки. Зажигательные и контрольные трубки необходимо изготавливать в отдельном помещении здания подготовки взрывчатых материалов (ВМ), отделенном от помещения подготовки ВВ стеной толщиной не менее 25 см из негоряемого материала или покрытой негоряемой краской, а в подземных складах — в камерах для изготовления зажигательных трубок. Запрещается производить эту работу в помещениях для хранения или выдачи ВМ, в жилых помещениях и на месте производства взрывных работ. Во время изготовления трубок запрещается присутствие посторонних.

Каждый круг огнепроводного шнура тщательно осматривают и с обоих концов отрезают по 5 см во избежание отказов вследствие возможного отсырения или высыпания сердцевины шнура на концах круга. Оставшуюся часть шнура разрезают на требуемые отрезки. Резать огнепроводный шнур разрешается острыми инструментами — ножом, тесаком и т.п. Допускается одновременно резка нескольких ниток однопроводного шнура, сложенных в пучок.

При резке огнепроводного шнура на столе не должны находиться капсулы-детонаторы, а при соединении шнуров с капсулами-детонаторами — режущие инструменты. В процессе резания огнепроводный шнур необходимо тщательно осматривать; участки шнура с утолщением или утонением, нарушения целостности оболочки, смятие и другие наружные недостатки следует вырезать.

Для зажигательных трубок применяются шнуры не короче 1 м

и не длиннее 10 м, чтобы обеспечить безопасную работу взрывников. Длина зажигательных трубок для зарядов всей серии должна быть одинаковой. Один срез огнепроводного шнура делают прямым (для введения в капсуль-детонатор), а другой — косым (для удобства зажигания).

Перед изготовлением зажигательной трубки проверяют исправность каждого капсуля-детонатора. Каждый капсуль-детонатор должен быть осмотрен на чистоту внутренней поверхности гильзы и отсутствие внутри нее каких-либо частиц; при наличии частиц последние удаляют только путем осторожного постукивания открытым дульцем капсуля-детонатора о ноготь пальца. Запрещается извлекать из гильзы капсуля-детонатора соринки введенным в нее каких-либо приспособлений, а также выдуванием.

Огнепроводный шнур должен вводиться в капсуль-детонатор до соприкосновения с чашечкой последнего прямым движением без вращения шнура или детонатора, чтобы не вызвать трения, от которого капсуль-детонатор может взорваться. Шнур должен надежно закрепляться в дульце капсуля.

Закрепление капсуля-детонатора с огнепроводным шнуром разрешается:

а) при металлической гильзе капсуля — путем обжатия края гильзы у дульца при помощи специального обжима; запрещается надавливать обжимом на то место капсуля-детонатора, где помещается взрывчатый состав;

б) при бумажных гильзах — при помощи специальных приборов, допущенных Госгортехнадзором союзных республик, или путем обматывания конца огнепроводного шнура прорезиненной лентой (ниткой или бумажной лентой) до размеров внутреннего диаметра капсуля-детонатора с последующим прямым (без вращения) вводом его в дульце капсуля или путем затягивания ниткой или шпагатом дульца гильзы детонатора.

Изготовленные зажигательные трубки необходимо сортировать по длине и сворачивать в круг, а контрольные — связывать в пачки шпагатом. При изготовлении патрона-боевика, прежде чем делать в нем углубление для детонатора или детонирующего шнура, бумажную оболочку на торце патрона нужно развернуть. Края оболочки затем должны быть собраны в складки и завязаны шпагатом вместе с огнепроводным шнуром, проводами электродетонатора или детонирующим шнуром. При этом детонатор необходимо вводить на его полную длину, независимо от применяемого ВВ.

При электрическом взрывании разрешается прокалывать торец патрона иглой из материалов, не дающих искр, не разворачивая бумажную оболочку, и осуществлять крепление электродетонатора накидыванием петли проводов на конец патрона-боевика.

При зарядах ВВ, воспламеняющихся от искры, огнепроводный шнур зажигательной трубки не должен соприкасаться с ВВ заряда. Патроны-боевики из прессованного аммонита разрешается изготавливать только из патронов с гнездами заводского изготовле-

ния; расширять и углублять гнезда категорически запрещается.

Патроны порошкообразных ВВ в мягкой оболочке до ввода в них детонаторов или детонирующего шнура необходимо разминать. При работе в мокрых условиях следует применять двойной асфальтированный огнепроводный шнур или шнур в полихлорвиниловой оболочке. Место ввода детонатора или детонирующего шнура в патрон ВВ изолируется специальной мастикой или прорезиненной липкой лентой. При оболочке патрона из бумаги или хлопчатобумажной ткани разрешается обматывать детонирующий шнур вокруг боевика.

При зарядании скважины необходимо сначала определить конструкцию заряда, располагаемого в скважине. Конструкция заряда должна соответствовать горногеологическим условиям и обеспечивать равномерное измельчение пород. Независимо от того, какой будет заряд — сплошной или прерывный (рис. 27, 28), усиленная часть его должна находиться там, где предполагается наибольшее сопротивление породы или наиболее крепкая порода.

Перерывы заряда рекомендуется устраивать в местах, где скважина находится ближе всего к стенке уступа или при наличии в этом месте трещиноватости (возможность утечки газов взрыва). Если скважина пробурена в породах с ясно выраженной горизонтальной слоистостью, то отдельные части заряда следует размещать в более крепких слоях породы.

Перед заряданием поверхность уступа в радиусе не менее 0,7 м от устья каждой скважины должна быть очищена от обломков породы, посторонних предметов, мусора и пр. Перед заряданием скважины тщательно очищают от шлама промывкой, продувкой или при помощи желонки; глубину скважины и чистоту ее очистки проверяют шаблоном или составным забойником. При наличии в скважине воды или жидкого шлама необходимо перед заряданием осушить скважину при помощи желонки или путем взрывания небольших зарядов ВВ из расчета 0,3—0,5 кг ВВ на 1 м высоты столба воды в скважине. Осушение скважины путем взрывания может быть разрешено только в том случае, если на площадку не доставлено ВВ для основного взрыва.

При размещении в скважине заряд ВВ следует распределять таким образом, чтобы верхняя часть его не находилась от устья скважины на расстоянии более близком, чем устье скважины нахо-

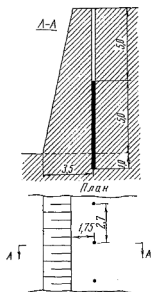


Рис. 27. Расположение сплошного заряда в скважине

дится от верхней кромки уступа. В противном случае возможно образование воронки в верхней части заряда с выбросом вверх без необходимого действия взрыва на стенку уступа.

Диаметр патрона должен быть около 0,85 фактического диаметра скважины, а масса каждого патрона не должна превышать 15 кг (для удобства заряжания).

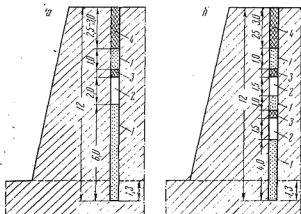


Рис. 28. Конструкция зарядов с одним (а) и двумя (б) воздушными промежутками

1 — основная и дополнительная часть заряда; 2 — воздушный промежуток; 3 — бумажный пыж; 4 — забойка на рудной мелочи

Следует заметить, что взрывать несколько скважинных зарядов разрешается только детонирующим шнуром или электрическим способом; при глубине скважин более 15 м обязательно дублирование сети. Дублирование взрывной сети огнепроводным шнуром не разрешается. Патроны опускаемые в скважину, должны иметь прочное веревочное ушко. Опускать такие патроны в скважины разрешается только при помощи прочной веревки или шпата, снабженных крючком, легко освобождающимся от ушка патрона после его опускания.

При взрывании скважин детонирующим шнуром его пропускают вдоль всего заряда до дна скважины. Для этого конец детонирующего шнура привязывают к первому патрону, опускаемому в скважину, а при зарядании скважин россылью — к камню. Если в скважине имеется постоянный приток воды, то часть заряда, которая может быть замочена, должна быть составлена из водостойчивых сортов ВВ; при применении неводостойчивых ВВ последние должны быть помещены во влагонепроницаемые оболочки.

Для улучшения обеспечения передачи детонации на каждый узел детонирующего шнура можно насыпать 100—200 г порошко-

образного аммонита или привязать к узлу патрон ВВ (без капсюля).

При взрывании рассредоточенных зарядов каждая часть их должна иметь самостоятельный патрон-боевик, а промежутки между частями заряда остаются воздушными или заполняются материалом забойки (см. рис. 28). Внедрение таких зарядов способствует улучшению общих технико-экономических показателей работ карьера.

3. Забойка шпуров и скважин

Как известно, заряд занимает лишь часть шпура. Свободная от заряда часть колеблется обычно от 0,3 до 0,6 длины шпура и примерно на 10—15% превышает длину линии наименьшего сопротивления. Некоторые авторы рекомендуют длину забойки в шпурах принимать равной 15-кратному диаметру шпура.

Практика разработки месторождений горного хрусталя подтверждает, что при взрывных работах должна применяться забойка шпуров. При шпурах длиной 0,4—0,5 м длина забойки составляет не менее 30 см, при шпурах длиной от 0,6 до 1,5 м заряд занимает не более половины шпура, а остальная его часть заполняется забойкой. При взрывании шпуров длиной более 1,5 м заряд занимает не более 2/3 длины шпура, а забойка — оставшуюся часть шпура. При появлении признаков хрусталеносной полости длина и количество шпуров уменьшаются, а вес заряда сокращается до 200—400 г. В этом случае забойка занимает около 60—80% длины шпура.

Забойка препятствует свободному расширению газов в сторону устья шпура и их утечке, чем повышает эффект взрыва. Она должна быть плотной и обладать высоким коэффициентом трения о стенки шпура, чтобы взрывом ее не выбросило из шпура. На первый взгляд кажется, что забойка, имея гораздо меньшую прочность, чем взрываемый массив, не может оказать достаточного сопротивления давлению газов, образующихся при взрыве ВВ. Однако многочисленными исследованиями установлено, что при тех огромных скоростях, с которыми проходит взрыв, забойка оказывает значительное сопротивление и задерживает продукты взрыва внутри шпура на время, достаточное для совершения полезной работы по разрушению взрываемого массива. Сопротивляемость забойки выталкиванию ее из шпура, а также безопасность и эффективность взрывных работ в значительной степени зависят от материала забойки.

Наибольшее распространение получила глиняная забойка, которая обладает значительной сопротивляемостью. Однако ее сопротивляемость зависит от влажности и наличия в ней песка. Чем больше влажность глины, тем легче газы взрыва могут выбросить ее из шпура, так как при этом забойка становится скользкой, и трение ее о стенки шпура сильно понижается.

Наилучшие результаты при взрывании шпуров достигаются при применении в качестве материала для забойки смеси белой глины с песком в пропорции 1 : 3 с добавленным воды до содержания влаги 18—20%.

К жирным и рядовым глинам следует добавлять песок в пропорции 1 : 1 и 1 : 2 и только в исключительных случаях, когда глина особенно пластична, в пропорции 1 : 3.

Качество забойки во многом зависит от размера и окатанности зерен песка, составляющего основную массу забойки. Наиболее пригоден для забойки песок с неокатанными зернами размером 0,3—5 мм или каменная крошка (отсев раздробленного крепкого песчаника с крошками величиной до 5 мм).

При изготовлении забойки вода должна составлять не более 15% объема смеси. Смесь смачивается за сутки до употребления. Забойку из смеси песка и глины для удобства закладки в шпур делают в виде цилиндров (патронов) длиной 12—15 см и диаметром 2,5—3 см.

Следует заметить, что такая форма забойки затрудняет зарядку шпура и уменьшается ее плотность. Затруднение заключается в том, что шпуры длиной 1,5—2,5 м бурятся комплектом буров с коронками различного диаметра, вследствие чего шпур имеет ступенчатую форму. При опускании патронов забойки в такой шпур они часто застревают на уступчиках. После уплотнения забойником часть смеси размазывается по стенкам шпура и препятствует свободному проходу следующих патронов, поэтому в шпуре образуются воздушные пробки.

Для более плотного заполнения шпура забойкой рекомендуется применять ее в виде шариков диаметром 3—3,5 см. Шарики изготавливают из смеси глины и песка и во избежание склеивания обкатывают в сухом песке или буровой мелочи. При зарядании шпура такие шарики забрасывают в шпур. Благодаря своей форме они не застревают в шпуре и легко поддаются уплотнению.

При вертикально падающих шпурах и водоустойчивых ВВ в качестве забойки можно также применять воду.

В шпурах с одинаковым по всей длине диаметром успешно применяют деревянную забойку цилиндрической формы длиной 50—70 см и диаметром на 3—5 мм меньшим диаметра шпура. Забойка расщеплена по диагонали на две части и стягивается кольцом из плотной бумаги. В заряженный шпур вкладывают два-три патрона из глины, затем вставляют деревянную забойку. Под нажимом забойника бумажное кольцо разрывается, и забойка расклинивается в шпуре.

Для получения наибольшей эффективности взрыва, экономного расходования ВВ и повышения безопасности взрывных работ необходимо применять забойку, изготовляемую механическим путем.

Забойка скважин производится в основном теми же методами, что и забойка шпуров. По окончании зарядания скважину до устья

заполняют забойкой из бурового шлама, рыхлой земли, глины или породной мелочи, просеянной через сито с отверстиями 5 мм. При сплошном заряде необходимо, чтобы длина забойки соответствовала величине расстояния от устья скважины до бровки уступа.

При заполнении скважины забоечным материалом необходимо следить, чтобы электропровода и шнур, выходящие из боевиков, имели небольшую слабинку и не натягивались.

4. Взрывание шпуров и скважин

При разработке месторождений горного хрусталя взрывание зарядов на добычных подступах производится огневым способом, а на вскрышных уступах при помощи детонирующего шнура (табл. 36, 37 и 38) и электродетонаторов. Огневое взрывание применяется для последовательного взрывания серии шпуровых зарядов, а также в единичных случаях — одиночных зарядов скважин и накладных зарядов. При огневом взрывании отрезок огнепроводного шнура должен выступать из шпура не менее чем на 25 см.

Перед взрыванием свободные концы зажигательных трубок, идущие от боевиков, должны быть распрямлены. Запрещается свертывать шнуры в петли и перегибать. При ведении взрывных работ на дневной поверхности при зажигании пяти и более зажигательных трубок для контроля времени, затрачиваемого на зажигание, должна применяться контрольная трубка, изготовленная из капсуля-детонатора с бумажной гильзой. Зажигаемая контрольная трубка должна иметь огнепроводный шнур не менее чем на 60 см короче шнура применяемых зажигательных трубок, но не короче 40 см. В подземных условиях для той же цели должен применяться контрольный отрезок огнепроводного шнура без капсуля-детонатора, используемый, как правило, для поджигания зажигательных трубок.

Зажигание огнепроводных шпуров производится тлеющим фитилем, отрезками огнепроводного шнура или специальными свечами и патронами для группового зажигания. При разжигании отрезком огнепроводного шнура поступают следующим образом. Берут отрезок огнепроводного шнура длиной на 60 см короче шпуров, идущих от зарядов, и на этом отрезке шнура через каждые 2—3 см делают надрезы под углом на глубину около $\frac{2}{3}$ диаметра шнура. Затем зажигают один конец отрезка спичкой, и когда он загорится, зажигают им конец огнепроводного шнура, идущего от заряда. Когда горение проходит первый надрез и передается второму, сгоревшую часть отрезка шнура отгибают и искрами, интенсивно вылетающими при зажигании второго отрезка, зажигают второй конец огнепроводного шнура, идущего от следующего заряда. Таким путем зажигают и все последующие концы шпуров, идущие от зарядов. Спичкой зажигать шнур можно только при взрывании одиночных зарядов.

В случае затухания контрольного отрезка взрывник обязан

Характеристика огнестойкого шнура

Марка	Диаметр, мм	Скорость горения, см/сек	Число оплеток	Материал внутренних оплеток шнура			Материал наружной оплетки	Допустимая наружная температура, °С	Длина шнура в бухте, м	Условия применения	Гарантийный срок, год
				1-я оплетка	2-я оплетка	3-я оплетка					
ОША	4,8—5,8	1—0,85	3	Льняная или хлопчатобумажная пряжа	Хлопчатобумажная пряжа, покрытая слоем водонепроницаемой мастики	—	Хлопчатобумажная пряжа, покрытая слоем водонепроницаемой мастики и опудренная тальком	От -25 до +45	10±0,15	Влажная и сухая среда	1
ОШП	5,0—6,0	1—0,85	3	Льняная или хлопчатобумажная пряжа			Глистякатная масса	От -30 до +45	10±0,15	То же	5

Характеристика детонирующего шнура (ГОСТ 6196—68)

Марка и цвет	Диаметр, мм	Длина бухты, м	Скорость детонации, м/сек	Масса ВВ на 1 м шнура, г	Состав ВВ сердцевинны	Число нитчатых оплеток	Состав двух внутренних оплеток	Наружная оплетка (оболочка)	Допустимое время нахождения шнура в воде, ч	Допустимая наружная температура, °С	Гарантийный срок, год
ДШ-А, белый или белый с красными нитями	4,8—5,8	50	7000	12,0	Тэн—100%	3	1-я — 14 льняных нитей, 2-я — 10 льняных нитей № 2, 5 или № 3,5	10 нитей хлопчатобумажных № 20/3; из них: 8 — белых, 2 — красных, пропитанных водонепроницающей мастикой	12	От —35 до +50	1,5
ДШ-Б, красный	4,8—5,8	50	7000	12,5	Тэн—100% или 90—97% ТЭН и 10—3% азотно-кислый селен	3	1-я — из льняных нитей, 2-я — из пропитанных водонепроницающей мастикой	Из хлопчатобумажных нитей, покрытых полихлорвиниловым пластиком красного цвета	24	От —35 до +50	5
ДШ-В, красный	5,5—6,1	50	7000	13	То же	3	То же	То же	24	От —35 до +50	5

Характеристика некоторых капсюлей-детонаторов

Тип	Диаметр, мм		Высота, мм	Материал Гильзы	Заряд, г		Расстояние с края дульца до пороха, мм	Материал чашечки	Длина чашечки, мм	Диаметр отверстия чашечки, мм	Гарантийный срок, год
	наружный	внутренний			первичный	вторичный					
№ 8-А	7,0	6,5	47	Алюминий марок А0, А1, А2	Тенерес 0,1, азид свинца 0,2	Тетрил 1,0, тэн 1,0 или гексоген 1,0	17—23	Алюминий марок А0, А1, А2	6,5	2,5	10
№ 8-М	7,0	6,5	49	Медь марок М1 и М2	Гремучая ртуть 0,5	То же	17—23	Латунь Л-68 или медь марок М1 и М2	8,0	2,0	2
№ 8-Б	7,5	6,5	49	Бумага патронная	Азид свинца или гремучая ртуть	Тетрил 1,0, тэн 1,0 или гексоген 1,0	17—23	То же	8,0	2,0	2
№ 8-УТМ	7,0	6,5	49	Медь марок М1 и М2	Гремучая ртуть 0,35	Тетрил 1,0, подсыпка тетрила 0,1	17—23	*	8,0	2,0	2
№ 8-УТБ	7,5	6,5	49	Бумага патронная	То же	То же	17—23	*	8,0	2,0	2

прекратить дальнейшее зажигание шнуров и удалиться в безопасное место. После окончания зажигания зажигательных трубок или после взрыва контрольной трубки (окончания горения контрольного отрезка шнура) все взрывники должны немедленно удалиться от зарядов на безопасное расстояние или в укрытие.

Контрольная трубка на дневной поверхности должна помещаться на расстоянии не менее 5 м от заряда, зажигаемого первым, но не на пути отхода взрывников в безопасное место. При уступах более 4 м применяют дублирующие зажигательные трубки, которые должны поджигаться одновременно.

При огневом или электроогневом взрывании взрывник должен вести счет взрывающимся зарядам, если же это невозможно (при одновременном зажигании большого числа зарядов) или если какой-либо заряд не взорвется, то подходить к месту взрывания разрешается не ранее чем через 15 мин, считая с момента последнего взрыва. При отсутствии отказов разрешается подходить к месту взрыва на открытых работах после окончания подвижки пород в уступе, но не ранее чем через 5 мин, а в подземных выработках после полного проветривания забоя, но не ранее чем через 15 мин, считая с момента последнего взрыва.

Огневое взрывание запрещается в вертикальных и наклонных выработках с углом падения более 30° , а также в тех случаях, когда своевременный отход взрывников на безопасное расстояние или в укрытие невозможен или затруднен. В горизонтальных и наклонных выработках с углом падения до 30° и шириной до 5 м зажигание шнуров производится одним взрывником. Число зажигаемых за один прием шнуров должно быть не более 16. При необходимости зажигания в одном забое за один прием более 16 шнуров необходимо применять зажигательные патрончики (число патрончиков на один забой должно быть не более шести). В камерах шириной более 5 м зажигание шнуров может осуществляться одновременно двумя взрывниками.

Взрывание одиночных колонковых зарядов разрешается производить огневым способом на уступах высотой не более 10 м.

Практика работы с современным детонирующим шнуром показала, что все промышленные ВВ хорошо взрываются от детонирующего шнура. Для обеспечения надежности передачи детонации от детонирующего шнура заряду ВВ на конце отрезка шнура, вводимого в заряд, делают узел (иногда два-три узла) или складывают его в несколько раз с тем, чтобы создать большой импульс. Для увеличения безопасности взрывания колонковых зарядов как во время заряжания, так и на случай возможных отказов применяется бескапсюльное взрывание. Сущность его заключается в том, что взрыв заряда обеспечивается только детонирующим шнуром.

Взрывание при помощи промежуточного детонатора применяют в случае, когда нет гарантии, что данный заряд ВВ может быть взорван от детонации обычным детонатором. Патрон-боевик пред-

ставляет собой обычный патрон ВВ со вставленным в него или обвитым вокруг концом детонирующего шнура. Изготавливают боевики на месте взрывных работ перед началом заряжания. Взрывание детонирующим шнуром (ДШ) часто осуществляется без патронов-боевиков.

Благодаря высокой скорости детонации (7000 м/сек) ДШ широко применяют при взрывании зарядов, соединенных в общую сеть, для обеспечения полноты взрыва удлиненных зарядов. Детонация ДШ происходит от взрыва не менее чем двух зажигательных трубок или двух электродетонаторов. Для этого детонатор привязывают к ДШ в накладку так, чтобы его дно было направлено по ходу детонационной волны, т. е. в сторону заряда. Соединение отрезков ДШ, идущих к зарядам ВВ, может быть последовательным, параллельно-пучковым и параллельно-ступенчатым.

При последовательном соединении отрезков детонирующего шнура детонатором взрывают отрезок детонирующего шнура, введенный в первый заряд ВВ, а каждый последующий отрезок взрывает соединенный с ним заряд от взрыва предыдущего заряда.

При параллельно-пучковом соединении отрезков детонирующего шнура от каждого заряда ВВ выводят отрезок детонирующего шнура и концы всех отрезков соединяют вместе (в пучок). В центре пучка привязывают капсуль-детонатор или электродетонатор, взрывающий всю сеть. При этом необходимо следить, чтобы детонатор был привязан возможно плотнее.

При параллельно-ступенчатом соединении отрезков детонирующего шнура вдоль фронта зарядов ВВ прокладывают основную магистраль детонирующего шнура, к которой привязывают отрезки детонирующего шнура, выходящие из зарядов ВВ.

Монтаж взрывной сети необходимо выполнять особо тщательно, не допуская резких перегибов шнура, петель, витков и скруток; магистральные шнуры нужно прокладывать прямолинейно, а вынужденные изгибы делать плавно. Соединение между собой двух отрезков детонирующего шнура разрешается производить внакладку или способом, указанным в инструкции, находящейся в ящике с детонирующим шнуром. Соединение внакладку должно быть сделано на длине не менее 10 см; при этом шнуры должны плотно прилегать друг к другу. Скрепление разрешается осуществлять изоляционной лентой, тесьмой или шпагатом, обернутыми плотно вокруг шнуров. Витки изоляционной ленты и тесьмы должны накладываться один на другой.

Соединение магистрального детонирующего шнура с капсулем-детонатором зажигательной трубки или электродетонатором, предназначенными для возбуждения детонации шнура, должно выполняться внакладку на расстоянии 10—15 см от конца шнура. Шнуры ответвления должны присоединяться к магистральному шнуру так, чтобы направление распределения детонации по шнуру ответвления совпадало с направлением распространения детонации по магистральному шнуру.

При пересечении шнуров между ними должна помещаться прокладка грунта или дерева толщиной не менее 10 см. Сети из детонирующих шнуров при наружной температуре $+30^{\circ}\text{C}$ и более должны прикрываться от действия солнечных лучей. Это требование не обязательно при применении шнуров, имеющих пластиковую оболочку. Взрывание основной и дублирующих сетей должно производиться одновременно от одного или нескольких детонаторов, связанных вместе.

Ликвидацию отказавших скважинных зарядов разрешается производить:

а) повторным взрыванием отказавшего заряда в случае, если отказ произошел по причине нарушения целостности внешней взрывной сети и если не изменилась величина линии наименьшего сопротивления (ЛНС) отказавшего заряда после взрыва смежных с ним зарядов; если же при проверке ЛНС выявится возможность опасного разлета породы при взрыве, то взрывание отказавшего заряда запрещается;

б) путем разборки породы в месте нахождения скважины с отказавшим зарядом с извлечением последнего из скважины; при бескапсюльном взрывании в заряде из аммиачно-селитренного ВВ разборку породы у отказавшего заряда разрешается производить экскаваторами.

При невозможности разборки породы разрешается вскрывать скважину путем обуривания и взрывания шпуровых зарядов, располагаемых не ближе 1 м от оси скважины. В этом случае число и направление шпуров, глубина их и масса отдельных зарядов устанавливаются руководителем взрывных работ;

в) путем взрывания зарядов скважины, пробуренной параллельно на расстоянии не менее 3 м от скважины с отказавшим зарядом, за исключением случаев, предусмотренных в § 529 «ЕПБ при взрывных работах», 1968 г.;

г) при бескапсюльном способе взрывания и применении ВВ II группы допускается вымывание заряда из скважины.

§ 3. МЕТОДЫ РАБОТ

1. Метод шпуровых зарядов

При разработке месторождений горного хрусталя подземным способом применяется только метод шпуровых зарядов. Преимущества этого метода заключаются в хорошем дроблении горной массы и возможности получить хрусталесырье с минимальными потерями. Отсутствие негабаритных кусков позволяет вести очистную выемку без вторичного дробления. Небольшая масса зарядов в шпурах способствует лучшему сохранению кристаллосырья в отбитой горной массе.

Правильный подбор глубины, диаметра и схем расположения шпуров относится к числу важнейших условий метода шпуровых зарядов. Увеличение глубины и диаметра шпура, как правило, при-

водит к увеличению выхода горной массы на 1 м шпура, но в каждом отдельном случае существует целесообразный предел ее увеличения. Чрезмерно глубокие шпуры большого диаметра с крупными зарядами в определенных условиях могут вызвать серьезные осложнения в работе и привести к увеличению потерь кристаллосырья.

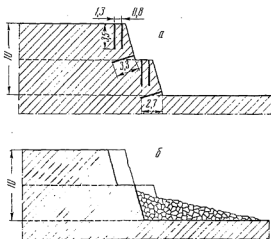


Рис. 29. Расположение шпуров на добычных подступах

a — до взрывания шпуров; *b* — после взрывания шпуров

Чтобы добиться более равномерного дробления горной массы, расстояние между шпурами иногда уменьшается, но это расстояние приходится устанавливать только опытным путем, а при подходе к хрусталеносным полостям приходится переходить на весьма мелкие шпуры.

Если метод шпуровых зарядов на открытых разработках Советского Союза и за рубежом утрачивает свое значение по мере развития метода скважинных зарядов, то при разработке месторождений горного хрусталя на добычных работах этот метод основной.

При методе отбойки шпуровыми зарядами шпуры задаются вниз вертикально, горизонтально и наклонно к плоскости забоя. В редких случаях применяют комбинированное расположение, при этом отбойка основной горной массы производится взрывом зарядов в вертикальных шпурах, а наклонные шпуры усиливают заряд по подошве уступа (рис. 29).

В тех случаях, когда высота добычных подступов 4—5 м, их взрывают в следующем порядке. Сначала выбуривается и взрывается нижний ряд подошвенных шпуров. Взорванная порода не убирается и служит опорой, с которой выбурируется второй ряд

шпуров, а затем третий, и одновременно с третьим рядом выбуриваются и взрываются вертикальные шпуры.

Расстояние между шпурами должно быть выбрано с таким расчетом, чтобы часть породы, находящейся между двумя смежными шпурами, была полностью измельчена на куски требуемого объема. При слишком большом расстоянии между шпурами не вся порода будет измельчена и останутся неразрушенные участки. При очень близком расстоянии между ними будет иметь место переизмельчение породы и недопустимо большой разлет кусков.

Линия наименьшего сопротивления по подошве уступа не должна превышать 0,5—0,8 высоты уступа. В этом случае расстояние между шпурами в ряду по бровке уступа принимают от 0,8 до 1,5 W , а глубину шпуров от 1,1 до 2,0 W . Расстояние от бровки уступа до шпура принимают таким, чтобы W составляла не менее 0,4 и не более 0,8 высоты уступа. Приблизительно на таком же расстоянии располагают ряды шпуров друг от друга. Для повышения полезного эффекта взрывания применяют взрывание шпуров в одном ряду уступа в две очереди (через шпур): взрывом шпуров первой очереди создается по две дополнительные поверхности для шпуров второй очереди.

Расчет шпуровых зарядов

Формул, позволяющих достаточно точно вычислить необходимую массу заряда, нет. В литературе имеется ряд приближенных эмпирических формул. Из них заслуживают внимания формулы М. М. Протодяконова по определению удельного расхода ВВ. Формулы М. М. Протодяконова сравнительно правильно отражают пропорциональную зависимость между удельным расходом ВВ и коэффициентом крепости пород f . Однако зависимость величины удельного расхода ВВ от размеров сечения выработки требует дальнейшего уточнения.

Как показывает практика, наиболее приемлемый способ определения удельного расхода ВВ, соответствующего заданным условиям, — определение его по нормативам, рекомендуемым отдельными организациями и ведомствами.

Удельным расходом ВВ называется весовое количество ВВ, необходимое для разрушения единицы объема данной породы.

Практика взрывных работ показывает, что удельный расход ВВ зависит от ряда факторов, основными из которых являются:

а) физико-механические свойства взрывааемых горных пород: чем крепче и вязче порода, тем труднее она отрывается при взрыве и тем больше удельный расход ВВ;

б) площадь и форма взрываемого забоя: чем меньше площадь забоя, тем в большем зажиме взрываются заряды и тем больше удельный расход ВВ;

в) количество открытых поверхностей во взрываемом массиве: чем больше число открытых поверхностей, тем меньше удельный расход ВВ;

г) работоспособность ВВ: чем больше работоспособность ВВ, тем меньше удельный расход;

д) материал и величина уплотнения забойки шпура: чем лучше материал и больше величина забойки, тем выше эффект взрыва, тем меньше удельный расход ВВ;

е) очередность взрывания зарядов в забое: чем больше очередей взрывания, тем в меньшем зажиме взрываются последующие заряды и тем меньше удельный расход ВВ.

Величина удельного расхода ВВ устанавливается опытным путем с учетом указанных факторов и сводится в специальные таблицы, которыми пользуются при расчетах.

Удельный расход ВВ в различных условиях может колебаться от 0,15 до 3 кг/м³.

Для забоев с одной свободной поверхностью М. М. Протодяконов предложил следующие формулы для определения удельного расхода ВВ:

$$q = 0,4e \left(\sqrt{0,2f} + \frac{1}{\sqrt{S}} \right)^2, \quad (30)$$

$$q = 0,4e \cdot 2,7 \sqrt{\frac{f}{S}} \approx 1,1e \sqrt{\frac{f}{S}}, \quad (31)$$

где q — удельный расход ВВ, кг/м³;

S — площадь сечения выработки, м²;

f — коэффициент крепости породы;

e — поправочный коэффициент на тип ВВ, равный $\frac{525}{p}$ (табл. 39);

525 — работоспособность 93%-ного динамита, см³;

p — работоспособность данного ВВ, см³.

Глубина шпуров при проведении горных выработок — один из важнейших параметров. От глубины шпуров зависит объем всех основных операций в пределах цикла и, следовательно, продолжительность его. Глубина шпуров при проведении горных выработок зависит от естественных, технических и организационных факторов. К естественным факторам относится крепость породы, по мере увеличения которой глубину шпуров уменьшают, а при уменьшении крепости глубину увеличивают. Факторами, ограничивающими глубину шпуров, являются также повышенная вязкость, а иногда и значительная абразивность пород. К техническим факторам следует отнести форму и размеры поперечного сечения выработки и наличное буровое оборудование.

Влияние размеров и формы поперечного сечения выработки проявляется в том, что при небольшом поперечном сечении и глубоких шпурах коэффициент полезного использования их будет небольшим из-за значительного сопротивления пород в боках выработки. Поэтому глубину шпуров в среднем принимают равной 0,8 ширины выработки, увеличивая ее в наиболее благоприятных

Значение поправочных коэффициентов e
на работоспособность p для некоторых ВВ

ВВ	$e = \frac{525}{p}$
Динамит	1,0
Гранулотол	1,81
Зерногранулит 30/70-В. Игданит, гранулиты М и С-2	1,63
Зерногранулит 30/70, динифталит	1,57
Акватол 65/35, зерногранулит 50/50В	1,53
Аммонит № 7ЖВ, зерногранулит 79/21	1,45
Аммонит № 6ЖВ	1,42
Гранулит АС-4	1,33
Акватол МГ, аммонал водоустойчивый, грану- лит АС-4	1,26
Алюмотол	1,22
Динамон	1,19
Аммонал скальный № 3, аммонит скальный № 1, акватол М-15	1,14
Детонит М	1,09
Акватол ЗЛ	1,06

условиях до 1,5 и уменьшая при неблагоприятных условиях до 0,5 ширины выработки. При наличии легких перфораторов в тяжелых естественных условиях применяют менее глубокие шпур, чем в том случае, когда возможно использование тяжелых колонковых перфораторов.

Влияние организационных факторов на глубину шпуров прежде всего проявляется в необходимости ограничить продолжительность цикла целым числом смен. Оптимальной глубиной шпура при данных естественных, технических и организационных условиях следует считать такую, при которой возможна наибольшая скорость проведения выработки.

Комплекты шпуров в забоях штольнеобразных, камерообразных и шахтообразных выработок отличаются направлением, числом шпуров и группировкой отбойных шпуров. Необходимое на 1 м² площади забоя число шпуров прямо пропорционально крепости породы и обратно пропорционально работоспособности ВВ и общей площади забоя, так как чем больше общая площадь, тем меньше зажим. Для определения числа шпуров разными исследователями предложены различные формулы, но из-за многообразия горных условий они дают лишь приблизительный результат. Обычно расчетное число шпуров на 1 м² площади забоя уточняется в конкретных условиях ведения горных работ.

Число шпуров в забое выработки зависит от физико-механических свойств пород (вязкости, упругости, крепости), поперечного сечения выработки, свойства ВВ и других факторов. Ориентировочное

число шпуров на 1 м² площади поперечного сечения забоя в зависимости от крепости пород и размеров поперечного сечения выработки принимается по данным табл. 40.

Таблица 40

Число шпуров на 1 м² площади забоя

Кoeffициент крепости пород	Площадь поперечного сечения выработки, м ²											
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
3	2,64	2,51	2,37	2,23	2,09	1,96	1,82	1,68	1,55	1,55	1,50	1,50
4	2,78	2,65	2,51	2,37	2,23	2,11	1,96	1,82	1,68	1,68	1,63	1,60
5	2,92	2,79	2,65	2,51	2,39	2,23	2,09	1,95	1,81	1,81	1,76	1,70
6	3,07	2,93	2,78	2,55	2,51	2,37	2,23	2,09	1,95	1,95	1,90	1,80
8	3,35	3,21	3,00	2,92	2,78	2,64	2,50	2,35	2,21	2,20	2,15	2,05
10	3,63	3,59	3,25	3,20	3,05	2,91	2,77	2,62	2,48	2,35	2,30	2,20
15	4,33	4,19	4,04	3,89	3,74	3,59	3,44	3,30	3,14	2,84	2,70	2,55
20	5,04	4,89	4,73	4,58	4,42	4,27	4,12	3,96	3,81	3,50	3,35	3,19

Приближенно общее число шпуров на забой может быть найдено по эмпирической формуле К. В. Павлова, проверенной современной практикой горнорудной промышленности:

$$N = 2e\sqrt{fS}, \quad (32)$$

где f — коэффициент крепости породы по шкале М. М. Протодьяконова;

S — площадь забоя, м²;

N — общее число шпуров на забой;

e — поправочный коэффициент на тип ВВ (табл. 41 и 42).

Зная длину шпуров и возможную степень заполнения их ВВ, можно определить величину заряда (вместимость шпура) по следующей формуле:

$$q_{ш} = 0,785d^2l\alpha\Delta, \quad (33)$$

где $q_{ш}$ — величина заряда шпура, г;

0,785 — $\pi/4$;

d — диаметр патрона или заряда, см;

l — длина шпура, см;

α — коэффициент заполнения шпуров ВВ, показывающий отношение длины заряда к длине шпура;

Δ — плотность ВВ в патроне, г/см³ (табл. 43).

Необходимое число шпуров на забой можно также определить как частное от деления величины общего заряда ВВ (Q) на величину заряда шпура ($q_{ш}$):

$$N = \frac{Q}{q_{ш}}; \quad (34)$$

$$Q = q_{ш}N, \quad (35)$$

где Q — общий заряд ВВ на забое, кг;
 S — площадь забоя, м²;
 l — глубина шпура, м;
 $q_{ш}$ — заряд шпура, кг (табл. 44);
 q — удельный расход ВВ, кг/м³.

Таблица 41

Приближенные значения удельного расхода аммонита № 6ЖВ
(работоспособность 360—380 см³) для взрывания горных пород
в подземных условиях

Порода	Кoeffициент крепости, f	Удельный расход ВВ для зарядов, кг/м ³	
		рыбления	выброса
Песок плотный или влажный, суглинок легкий	0,6	0,40—0,43	1,20—1,30
Крепкие глины, суглинок тяжелый, мягкий каменный уголь	1,0	0,40—0,50	1,20—1,50
Каменный уголь, разрушенный сланец, мергель, мягкий сланец, гипс, очень мягкий известняк, антрацит	1,2—2,0	0,50—0,57	1,50—1,75
Крепкий глинистый сланец, плотный мергель, песчаник на глинистом цементе, некрепкий известняк, конгломерат и брекчии на известковом цементе	3—4	0,85	2,50
Песчаные сланцы, сланцевые песчаники, трещиноватый кварцит	5—6	0,96—1,05	2,90—3,20
Доломит, известняк, магнезит песчаный, гранит, гранодиорит	8—12	1,18—1,45	3,60—4,40
Очень крепкие гранитовые породы, кремнистый сланец, кварциты, порфирит	14—16	1,58—1,72	4,80—5,20
Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты, базальт, другие исключительно крепкие породы	18—20	1,85—1,97	5,60—6,0

Таблица 42

Значения поправочных коэффициентов e на работоспособность для некоторых ВВ

ВВ	Поправочный коэффициент, e	ВВ	Поправочный коэффициент, e
Аммонит № 6ЖВ	1,0	Гранулит АС-4	0,98
Зерногранулит 79/21	1,0	Аммонит № 7ЖВ	1,04
Акватол М-15	0,76	Динафталит	1,08
Аммонал скальный № 3	0,80	Акватол 65/35	1,10
Граммонал А-8	0,80	Гранулит С-2	1,13
Аммонит скальный № 1	0,81	Зерногранулит 50/50В	1,11
Детонит М	0,82	Игданит	1,13
Динамон АМ-10	0,83	Зерногранулит 30/70В	1,13
Алюмотол	0,84	Гранулит М	1,13
Гранулит АС-8	0,89	Зерногранулит 30/70	1,14
Аммонал водостойчивый	0,91	Акванит ЗЛ	1,16
Акватол МГ	0,92	Гранулотол	1,20

Плотность ВВ в патронах

ВВ	Плотность в патронах, г/см ³	ВВ	Плотность в патронах, г/см ³
Аммонит № 6ЖВ	1,0—1,20	Скальный аммонит № 1	1,4—1,5
Аммонит № 7ЖВ	0,95—1,0	Динамон ММ-10	0,95—1,10
Динафталит	1,0—1,15	Детонит 6А	1,0—1,30

Таблица 44

Вместимость 1 м шпура при различной плотности заряжения

Диаметр, мм	Плотность заряжения, кг/дм ³			
	0,8	0,9	1,0	1,1
Вместимость 1 м шпура, кг				
24	0,36	0,40	0,45	0,49
26	0,42	0,48	0,53	0,58
28	0,50	0,56	0,62	0,68
30	0,57	0,64	0,71	0,78
32	0,64	0,72	0,80	0,88
34	0,73	0,82	0,91	1,00
36	0,82	0,92	1,02	1,12
38	0,90	1,02	1,13	1,24
40	1,00	1,13	1,26	1,38
42	1,10	1,24	1,38	1,52
44	1,22	1,37	1,52	1,67
46	1,33	1,49	1,66	1,82
48	1,45	1,63	1,81	1,99
50	1,57	1,76	1,96	2,16
52	1,69	1,90	2,12	2,33
54	1,83	2,06	2,29	2,52
56	1,97	2,21	2,46	2,70
58	2,11	2,38	2,64	2,90

Количество шпурометров, необходимых для отбойки 1 м³ горной массы, называется удельным расходом шпуров. Обратной величиной является выход горной массы от отбойки в кубометрах, приходящийся на 1 м шпура. Удельный расход пробуренных шпуров при двух обнаженных поверхностях забоя составляет лишь 50%, а при трех — 35% удельного расхода в забое с одной обнаженной поверхностью. В некоторых очистных забоях бывает четыре, а иногда и пять обнаженных поверхностей.

2. Метод скважинных зарядов

В настоящее время при разработке месторождений горного хрусталя открытым способом на вскрышных работах метод скважинных зарядов является основным и применяется при высоте

уступов 8—10 м. Этот метод примерно в 4—5 раз превышает производительность метода шпуровых зарядов и до 40% уменьшает расход ВВ на единицу отбитой массы. Метод скважинных зарядов в достаточно устойчивых породах позволяет образовывать после взрыва угол рабочего уступа в пределах 70—90°. В условиях разработки месторождений горного хрусталя этот метод заключается в том, что параллельно бровке разрабатываемого вскрышного уступа бурятся вертикальные (или наклонные, параллельные откоосу уступа) скважины, располагаемые преимущественно в один ряд, и взрываются в одиночном порядке. Здесь имеется вполне достаточный положительный практический опыт.

В последние годы на карьерах Советского Союза получило распространение новое высокопроизводительное многорядное взрывание скважин с применением электродетонаторов короткозамедленного действия и конструкции заряда с воздушными промежутками, разработанной Н. В. Мельниковым и Л. Н. Марченко.

Практикой буровзрывных работ установлено, что производственно-технические показатели метода скважинных зарядов зависят от правильного соотношения основных параметров взрывных работ (высота уступа, величина заряда, сопротивление по подошве уступа, расстояние между скважинами и т. п.). В свою очередь, все параметры должны согласовываться с физико-механическими свойствами отбиваемых пород. Известно, например, что на степень дробления горной массы значительное влияние оказывает величина W . Ее увеличение приводит к ухудшению дробления и увеличивает выход негабаритных кусков.

Перебур особенно рационально применять в трудновзрываемых породах, так как это увеличивает эффект взрыва у подошвы уступа, в месте наибольшего сопротивления породы. Практикой установлено также, что заряд, помещенный в перебуре, позволяет образовывать более крутые откосы уступа за счет лучшего дробления внизу его, что создает благоприятные условия для успешной подработки экскаватором нижней части забоя. Длина перебура зависит от взрываемости пород и устанавливается опытным путем. Ориентировочно ее можно принимать равной 0,2—0,4 расчетной линии сопротивления или 0,1—0,2 высоты уступа. Если породы по подошве уступа имеют плоскости напластования или контакты, перебура не нужно делать. Перебур не делается и тогда, когда породы подошвы уступа имеют значительно меньшую крепость, чем вышележащие.

Технология производства на открытых разработках предъявляет к скважинной отбойке ряд требований, от выполнения которых зависят получение высоких технико-экономических показателей на вскрышных работах и обеспечение безопасных условий работ в карьере. К ним относятся:

1) равномерное дробление горной массы; - крупность кусков пустых пород не должна превышать определенных размеров (габаритов), установленных на данном карьере. Качество дробления

горной массы является основным фактором, обеспечивающим устойчивую высокопроизводительную работу горнотранспортного оборудования;

2) объем (площадка, ширина и высота развала) взорванной горной массы должен обеспечить нормальную работу и заданную производительность экскаватора.

Расчет скважинных зарядов

Расчет скважинных колонковых зарядов начинается с определения линии наименьшего сопротивления (ЛНС). При расчете колонковых зарядов за ЛНС принимают расчетную линию сопротивления (РЛС) — расстояние по подошве уступа от скважины до груди забоя.

РЛС (W) рассчитывается по двум формулам: для уступов, имеющих откосы, весьма близкие к вертикальному, и уступов с менее крутыми откосами:

а) для уступов с крутыми откосами, близкими к вертикальному (формула С. А. Давыдова),

$$W = \frac{\sqrt{0,56\rho^2 + 4mqIH} - 0,75\rho}{2mqH} \text{ м,} \quad (36)$$

б) для уступов с менее крутыми откосами

$$W = H \operatorname{ctg} \alpha + b, \quad (37)$$

где ρ — количество ВВ, размещающихся в 1 м скважины ($\rho = 7,85 d^2 \Delta$), кг/м (табл. 45);

d — диаметр скважины, дм;

Δ — плотность заряжания, кг/дм³ (табл. 46)

m — коэффициент сближения скважин ($\frac{d}{W} \leq 1,0$);

q — удельный расход ВВ, кг/м³ (принимается по табл. 47 и 48);

H — высота уступа, м;

l — глубина скважины с перебором, м;

b — расстояние от верхней кромки уступа до устья скважины, м (принимается обычно ≥ 3 м).

Таблица 45

Вместимость скважины в зависимости от ее диаметра (при плотности заряжания $\Delta = 0,9$ кг/дм³)

Диаметр скважины, мм	Величина заряда в 1 м скважины, кг	Диаметр скважины, мм	Величина заряда в 1 м скважины, кг
80	4,5	100	7,1
85	5,1	105	7,8
90	5,7	110	8,6
95	6,4	115	9,4

Таблица 46

Плотность заряжания для непатронированных ВВ

ВВ	Плотность заряжания, кг/дм ³
Аммонит № 6ЖВ	0,85—0,90
Аммонит № 7ЖВ	0,8—0,9
Динамон АМ-10	0,95—1,00
Гранулит С	0,85—0,90
Игданит	0,85—0,90;
	1,2 при
	пневматическом
	заряжании
Динафталит	0,8—0,9
Зерногранулит 79/21	0,90—0,95
Зерногранулит 30/70В	1,10
Зерногранулит 50/50В	1,10
Гранулит АС-4	0,90; 1,2
	при
	пневматическом
	заряжании

Эта формула и ряд других, которые здесь не приводятся, выведены исходя из условия действия одиночного заряда с учетом длины забойки, равной 0,75 W.

Таблица 47

Числовое значение удельного расхода аммонита № 9 (работоспособность 280 см³) для взрывания горных пород на открытых работах (по Союзвзрывпрому)

Порода	Коэффициент крепости пород по шкале М. М. Протодьяконова	Удельный расход ВВ для зарядов, кг/м ³	
		рыхления	выброса
Туфы трещиноватые, плотная пемза	3	0,5—0,6	1,5—1,8
Известняк-ракушечник	3—4	0,6—0,7	1,8—2,1
Конгломерат и брекчия на известковом цементе	3—4	0,45—0,55	1,35—1,65
Песчаник на глинистом цементе, сланец, глинистый мергель	4—5	0,45—0,55	1,35—1,65
Песчаник на известковом цементе, доломит, магнезит	5—8	0,50—0,65	1,50—1,95
Известняк—песчаник	5—10	0,5—0,80	1,5—2,40
Гранит	6—20	0,60—0,85	1,8—2,55
Базальт, андезит	10—20	0,7—0,90	2,1—2,70
Кварцит	15	0,6—0,70	1,8—2,10
Порфирит	15—20	0,80—0,85	2,4—2,56

Как известно, работе по бурению скважин предшествует разметка их на уступе. Разметка производится при помощи рулетки, горного компаса или отвеса после очистки забоя от взорванной породы. При ограниченном фронте работ, когда необходимо за-

Влияние поправочных коэффициентов e на работоспособность для некоторых ВВ

ВВ	Поправочный коэффициент e
Аммонит № 9	1,0
Гранулотол	0,97
Гранулиты С-2 и М, игданит, зерногранулит 30/70В	0,85
Акватол 65/35, зерногранулит 30/70	0,84
Аммониты № 6ЖВ, зерногранулит 79/21, аммонит № 7ЖВ	0,77
Акватол М-15	0,75
Гранулит АС-4	0,70
Гранулит АС-8, аммонит водоустойчивый, акватол МГ Динамон АМ-10, алюмотол, динафталит, зерногранулит 50/50-В	0,67
Аммонал скальный № 3, граммонал А-8	0,64
Аммонит скальный № 1	0,60
Детонит М, акватол ЗЛ	—
	0,58

благвременное бурение скважин, разбивка их для последующего взрыва производится до взрыва предыдущей серии. После разбивки ряд скважин выпрямляется по шциру. При этом места расположения отдельных скважин могут перемещаться вперед или назад на расстояние до 0,1 \mathcal{W} . В случаях, когда выпрямление ряда требует перемещения места расположения отдельных скважин на большее расстояние, выпрямление производится участками, с тем чтобы смещение каждой скважины относительно соседней не превышало 0,1 \mathcal{W} . Если заряды одного ряда скважин приходится взрывать в несколько приемов, между крайними скважинами отдельных серий оставляется расстояние, равное 1,4 \mathcal{W} . Это же расстояние выдерживается при взрывании колонковых зарядов поодиночке.

На некоторых карьерах после выбуривания скважин производится контрольный замер величины сопротивления по подошве для проверки правильности расчета зарядов. Эту операцию осуществляют при помощи эклиметра, прибора, служащего для определения углов местности. Для этой цели, визируя с кровли уступа, отсчитывают угол откоса и измеряют расстояние от оси скважины по верхней бровки, а затем по полученным данным точно определяют величину сопротивления \mathcal{W} .

Рассредоточенные заряды с воздушными промежутками способствуют более равномерному дроблению породы и уменьшению ширины развала. Как правило, в скважинах глубиной от 10 до 20 м заряд обычно делят на две-три части, при этом в нижнюю часть скважины помещается 60—70% общего веса заряда (если заряд состоит из двух частей) и 50% общего веса заряда, если заряд состоит из трех и более частей. Оставшуюся часть общего

веса заряда распределяют на равные по весу части пропорционально принятому числу воздушных промежутков.

Для расчета скважинных зарядов, расщепленных воздушными промежутками, рекомендуются следующие формулы:

$$Q_n = (0,6 - 0,7) Q$$

$$Q_v = (0,3 - 0,4) Q,$$

где Q_n — вес нижней части скважинного заряда, кг;
 Q_v — вес верхней части скважинного заряда, кг;
 Q — общий вес заряда, кг.

Высота и число воздушных промежутков определяются длиной заряда и физико-механическими свойствами пород. Общую высоту воздушных промежутков рекомендуется принимать в пределах 0,17—0,35 от общей длины заряда в скважине. Верхний предел характерен для пород с $f=4-6$ по Протодьяконову.

Высота воздушного промежутка

$$h_{в.п} = (0,17 - 0,35) l_{зар} \text{ м},$$

где $l_{зар}$ — длина заряда $\left(\frac{Q}{P}\right)$, м;

P — количество ВВ в 1 м скважины, кг.

Расстояние между скважинами в ряду рассчитывается по двум формулам:

а) для уступов, имеющих откос, весьма близкий к вертикальному,

$$a = mW, \quad (38)$$

б) для уступов, имеющих менее крутые откосы,

$$a = \frac{Q_1}{qWH} [H - W(K - K_1)], \quad (39)$$

где a — расстояние между скважинами в ряду, м;

m — коэффициент сближения скважин $\left(\frac{a}{W} \geq 0,3-1\right)$;

K — коэффициент забойки $\left(\frac{l_3}{W} \geq 0,75\right)$;

l_3 — длина забойки, м;

K_1 — коэффициент перебура.

Практически расстояние между скважинами в ряду берется в зависимости от конкретных условий и бывает не более 0,7—1,2 W . Расстояние между рядами скважин определится по формуле

$$a_1 = a \sin 60^\circ = 0,865a. \quad (40)$$

Расстояние между соседними рядами берется на 10—15% меньше расстояния между скважинами в ряду. При расположении скважин в несколько рядов они располагаются в рядах в шахматном порядке, в вершине равносторонних треугольников (рис. 30).

Расчет зарядов ВВ в скважинах на уступах карьеров производится по двум формулам:

а) для одиночных скважин

$$Q = qaW^2H, \quad (41)$$

б) при одновременном взрывании скважин (сериями)

$$Q = qaWH, \quad (42)$$

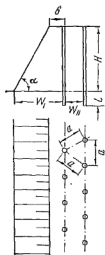


Рис. 30. Схема расположения скважин на уступе

a — расстояние между скважинами; α — расстояние от устья скважины до борта уступа; W_I и W_{II} — ЛИС первого и второго ряда скважин; L — перебур скважины; H — высота уступа; α — угол откоса борта уступа

где Q — заряд ВВ одной скважины, кг.

При однорядном расположении скважин на 10—15% повышается выход горной массы с 1 м скважины, на 15—20% уменьшается расход ВВ. При многорядном расположении скважин расход ВВ на единицу объема взрываемой породы для скважин задних рядов принимается на 20—50% больше, чем для первого ряда.

Особенности расчета зарядов при применении наклонных скважин

Наклонные скважины применяются при сравнительно небольших углах откоса уступа (60—65°), когда заряд вертикальной скважины не способен преодолеть сопротивление у подошвы уступа.

В практике взрывных работ наклонные скважины иногда применяются в сочетании с котловыми шпурами или с котловыми скважинными зарядами. Наклонные скважины бурятся с перебором или без перебора. При определенных условиях применение наклонных скважин повышает качество дробления горной массы (равномерное и мелкое дробление).

При наклонных скважинах расчет зарядов производится аналогично описанному методу, но с некоторыми изменениями. В частности, расчетная линия сопротивления принимается от подошвы уступа перпендикулярно направлению скважины. Союзвзрывпром при нелимитированной ширине развала взорванной горной массы рекомендует следующую формулу для определения расчетной линии сопротивления:

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4mqPHI_{\text{ск}}}}{2mqH} \text{ м}, \quad (43)$$

где m — относительное расстояние между скважинами, принимаемое равным 0,9—1,4 в зависимости от взрываемости породы;

q — удельный расход ВВ, кг/м³ (берется по табл. 47 и 48);

P — вместимость ВВ в 1 м скважины, кг;

H — высота уступа, м;
 $l_{ск}$ — длина скважины с перебором, определяемая из уравнения

$$l_{ск} = \frac{H}{\sin \alpha} + l_{пер} \quad (44)$$

где $l_{пер}$ — глубина перебура, м;
 α — угол откоса уступа, град.

Метод котловых зарядов

Данный способ ведения взрывных работ заключается во взрывании сосредоточенных зарядов ВВ, которые размещаются в «котлах», образуемых путем прострелки скважин (шпуров).

Прострелка скважины (шпура) производится в один или несколько приемов. Для получения котла, имеющего форму, возможно близкую к шару, необходимо, чтобы длина заряда при прострелке была не больше 10 диаметров скважины. Если при этом весь заряд прострелки не вмещается в длину, равной 10 диаметрам скважины, то прострелку необходимо производить в несколько приемов (табл. 49).

Таблица 49

Показатели простреливаемости породы

Порода	Группы пород по ЕНВ и Р-60	Пределы изменения $\Pi_{пр}$ дм ³ /кг	Среднее значение $\Pi_{пр}$ дм ³ /кг
Граниты средней трещиноватости, кварциты плотные железистые, кварциты плотные серые, руды апатитовые, известняк плотный, эмсевик песчаный	VIII—IX	2—10	6
Роговики, скарны, мрамор, гранитоиды, кремнь пластовый, известняки крепкие, гранит крупнозернистый и среднезернистый, фосфориты и доломиты крепкие	IX—X	0,2—5	3

Метод котловых зарядов по сравнению с методом шпуровых зарядов более экономичен, так как при применении зарядов большой величины соответственно увеличивается объем взорванной массы и снижается количество шпурометров на 1 м³ разрушаемого массива. Недостаток метода котловых зарядов — более крупное, чем при шпуровом и скважинном методах, дробление горной массы. Поэтому данный метод применяется сравнительно редко.

Расчет величины котловых зарядов производится по формулам: при серийном взрывании

$$Q = qaW^2, \quad (45)$$

при взрывании одиночных зарядов

$$Q = qW^3. \quad (46)$$

Величину W для уступов высотой до 15 м принимают равной: для крепких пород

$$W = (0,4 - 0,6) H;$$

для пород средней крепости

$$W = (0,5 - 0,7) H;$$

для слабых пород

$$W = (0,6 - 0,9) H.$$

Меньшее значение принимают для крепких пород и при высоте уступов более 10 м.

Котловые заряды с простреливанием скважины (шпуров) применяют для преодоления больших сопротивлений по подошве уступа и при взрывах на выброс в породах, имеющих показатель простреливаемости $\Pi_{пр} \geq 50$ дм³/кг (см. табл. 49).

Расстояние между котловыми зарядами принимают в пределах 0,8—1,4 W в зависимости от крепости пород и требуемой степени дробления.

Вес прострелочного заряда для образования котла определяется из выражения

$$Q_{пр} = \frac{Q}{\Pi_{пр} \Delta}, \quad (47)$$

где Q — вес основного заряда, кг;

$\Pi_{пр}$ — показатель простреливаемости породы, дм³/кг (см. табл. 49);

Δ — плотность заряжания ВВ, кг/дм³ (см. табл. 46).

Глубина перебура скважины (шпура) обычно равна половине расчетной высоты котла. Центр котлового заряда должен располагаться на уровне подошвы уступа. При расположении центра заряда выше уровня подошвы уступа образуются пороги, ниже — неровности в подошве. При заряжании в котле вначале размещают 80—85% заряда, затем вводят боевик и остальную часть заряда.

Для получения интенсивного и равномерного дробления в скважине (шпуре) размещают дополнительный удлиненный заряд на расстоянии 0,5—0,8 W выше котлового заряда. Промежуток между котловым и удлиненным зарядом заполняют забойкой. Длина забойки над удлиненным зарядом должна быть не менее 25 диаметров скважины (шпура). Глубина котловых скважин (шпуров) должна быть на 5—10% больше или равна высоте уступа или глубине траншеи.

Котловые скважины глубиной более 9,5 м взрывают только детонирующим шнуром или электрическим способом. В табл. 50 приведены расчетные параметры буровзрывных работ при отбойке горных пород котловыми зарядами.

Основные расчетные параметры при взрывании котловыми зарядами

Высота уступа, м	Глубина шпура или скважины, м	ЛНС, м	Расстояние между зарядами, м	Объем отбойки горной массы, м ³	Группа пород по ЕНКР										
					IV		VI		VIII		X				
					Q	Q _{пр}	Q	Q _{пр}	Q	Q _{пр}	Q	Q _{пр}			
3	3,3	2,55	3,1	25	6,5	0,16	1	7,5	0,45	1	10	2,4	2	13	6
4	4,4	3,4	4,1	60	15	0,36	1	18	1,0	1	24	5,8	2	30	14
5	5,4	4,25	5,1	110	27	0,66	1	33	1,81	2	45	11	2	55	26
6	6,4	5,10	6,1	190	48	1,3	1	57	3,1	2	75	18	3	95	45
10	10,5	8,5	10,2	870	215	5,3	1	260	15	1	350	60	2	435	205
15	15,5	12,75	15,3	2930	740	18	1	880	49	1	1170	280	2	1450	690

Примечание: Q — величина основного заряда, кг; Q_{пр} — величина зарядов простреливала, кг; л — количество простреливаний.

Таблица 51

Основные расчетные величины при взрывании методом малокамерных зарядов (рукавов)

Высота уступа, м	Длина рукава, м	Сечение рукава, м ²	ЛНС, м	Расстояние между зарядами, м	Объем пород, обрушаемой одной зарядом, м ³	Масса основного заряда в кг в зависимости от группы пород по ЕН и Р					
						III-IV	V-VI	VII	VIII	IX	
						Q	Q _{пр}	Q	Q _{пр}	Q	Q _{пр}
2	1,7	0,2 × 0,2	1,7	2,04	7	1,75	2,1	2,5	2,8	3,2	
3	2,55	0,25 × 0,25	2,55	3,06	23	5,3	6,9	8,0	9,0	10,0	
4	3,4	0,3 × 0,3	3,4	4,08	56	14	17	19	22	25	
5	4,25	0,4 × 0,4	4,25	5,1	108	27	32	38	43	49	
6	5,1	0,5 × 0,5	5,1	6,12	187	47	56	65	75	84	

Метод малокамерных зарядов

К методу камерных зарядов также относится сравнительно редко применяемый на открытых разработках способ взрывания малокамерными сосредоточенными зарядами, или рукавами. Рукав — горизонтальная или слегка наклонная выработка сечением от $0,2 \times 0,2$ до $0,5 \times 0,5$ м и длиной до 5 м используется на маломеханизированных карьерах при высоте уступа до 8 м. Рукава проводят по прослойкам мягких пород. Выход взорванной массы на один рукав небольшой. Расстояние между зарядами составляет 0,8—1,5 длины рукава, длина рукава — 0,5—0,8 высоты уступа.

В мягких породах проходка рукавов ведется ручным способом с применением ломов и лопат. Если приходится проходить рукава в скальных хорошо простреливаемых породах, применяются буровзрывные работы с прострелкой шпуров. Прострелка шпуров производится без забойки. Величина заряда в рукаве обычно подсчитывается по формуле (46) или принимается по табл. 51.

Метод камерных зарядов

Сущность этого метода заключается в размещении сосредоточенных зарядов значительной величины в мниных камерах (выработках) для взрывания объемов вокрышных пород на сброс или выброс, особенно на косогорах (рис. 31). Метод камерных зарядов

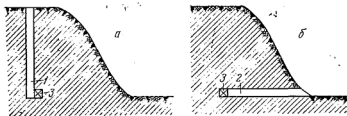


Рис. 31. Расположение мниных камер

а — в шурфе; б — в штольне
1 — шурф; 2 — штольня; 3 — мниная камера

применяют при высоте уступа не менее 12—15 м при отработке несслеживающейся горной массы.

Для обеспечения наиболее эффективной работы взрыва зарядов камерам следует придавать форму, близкую к кубической. При больших зарядах и при работе в неустойчивых породах камерам придают форму прямоугольного параллелепипеда, крестовую, Т-образную и др. При этом каждая камера должна быть проверена на коэффициент сосредоточенности (ρ) по формуле

$$\rho = \frac{0,62 \sqrt[3]{V_k}}{R} \geq 0,41, \quad (48)$$

где R — расстояние от центра заряда до наиболее удаленной его точки;

V_k — объем минной камеры, m^3 .

При значении коэффициента сосредоточенности более 0,41 заряд считается сосредоточенным.

При подготовке камерных выработок штольни должны иметь сечение не менее $1,2 m^2$ (высота 1,5 м, ширина 0,8 м), а шурфы — не менее $1 m^2$ в свету.

При отбойке вскрышных уступов (или нагорной части косогора) камерные заряды располагают в один или несколько рядов. Относительное расстояние между зарядами от 0,8 до 1,2 W в зависимости от требуемой степени рыхления и свойств породы. При двухрядном расположении камерных зарядов расстояние между рядами должно быть равно расчетной линии сопротивления для второго ряда. ЛНС составляет 0,75—0,95 высоты уступа.

При работе на выброс для получения заданного профиля выемки показатель выброса (n), число рядов зарядов и расстояние между рядами зарядов определяют графически. При определении исходят из условия, что образованная взрывом выемка должна полностью соответствовать или возможно ближе приближаться к заданному профилю. Показатель выброса определяется по формуле

$$n = \frac{R}{W}, \quad (49)$$

где n — показатель выброса;

R — радиус воронки взрыва, м;

W — ЛНС, м.

В случае необходимости получения выемки глубиной не менее глубины заложения зарядов расстояния между зарядами (a) в соответствии с выбранным значением (n) следует брать по табл. 52.

Величину зарядов рассчитывают по формуле Борескова:

$$Q = qW^3 (0,4 + 0,6n^3), \quad (50)$$

где Q — заряд выброса, кг;

q — удельный расход ВВ, $кг/м^3$ (принимается по табл. 51 и 52 для заряда нормального выброса).

При работе в зимних и весенних условиях, когда промерзает верхний слой почвы, заряд увеличивают на 10—20%.

Эта формула справедлива только при глубине заложения заряда (ЛНС) до 25 м.

Таблица 52

Расстояние между зарядами в зависимости от показателя выброса

Показатель выброса n	Расстояние между зарядами a
1,5	1,25 W
2,0	1,50 W
2,5	1,8—2,0 W
3,0	2,0 W

При производстве многорядного взрывания зарядов необходимо выполнение следующих условий: 1) при двухрядном взрывании заряды располагают один против другого; 2) при большом количестве зарядов последние располагают между зарядами крайних рядов; 3) для зарядов средних рядов значение принимают на 0,5 больше, чем для крайних рядов.

При направленном выбросе применяют не менее двух рядов зарядов (рис. 32). При двухрядном расположении зарядов направленность осуществляют за счет одновременного взрывания рядов зарядов. В первую очередь мгновенно взрывают заряды I ряда, примыкающего к нерабочему борту выемки. В то время как порода от взрыва зарядов I ряда находится еще в воздухе, с небольшим замедлением взрывают заряды II ряда, взрыв которых отбрасывает большую часть породы на нерабочий борт.

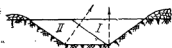


Рис. 32. Схема направленного выброса

При направленном одностороннем выбросе показатель действия взрыва зарядов того ряда, который наиболее удален от направления выброса, должен быть больше на 0,5 показателя действия взрыва зарядов другого ряда.

Величина паузы между взрывами рядов зарядов зависит от ряда факторов: глубины заложения зарядов, свойств горной породы, сорта ВВ, расстояния между рядами, направления ветра во время взрыва и т.п. Считают, что величина паузы может колебаться от 0,5 до 4,0 сек, причем установлено, что продолжительность паузы возрастает с увеличением показателя выброса W и с ростом ЛНС. Практика показала, что обычно направленные взрывы дают выброс на нерабочий борт до 70—80% породы. Известны случаи, когда выброс на нерабочий борт достигал 90%.

Взрывание на сброс заключается в том, что в результате взрыва камерных зарядов порода сбрасывается при благоприятном рельефе в естественную окладку местности или в выработанное пространство.

При определении ЛНС зарядов необходимо соблюдение двух условий: 1) расстояние от груди забоя до центра заряда должно быть в пределах 1,1—1,2 ЛНС; 2) радиус сферы разрушения не должен пересекать продуктивного слоя месторождения горного хрусталя.

ЛНС зарядов I ряда

$$W_1 = \frac{H}{(1,1 - 1,2)}; \quad (51)$$

ЛНС зарядов II ряда

$$W_2 = (0,85 - 0,90) W_1, \quad (52)$$

где H — высота уступа, м,

Расстояние между зарядами принимают в зависимости от величины показателя выброса в соответствии с табл. 52. Показатель выброса для II ряда (n_2) принимают больше, чем для I ряда (n_1):

$$n_2 = (1,2 - 1,25) n_1. \quad (53)$$

Расстояние между рядами равно ЛНС II ряда, т. е. 0,85—0,90 W. Рассчитывают заряды также по формуле Борескова.

Метод наружных зарядов

Этот метод применяется для дробления негабарита, мерзлого грунта, для взрывания порогов в подошве уступа, ликвидации нависей породы и т. п.

При разработке месторождений горного хрусталя приходится иметь дело с разделкой негабарита взрывным способом, особенно на открытых работах, при взрывании зарядов глубоких скважин на вскрышных уступах. Очень часто получают крупные куски — глыбы, не поддающиеся погрузке экскаватором, что создает необходимость дополнительных работ по вторичному дроблению. Даже при небольшом выходе негабарита на его разделку затрачивается большое число рабочих и оборудования и требуются дополнительные затраты. В то же время негабарит затрудняет работу экскаваторов, загромождает подъезды к ним. При дроблении накопившихся глыб взрыванием работу в карьерах приходится прекращать. Все это снижает производительность труда и коэффициент использования оборудования. Количество негабарита зависит от характера разрушаемых пород и от принятых параметров буровзрывных работ и колеблется в пределах от 0,5 до 7%.

Глыбы подвергаются вторичному дроблению непосредственно в забое, которое осуществляется методом наружных зарядов. При шпуровом методе в каждом крупном куске, требующем дополнительного дробления, пробуривается шпур (иногда, при очень крупном куске, несколько шпуров), производятся зарядка шпура ВВ, забойка и взрывание. Однако в связи с тем, что бурение шпуров довольно трудоемкая операция, требующая значительного времени, почти повсеместно разделку негабарита производят при помощи наружных зарядов. Несмотря на то, что этот метод требует большего расхода ВВ, он прост и позволяет разделять значительно быстрее, чем при помощи шпуровых зарядов.

Суть метода наружных зарядов заключается в следующем. На поверхности породной глыбы, которую необходимо разрушить, помещают заряд ВВ, стараясь при этом расположить его в углублении на поверхности глыбы для придания заряду сосредоточенной формы. Затем на него со всех сторон накладывается забойка (из грунта, песка, глины, земли, дерна и т. п.). Для лучшего действия наружного заряда рекомендуется укладывать забойку на поверхности взрываемой породной глыбы тонким слоем (толщиной около 3—3,5 см). Высота забойки должна быть не менее

тройной высоты заряда. Запрещается в качестве забойки использовать камни, щебень и т. п.

При этом методе заряд только одной стороной соприкасается с глыбой, поэтому он менее экономичен по сравнению с другими методами, удельный расход ВВ в этом случае бывает в 3—7 раз больше внутренних зарядов — 1,55—3,5 кг/м³ (аммонита). Обычно расход ВВ на вторичное дробление составляет при объеме негабаритного куска 0,25; 0,5 и 1,0 м³ соответственно 3,5; 2,1 и 1,55 кг/м³.

Рассчитывают величину накладного заряда по формуле

$$Q = qV, \quad (54)$$

где q — удельный расход ВВ (табл. 53);
 V — объем глыбы, м³.

На карьерах при взрывании наружных зарядов радиус опасной зоны принимается не менее 400 м.

Таблица 53

Удельный расход аммонита № 6ЖВ при дроблении негабарита и валунов наружными зарядами

Категория пород по ЕН и Р 1965 г.	При длине ребра негабарита 0,5—0,6 м		При длине ребра негабарита 0,7 м	
	количество кусков в 1 м ³	удельный расход ВВ, кг/м ³	количество кусков в 1 м ³	удельный расход ВВ, кг/м ³
IV—VI	5—8	1,1—1,3	3	0,8
VII—VIII	5—8	1,3—1,5	3	1,0
VIII—IX	5—8	1,6—1,8	3	1,2
X—XI	5—8	1,8—2,2	3	1,5

ГЛАВА VIII

ВСКРЫТИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

Изыскание рациональных и технически приемлемых способов вскрытия для месторождений горного хрусталя очень затруднено. В практике разработки жильных месторождений известно немало случаев ошибочных решений, являющихся следствием неправильного выбора способов вскрытия.

В большинстве случаев для вскрытия одного и того же месторождения горного хрусталя могут быть предложены к рассмотрению не один, а несколько способов-вариантов. Принимается такой вариант вскрытия, который обеспечивает безопасные условия труда для устройства и эксплуатации выработок вскрытия и технических сооружений на поверхности, сокращает до минимума вскрытие месторождения и развитие рудника, не вызывает дополнительных

непроизводительных расходов, присущих некоторым способам вскрытия, будет пригоден и в случае, если в будущем изменятся условия разработки, например будут обнаружены новые запасы на глубине или вблизи хрусталеносной жилы или жильной зоны. Найти такой наиболее целесообразный способ вскрытия — значит правильно решить задачу вскрытия.

Главными выработками вскрытия для подземных работ являются стволы шахт и штольни, а для открытых работ — траншеи. К вспомогательным выработкам вскрытия относятся квершлагги, полевые штреки и другие выработки, встречающиеся не при всяком способе вскрытия и служащие соединительным звеном между главной выработкой вскрытия и рудным телом. Способы вскрытия различны по типу главной выработки, месту ее заложения относительно жильного тела или совместно залегающих жильных тел, по типу, количеству и расположению вспомогательных выработок вскрытия.

При разработке месторождений горного хрусталя везде, где только позволяет рельеф земной поверхности района месторождения, стремятся применять вскрытие штольней. Это объясняется значительными преимуществами штольневого вскрытия перед шахтным. В одинаковых условиях скорость проходки штольни значительно выше, чем ствола шахты, а стоимость проходки и крепления 1 м штольни в несколько раз меньше. Ремонт и поддержание штольни за время ее использования стоят дешевле, чем ремонт и поддержание шахты в равных условиях. Удобнее и дешевле откатка горной массы по штольне по сравнению с подъемом ее по стволу. Водоотлив при вскрытии штольней, особенно проведенной по нижнему горизонту рудного тела, бывает несложным и дешевым. Безопасность и удобства при работе в штольне выше, чем при работе в шахте.

Если же для вскрытия потребуется штольня очень большой длины сравнительно с глубиной ствола шахты, то вскрытие шахтой может оказаться более выгодным. В этом случае вскрытие штольней может привести даже к проигрышу во времени и в стоимости, но экономия от водоотлива по штольне, если приток воды очень велик и откачка ее через ствол шахты будет стоить дорого, может сделать целесообразным вскрытие штольней. Недостатком вскрытия штольней является то, что она во многих случаях может быть проведена лишь к одному промежуточному горизонту рудного тела, а для разработки верхних и нижних этажей нужно проходить капитальные восстающие или слепую шахту. Если же по условиям рельефа возможно проведение самостоятельных штолен, то необходимо проверить их на экономичность. Преимущество отдается варианту более технически удобному и экономичному по учтенным затратам не менее чем на 10%.

При вскрытии шахтой приходится выбирать между вертикальным и наклонным стволами. Чаще всего применяются вертикальные стволы. Как правило, шахты располагают в лежачем или

висячем боку месторождения или в его фланге. В висячем боку месторождения шахты располагают только при невозможности или нецелесообразности размещения в лежащем боку из-за трудного рельефа, большой застроенности, неблагоприятных условий для проходки ствола вследствие специфического характера или большой водоносности горных пород, повышенных расходов на транспортировку горной массы (избытка при рыхлении и магазинировании вмещающих пород и отсортированной жильной массы) от устья шахты, например к отвалу.

В соответствии с принятым вариантом вскрытия выбирается место для заложения главной выработки вскрытия. Решается, например, в каком пункте по длине месторождения будет заложена шахта в лежащем боку. Место это не должно затопляться весенними водами или находиться под угрозой горных или снежных обвалов. Необходимо иметь условия для строительства околошахтных сооружений, место для размещения отвала пустой породы, а также наиболее благоприятные условия для проходки ствола шахты и его эксплуатации, чтобы расходы по подземному транспорту, подъему, вентиляции, доставке людей на работу и с работы были минимальными.

По правилам разработки месторождения нужно иметь не менее двух независимых выходов на земную поверхность. Поэтому помимо шахты или штольни, как главной выработки вскрытия, проходятся вспомогательные шахты, штольни или шурфы. Они могут также использоваться для вентиляционных целей, для спуска крепких и других материалов, закладки и др. Если главная и вспомогательная шахты находятся рядом, в районе средней части месторождения (по простиранию), то их расположение называется центральным. Если вспомогательные шахты находятся в одном или обоих флангах месторождения, а главная где-то посередине его длины, то это диагональное (фланговое) расположение. Оно сокращает путь вентиляционной струи и улучшает вентиляционную схему, позволяет использовать вспомогательные выработки для дополнительной разведки. Центральное расположение позволяет более удобно расположить поверхностные сооружения, быстро начать очистные работы, иметь один общий околотовольный целик. Достоинства флангового расположения шахт особенно ощутимы при разработке месторождений вытянутой формы; ими нередко являются месторождения горного хрусталя. Поэтому при разработке месторождений горного хрусталя в нашей стране распространено преимущественно фланговое расположение шахт.

В большинстве своем месторождения горного хрусталя, предназначенные для открытой разработки, отличаются холмистым рельефом поверхности, смешанным расположением отдельных частей жил и жильных зон относительно господствующей отметки земной поверхности, неправильными контурами и сложной формой жил и зон, наличием тектонических нарушений, большой крепостью пород, значительной разностью отметок верхней и нижней

граней карьерного поля и др. В зависимости от этих условий и определяется тот или иной способ вскрытия.

Для месторождения горного хрусталя характерны следующие основные способы вскрытия: на косогоре, бестраншейное, полутраншеями, отдельными траншеями, подземными выработками. Ниже приведена классификация способов вскрытия, предложенная Е. Ф. Шешко (табл. 54). В основу классификации положены признаки наличия, положения, количества и назначения капитальных горных выработок.

Таблица 54
Классификация способов вскрытия по Е. Ф. Шешко

Наименование способа	Сущность способа
I. Вскрытие отдельными траншеями	Каждый уступ вскрывается независимой траншеей
II. Вскрытие групповыми траншеями	Группы уступов вскрываются системой зависимых траншей; разные группы уступов вскрыты независимо друг от друга
III. Вскрытие общими траншеями	Все уступы вскрываются одной системой зависимых траншей
IV. Вскрытие парными траншеями	Способы I, II и III с двумя траншеями для вскрытия каждого уступа, нескольких или всех уступов карьера
V. Бестраншейное вскрытие	Вскрытие без проведения капитальных траншей
VI. Вскрытие на косогоре	Применение способов I—V для вскрытия месторождений, расположенных на возвышенностях
VII. Вскрытие подземными выработками	Вскрытие, при котором капитальные траншеи заменены подземными выработками
VIII. Комбинированное вскрытие	Вскрытие, осуществленное двумя или большим числом основных способов — I—VI

При равнинном рельефе поверхности месторождения для открытой разработки вскрывают главным образом въездными траншеями. Внешние въездные траншеи проводят до борта карьера, внутренние — на его бортах. Иногда только часть траншей проводят внутри карьера на его бортах. При внешнем заложении траншей месторождение может быть вскрыто одной центральной или фланговой траншеей (однотраншейное вскрытие), двумя центральными траншеями — парными, фланговыми или диагональными (двухтраншейное вскрытие). Эти траншеи называют наклонными и проходят их с уклоном, равным допустимому углу наклона пути для принятого вида транспорта (для автомобильного 0,060—0,100).

Из практики горного дела видно, что внутреннее заложение траншей обычно более целесообразно, чем внешнее. Оно позволяет

использовать для размещения траншей борта карьера, что сокращает проходческие работы. В этом случае сечение траншей чаще всего будет неполным. При внутреннем заложении траншей месторождение может быть вскрыто одной тупиковой, спиральной,

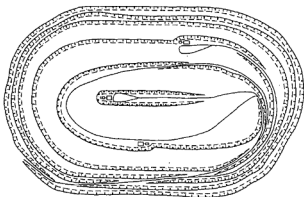


Рис. 33. Спиральные съезды

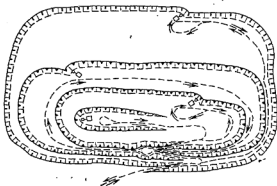


Рис. 34. Петлевые съезды

петлевой или крутой траншеей, а также двумя парными петлевыми или крутыми траншеями (рис. 33, 34). Траншей стараются располагать так, чтобы при развитии карьера они не попали в зону вскрыши или очистных работ и их не потребовалось бы переносить. Поэтому траншеи внешнего заложения стараются подводить к тому борту карьера, положение которого будет неизменным, т. е. который уже находится на предельном контуре карьера. На этом же борту помещают и траншеи в случае их внутреннего расположения. Обычно наиболее удобен борт по лежащему боку месторождения.

Следует заметить, что часто не удается избежать переделки траншей, и по мере развития карьера их переносят. Это, например, неизбежно для спиральной траншеи. Такие меняющие свое положение траншеи называются скользящими.

§ 2. ПРОВЕДЕНИЕ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Проведение открытых горных выработок осуществляется в более легких производственных условиях, чем подземных. Для вскрытия и подготовки месторождений к открытой разработке основными горными выработками являются каналы и траншеи.

Проведение каналов. Для осушения карьера проводятся руслоотводные и нагорные каналы (на участках пониженных отметок рельефа). Поперечное сечение каналов рассчитывается по возможному притоку воды, а продольному профилю каналов придают уклон 0,002—0,003. Посредством каналов (горизонтальных дрен) производится также ограждение карьера от грунтовых вод неглубокого залегания. Эти каналы, пересекая основной поток грунтовых вод, охватывают карьер с трех сторон в виде подковы.

Каналы имеют прямоугольное, трапециевидное или криволинейное (в виде желоба) поперечное сечение. Размеры поперечного сечения связаны с назначением канала. Угол наклона стенок зависит от устойчивости пород и бывает равен 90° при проведении неглубоких каналов прямоугольного сечения по устойчивым породам и $30\text{--}45^\circ$ при проведении трапециевидных каналов в менее устойчивых породах. Если существует опасность обрушения стенок каналов, их закрепляют затяжкой из жердей или горбылей, прижимаемых к породе свободно поставленными одна против другой стойками с распорками между ними (поперек каналов). В нужных случаях стенки каналов закрепляют камнем, бетоном или укладывают в них деревянные желоба (сплотки). Проводятся такие каналы, в основном нагорные, иногда вручную лопатами и кайлами, или пневматическими лопатами, пневмомолами, а также специальными машинами — канавокопателями.

Проведение траншей. Въездные траншеи относятся к наклонным выработкам, а разрезные являются горизонтальными выработками (практически уступы на карьерах в целях улучшения стока воды проходятся с небольшим уклоном — до 0,005). Форма поперечного сечения въездных траншей в большинстве случаев имеет вид трапеции, и только при проходе их по естественному косогору местами — вид треугольников. Формы поперечного сечения разрезных траншей весьма разнообразны и зависят в основном от способа вскрытия, мощности покрывающих пород и продуктивной толщи (жила или жильной зоны).

Основные элементы въездных траншей: поперечный профиль, уклон, длина и строительный объем. Ширина и уклон нижнего основания траншей различны и зависят от вида транспорта. Например, для автотранспорта ширина нижнего основания траншей

составляет: для однопутевого движения 4; 6,5—8 м и для двухпутевого движения 7; 12—14 м, при движении в грузовом направлении величина руководящего уклона 0,06—0,10, в порожняковом — до 0,20. Углы откосов бортов въездных траншей устанавливаются в зависимости от физико-механических свойств горных пород, в которых проходятся траншеи (см. табл. 33). Например, в раздельнозернистых связных и полускальных породах угол откоса борта траншеи принимается не более величины угла естественного откоса, а в скальных породах — в пределах 50—60° (для разрезной траншеи до 75°). Ширина разрезной траншеи по дну определяется по условиям размещения навала и сохранения проезжей части.

Разрезные траншеи, создающие первоначальный фронт для разработки каждого уступа, начинаются от капитальных траншей и предназначены для разрезки толщи пустых пород и полезного ископаемого по всей длине поля карьера. Располагаются они чаще всего по одной из границ карьерного поля, причем разработка месторождения начинается с разноса одного борта траншеи, реже обоих, в направлении к другой границе карьерного поля. В практике открытых работ трассы въездных траншей часто располагают вне проектных контуров карьера на конец отработки, а трассы разрезных траншей назначают всегда в проектных контурах карьерного поля (чаще всего по бортам).

Траншеи проходятся: 1) способами, при которых по трассе траншеи производятся массовые взрывы пород на выброс; 2) механизированными способами, при которых применяют различные типы экскаваторов и других машин. При проходке траншеи взрывами сосредоточенных зарядов на выброс заряды располагают в минных шурфах, пройденных в один ряд или более по ее длинной оси. Соответствующим расположением зарядов и взрыванием их в определенной очередности достигается выброс породы на один или оба борта. Часть породы падает обратно в траншею и зачищается экскаватором.

Траншеи обычно проходят экскаваторами с размещением породы на бортах или вблизи них при бестранспортном способе проходки или с транспортировкой породы на те или иные расстояния. Траншеи небольшой ширины и глубины проходят одним сплошным тупиковым забоем. Если траншея настолько широка, что ее без поперечной передвижки экскаватора, т. е. одним ходом экскаватора, не пройти, то проходку ведут сложным забоем, разделяя сечение траншеи на несколько забоев или заходов. Если же глубина траншеи превышает высоту разгрузки механической лопаты или ширина траншеи понизу недостаточна для установки механической лопаты, траншеи проходятся с помощью драглайнов. Для проходки траншей в мягких породах при небольшом объеме работ пользуются тракторными скреперами. По мягким породам можно проходить траншеи также с применением гидромеханизации.

Проходка траншей на косогорах. В практике раз-

работки месторождений горного хрусталя имеет место проведение траншей (полутраншей) на косогорах (рис. 35). В этом случае экскаватор с прямой лопатой разгружает породу непосредственно на откос косогора. Поэтому проходка траншей на косогорах более удобна, чем в обычных условиях, при равнинном характере местности.

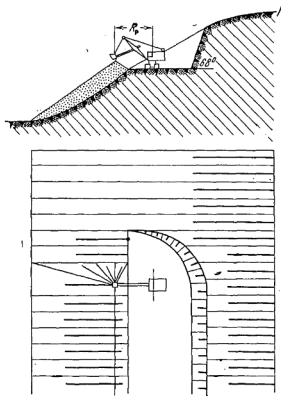


Рис. 35. Проходка траншей на косогоре
 R_p — радиус разгрузки, м

§ 3. КОЭФФИЦИЕНТЫ ВСКРЫШИ

Объемы вскрышных пород и полезного ископаемого, коэффициенты вскрыши, а также себестоимость вскрышных и добычных объемов являются основой для технико-экономических расчетов по обоснованию границ открытых работ. Трудоемкость открытого способа разработки в основном определяется мощностью и характером покрывающих и вмещающих пород, удаляемых с рудного тела, жильной зоны или пласта полезного ископаемого при их обработке, что отражается в коэффициенте вскрыши. Последний является одним из главных показателей, который принимается во

внимание при решении вопроса об экономической целесообразности применения открытых работ.

При разработке месторождения горного хрусталя открытым способом коэффициент вскрыши определяется отношением объема пустых пород к 1 м³ продуктивной горной массы (подлежащей выемке) и измеряется в кубометрах.

При проектировании и разработке карьеров различают следующие коэффициенты вскрыши: средний (общий), эксплуатационный, слоевой, контурный, текущий, предельный (граничный) и плановый. Геометрическими показателями карьера или его участка служат средний, эксплуатационный, слоевой и контурный коэффициенты вскрыши, которые устанавливаются соответствующими расчетами. Производственным показателем является текущий коэффициент вскрыши, характеризующий режим горных работ карьера. Экономическими показателями являются предельный и плановый коэффициенты вскрыши, используемые в расчетах, связанных с экономикой и финансированием открытых работ.

Средний общий коэффициент вскрыши выражает отношение всего объема вскрыши ко всему объему продуктивной горной массы, извлекаемой в пределах контура карьера до установленной его конечной глубины:

$$K_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{в}}}{V_{\text{п}}} \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (55)$$

где $V_{\text{в}}$ — объем вскрыши, м³;

$V_{\text{п}}$ — объем продуктивной горной массы, м³.

В том случае, если величины $V_{\text{в}}$ и $V_{\text{п}}$ являются данными геологоразведочных работ и не увязаны с проектом карьера, полученный $K_{\text{ср}}$ называется геологическим, а если в принятых конечных контурах карьера в процессе его проектирования уточнены объемы пород и установлены балансовые запасы продуктивной горной массы (за вычетом потерь), то полученный $K_{\text{ср}}$ называется промышленным и определяется из выражения

$$K_{\text{ср}} = \frac{V_{\text{к}} - V_{\text{п}}(2\eta - 1)}{V_{\text{п}}\eta} \text{ м}^3/\text{м}^3, \quad (56)$$

где $V_{\text{к}}$ — объем карьера, м³;

η — коэффициент извлечения продуктивной горной массы, учитывающий ее потери в карьере при эксплуатации ($\eta = 0,93—0,97$).

При разработке месторождений горного хрусталя средние коэффициенты вскрыши обычно невелики и составляют в основном 1,5—2 и очень редко 2,5—5 м³/м³.

Общеизвестно, что значение среднего коэффициента вскрыши пропорционально периметру дна карьера, поэтому при оконтуривании последнего стремятся получить минимальный его периметр путем проведения контура по контуру рудного тела или жильной зоны с вмещающими породами и некоторого округления его тор-

цовой части (рис. 36). Расчеты вскрышных объемов проводятся по поперечным профилям графоаналитическим способом с использованием метода вариантов. Они позволяют учитывать индивидуальные особенности рудного тела или жильной зоны, изображенной на геологических профилях. При этом методе рудное тело или жильная зона и вмещающие породы на каждом геологическом про-

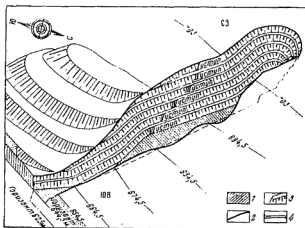


Рис. 36. Общий вид карьера на склоне косогора
1 — полезное ископаемое; 2 — контур; 3 — отвалы; 4 — уступы-бермы

филе разделяются по глубине на отдельные 10-метровые слои, высота которых равнаратно принятой высоте вскрышного (10 м) и добычного (10/2 м) уступов. На каждом профиле проводятся линии откосов бортов для каждого исследуемого горизонта. Точки пересечения линий откосов бортов с поверхностью означают положение верхней бровки карьера для соответствующего варианта глубины. Углы откосов бортов принимаются согласно Правилам технической эксплуатации (ПТЭ) равными углами откоса на момент погашения открытых работ. Они неизменны при увеличении глубины карьера.

Выполненные таким образом графические построения позволяют устанавливать контуры карьера и вскрышные объемы, а также необходимый по карьеру средний коэффициент вскрыши.

Эксплуатационным коэффициентом вскрыши называется средний (промышленный) коэффициент вскрыши на период эксплуатационных работ в карьере или на его участке. Значения эксплуатационного коэффициента вскрыши резко отличаются от значений промышленного коэффициента вскрыши только при ограниченных размерах карьеров в плане, большой мощности наносов, а также при относительно больших объемах горнокапитальных работ.

Эксплуатационный коэффициент служит критерием для установления правильного режима горных работ и расчетов потребного оборудования на период эксплуатации. Он определяется как отношение общего объема вскрышных пород в карьере или на участке (V_n), за вычетом той его части (V_n^c), которая перемещается в отвал при строительстве карьера, к общим запасам (V_n) продук-

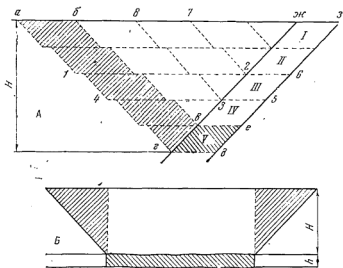


Рис. 37. Схемы к определению коэффициентов вскрыши
 А — среднего, погоризонтального и предельного; Б — геологического

тивной горной массы, за вычетом той ее части (V_n^c), которая добыта при строительстве карьера:

$$K = \frac{V_n - V_n^c}{V_n - V_n^c} \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (57)$$

Слоевой коэффициент вскрыши — отношение объема вскрыши, которую надо удалить для обнажения продуктивного блока на данном горизонте, к объему извлекаемой на этом горизонте продуктивной горной массы. Под слоем понимается часть объема горной массы в конечных контурах карьера, заключенная между двумя смежными горизонтами работ. Высоту слоя обычно принимают равной высоте уступа. Так, например, при разработке горизонта III крутопадающей залежи (рис. 37, А) погоризонтальный объем породы на 1 м длины карьера составляет фигуру 1, 2, 3, 4, а объем продуктивной горной массы на этом горизонте фигуру 2, 3, 5, 6.

Понятие слоевого коэффициента вскрыши имеет физический смысл только для наклонных и крутых пластов, у которых значе-

ния коэффициента вскрыши будут в значительной степени изменяться с глубиной разработки месторождения. В условиях равнинной поверхности (см. рис. 37, Б) слоевой коэффициент вскрыши имеет обычно максимальную величину на уровне дна карьера. Для месторождений, расположенных на склоне возвышенностей, значения этого коэффициента на различных горизонтах обычно мало отличаются от значения среднего коэффициента вскрыши. При проектировании карьеров эти коэффициенты устанавливаются для планирования вскрышных и добычных работ на уступах и расчета грузооборота транспорта по горизонтам карьера.

Контурный коэффициент вскрыши (называется также погоризонтным и поуступным) обычно устанавливается при проектировании карьеров на наклонных и крутопадающих жильных телах для определения конечной глубины карьера. Контурный коэффициент вскрыши есть отношение объема вскрышных пород ΔV_v к извлекаемым запасам полезного ископаемого ΔV_n , прирезаемых к карьере при расширении его контуров:

$$K_k = \frac{\Delta V_v}{\Delta V_n} \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (58)$$

С увеличением глубины карьера, как правило, возрастает и контурный коэффициент вскрыши.

Текущий коэффициент вскрыши определяется отношением объема вскрышных пород, фактически перемещаемых в карьере из массива в отвал за какое-либо время (год, квартал, месяц), к фактически добываемому количеству полезного ископаемого за этот же период. Этот коэффициент вскрыши за период эксплуатационных работ в карьере не остается постоянным и может значительно отклоняться от эксплуатационного коэффициента вскрыши. Текущий коэффициент вскрыши является производственным показателем, который выводится только при планировании и в технических отчетах для какого-либо определенного периода.

Предельный (граничный, критический) коэффициент вскрыши определяет то наибольшее соотношение между объемом вскрываемой пустой породы и добываемой руды, при котором открытая разработка экономически равноценна подземной. По значениям предельного коэффициента вскрыши находят границы открытых работ. Обычно он устанавливается путем приравнивания полной себестоимости добычи полезного ископаемого из открытых и подземных работ для данных условий. Если C_n — себестоимость добычи 1 м³ полезного ископаемого подземным способом, C_o — то же, открытым способом и C_v — полная стоимость производства 1 м³ вскрышных работ, то условия экономичности открытого и подземного способов работ могут быть выражены следующим неравенством [59]:

$$C_o + K_{гр} C_v \leq C_n. \quad (59)$$

Из неравенства (59) можно определить предельное значение коэффициента вскрыши, определяющее границу между открытым и подземным способами разработки месторождения:

$$K_{гр} \leq \frac{C_{п} - C_{о}}{C_{в}} \text{ м}^3/\text{м}^3. \quad (60)$$

Последнее неравенство определяет также и предельную глубину разработки наклонных и крутых месторождений, и предельную мощность покрывающих пород для горизонтальных и пологих месторождений.

Выражение (60) имеет практический смысл, если $C_{п} > C_{о}$. Это значит, что разработку месторождений открытым способом рационально проводить до тех пор, пока стоимость добычи 1 м³ не будет выше стоимости добычи 1 м³ полезного ископаемого при разработке этого же месторождения подземным способом.

Значение величин $C_{п}$ и $C_{о}$ принимают по практическим данным работающих рудников или определяют специальным расчетом. Чем больше разница между этими величинами и чем меньше стоимость вскрышных работ, тем большее значение имеет предельно-граничный коэффициент вскрыши. Значение величины $C_{в}$ зависит главным образом от возможной к применению в данных условиях системы открытой разработки месторождения, а в пределах каждой системы — от мощности внешней вскрыши. Соответственно сказанному действительные значения граничных коэффициентов вскрыши весьма различны.

При разработке месторождений горного хрусталя значение $K_{гр}$ находится в пределах 4—6 м³/м³.

Формулой (60) можно не пользоваться, если экономические и технические преимущества одного из способов в условиях данного месторождения выражены очень резко, поэтому выбор между ними не требует расчетов, например, когда жильное тело или жильная зона расположены на площади с приподнятым рельефом (сопочно-горный рельеф) и выходят непосредственно на поверхность или прикрыты небольшой толщей пустых пород, а также когда совершенно очевидна выгодность подземного способа, так как рудное тело залегает под сравнительно большой толщей наносов и на значительной глубине.

Следует заметить, что больше всего прибегают к расчетам по формуле (60), когда условия залегания месторождения таковы, что без технико-экономических соображений нельзя решить, какой из способов выгоднее, причем коэффициент вскрыши в пределах всего месторождения сохраняется примерно постоянным (см. рис. 37, Б).

В практике чаще всего приходится иметь дело с месторождениями, где на различных его участках коэффициент вскрыши характеризуется непостоянством. Например, с углублением разработок увеличивается погоризонтный коэффициент вскрыши. Поэтому на участках месторождения, залегающих ближе к поверх-

ности, может оказаться выгодным применение открытой разработки, а на более глубоких — подземной. Из рис. 38 видно, что по мере углубления открытых работ погоризонтный коэффициент вскрыши возрастает. Так, если для выемки объема продуктивной горной массы V_1 на глубине H_1 от поверхности нужно вскрыть объем пустой породы $a_1 a_2 b_1 b_2$, то при углублении карьера для

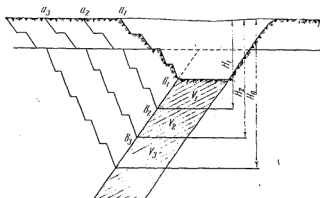


Рис. 38. Определение целесообразной глубины открытой разработки при непостоянном коэффициенте вскрыши

выемки равного объема продуктивной горной массы U_2 потребуется вскрыть заметно большее количество пустой породы $a_2 a_3 b_2 b_3$. Допустим, что коэффициент вскрыши K_1 на глубине H_1 значительно меньше предельного, на глубине H_2 он только немного меньше предельного и, наконец, на глубине H_n (при выемке объема U_3) он становится равным предельному значению. При дальнейшем углублении ниже H_n погоризонтный коэффициент вскрыши превысит предельный [81].

Практика проектирования карьеров показывает, что глубина открытых работ в основном определяется значениями контурного коэффициента вскрыши, который изменяется довольно резко при увеличении глубины карьера. Так, например, при увеличении глубины карьера на 20—30% коэффициент вскрыши увеличивается больше чем на 20—30%, а изменение стоимостных показателей в этих пределах происходит только на 5—6%. Поэтому при проектировании карьеров обычно полагают себестоимость добычи 1 м³ полезного ископаемого и затраты на 1 м³ вскрышных работ не зависящими от искомой глубины карьера. Однако их абсолютная величина должна быть определена по возможности точно, применительно к конкретным условиям разработки и возможной глубине карьера.

Следует заметить, что вопрос определения целесообразной границы между открытой и подземной разработками требует более глубокого подхода и всестороннего учета многих факторов.

Формальный подход к определению целесообразной глубины открытой разработки по формуле (57) не всегда правилен, иногда он может привести к серьезным ошибкам. Например, если погоризонтный коэффициент вскрыши ниже предельной глубины возрастает не очень сильно, то продолжать открытую разработку будет выгодно на глубину значительно большую, чем предельная. Если запасы продуктивной горной массы в месторождении ниже предельной глубины невелики, то вложение крупных средств на вскрытие нижней части месторождения для подземной ее разработки может сильно увеличить стоимость подземной добычи руды и она окажется значительно дороже, чем принималась в экономическом расчете предельного коэффициента вскрыши. Поэтому переход с открытой разработки на подземную предпринимают обычно только при наличии крупных запасов, оставшихся для подземной разработки. В то же время известны случаи, когда опасность массового обрушения бортов карьера заставляла прекращать открытую разработку и переходить на подземную раньше, чем это становилось экономически выгодным.

На конечные границы карьера огромное влияние оказывает режим горных работ. За счет оптимально выбранного режима вскрышных и добычных работ можно без снижения эффективности открытого способа разработки значительно расширить область его применения.

При установлении границ открытых работ необходимо применять методы расчета, всесторонне учитывающие эффективность капитальных вложений, ожидаемые экономические показатели работы проектируемого карьера, режим горных работ, способ вскрытия и т. п. Этим условиям наиболее полно отвечает принцип сравнения граничного коэффициента вскрыши с суммой первоначального и усредненного эксплуатационного коэффициентов вскрыши. Наиболее экономически обоснованным определением граничного коэффициента вскрыши следует считать принцип определения его на основе допустимой себестоимости конечного продукта. При сравнении эффективности открытых и подземных работ необходимо исходить из условия равенства рентабельностей сравниваемых способов разработки месторождений.

Плановый коэффициент вскрыши используется в текущих финансовых расчетах производственной себестоимости продуктивной горной массы (C_n) при погашении затрат на вскрышные работы:

$$C = C_n + K_{гр} C_{в}, \quad (61)$$

где $C_{в}$ — текущая себестоимость 1 м³ вскрышных работ, руб.;

C_n — текущая себестоимость 1 м³ продуктивной горной массы, руб.

ГЛАВА IX

СИСТЕМЫ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

После того как пройдены въездные и разрезные траншеи и создан первоначальный фронт работ для размещения экскаваторов и транспортных путей, начинаются эксплуатационные работы, т. е. удаление вскрыши и добыча продуктивной горной массы.

Вскрышные работы заключаются в снятии пустых непродуктивных пород для подготовки запасов продуктивной горной массы к выемке. Вскрышные породы могут разрабатываться на одном или на обоих бортах разрезной траншеи, одним или несколькими уступами в зависимости от мощности вскрышных пород и типа оборудования. По мере удаления основной массы вскрышных пород, покрывающих определенную площадь продуктивного блока, на этой площади производят зачистку породы, оставшейся в кровле продуктивного блока, и после этого приступают к очистным работам, которые, так же как и вскрышные, начинаются разносом одного или двух бортов разрезной траншеи, пройденной в толще продуктивного блока месторождения.

Вскрышные работы со всеми вспомогательными называются подготовительными, так как посредством этих работ продуктивный блок месторождения обнажается и подготавливается к следующей операции — очистным работам. Производство вскрышных работ включает следующие процессы: отбойку (предварительное разрыхление вмещающих пород), погрузку, транспортировку и разгрузку. Вскрышные работы начинаются раньше очистных, а затем в большинстве случаев ведутся с ними одновременно. При правильной разработке месторождения вскрышные и очистные работы ведутся в строго определенном порядке. Порядок выемки продуктивной горной массы называется системой разработки.

§ 2. ОСНОВНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

При разработке месторождений открытым способом большое значение имеет правильный выбор основных элементов системы разработки. К ним относятся: высота и число уступов, углы откосов уступов, ширина заходов и рабочих площадок и длина фронта карьера. Открытые горные работы, как правило, ведутся горизонтальными слоями, почвоуступно.

Уступ — неотъемлемая часть открытых разработок и основной их элемент. Высота уступа не должна превышать:

при разработке ручным способом рыхлых сыпучих пород — 3 м, мягких, но устойчивых, а также крепких монолитных пород — 6 м;

при разработке драглайнами — высоту или глубину черпания экскаватора;

при разработке однокоровыми экскаваторами типа механической лопаты: без применения взрывных работ — максимальную высоту черпания экскаваторов; с применением взрывных работ при однорядном и двухрядном взрывании — более чем в 1,5 раза высоту черпания экскаваторов (при этом высота развала не должна превышать высоту черпания экскаватора).

Угол откоса рабочего уступа зависит главным образом от его высоты, устойчивости пород, слагающих уступ. Этот угол в разных случаях колеблется от 45 до 80°. Для рабочих уступов он больше, для отработанных и находящихся у предельного контура карьера меньше (табл. 55).

Таблица 55

Углы устойчивых откосов рабочих уступов
(временная устойчивость)

Породы рабочих уступов	Угол устойчивого откоса, град
Монолитные скальные	До 90
Скальные изверженные	70—80
Скальные осадочные	50—60
Полускальные и сухие песчаные	40—50
Песчано-глинистые и глинистые	35—45

Углы откосов рабочих уступов допускаются:

при работе экскаваторов типа механической лопаты и драглайна — до 80°;

при ручной разработке: рыхлых и сыпучих пород — не более угла естественного откоса этих пород; мягких, но устойчивых пород — не более 50° и скальных пород — не более 80°.

Предохранительные углы откоса нерабочих уступов (углы устойчивости) устанавливаются проектом или по данным маркшейдерских наблюдений. При погашении уступов должны оставаться предохранительные бермы шириной не менее одной трети расстояния по вертикали между смежными бермами. Предохранительные бермы должны оставаться не более чем через каждые три уступа. При погашении уступов должен соблюдаться общий угол наклона борта, установленный проектом.

При работе на уступах должна регулярно проводиться их оборка от навесей и «kozyрьков», а также ликвидация заколов. Запрещаются проведение каких-либо работ и нахождение людей под «kozyрьками» и навесьями уступов.

При разработке месторождений горного хрусталя на подавляющем большинстве современных механизированных карьеров высота вскрышных уступов при нормальных условиях колеблется от 8 до 10 м (в весьма редких случаях до 12 м), а высота добычного подступа не превышает 4—5 м. Как правило, добычный слой отрабатывается двумя подступами.

Ширина рабочей площадки (рис. 39) определяется по формуле

$$B = 2b + c + t + p, \quad (62)$$

где b — ширина заходки, м;
 c — ширина развала породы после взрыва; м;
 t — ширина транспортной площадки, м;
 p — резервная ширина, м.

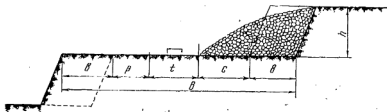


Рис. 39. Ширина рабочей площадки

b — ширина заходки; c — ширина развала породы после взрыва; t — ширина транспортной площадки; p — резервная ширина; h — высота уступа; B — ширина рабочей площадки

Способ и порядок отработки уступов

При разработке месторождений горного хрусталя в основном применяют параллельное перемещение фронта вскрышных и добычных работ. Выемка с параллельным перемещением забоев приме-

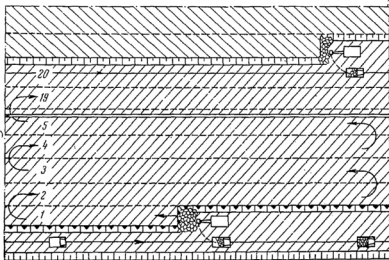


Рис. 40. Выемка параллельными ходами

1—20 — номера заходок

няется при разработке месторождений любой формы. Параллельное перемещение фронта работ (рис. 40) достигается при отработке уступов заходками с постоянной шириной по всему фронту работ карьера. Площадки уступов имеют форму вытянутых вдоль фронта прямоугольников. При параллельном способе перемещения фронта работ характерна систематическая передвижка по мере отработки рабочего борта карьера криволинейной части участка примыкания капитальной траншеи к площадкам отдельных рабочих уступов.

Выемка с параллельным перемещением забоев — это по существу та же система выемки заходками по простиранию или вкрест простирания с некоторыми незначительными видоизменениями.

Параллельное перемещение фронта работ весьма успешно применяется в скальных породах и наиболее эффективно при использовании одноковшовых экскаваторов, работающих с автомобильным и конвейерным транспортом.

§ 3. КЛАССИФИКАЦИЯ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Эффективность разработки месторождения открытым способом определяется в основном системой работ и применяемыми при разработке средствами механизации отдельных процессов. Система разработки, определяющая способы производства вскрышных и добычных работ, конструктивный характер карьеров и выбор типа горно-транспортного оборудования, устанавливает основные параметры разработки — порядок отработки карьерного поля, объемы работ на отдельных участках и на карьерах в целом и в конечном итоге определяет качество разработки, т. е. технико-экономические показатели работы карьера.

На практике существует много различных систем открытой разработки месторождений. Общепринятой классификации систем открытой разработки до сих пор нет, хотя предложений в этом направлении было сделано много (Е. Ф. Шешко, Н. В. Мельниковым, М. Г. Новожиловым и др). Наиболее распространенной является

Таблица 56

Классификация систем открытой разработки месторождения

Группа систем разработки	Индекс системы	Система разработки
А. Бестранспортные системы разработки с перевалкой вскрыши (с поперечным перемещением породы в отвал)	А-1	Система разработки с непосредственной экскаваторной перевалкой вскрыши
	А-2	То же, с кратной экскаваторной перевалкой вскрыши
	А-3	То же, с перевалкой вскрыши консольными или мостовыми отвалообразователями

Группа систем разработки	Индекс системы	Система разработки
Б. Транспортные системы разработки с перевозкой вскрыши (с продольным перемещением породы в отвал)	Б-4 Б-5 Б-6	Системы с перевозкой породы во внутренние отвалы То же, во внешние отвалы То же, во внутренние и внешние отвалы
В. Комбинированные системы с перевалкой и перевозкой вскрыши (с поперечным и продольным перемещением породы в отвал)	В-7 В-8	Системы с перевалкой породы во внутренние отвалы и частичной перевозкой во внешние отвалы Системы с перевозкой породы во внешние отвалы и частичной перевалкой породы во внутренние отвалы
Г. Системы разработки с незначительным объемом вскрышных работ, когда способы перемещения породы в отвал не имеют существенного значения	—	—

классификация систем разработки, предложенная Е. Ф. Шешко, в основу которой положен способ производства наиболее трудоемких вскрышных работ (табл. 56).

Из табл. 56 видно, что применительно к условиям разработки месторождений горного хрусталя подходят главным образом системы группы Б с условным обозначением Б-5 и Б-6 и частично система разработки А-1.

§ 4. БЕСТРАНСПОРТНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ

При разработке месторождений по бестранспортной системе пустые породы перемещаются в выработанное пространство непосредственно вскрышными экскаваторами без помощи транспортных средств. Эта система разработки наиболее простая и эффективная. Разработка месторождений при указанной системе производится одноковшовыми экскаваторами с оборудованием механической лопаты или драглайна, имеющих удлиненные рабочие размеры (стрелу и рукоять) и большую емкость ковша. Экскаватор устанавливается на кровле уступа и разрабатывает его с разгрузкой породы в выработанное пространство. Условие рационального расположения экскаватора — обеспечение наибольшей дальности перемещения вскрышных пород в выработанное пространство.

Драглайн располагается на кровле разрабатываемого породного уступа и отрабатывает уступ с выгрузкой породы в вырабо-

таинное пространство. Возможна также разработка с применением экскаватора — механической лопаты на вскрышном уступе и драглайна переэкскавации.

§ 5. ТРАНСПОРТНЫЕ СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ

Транспортные системы разработки, при которых вскрышные породы средствами транспорта вывозятся на отвалы, в зависимости от расположения отвалов разделяются на системы: 1) с транспортировкой породы на внутренние отвалы, 2) с транспортировкой породы на внешние отвалы. В первом случае отвалы располагают в выработанном пространстве, которое образуется после выемки полезного ископаемого. Внешние отвалы располагают на поверхности вне контуров карьерных полей на возможно близких расстояниях от карьера. Отвалообразование в выработанном пространстве — более экономичный способ складирования породы. Расстояние транспортировки до внутренних отвалов, как правило, меньше, условия работы транспорта легче и отпадает необходимость в дополнительном отводе поверхности под отвалы. Однако этот способ не универсален, так как необходимым условием его применения является пологое или слабонаклонное (до 10°) залегание жил и продуктивных зон.

Для возможности применения внутреннего отвалообразования необходимо создать определенный объем выработанного пространства, что осуществляется в начале разработки путем вывозки породы на внешние отвалы. Поэтому в начале разработки месторождения вывоз вскрышных пород производится на внешние отвалы, и лишь после создания необходимого отгона бортов карьера переходят на внутреннее отвалообразование.

Система разработки с перевозкой породы во внешние отвалы

Система разработки с перевозкой породы во внешние отвалы наиболее распространена для разработки месторождений горного хрусталя открытым способом и является самой универсальной, применимой для любых условий залегания полезного ископаемого. Важнейшее звено в этой системе — четкая организация автотранспорта на вывозке вскрышных пород, обеспечивающая высокопроизводительную работу экскаваторов.

Различают три основных типовых варианта этой системы с параллельным перемещением забоев, отличающихся расположением главных въездных и выездных траншей по отношению к выемочным ходам.

На рис. 41 представлена типовая схема параллельной выемки с одной фланговой траншеей, т. е. односторонняя фланговая отработка заходок. Сущность ее заключается в том, что вскрышу пустых пород и добычу полезного ископаемого производят парал-

лельными заходками из главной траншеи. Из этой траншеи проходит почти под прямым углом к ней разрезная траншея, от которой ведется вскрыша и добыча в том порядке, как это указано на рис. 41:

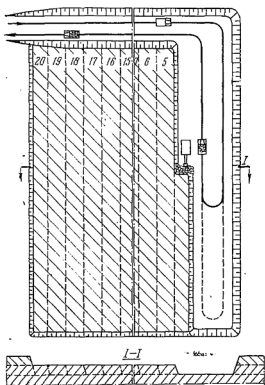


Рис. 41. Параллельная выемка с одной фланговой траншеей
5—20 — номера заходок

Порядок отработки зависит от расположения жильного тела по отношению к главной траншее. Так, если оно имеет падение в направлении главной траншеи, выемку заходок начинают от дальней границы, а при обратном падении — от ближней. Если главная траншея расположена по простиранию, выемку заходок можно вести одновременно от противоположных границ, навстречу друг другу. Если же в жильном теле обнаруживается пониженная средняя часть, то отработку осуществляют из середины участка одновременно к ближней и дальней границам.

На рис. 42 представлена типовая схема двусторонней параллельной выемки с одной центральной траншеей. Этот вариант отличается от предыдущего тем, что при вскрытии месторождения

проходится одна главная откаточная траншея, заложенная посредине месторождения. Из конца этой траншеи проходится в обе стороны под прямым углом разрезная траншея, и далее вскрышные и очистные работы ведутся параллельными ходами в том порядке, как это указано на рис. 42.

Основной недостаток первых двух вариантов системы — невозможность обеспечить непрерывное движение груженых и порожних автосамосвалов вследствие тупиковой схемы расположения откаточных путей, что снижает интенсивность разработки.

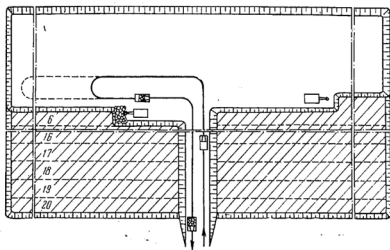


Рис. 42. Двусторонняя разработка с параллельным перемещением забоя
6—20 — номера заходов

На рис. 43 представлена типовая схема параллельной выемки с двумя фланговыми траншеями, т. е. односторонняя разработка с кольцевой откаткой. Выемка с двумя фланговыми траншеями отличается от предыдущей тем, что вместо одной проходится две главные откаточные траншеи на обоих флангах месторождения. Обе эти траншеи соединяются разрезной траншеей, из которой развиваются вскрышные и очистные работы в том порядке, как это указано на рис. 43.

Эта система имеет то преимущество по сравнению с предыдущими, что дает возможность организовать кольцевую откатку, т. е. порожние автосамосвалы всегда заходят в карьер по одной траншее, а груженные выходят по другой. Благодаря этому создается непрерывность потока груженых и порожних автосамосвалов в одном направлении и достигается необходимая интенсивность разработки.

Разработка месторождений горного хрусталя при холмистом рельефе поверхности характеризуется многообразием топографи-

ческих, инженерно-геологических и климатических условий. Для районов Северо-Востока и Крайнего Севера характерны внезапные сели и лавины, все это следует учитывать при выборе способов разработки и дорожных коммуникаций. Климат этих районов

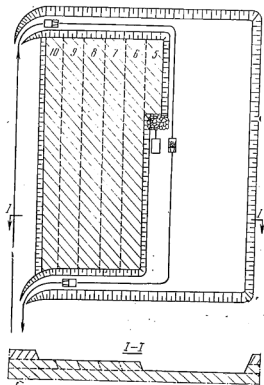


Рис. 43. Параллельная выемка с двумя фланговыми траншеями
5—10 — номера заходов

резко континентальный, с большими перепадами температуры по временам года и в течение суток. Ветер, облачность, частые туманы и метели резко ухудшают видимость и затрудняют работу транспорта. А при весьма низких температурах (доходящих местами до -60°C), как правило, весь декабрь для карьерных работ нерабочий период.

В северных районах с суровыми климатическими условиями (бураны, снегозаносы, гололед) в зоне вечной мерзлоты особенно тщательно изучается рельеф поверхности, являющийся исходным фактором для освоения месторождения.

В зависимости от параметров и расположения жилого тела или жилой зоны относительно косогора определяются форма

контура карьера и протяженность фронта работ. Контур нагорного карьера бывает замкнутым или незамкнутым. В замкнутом контуре осуществляют подъем породы с нижних горизонтов, а затем спуск до отметки господствующей поверхности. В незамкнутом контуре порода с успехом перемещается только вниз, что обычно сокращает расстояние перевозок и обуславливает движение груженых автосамосвалов под уклон, а порожних на подъем.

Карьеры с незамкнутыми контурами могут быть представлены только в двух вариантах: а) с постоянным сужением контура, когда длина фронта работ на нижних горизонтах сокращается; б) с постоянным расширением контура, когда протяженность фронта работ на нижних уступах увеличивается, в то же время по мере подвигания фронта в глубь косягора фронт каждого уступа сокращается.

Следует заметить, что разработка нагорных карьеров обычно начинается с верхних горизонтов, чем и объясняется увеличение первоначальных затрат на проведение капитальных полутраншей. Для складирования пород на нагорных карьерах широко применяют погоризонтные внешние отвалы. При этом объем пород транспортируется автосамосвалами под уклон, а горизонты вскрываются горизонтальными полутраншеями.

ГЛАВА X

ВЫЕМОЧНО-ПОГРУЗОЧНЫЕ РАБОТЫ

Разработка месторождений горного хрусталя открытым способом сопровождается большими объемами горных работ, главнейшие средства механизации которых — одноковшовые экскаваторы, бульдозеры и колесные скреперы. Если экскаваторы только основные выемочно-погрузочные машины, то бульдозеры и частично колесные скреперы — вспомогательные.

Бульдозеры применяются главным образом на зачистных, отвальных работах и иногда непосредственно на вскрыше по тальм и рыхлым грунтам. Колесный скрепер — снаряд, предназначенный для экскавации, транспорта и разгрузки горной массы в отвал, применяется в тальных и рыхлых отложениях, в грунтах, не требующих рыхления с помощью буровзрывных работ.

§ 1. ЭКСКАВАТОРНЫЕ РАБОТЫ

Для разработки месторождений горного хрусталя наиболее приемлемы экскаваторы с ковшами емкостью 0,65—1,5 м³, на гусеничном ходу. По требованию заказчика экскаваторы поставляются с прямой лопатой и драглайном.

Экскаваторы — мехлопаты с ковшами емкостью 0,65—0,8 м³ выпускаются под марками Э-652Б и Э-652БС. Поскольку мощность дизеля Д-108, устанавливаемого на экскаваторах Э-652Б, является избыточной (130 л. с.), то ее ограничивают до 75—82 л. с. путем

регулирования топливной аппаратуры и снижения числа оборотов двигателя. Экскаватор Э-652Б представляет собой усовершенствованную модель экскаватора Э-652А. Экскаваторы Э-652БС являются специальными машинами, предназначенными для работы на Крайнем Севере. Вес экскаваторов 21—25 т.

Экскаватор-мехлопата Э-10011А с ковшом емкостью 1 м³ имеет односкоростной реверс и фрикционную муфту двойного действия, используемую для возврата рукояти прямой лопаты. На экскаваторе установлен дизель Д-108 мощностью 130 л.с. Высокий коэффициент полезного действия экскаватора достигается тем, что большинство передач машины смонтировано на подшипниках качения. Уплотнения узлов подшипников выполнены из севантивных колец, надежно удерживающих масло от вытекания из мест смазки. На экскаваторе Э-10011А применено гусеничное ходовое устройство многоопорного типа с цепным приводом ведущих колес. Гусеницы стопорятся храповыми устройствами. Пульт управления машиной находится в кабине машиниста, изолированной от механизмов. В холодное время года кабина обогревается. Вес экскаватора 35 т.

Экскаваторы-мехлопаты Э-1251Б и Э-1252Б с ковшами емкостью 1,25—1,5 м³ предназначены для погрузки взорванных скальных пород при разработке карьеров и других работ. Рабочие механизмы экскаватора Э-1251Б приводятся в действие от электродвигателя мощностью 90 квт, а экскаватора Э-1252Б — от дизелей У2Д6 (130 л.с.) или АМ-03. Вес экскаваторов соответственно 39,5 и 40,2 т.

Экскаваторы на карьерах применяются как на основных работах по вскрыше и добыче, так и на вспомогательных работах на проходке канав, траншей, дамб и др.

Выбор того или иного типа экскаватора для определенных условий работы производится на основе конструктивных особенностей, т. е. рабочего и ходового оборудования, их производительности и соответствия размеров рабочего оборудования условиям разработки месторождения горного хрусталя.

Однако на практике выемке крепких и средней крепости пород предшествует их разрыхление, и в таких случаях экскаватор работает только как погрузочная машина. Такой тип экскаваторов — самый распространенный на открытых горных работах по разработке месторождений горного хрусталя. Размеры навала взорванной породы (высота и ширина) определяются рабочими размерами применяемого для погрузки экскаватора. При взрывных работах стремятся создать такой навал взорванной породы, который можно было бы убрать за один или два прохода экскаватора.

Высота забоя определяется, исходя из условий обеспечения безопасной работы, полного заполнения ковша и размерами применяемого горного и транспортного оборудования.

В табл. 57 приведены средние высоты забоев, обеспечивающие полное заполнение ковша, для стандартных ковшей мехлопаты.

Средние высоты забоев, обеспечивающие полное
заполнение ковша мехлопаты

Емкость стандартного ковша мехлопаты, м ³	Высота забоя, м		
	Породы		
	легкие	средние	тяжелые
0,5	1,2	2,0	4,25
1,0	1,4	2,5	5,0
1,5	1,6	2,75	5,25
2,0	2,0	3,25	5,75

Вскрыша пустых пород, а также добыча полезных ископаемых одноковшовыми экскаваторами обычно проводится почвоуступно, в один или несколько уступов, рядом последовательных ходов. При каждом ходе экскаватора вырабатывается определенной ширины полоса породы.

При работе одноковшовых экскаваторов различают два основных типа экскаваторных забоев: тупиковый и боковой. Тупиковым забоем одноковшовые экскаваторы работают обычно в самом начале вскрышных работ, при выемке первой полосы, т. е. когда проходит полутраншея или разрезная траншея.

Производительность одноковшовых экскаваторов

Производительность экскаваторов определяется по объему грунта в плотном теле. За исходную целесообразно принять часовую производительность экскаватора, определяемую по формуле

$$A = \frac{3600}{t} V \frac{R_1}{R_2} \eta, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (63)$$

где t — продолжительность цикла, сек (табл. 58);
 V — емкость ковша, м³;
 R_1 — коэффициент наполнения ковша (табл. 59).
 R_2 — коэффициент разрыхления породы;
 η — коэффициент использования рабочего времени, равный отношению времени чистой работы экскаватора по экскавации к общей длительности периода работы;

3600 — число секунд в часе.

В формуле (63) продолжительность цикла определяется как время полного оборота ковша (время наполнения ковша, его подъема, поворота, опораживания, обратного поворота в рабочее положение; емкость ковша — это его геометрические размеры). Коэффициент наполнения ковша зависит от физико-механических свойств

ств породы, высоты забоя и качества дробления и принимается в пределах 0,6—0,95. Коэффициент разрыхления для скальных пород 1,5—1,7 (до 2). При практических расчетах часто пользуются одним коэффициентом, который представляет собой отношение коэффициента наполнения к коэффициенту разрыхления. Этот коэффициент K_3 называется коэффициентом экскавации и определяется опытным путем:

$$K_3 = \frac{R_1}{R_2} \quad (64)$$

Коэффициент использования экскаватора по времени учитывает неизбежные внутрисменные задержки, вызываемые передвижками, сменой транспортных средств, передачей смены, а также неустраняемые организационные простои: ожидание транспорта, ремонт и смазка механизмов, ожидание взрывов, полевая сортировка, выборка кристаллысырья и пр. Коэффициент использования в режиме месячной и годовой работы учитывает, кроме того, целосменные простои, вызванные передвижкой экскаватора на другое место работы, плано-предупредительным ремонтом, непогодой и пр. Таким образом, при разработке месторождений горного хрусталя коэффициент использования экскаватора по времени принимается в пределах от 0,45—0,50 до 0,6—0,7.

Таблица 58

Продолжительность цикла экскавации (в сек)

Емкость ковша экскаватора типа прямой лопаты, м ³	При повороте стрелы на 120°
0,50	22—28
0,75	24—30
1,0	25—31

Таблица 59

Коэффициенты наполнения ковша

Породы	Емкость ковша, м ³			
	0,5	1,0	2,0	3,0
Мягкие	0,90	0,90	0,90	0,90
Плотные	0,80	0,80	0,80	0,80
Полускальные	—	0,48	0,56	0,60
Скальные	—	—	0,50	0,55

Сменная и суточная производительность экскаватора определяется из выражений

$$A_{см} = A_ч \cdot n_1 \quad (65)$$

и

$$A_{сут} = A_ч \cdot n_2, \quad (66)$$

где n_1 — число часов работы экскаватора в смену;

n_2 — число часов работы экскаватора в сутки;

$A_{см}$ — $A_{сут}$ — сменная и суточная производительность экскаватора, м³/см, м³/сут.

Число часов работы экскаватора в смену или в сутки определяется продолжительностью смены или суток за вычетом плановых простоев экскаватора в смену или сутки (приемка-сдача смены, текущий ремонт экскаватора, производство взрывных работ и т. п.). Производительность экскаватора за месяц подсчитывается с учетом времени, необходимого для производства планово-предупредительного ремонта, а иногда и для переходов экскаватора в другие забои. В зависимости от типа экскаватора и его состояния количество дней, необходимое на планово-предупредительный ремонт, колеблется от 2 до 5. Годовая производительность экскаваторов подсчитывается с учетом времени, необходимого для производства годового, среднего или капитального ремонта (в зависимости от технического состояния машины). Средняя продолжительность и сроки ремонта экскаваторов приведены в табл. 60.

Таблица 60

Сроки ремонта экскаваторов

Показатели	Ремонт			
	месячный	годовой	средний	капитальный
Сроки ремонта	Ежемесячно	Через 1 год	Через 4 года	Через 4 года
Продолжительность ремонта	От 2 до 6 дней	От 10 до 30 дней	От 15 до 40 дней	От 20 до 60 дней

Количество рабочих экскаваторо-смен в месяц или год определяется календарным числом дней в месяц или год за вычетом числа дней, запланированных для производства того или иного вида ремонта, а также общевыходных дней. Для сравнения производительности экскаваторов различной мощности определяют производительность на 1 м³ емкости ковша; для этого делят общую выработку экскаватора за смену, сутки, месяц, год на величину емкости ковша.

Формула (66) применима для механической лопаты и драглайна, однако производительность последнего будет всегда ниже, чем механической лопаты, из-за того что: 1) продолжительность цикла у драглайна больше, чем у механической лопаты; 2) при одном и том же силовом оборудовании емкость ковша драглайна меньше, чем у механической лопаты; 3) при погрузке на транспорт коэффициент использования рабочего времени у механической лопаты больше, чем у драглайна.

§ 2. БУЛЬДОЗЕРНЫЕ РАБОТЫ

При разработке месторождений горного хрусталя вскрышные работы по талым и рыхлым породам весьма эффективно осуществляются бульдозерами. Во всех случаях бульдозирование (тран-

спортирование) грунта является экономичным только до 40 м. Бульдозеры весьма успешно выполняют работы по планировке отвалов, окучиванию горной массы в карьере, расчистке автодорог от породы после взрывания уступов, зачистке поверхности, устройству руслоотводов, сооружению дамб и т. п.

Часовая производительность бульдозера определяется по формуле

$$Q = \frac{3600V_r \gamma \eta_v}{T_{ц}}, \quad (67)$$

где γ — объемный вес разрыхленного грунта, т/м³;
 V_r — объем перемещаемого грунта в плотном теле, м³;
 $T_{ц}$ — продолжительность цикла, сек;
 η_v — коэффициент использования во времени.

Объем перемещаемого грунта

$$V_r = \frac{bha\psi_r}{2K_p}, \quad (68)$$

где b — ширина лемеха, м;
 h — высота лемеха по хорде, м;
 a — длина вала грунта впереди лемеха, м;
 ψ_r — коэффициент потери грунта, зависящий от длины транспортирования b_n ; $\psi_r = 1 + 0,005 l_n$;
 K_p — коэффициент разрыхления грунта.

Длительность цикла

$$T_{ц} = \frac{l_p}{V_p} + \frac{l_n}{V_n} + \frac{l_p + l_n}{V_x} + 2t_{ц} + t_{доп}, \quad (69)$$

где l_p — длина пути резания, м;
 l_n — длина пути перемещения грунта, м;
 V_p — скорость движения трактора при резании грунта, м/сек;
 V_n — скорость движения трактора при перемещении грунта, м/сек;
 V_x — скорость обратного холостого хода, м/сек.

ГЛАВА XI

ТРАНСПОРТ И ОТВАЛЬНОЕ ХОЗЯЙСТВО

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

При разработке месторождений открытым способом транспорт имеет весьма существенное значение, и расходы на его эксплуатацию в общей себестоимости добычи горной массы в карьерах достигают 40—45%. В условиях разработки месторождений горного хрусталя применяют только два вида транспорта: колесные скре-

Техническая характеристика автосамосвалов

Показатели	МАЗ-503	ЯАЗ-210Е	КрАЗ-222	ЯАЗ-227
Общее число осей, в том числе ведущих	2×1	3×2	3×2	3×2
Грузоподъемность, т	7	10	10	12
Масса без груза в снаряженном состоянии, кг	6750	12 000	12 200	11 500
База, мм	3000	4780	4780	4300
Основные размеры, мм:				
длина	5740	8190	8190	7600
ширина	2650	2650	2650	2650
высота	2500	2725	2700	2750
Радиус поворота по колес переднего внешнего колеса, м	7,0	10,5	10,5	10,0
Наибольшая скорость, км/ч	60	45	47	55
Максимальная мощность, л. с.	110	165	180	225
Способ разгрузки			Назад	
Внутренние размеры кузова, мм:				
длина	—	4370	4385	—
ширина	—	2130—2430	2430	—
высота боковых бортов	—	800	840	—
высота переднего борта	—	1010	—	—
Емкость кузова, м ³	4,0	8,0	8,0	8,0
Максимальный угол наклона платформы, град	50	60	60	60
Расход топлива, кг:				
на 100 км пути	28	75	65	—
на 100 подъемов платформы	—	5	5	—

перы и автотранспорт. Грузоподъемность средств автотранспорта находится в диапазоне от 3,5 до 10—12 т. Наиболее распространены автосамосвалы (табл. 61) грузоподъемностью 7 т (МАЗ-503) и 10 т (ЯАЗ-210Е и КрАЗ-222). Эффективность вскрышных работ с применением автотранспорта во многом определяется правильным сочетанием рабочих параметров экскаваторов и автосамосвалов. Рациональная грузоподъемность автосамосвалов зависит от вида и мощности погрузочного оборудования, расстояния транспортирования, мощности карьера, пропускной способности автодорог и приемных устройств.

Следует заметить, что самосвалы МАЗ-503 успешно применяются на добычных работах с экскаваторами с ковшем емкостью 1 м³, а применение самосвалов типа ЯАЗ-210Е целесообразно на вскрышных работах с экскаваторами с ковшем емкостью 1,5 м³. Опыт применения этих самосвалов на карьерах показал их высокую эксплуатационную надежность.

Взаимосвязь между емкостью ковша экскаватора (E) и грузоподъемностью автомашин (Q) (табл. 62) по условию их эффективного совместного использования выражается зависимостью

$$Q = (4,5E + a) \sqrt{I}, \quad (70)$$

где E — емкость ковша экскаватора, м^3 ;
 Q — грузоподъемность автосамосвала, т;
 a — коэффициент, определяемый емкостью ковша экскаватора ($a=3$ при $E \geq 4 \text{ м}^3$, $a=2$ при $E < 4 \text{ м}^3$);
 l — расстояние транспортирования, км.

Таблица 62
 Рациональное сочетание грузоподъемности автосамосвала и емкости ковша экскаватора

Грузоподъемность автосамосвала, т	Емкость ковша, м^3	
	механические лопаты	драглайны
7	1,0—1,25	1,0
10	1,5—2,0	1,25—1,5

§ 2. СХЕМЫ ДВИЖЕНИЯ АВТОТРАНСПОРТА

Схемы съездов

Расположение карьерных автодорог в плане и направление движения по ним определяются способом вскрытия месторождения. Вскрытие прямыми траншеями производится в карьерах зна-

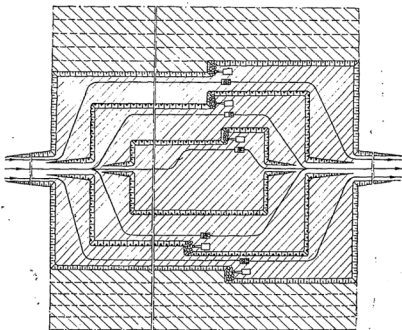


Рис. 44. Прямой съезд со сквозной трассой

чительной длины при относительно небольшой глубине или в нагорных карьерах. Типовые схемы съездов представляются в нескольких вариантах: прямые (рис. 44, 45, 46), тупиковые, петлевые и спиральные.

Петлевые съезды применяют при значительной глубине или при разработке месторождений на склоне горы, когда достигнуть за-

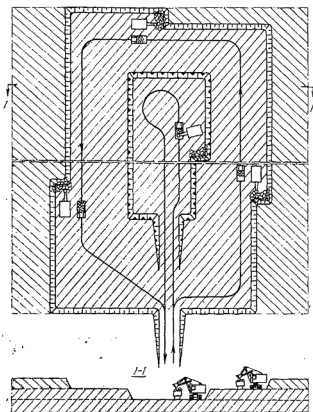


Рис. 45. Прямой съезд с кольцевой трассой

данных отметок прямым съездом не удастся (рис. 47). Соединение отдельных съездов петли осуществляется при помощи круговых кривых. Для устойчивости петлевые съезды стремятся располагать на лежащем боку месторождения.

Спиральные съезды применяют в карьерах с ограниченными размерами в плане и большой глубиной. Практика эксплуатации автотранспорта в карьерах показала, что при каждой из названных схем целесообразно устройство не одного, а двух-трех съездов. Благодаря этому грузопоток разделяется между несколь-

кими направлениями, сокращается расстояние транспортировки до отвалов, обеспечивается непрерывность работы в случае выхода из строя какого-либо из съездов. Возможно движение автосамосвалов по двум схемам: встречное одностороннее и двустороннее движение и поточное движение.

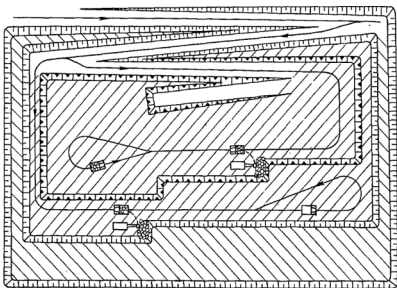


Рис. 46. Тупиковый съезд

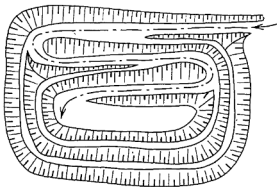


Рис. 47. Петлевая траншея

Схемы подъездов и установки автосамосвалов у экскаваторов

При эксплуатации самосвалов на карьерах большое значение имеет правильный выбор схем подъезда и установки автосамосвалов у экскаватора. При выборе схем подъезда к экскаватору должны выполняться следующие основные требования: сокращение времени на маневры, подачу и смену машин у экскаватора;

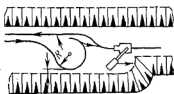


Рис. 48. Схема тупиковых подъездов к экскаватору
 R — радиус разворота автосамосвала

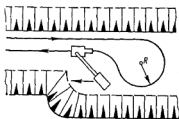


Рис. 49. Схема петлевых подъездов
 R — радиус разворота автосамосвала

возможность непрерывной подачи автомашин к экскаватору. В зависимости от условий работы экскаватора и размеров рабочих площадок в карьере осуществление подъезда автомашин к экскаватору возможно по различным схемам, среди которых различают тупиковую, петлевую, сквозную и кольцевую.

Тупиковые подъезды используют в стесненных условиях при недостатке места для разворота машин (рис. 48). Основным недостатком тупиковой схемы — снижение на 30—35% производительности средств транспорта.

Петлевые подъезды (рис. 49) исключают необходимость в сложных маневрах самосвалов. Подача самосвалов к экскаватору осуществляется прямым ходом. Продолжительность погрузки при петлевом подъезде в 1,5—2 раза меньше, чем при тупиковом. Машин целесообразно ставить в позицию, при которой экскаватор работает с наименьшим углом поворота, чем повышается его производительность.

Сквозные подъезды используют в тех случаях, когда с горизонта есть два съезда и прямолинейный фронт имеет значительную протяженность. Самосвалы при этом движутся поточно, съезжая с магистрали для подъезда к каждому из экскаваторов, благодаря чему нет маневровых пробегов автосамосвалов. Кольцевые подъезды используются при значительных размерах выработанного пространства.

Односторонняя установка автомашин параллельно оси забоя (рис. 50, а) чаще применима в заходах небольшой ширины (0,5—0,8 радиуса черпания экскаватора). Автомашина движется вдоль

забоя и останавливается в точке, где обеспечивается нормальная загрузка кузовов. Некоторым недостатком схемы являются значительные потери времени на обмен машин. Односторонняя установка с разворотом (см. рис. 50 б) может быть использована в случаях, когда в основании залегают крепкие породы, так что

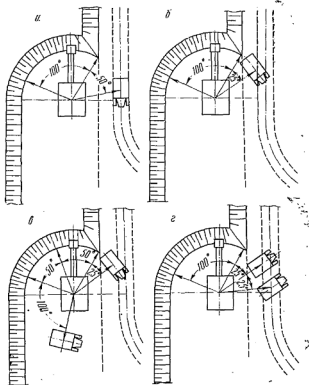


Рис. 50. Типовая схема установки автосамосвалов под погрузку экскаватором

а — параллельно оси забоя; *б* — под углом к оси забоя;

в — двустороннее расположение; *г* — групповое расположение

не требуется специальных покрытий. Благодаря развороту и подъезду задним ходом удастся несколько уменьшить угол поворота экскаватора при погрузке, т. е. повысить его производительность. Непрерывность работы экскаватора в большей мере достигается применением односторонней групповой установки автомашин с разворотом (см. рис. 50, г). Подходя к экскаватору, первый самосвал разворачивается и задним ходом подается под погрузку. Вторая машина устанавливается рядом. Схема применима главным образом для случаев использования машин небольшой грузоподъемности. Двусторонняя двойная установка самосвалов с разворотом

(см. рис. 50, в) в наибольшей степени обеспечивает непрерывность работы экскаватора. Такая схема применима в широких забоях при плотном и ровном основании забоя.

При погрузке автосамосвалов экскаваторами должны выполняться следующие основные условия:

ожидающий погрузки автосамосвал должен находиться за пределами радиуса действия экскаваторного ковша и становиться под погрузку только после разрешающего сигнала машиниста экскаватора;

погрузка в автосамосвал должна проводиться только сбоку или сзади; перенос экскаваторного ковша над кабиной автосамосвала или трактора запрещается.

Следует отметить, что погрузочно-разгрузочные пункты должны иметь необходимый фронт для маневровых операций автосамосвалов. Площадки для погрузки и разгрузки автосамосвалов должны быть горизонтальными; допускается уклон не более 0,01.

Разгрузочные площадки должны иметь надежную предохранительную стенку высотой не менее 0,7 м для ограничения движения автосамосвалов задним ходом. При отсутствии предохранительной стенки запрещается подъезжать к бровке разгрузочной площадки ближе чем на 3 м.

§ 3. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ АВТОТРАНСПОРТА

Техническая производительность автосамосвала за час непрерывной работы определяется по формуле

$$Q_{\text{тех}} = qK_n \frac{60}{t_p}, \text{ т/ч}, \quad (71)$$

где q — грузоподъемность автосамосвала, т;

K_n — коэффициент использования грузоподъемности, т. е. отношение объема перевозок в т/км, выполненного автосамосвалом, к объему перевозок, который может быть выполнен при полной загрузке автосамосвала;

t_p — время рейса, мин.

Продолжительность рейса автосамосвала определяется из выражения

$$t_p = t_n + t_{\text{раз}} + t_{\text{гр}} + t_{\text{пор}} + t_{\text{доп}}, \text{ мин}, \quad (72)$$

где t_n — время загрузки экскаватором одной автомашины, мин;

$t_{\text{раз}}$ — продолжительность разгрузки автосамосвала (1—1,2 мин);

$t_{\text{гр}}$ и $t_{\text{пор}}$ — время в пути с грузом и порожняком, км/ч;

$t_{\text{доп}}$ — дополнительное время на подачу автосамосвалов под погрузку и разгрузку, а также на маневры в этих пунктах (1—3 мин);

$$t_n = \frac{V t_n}{60 E_{\eta_p}} \text{ мин}, \quad (73)$$

где V — емкость кузова автосамосвала, м³;
 $t_{ц}$ — продолжительность цикла экскаватора, мин;
 E — емкость ковша экскаватора, м³;
 η_p — коэффициент экскавации.

Время движения груженого и порожнего автосамосвалов определяется по формуле

$$t_{гр} + t_{пор} = \left(\frac{60l_{гр}}{V_{гр}} + \frac{60l_{пор}}{V_{пор}} \right) K_2, \text{ мин}, \quad (74)$$

где $l_{гр}$ и $l_{пор}$ — длина пути в грузовом и порожняковом направлениях, км;
 $V_{гр}$ и $V_{пор}$ — скорость движения автосамосвала с грузом и порожняком, км/ч;
 K_2 — коэффициент, учитывающий разгон и замедление автомашин при движении ($K_2 = 1,1$).

Эксплуатационная производительность автосамосвала в смену определяется по формуле

$$Q_{см} = 60qK_1 \frac{T_{см}}{t_p} K_3 \text{ т/смену}, \quad (75)$$

где $T_{см}$ — продолжительность смены, ч;
 K_3 — коэффициент использования смены, равный отношению времени полезной работы к длительности смены.

Количество автосамосвалов, обслуживающих один экскаватор,

$$N_s = \frac{t_p}{t_{пор}} = 1 + \frac{t_{гр} + t_{раз} + t_{пор} + t_{доп}}{t_{пор}}. \quad (76)$$

Рабочий парк автосамосвалов на карьере, необходимый для обеспечения заданного грузооборота,

$$N_{р.парк} = \frac{K_4 W}{Q_{см} n}, \quad (77)$$

где K_4 — коэффициент неравномерности работы;
 W — суточный грузооборот карьера, т;
 n — число рабочих смен в сутки.

Инвентарный парк автосамосвалов на карьере

$$N_{инв.парк} = \frac{N_{р.парк}}{K_5}, \quad (78)$$

где K_5 — коэффициент технической готовности автопарка, т. е. отношение числа технически исправных автосамосвалов к инвентарному парку (K_5 принимается равным 0,7—0,9).

Расход горючего самосвалом типа МАЗ-503 в летних условиях 40—45 л на 100 км пробега, самосвалом ЯАЗ-210 — 80 л. В зимних условиях расход горючего увеличивается в среднем на 10%.

Подъем карьерных дорог и заездов для автосамосвала устанавливается исходя из условий обеспечения безопасности движения, и в зависимости от типа покрытия должен составлять не

более 0,08 (в исключительных случаях 0,10), а при движении трактора 0,15. Уклоны в порожняковом направлении ограничиваются условиями безопасности движения, но не должны превышать 0,12—0,15. Временные въезды в траншеи должны устраиваться так, чтобы вдоль них при движении транспорта оставался свободный проход шириной не менее 1,5 м.

Автодороги бывают временные — забойные и отвальные. Их устраивают на естественном основании без покрытия, разравнивая почву бульдозером и прокатывая ее гладким 8—10-тонным катком. Дорога должна иметь хороший дренаж в водоотводные канавы. Грунтовые дороги при появлении ухабов тщательно выравнивают. Величина продольного уклона не должна превышать 40%.

Минимальные радиусы закруглений, допускаемые для автосамосвалов типа МАЗ-503 и ЯАЗ-210Е, составляют 15 м. Нормальная видимость должна быть не менее 50 м.

Особое внимание необходимо уделять рабочим площадкам отвалов, которые используются в качестве отвальных дорог: их выравнивают и очищают не менее одного раза в течение смены.

§ 4. ОТВАЛЬНОЕ ХОЗЯЙСТВО НА КАРЬЕРАХ

При разработке месторождений горного хрусталя открытым способом объем отвальных работ зависит от объема пустых пород (вскрыша и добыча — после сортировки горного хрусталя). В связи с этим отвальные работы являются важным производственным процессом, который решает успех разработки любого месторождения. При плохой организации отвального хозяйства возникают простои, снижается производительность экскаваторов и транспорта и срывается выполнение запланированного объема вскрышных и добычных работ по карьере.

Отвальное хозяйство на карьерах должно отвечать следующим условиям: 1) емкость отвалов должна соответствовать объему всей пустой породы, выдаваемой из карьера; 2) располагаться на площадях за геоконтурными в наиболее удобном месте, по возможности ближе к разрабатываемому карьерному полю, и не затруднять развитие работ на карьерах; 3) отвечать всем требованиям безопасной работы людей и оборудования, находящихся на отвалах.

В организационно-техническом отношении отвальные работы на карьерах выделяются в самостоятельный участок или входят в состав вскрышного участка.

По месту расположения отвалы могут быть внутренними, расположенными в выработанном пространстве карьера, и внешними, — на специально отведенных площадях за пределами контура карьера. При внутреннем размещении отвалов сокращается длина транспортировки пород; вскрышные породы часто доставляются в отвал непосредственно самими экскаваторами без применения транспортных средств. К внутренним отвалам можно приступить лишь после того, как часть пород вскрыши, примерно до $\frac{1}{10}$ общего

объема пустых пород, будет снята способом внешних отвалов и создана площадка достаточных размеров для установки оборудования. Выбор места для внешних отвалов зависит от условий залегания полезного ископаемого, рельефа местности и направления грузопотоков вскрышных и добычных (отсортированных) объемов.

Наиболее удобным местом для образования отвалов являются овраги, котловины и склоны гор, если они обеспечивают гребуемый фронт работ (рис. 51). При расположении отвала на склоне

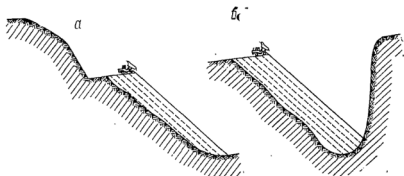


Рис. 51. Образование отвалов
а — на склоне горы; б — на борту оврага

гор, у оврага или котловины для образования начального отвала устраивают берму, от которой и начинается отвалообразование. При транспортировке объемов пустых пород в автосамосвалах отвалы должны быть соответственно подготовлены для беспрепятственной разгрузки под откос. При разгрузке самосвалов на отвалах часть грунта падает под откос, а остальной грунт сваливается под откос бульдозером, при этом на бровке откоса образуется земляной вал шириной 1 м. Он служит как бы ограничительным барьером для остановки машины, в результате чего рабочая площадка отвала имеет подъем около 50—60% в сторону отвальной бровки.

При горизонтальном рельефе местности первоначальные насыпи можно делать одним из следующих способов: 1) постепенной отсыпкой породы и последовательным подъемом дороги; 2) возведением насыпи экскаватором-драглайном; 3) возведением насыпи механической лопатой; 4) возведением первоначальной насыпи постепенной отсыпкой породы и последовательным подъемом дороги. Наиболее простым и эффективным способом является возведение насыпи при помощи экскаватора-драглайна, который в зависимости от радиуса и высоты разгрузки может насыпать первоначальную насыпь высотой до 10—12 м. Дальнейшее увеличение высоты отвала может производиться постепенным подъемом дороги обычными способами.

В зависимости от ссылаемого объема пород на практике применяются одноступенные и многоступенные отвалы. Первые применяются при сравнительно небольших объемах пустых пород и наличии неограниченной площади для отвалообразования, а вторые — при большом объеме пустых пород.

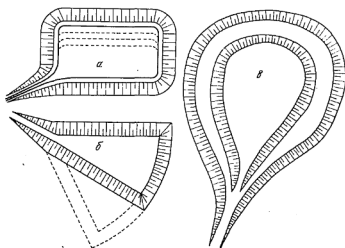


Рис. 52. Развитие отвалов
 а — параллельное; б — веерное; в — кольцевое

Перемещение бровки отвального уступа в горизонтальной плоскости называется развитием отвала. Различают развитие отвала параллельное (рис. 52, а), веерное (см. рис. 52, б) и кольцевое (см. рис. 52, в). При параллельном развитии отвальная бровка перемещается равномерно по всей длине отвала. При веерном развитии отвала бровка перемещается неравномерно: у точки разворота это перемещение меньше, а по мере удаления от нее все возрастает.

Параллельное и веерное развитие отвального фронта работ наиболее характерно для внутренних отвалов при колесном транспорте. Здесь способ развития отвалов определяется способом перемещения фронта вскрышных и добычных работ. Наибольшее распространение на карьерах при внешнем отвалообразовании получил кольцевой способ развития отвального фронта (см. рис. 52, в).

На вскрышных работах, где автомобильный транспорт единственное средство доставки пустых пород на отвалы, бульдозеры наряду с экскаваторами служат основным оборудованием, без которого невозможно ни отвалообразование, ни зачистка подошвы забоев.

Автомобильный транспорт больше других видов транспорта пригоден для карьеров, разрабатывающих месторождения горного

хрустя в сложных горногеологических и климатических условиях. Следует заметить, что значительному износу в карьерах подвергаются двигатели и автопокрышки. Межремонтный пробег двигателей зависит от состояния дорог, режима смазки, исправности фильтров и форсунок. Фактический пробег двигателей составляет около 30—40 тыс. км. Например, средний пробег покрышек самосвалов ЯАЗ-210 около 19—20 тыс. км.

Статьи расходов, определяющие себестоимость транспортировки 1 т груза, складываются из амортизационных отчислений, затрат на восстановление и ремонт шин, на техническое обслуживание и ремонты, на горюче-смазочные материалы, заработную плату обслуживающего персонала, затрат на содержание, ремонт и восстановление автодорог. Амортизационные отчисления на восстановление подвижного состава определяются по формуле

$$a_v = \frac{C_a - C_{ост}}{K_{ам}}, \quad (79)$$

где C_a — первоначальная стоимость (отпускная цена) автомашины, руб.;

$C_{ост}$ — остаточная стоимость автомашины на момент списания, руб. (принимается в размере 6% первоначальной стоимости машины);

$K_{ам}$ — амортизационный пробег автомашины, км; для автосамосвалов грузоподъемностью 5 и 10 т принят в размере 330 тыс. км.

Амортизационные отчисления на капитальный ремонт устанавливаются из выражения

$$a_{к.р} = C_{к.р} \frac{K_{ам} - K_1}{K_2}, \quad (80)$$

$C_{к.р}$ — стоимость капитального ремонта автомашины, руб.;

K_1 — пробег автомашины до первого капитального ремонта, $K_1 = 95$ тыс. км;

K_2 — пробег автомашины до второго и последующих капитальных ремонтов, $K_2 = 80$ тыс. км.

Отчисления на капитальный ремонт подвижного состава, отнесенные к 1000 км пробега, приведены в табл. 63.

Таблица 63
Нормы амортизационных отчислений, руб./1000 км

Марка автомашины	На восстановление подвижного состава a_v	На капитальный ремонт $a_{к.р}$	$\frac{a_{к.р}}{a_v}$
МАЗ-503	10,0	24,3	2,43
ЯАЗ-210Е	19,1	26,9	1,41

ВСКРЫШНЫЕ РАБОТЫ КОЛЕСНЫМИ СКРЕПЕРАМИ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

Колесные скреперы успешно применяются при разработке месторождений минерального сырья: на вскрышных работах, при проведении траншей, руслоотводов, сооружении дамб и т. п. На этих работах колесные скреперы с успехом заменяют собой бульдозеры и экскаваторы.

Если при дальности транспортировки 45—50 м производительность бульдозеров и скреперов на вскрыше одинакова, то уже при расстоянии 150 м производительность бульдозеров на 40—45% ниже и вскрыша почти в 2 раза дороже скреперной, а при расстояниях транспортировки до 500 м даже тихоходные колесные скреперы дают более низкую стоимость работ, чем экскаваторы с самосвалами. В зависимости от ширины вскрышного полигона глубина разработки колесными скреперами достигает более 20 м.

Например, месторождения горного хрусталя Южного Урала разрабатываются с применением колесных скреперов. Ранее на некоторых вскрышных полигонах глубина отработки составляла 3—12 м. Месторождение кварца в Казахстане можно разрабатывать с применением колесных скреперов на вскрышных полигонах с мощностью наносов до 10—15 и 20 м.

§ 2. ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬ СКРЕПЕРА

Производительность скрепера определяется емкостью ковша, продолжительностью цикла загрузки и разгрузки, расстоянием и скоростью транспортировки, физико-механическими свойствами разрабатываемых пород и степенью использования машины. Производительность колесного скрепера в значительной степени зависит от схемы его передвижения, которая должна обеспечить кратчайшее расстояние транспортировки и минимальное количество поворотов и подъемов.

Различают часовую, сменную, суточную, месячную и годовую производительность скрепера. Часовая производительность скрепера прямо пропорциональна количеству перевозимой за один раз породы и обратно пропорциональна времени, засчитываемому на выполнение одного полного цикла работы,

$$Q_ч = \frac{3600qK_n\eta}{\left(\frac{l_1}{v_1} + \frac{l_2}{v_2} + \frac{l_3}{v_3} + \frac{l_4}{v_4} + t_5 + 2t_6\right) K_p}, \quad (81)$$

где $Q_ч$ — производительность скрепера, м³/ч;
 q — геометрический объем ковша, м³;
 K_n — коэффициент наполнения ковша разрыхленной породой (0,7—1,1);

η — коэффициент использования рабочего времени агрегата;

K_p — средний коэффициент разрыхления породы в ковше, $K_p \approx 1,1-1,3$;

l_1 и v_1 — путь (в м) и скорость (в м/сек) скрепера в период наполнения ковша породой;

l_2 и v_2 — то же, при перевозке породы;

l_3 и v_3 — то же, при разгрузке ковша;

l_4 и v_4 — то же, при обратном ходе скрепера;

t_5 — время, затраченное в течение цикла на переключение передачи у трактора, $t_5 \approx 10$ сек;

t_6 — время на один поворот скрепера, $t_6 \approx 30$ сек.

Сменная производительность скрепера определяется по формуле

$$Q_{\text{смен}} = Q_c \eta \eta_1, \quad (82)$$

где $Q_{\text{смен}}$ — сменная производительность скрепера; м³;

n — продолжительность смены, ч;

η_1 — коэффициент использования рабочего времени.

Усредненные эксплуатационные данные, приведенные в формуле часовой производительности и полученные практически, представлены в табл. 64. Данные производительности скреперов при работе на средних породах III категории при перемещении породы из забоя в отвал приведены в табл. 65.

Таблица 64
Фактические усредненные данные скреперования

Показатели	Скреперы	
	Д-222	Д-213
K_p	0,9	1,0
η	0,8	0,8
K_p	1,3	1,3
l_1 , м	20	25
l_2 , м	6	8
v_1 , м/сек	0,4	0,4
v_2 , м/сек	1,25	1,25
v_3 , м/сек	1	1
v_4 , м/сек	1,5	1,5
t_5 , сек	6	6
t_6 , сек	20	20

Работа колесных скреперов состоит из отдельных повторяющихся циклов, включающих следующий комплекс операций: загрузку, рабочий ход (передвижение груженого скрепера от забоя до отвала), разгрузку на отвале и холостой ход (передвижение порожнего скрепера от отвала к забою). Расстояние, на котором заполняется скрепер, обычно колеблется от 10 до 30 м. Загрузка

Производительность скрепера за 8-часовую смену (в м³)

Расстояние транспортирования, м	Д-222	Д-213
100	380	680
200	240	410
300	180	320
400	140	250
500	120	210

скрепера, как правило, занимает от 45 до 90 сек в зависимости от крепости породы и глубины резания. Большая часть времени цикла (примерно 70—75%) расходуется на транспортировку, а загрузка и разгрузка занимают от 25 до 30% общего времени цикла.

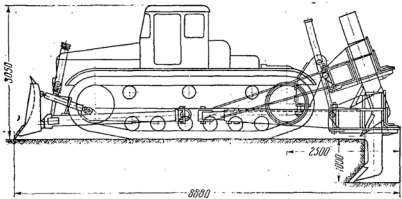


Рис. 53. Момент загрузки ковша при движении скрепера со скоростью 29,2 м/мин

Ковш хорошо заполняется при наборе породы под уклон. При работе колесных скреперов в плотных породах усилия одного тягача часто бывает недостаточно. В этом случае используют трактор-толкач, который толкает скрепер сзади по оси, или применяют спаренную работу агрегатов. При работе двигателя с предельным напряжением несколько снижаются его обороты и в легких породах возможна пробуксовка трактора. Обычно толкач используется в конце загрузки скрепера, когда потребность в тяговых усилиях сильно возрастает. Как правило, один трактор-толкач обслуживает несколько скреперов.

В плотных породах перед началом скреперных работ требуется предварительное рыхление, которое выполняется специальными машинными-рыхлителями (рис. 53).

§ 3. СХЕМЫ СКРЕПЕРОВАНИЯ

С помощью колесных скреперов вскрышной полигон постепенно углубляют до нужной отметки. При глубине вскрыши до 1,5 м выезды и въезды не устраивают. Выезды могут быть проведены сплошь по всему борту полигона путем его выполаживания. Траншейные въезды в забой и выезды обычно устраивают через 50—100 м.

Для выбора экономичной системы вскрышных работ, кроме мощности наносов и ширины полигона, необходимо учитывать также рельеф прилегающей к полигону местности, геологические данные и полную характеристику пород, типы и рабочие параметры колесных скреперов; необходимо также выявить благоприятные местные условия, при которых колесные скреперы можно использовать более производительнее. Вскрышные работы колесными скреперами можно вести с выкладкой отвала на одну или на две стороны полигона. В зависимости от этого применяются схемы движения скреперов по эллипсу, челночная, по восьмерке, зигзагами и по спирали.

Схема движения скрепера по эллипсу

В зависимости от расположения отвалов, их образования, направления скреперования и способа разработки забоя выделяются следующие разновидности схемы движения скрепера по эллипсу (рис. 54): схема разработки с размещением отвала пород на



Рис. 54. Схема вскрышных работ наклонными слоями с размещением отвала на одну сторону полигона при движении скрепера по эллипсу

одну или две стороны полигона; схема с продольным и поперечным скреперованием, с разработкой забоя наклонными или горизонтальными слоями; схема с непрерывным наращиванием отвала; схема с образованием отвала участками; схема скреперования по эллипсу с образованием отвала бульдозерами. При движении скрепера по эллипсу за каждый рейс выигрывается время, затрачиваемое на один поворот скрепера. Схема движения скрепера по эллипсу применяется на вскрышных работах независимо от мощности наносов.

При движении скрепера по эллипсу порода транспортируется на отвал по кривой вытянутого кольца, а выгрузка ее производится на прямолинейном участке отвала. После разгрузки скрепер возвращается для набора породы также по кривой линии, замыкая при этом эллипс. По этой схеме движения скрепер совершает повороты постоянно в одну и ту же сторону, что при больших объемах работ ведет к преждевременному и неравномерному износу ходовой части. Чтобы избежать этого, необходимо периодически изменять направление движения скрепера.

Челночная схема движения скрепера

Схема применяется при поперечной и продольной разработке забоев (рис. 55, 56). При скреперовании по этой схеме значительно сокращаются расстояние холостого хода и число поворотов

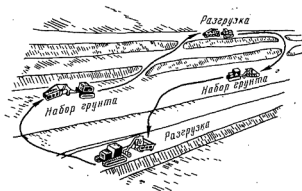


Рис. 55. Схема вскрышных работ горизонтальными слоями с размещением отвалов на две стороны полигона при челночно-поперечном движении скрепера

машины (по сравнению с эллиптической схемой), так как она берет породу попеременно из двух забоев. По челночно-поперечной схеме порода разрабатывается в направлении, перпендикулярном оси полигона, и транспортируется по одному и тому же пути в два отвала, расположенных по обеим сторонам полигона. Подъем пути в грузовом направлении на выездах из забоя по траншеям, как правило, не превышает 10° . Челночная схема разработки наиболее рациональна при небольшой мощности наносов и широких полигонах в случаях, когда отвалы можно располагать на обоих бортах полигона.

Челночно-поперечная схема движения скреперов успешно применяется при снятии растительного слоя и на вскрышных работах на глубину до 2 м.

По этой схеме на каждый цикл приходится только один разворот машины на 180° и, кроме того, при ширине полигона более 40 м производительность колесного скрепера значительно выше, чем производительность бульдозера.

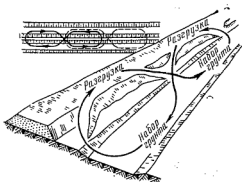


Рис. 56. Схема вскрышных работ горизонтальными слоями с размещением отвалов на две стороны полигона при челночно-продольном движении скрепера

Челночно-продольная схема движения скрепера применяется с односторонней выкладкой отвала и с двусторонней. Разворот скрепера при двусторонней схеме производится один раз за цикл и при односторонней схеме — два раза за цикл. Данная схема движения скрепера применяется на вскрышных работах на любую глубину с транспортировкой породы во внутренние отвалы (на отработанные площади) и на глубину не более 2 м — с транспортировкой их во внешние отвалы.

Широкие полигоны более целесообразно вскрывать по комбинированной схеме, когда средняя полоса вскрывается с применением челночно-поперечной схемы, а боковые полосы — по челночно-продольной двусторонней схеме.

Схема движения скрепера по восьмерке

Эта схема (рис. 57) применяется в случае, когда имеется возможность поперечной транспортировки породы с выкладкой ее на борту полигона параллельно фронту работ. По схеме движения восьмеркой скрепер во время работы попеременно поворачивается на 180° в правую и левую сторону, что исключает односторонний износ ходовой части. При движении скрепера восьмеркой достигается равномерная работа фрикционов и время рейса сокращается благодаря разворотам при транспортировке породы.

Производительность скрепера при движении по восьмерке на 20—25% больше, чем производительность машины при скреперовании по эллиптической схеме разработки. Основное преимущество движения по восьмерке состоит в том, что по этой схеме на две операции выгрузки породы приходится два поворота скрепера на 180° , в то время как по эллиптической схеме движения на каждую операцию разгрузки приходится два поворота. *

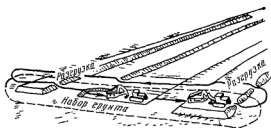


Рис. 57. Схема вскрышных работ горизонтальными слоями с размещением отвалов на одной стороне полигона при движении скрепера по восьмерке

Поворот скрепера на отвале при движении по восьмерке производится на меньший угол, и по сравнению с челочно-продольной схемой общая протяженность рейса несколько сокращается. Экономия времени за один поворот в каждом рейсе составляет 15—25 сек.

Область применения схемы движения скрепера по восьмерке та же, что и для челочно-продольной, если местные условия позволяют обойтись без устройства въездов для порожнякового хода.

Схема движения скрепера зигзагами

Развитием схемы движения скрепера по восьмерке является схема работы зигзагами (рис. 58). Применение этой схемы движения дает еще большую экономию на поворотах, чем работа по восьмерке. Узкие полигоны большой длины и со значительной мощностью наносов обычно вскрываются с применением схемы движения скрепера зигзагами. По этой схеме скрепер совершает движение по зигзагообразной линии с плавными поворотами из забоя на отвал и с отвала в забой, чередуя набор и разгрузку породы. В конце полигона скрепер разворачивается на 180° и следует в обратном направлении, снова чередуя набор и разгрузку породы.

Схема движения скрепера зигзагами применяется не только

на разработке месторождений полезных ископаемых, ею пользуются также при сооружении канав (руслоотводных, капитальных и др.), при отсылке дамб, плотин и насыпей.

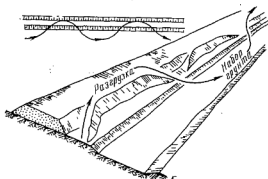


Рис. 58. Схема вскрышных работ горизонтальными слоями с размещением отвалов на одной стороне полигона при движении скрепера зигзагами

Схема движения скрепера по спирали

По этой схеме (рис. 59) скрепер движется по спиральной кривой, набор породы осуществляется в двух забоях, а разгрузка — полосами, перпендикулярно оси отвала. Движение по спирали целесообразно применять при расстоянии разгрузки скрепера, рав-

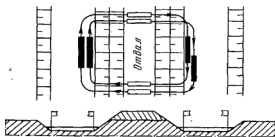


Рис. 59. Схема вскрышных работ горизонтальными слоями с размещением отвалов между полигонами при движении скрепера по спирали

ном ширине отвала, и при разности отметок отвала и карьера не более 2,5—3 м. Движение по спирали обеспечивает некоторое сокращение расстояния транспортировки породы по сравнению со схемой движения по эллипсу.

В заключение следует сказать, что при выборе той или иной схемы вскрышных работ для скреперов, как правило, надо ориентироваться (если позволяет рельеф местности) на схемы с двусторонним набором породы и с размещением отвалов на две стороны полигона, так как они обеспечивают значительное сокращение холостого хода.

ГЛАВА XIII

СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ

При разработке месторождений горного хрусталя подземным способом в зависимости от горногеологических и горнотехнических условий применяется несколько систем (табл. 66). Рекомендуется камерная система разработки с закладкой очистного пространства пустой породой и опробованием междукамерных целиков шпурами. Во всех применяемых системах по мере выемки продуктивной

Таблица 66

Системы подземной разработки месторождений горного хрусталя

Система	Варианты	
Система разработки горизонтальными слоями и магазинированием пустых пород в очистном пространстве	С расположением камер по простиранию	1. С выкреплением породоспусков в пустой породе 2. Без выкрепления породоспусков в пустой породе
Система разработки горизонтальными слоями с магазинированием пустых пород в очистном пространстве и опробованием междукамерных целиков шпурами	С расположением камер вкрест простирания	1. С выкреплением породоспусков в пустой породе 2. Без выкрепления породоспусков в пустой породе
Сплошная система разработки с оставлением внутризайонных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой	1. С выемкой по простиранию 2. С выемкой по восстанию	
Камерная система разработки с закладкой очистного пространства пустой породой и опробованием междукамерных целиков шпурами	С выемкой по простиранию	

горной массы и ее сортировки очистное пространство заполняется пустой породой. Последняя служит основным средством поддержания вмещающих пород. Крепь в виде стоек, распорок, крепежных рам и костров располагается в рабочем призабойном пространстве и используется только в качестве вспомогательного средства.

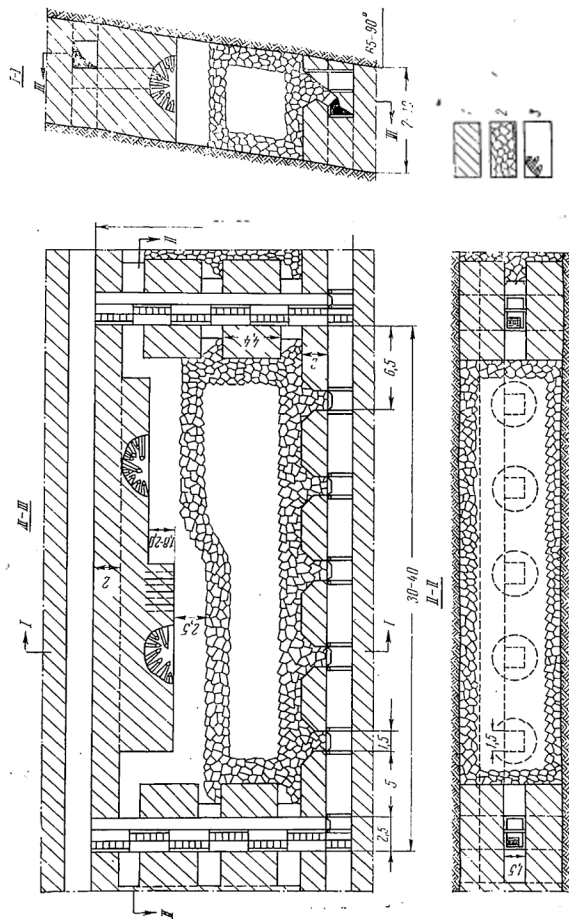
§ 2. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ И МАГАЗИНИРОВАНИЕМ ПУСТЫХ ПОРОД

На рис. 60 представлен типичный вариант системы разработки крутопадающих жил или минерализованных зон горизонтальными слоями снизу вверх с забойной сортировкой и магазином пустых пород. Этаж в направлении простирания разбивается на выемочные блоки длиной 30—40 м и высотой 20—40 м. Блок по падению и восстанию ограничен откаточным и вентиляционным штреками, а по простиранию — восстающими.

При разработке с магазином пустых пород, склонных к незначительному слеживанию, а также при неустойчивых боковых породах очень важным условием является интенсивная обработка блока. С этой целью длину блока иногда уменьшают до 25 и даже до 20 м. Наибольшая длина блоков рекомендуется при средней мощности жилы 2—5 м или минерализованной зоны и весьма устойчивых боках, когда разработка производится без последующей выемки междукамерных целиков. При увеличении высоты этажа удешевляется подготовка, но в то же время усиливается склонность замагистинированных пустых пород к слеживанию (при очень долгом нахождении в магазине) и образованию сводов при выпуске. Максимальная высота этажа (40 м) принимается при углах падения, близких к 90°, постоянстве мощности и угла падения, монолитных боковых породах и жиле или минерализованной зоне, совершенно не склонной к слеживанию.

Штреки располагаются в междуэтажных целиках в жильном теле или в минерализованной зоне посередине мощности или по контуру с лежащим боком. В крепкой и устойчивой продуктивной горной массе штреки проходятся без крепления, при этом их кровле придается форма свода.

Восстающие располагаются в междукамерных целиках по их оси, имеют два отделения (ходовое и материальное) и обычно закрепляются распорной крепью с затяжкой. Устье восстающего заходит не прямо в подошву или кровлю выработки основного горизонта, а сбоку. При таком расположении значительно уменьшается опасность падения в восстающий людей, передвигающихся по верхнему горизонту. Устье восстающих сверху перекрывается решеткой. Люди, которые спускаются по восстающему на нижний горизонт, не сразу выходят на откаточный путь, что уменьшает опасность от движущихся вагонеток. Кроме того, смещение восстающего в сторону удобно для устройства люковых затворов и погрузки пустой породы в вагонетки.



Через 4,5—6 м по вертикали встающие сбиваются с камерами ходками сечением 1,2×1,2 м, подошва которых находится на уровне лестничных полков встающего.

Допустимая толщина подштрекового целика при разработке мелкомошных жил 2 м, а при большей мощности — 3 м и более, с тем чтобы была гарантирована полная безопасность верхнего штрека. Если подштрековый целик («потолочина») непрерывный, то надштрековый целик («днище») прорезан породоспусками, через которые пустая порода, замазганнированная в камере блока, поступает к погрузочным люкам откаточного штрека.

Надштрековый и подштрековый целики служат средством для поддержания откаточных штреков и, кроме того, являются опорой для пород висячего и лежащего боков, ограничивая пролет обнажения вмещающих пород по востанию, т. е. междуэтажные целики оставляются навсегда для поддержания очистного пространства и подготовительных выработок.

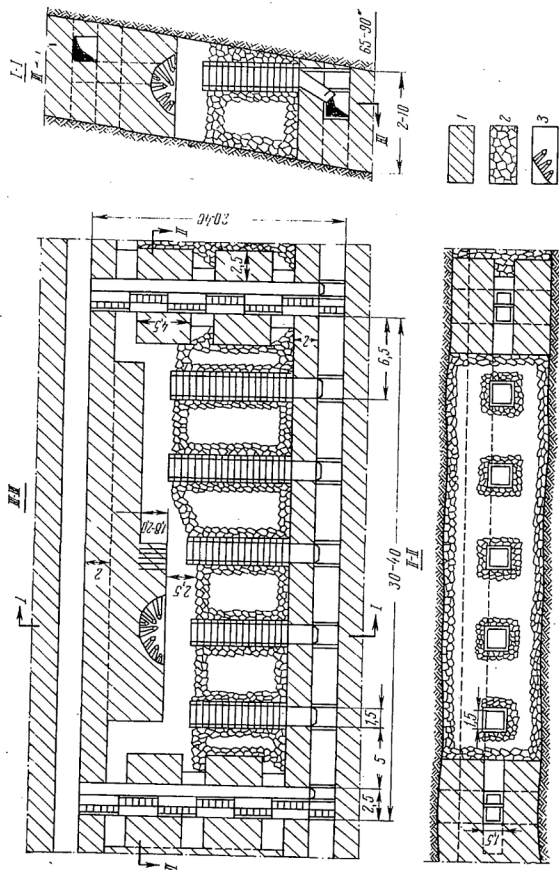
Ширина междукамерных целиков при расположении камер по простиранию изменяется в пределах 6—8 м в зависимости от крепости и мощности жилы или минерализованной зоны и устойчивости боков. Междукамерные целики, так же как и междуэтажные, служат для поддержания подготовительных выработок, например встающих, и одновременно являются опорой обнаженных боков и кровли очистного пространства.

В процессе отработки блока все целики опробуются шпурами, и если обнаруживаются хрусталеносные полости, то проводится только их разборка (выборка кристаллосмьря). Поэтому целики специально не обрабатываются. Породоспуски проводятся из откаточного штрека через промежутки 5,5—6,5 м с наклоном 45—60°.

В месторождениях горного хрусталя мощностью до 8—12 м и с крутым углом падения (около 80—90°) равномерный выпуск пустой породы достигается при расположении породоспусков по середине мощности жилы или жильной зоны. В случае расположения их около одного из боков поверхность отбитой породы принимает наклонное положение, опускаясь быстрее у того бока, где расположены породоспуски. Это приводит к большой затрате труда на выравнивание поверхности отбитой породы. При углах падения жилы или жильной зоны меньше 70° отбитая порода быстрее опускается со стороны висячего бока, поэтому откаточный штрек обычно располагают ближе к лежащему боку и сооружают породоспуски чаще.

Очистные работы начинаются с проходки подсецкого слоя высотой 2—2,5 м. Затем из встающих ведется отработка камеры блока горизонтальными слоями высотой 1,8—2 м.

Рис. 60. Типовой вариант системы разработки горизонтальными слоями и магазинированием лущат пород
1 — полезное ископаемое; 2 — отбитая горная масса; 3 — хрусталеносная полость



Подсечка магазина производится обычно сразу по всей длине блока. Кровля забоя и поверхность отбитой породы располагаются горизонтально. Очистная выемка при этой системе включает следующие основные операции: 1) бурение шпуров; 2) зарядание и взрывание шпуров; 3) проветривание выработок; 4) сортировку отбитой продуктивной горной массы; 5) частичный выпуск пустой породы; 6) разборку занорышей, гнезд или погребов — выборку кристаллосырья; 7) поддержание выработочного пространства. Все остальные работы, выполняемые в очистном забое, являются по отношению к этим операциям вспомогательными. В частности, к ним относятся доставка в очистной забой оборудования, наращивание воздухопроводной магистрали, доставка крепежных материалов и др.

Насколько важно значение указанных производственных операций в общем комплексе работ, выполняемых при разработке месторождений горного хрусталя, можно видеть из того, что расходы по этим операциям обычно достигают 80—90% от общей суммы расходов по очистной выемке. Последние же, в свою очередь, составляют не менее 50% от общей суммы всех расходов рудника.

Только в редких случаях какая-либо из этих операций исключается из процесса очистной выемки и заменяется другой. Например, если отбитая продуктивная горная масса после отбойки и ее сортировки слеживается или смерзается в магазине, то в этом случае (рис. 61) в замагасинированной породе наращиваются породоспуски, через которые и осуществляется частичный выпуск пустой породы.

Следует заметить, что при разработке тонких и средней мощности жил с магазинированием пустой породы выемочные камеры, как правило, располагают по простиранию жилы, в мощных крутопадающих жильных зонах — обычно вкрест простирания, чтобы сократить площадь обнажения кровли и стенок камеры.

При разработке месторождений горного хрусталя отбойка продуктивной горной массы осуществляется обычно буроувальным способом с применением шпурового метода, а разборка полостей (занорышей, гнезд и погребов) — с помощью отбойных молотков и ручных инструментов (кайло, кувалда и клинья). Параметры горизонтального уступа зависят от типа применяемых бурильных машин (перфораторов) и глубины шпуров.

Так как горизонтальные шпуров бурить труднее, то там, где позволяют условия, рекомендуется переходить на бурение вертикальных шпуров с применением телескопических перфораторов. В последние годы при системах с магазинированием наиболее рас-

Рис. 61. Типовой вариант системы разработки горизонтальными слоями и магазинированием пустой пород с наращиванием породоспусков

Условные обозначения см. на рис. 60

пространена отбойка восстающими шпурами. Особое преимущество последних состоит в том, что производительность уступа за цикл одной и той же продолжительности при восстающих шпурах значительно больше, чем при горизонтальных. При применении бурильных машин типа ПТ-36 и др. высота уступа принимается равной 1,8—2 м.

Бурильщик всегда имеет подготовленную для бурения и достаточную для работы в течение всей смены площадь. Поэтому он не тратит время на подготовку забоя к бурению и на частые переходы из одного забоя в другой. Условия для такой организации труда бурильщика созданы конструктивными элементами самой системы и порядком очистной выемки. Увеличение числа обнаженных плоскостей является одним из особенно важных средств повышения эффективности отбойки при очистной выемке. При данной системе очистная выемка жилы или жильной зоны возможна при двух и более обнаженных плоскостях.

Глубина шпуров в среднем 2—2,2 м. Более глубокие шпуры — до 3—4 м — бурят при опробовании целиков и боков блока. После взрывания комплекта шпуров на уступе сортируют продуктивную горную массу, т. е. осуществляют выборку кристаллосырья и последующее магазинирование пустой породы.

Вследствие того, что продуктивная горная масса в отбитом виде занимает больший объем, чем в массиве, по мере отбойки (после сортировки) 30—40% пустой породы периодически выпускают через породоспуски на откаточный горизонт, сохраняя под кровлей забоя свободным рабочее пространство высотой около 2 м. Выпуск породы из блока ведется обычно равномерно из всех люков. Таким образом, в этой системе доставка породы происходит под действием силы тяжести, без прямого участия рабочего. Одновременно с разборкой кровли, если необходимо, вручную разбирают или разбуривают крупные куски на поверхности отбитой породы. Если после взрыва шпуров выявилась хрусталеносная полость, то проводится ее разборка (выборка кристаллосырья).

Цикл очистной выемки, включающий буровзрывные работы, проветривание, сортировку отбитой продуктивной горной массы, разборку хрусталеносных полостей, выпуск излишков пустой породы и разборку кровли, в зависимости от величины одновременно обуриваемой площади укладывается обычно в три или четыре смены.

Поддержание массива вмещающих пород в блоке осуществляется заполнением выработанного пространства пустой породой, а также оставлением целиков. Поддержание кровли и боков камеры с помощью крепи производится только в исключительных случаях. Отдельные нависающие глыбы в кровле иногда временно поддерживают распорками, установленными на лежнях, уложенных на поверхности отбитой породы. Крепь нельзя оставлять в отбитой породе, так как она будет затруднять ее выпуск.

Когда очистная выемка достигает границы подштрекового це-

лика, выпуск пустой породы из блока прекращается. Таким образом, выработанное пространство блока остается заполненным пустой породой, и целики не обрабатываются.

Если в процессе горноподготовительных и нарезных работ выясняется, что продуктивная горная масса очень влажная и подвержена слеживанию или смерзанию, тогда выпуск ее устраивается не из магазина, а через каждый отдельный породоспуск (с одним отделением), наращиваемый в открытом очистном пространстве срубом из брусьев или круглого леса с применением скреперов.

Для крутопадающих жил и минерализованных зон с мощностью от 2 до 10 м при соответствующих условиях (выдержанном залегании, устойчивой продуктивной горной массе и вмещающих пород, при продуктивной горной массе, не склонной к слеживанию) система с магазинированием пустых пород относится к числу эффективных и экономичных систем разработки месторождений горного хрусталя.

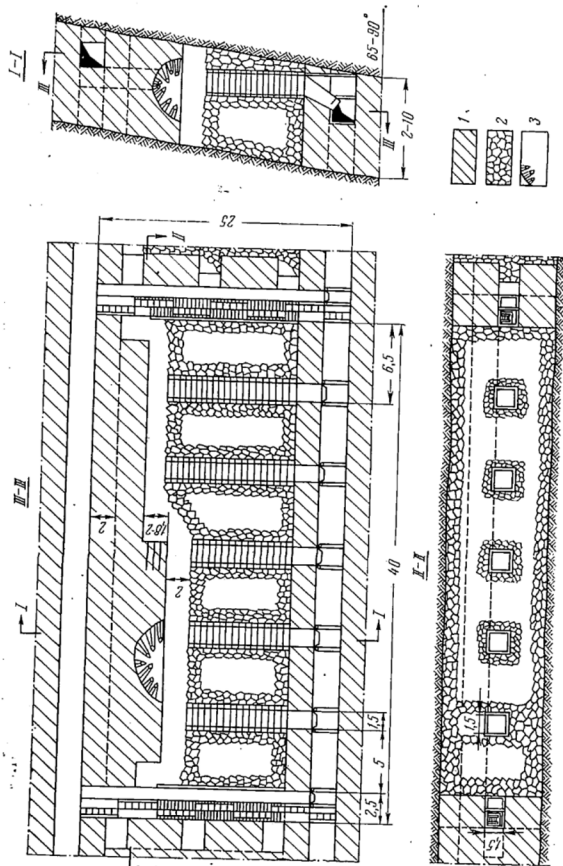
Технико-экономические показатели: производительность труда рабочего за смену: бурильщика 10—11 м³, рабочего забойной группы 2,1—3,5 м³; расход основных материалов на 1 м³ продуктивной горной массы: ВВ от 1,5 до 2,5 кг, крепежного леса от 0,015 до 0,041 м³.

При этой системе разработки расходы по доставке и поддержанию очень незначительны, так как доставка происходит под действием силы тяжести, а поддержание выработанного пространства осуществляется без применения крепи.

Расход крепежных материалов крайне мал: при разработке с оставлением междуэтажных и междукамерных целиков лесоматериал расходуется только на устройство люков, лестниц и полков. При разработке с креплением штрека и восстающих крепью расход леса составляет не больше 0,025 м³, а при наращивании породоспусков в замагазинированной пустой породе — до 0,038—0,41 м³ на 1 м³ продуктивной горной массы. Оставленные междукамерные и междуэтажные целики составляют 22—24% объема блока.

К числу достоинств системы разработки горизонтальными слоями и магазинированием пустых пород относятся: 1) высокая экономичность системы благодаря сравнительно небольшому объему подготовительных работ, благоприятным условиям отбойки, незначительным расходам по креплению и доставке пустой породы; 2) возможность забойной сортировки — выборки кристаллосырья; 3) простота выемки встречаемых хрусталеносных полостей; 4) возможность магазинирования пустых пород; 5) хорошие условия по проветриванию очистных забоев; 6) безопасность работы при правильно организованном выпуске пустой породы, своевременном устранении ее зависаний и хорошем надзоре за кровлей.

Недостатки системы: 1) образование скрытых полостей в замагазинированной пустой породе, даже при ее незначительной



склонности к слеживанию, в результате чего создаются «воронки» — внезапное оседание поверхности отбитой породы; 2) при недостаточной устойчивой продуктивной горной массе возможны обвалы крупных кусков породы; 3) образование затворов породы при выпуске в очистном пространстве, над люками и в самих люках при склонности ее к слеживанию и при недостаточном дроблении после отбойки.

Мероприятия по технике безопасности: 1) запрещается бурение и дробление глыб в камере магазина, пока не будет проведена тщательная обorkа кровли и боков; 2) слабые участки в кровле или боках камеры следует закреплять временной крепью; 3) выпускать пустую породу из магазина нужно с таким расчетом, чтобы высота отбитой породы до кровли камеры не превышала 2 м (высота рабочего пространства); 4) воспрещается пребывание рабочих в магазине во время выпуска из него пустой породы; 5) в каждой камере блока должно быть не менее двух выходов.

На Приполярном Урале разрабатывалось крутопадающее (60—80°) месторождение горного хрусталя в основном двумя системами (рис. 62): 1) при мощности минерализованной зоны до 10 м применялась система разработки горизонтальными слоями и магазинированием пустых пород (с расположением камеры блока по простиранию); 2) при мощности минерализованной зоны от 10—12 до 30 м применялась система с магазинированием пустых пород и опробованием междукамерных целиков (с расположением камер длинной стороной вкrest простирания).

Минерализованная зона приурочена к более мощной линзе мраморов и состоит из гидротермально измененных доломитизированных мраморов, цементированных кварцевыми прожилками. В породах этой зоны концентрируются хрусталеносные полости размером от менее 1 м³ до нескольких кубических метров и в единичных случаях до десятков кубических метров. Продуктивные породы устойчивы (при общей площади обнажения кровли до 300—500 м²), местами трещиноваты. Коэффициент крепости продуктивных пород по шкале М. М. Протодьяконова $f=8-10$.

Вмещающие породы представлены мраморизованными известняками и мраморами, которые по контакту с минерализованной зоной подвержены гидротермальному изменению, перекристаллизации и доломитизации. Вмещающие породы слабо трещиноваты, устойчивы. Коэффициент крепости породы по шкале М. М. Протодьяконова $f=8$. Контакты минерализованной зоны с вмещающими породами нечетки, часто наблюдаются апофизы кварцевых прожилков и минерализации.

Объемный вес продуктивных и вмещающих пород 2,4—2,6 т/м³, коэффициент разрыхления 1,80—1,75, а при слеживании умень-

Рис. 62 Вариант системы разработки крутопадающей минерализованной зоны горизонтальными слоями снизу вверх и магазинированием пустых пород с наращиванием породоспусков в очистном пространстве (на Приполярном Урале)

Условные обозначения см. на вкл. 60

шается до 1,65. Месторождение находится в районе распространения вечной мерзлоты, температура пород постоянная и находится в пределах от -3 до -5°C .

Небольшой водоприток происходит по отработанным блокам, вследствие чего образуются наледи на подошве выработок, причем особенно интенсивно весной и осенью.

При системе разработки горизонтальными слоями и магазинированием пустых пород подготовка блока заключается в проведении по простиранию минерализованной зоны раведочного штрека сечением 5 м^2 для установления протяженности зоны. Это одновременно и откаточный штрек, из которого проходятся фланговые восстающие (в два отделения сечением $2,5 \times 1,5\text{ м}$) до вышележащего горизонта и орты сечением 4 м^2 с целью установления мощности минерализованной зоны.

Из восстающих пройден нарезной штрек без крепления сечением 4 м^2 , который расширялся до контактов с вмещающими породами, образуя горизонт подсечки.

Из расщелк на горизонт подсечки через $6,5\text{ м}$ проходились вертикальные выпускные дучки сечением $1,5 \times 1,5\text{ м}$. Высота надштрекового целика 2 м . Откаточный штрек крепился спаренными неполными крепежными рамами вразбежку. Под выпускными дучками устраивались деревянные люки. На этом подготовка блока заканчивалась, и начиналась его отработка (см. рис. 62).

Очистная выемка в камере блока велась горизонтальными слоями высотой 2 м . Выемка слоя производилась буровзрывным способом с помощью горизонтальных шпуров глубиной до 2 м . По мере выемки слоев над дучками выкреплялись срубовые породоспуски в одно отделение сечением $1,5 \times 1,5\text{ м}$. Отбитая продуктивная горная масса сортировалась в забое.

Чтобы выдержать высоту призабойного рабочего пространства около 2 м , примерно половина объема отбиваемой горной массы (после сортировки) перекидывалась в породоспуски, из которых через люки грузилась в вагонетки и откатывалась в отвал. Отбитая горная масса просматривалась также и при перекидке в породоспуски, при погрузке из люков в вагонетки и при выгрузке из вагонеток на отвале. Замеченные при этом кристаллы горного хрусталя извлекались.

Следует заметить, что при проходке горноподготовительных и очистных выработок стремились обнаружить и вскрыть хрусталеносные полости, извлечь из них горный хрусталь. Для нормального доступа в большие хрусталеносные полости стенки их разбуривались и взрывались. При этом параметры буровзрывных работ выбирались такими, чтобы по возможности избежать повреждения кристаллов горного хрусталя.

Извлеченный из хрусталеносных полостей горный хрусталь подвергался в забое первичной сортировке, укладывался в мешковую тару и отправлялся в цех обогащения, где проводились его вторичная сортировка и дальнейшее обогащение. Все кристаллы

горного хрусталя, признанные некондиционными при сортировке в забое, складировались на поверхности в специальный отвал.

Технико-экономические показатели: производительность труда рабочего за смену: бурильщика 11—12 м³, рабочего забойной группы 1,90—2,13 м³ и рабочего в целом по системе (с учетом горно-подготовительных и нарезных работ) 1,1—1,25 м³; расход основных материалов на 1 м³ продуктивной горной массы: ВВ 1,5—2 кг, крепежного леса 0,04 м³; интенсивность очистной выемки 0,6 м/месяц.

Низкая интенсивность очистной выемки и низкая производительность труда рабочего за смену объясняются применением ручного труда на перекидке пустой породы в породоспуски, наращивании породоспусков, разработке хрусталеносных полостей и др. На одного бурильщика приходилось 6—7 рабочих забойной группы. Оставленные междуэтажные целики составили 18% объема блока.

§ 3. СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫМИ СЛОЯМИ С МАГАЗИНИРОВАНИЕМ ПУСТЫХ ПОРОД И ОПРОБОВАНИЕМ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ ШПУРАМИ

Эта система применяется при разработке мощных минерализованных зон: от 10—15 до 30 м и более. Этаж делится на регулярно чередующиеся, относительно близкие по размерам камеры и междукамерные целики. Камеры и целики располагаются, как правило, вкрест простирания минерализованной зоны (на всю ее мощность). Ширина их изменяется: камер от 6—8 до 10 м и целиков от 4—6 до 8 м. Типичный вариант системы показан на рис. 63 применительно к разработке крутопадающей минерализованной зоны.

Подготовка этажа высотой 20—40 м состоит из проходки откаточного штрека, одного восстающего и ортов под каждым междукамерным целиком. Расстояние между ортами от 12 до 14 м. Восстающий проходится со стороны лежащего бока в междукамерном целике сечением 2,5×1,5 м в два отделения (ходовое и материальное). Второй восстающий (в два отделения) располагается в замагазинированной пустой породе по мере ведения очистных работ, наращивается срубовой крепью и служит главным образом вторым выходом из камеры и для вентиляции.

Подготовка камер к очистной выемке состоит из проведения под каждой из них породоспусков в обе стороны от орта с наклоном 45° в направлении поперек орта. Вершины породоспусков соединяют подсечным ортом по всей длине камеры. Под каждым породоспуском в орте устраивают люковые затворы. После проведения подсечного орта вершинам породоспусков придают воронкообразную форму. Затем подсечной орт расширяют до ширины камеры, обуривая его кровлю и бока шпурами глубиной 1,5—2 м, после чего начинается нормальная стадия выемки камеры с мага-

зинированием пустых пород. Расстояние между породоспусками 6—6,5 м. Высота надштрекового целика 4—6 м.

Отбойка и сортировка продуктивной горной массы в камерах, разборка хрусталеносных полостей, magazинирование и частичный выпуск пустой породы проводятся так же, как и в предыдущей системе.

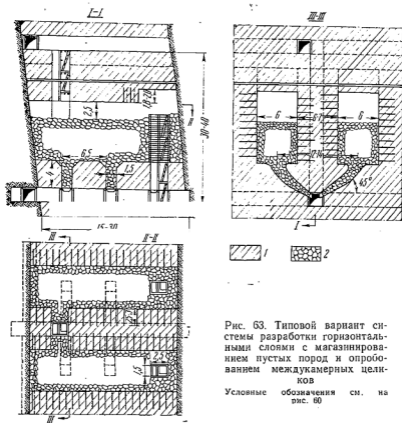


Рис. 63. Типовой вариант системы разработки горизонтальными слоями с magazинированием пустых пород и опробованием междукамерных целиков

Условные обозначения см. на рис. 60

Междукамерные целики не обрабатываются, но если в них путем шпурового опробования обнаруживаются хрусталеносные полости, то в местах их обнаружения в случае необходимости закладываются из камеры рассечки для извлечения кристаллосырья. При опробовании целиков расположение шпуров устанавливается по усмотрению горнадзора.

Система с magazинированием пустых пород и опробованием междукамерных целиков предусматривает оставление в целиках до 40—60% объема продуктивных пород. При этой системе разработки затраты труда рабочих на опробование 1 м³ целиков шпу-

рами с извлечением из них кристаллосырья уменьшаются примерно в 2—2,3 раза по сравнению с очистной выемкой 1 м³ продуктивных пород в камерах.

Ниже приводится примерный расчет определения затрат труда (в человеко-часах на 1 м³ продуктивной горной массы) и производительности труда рабочего за смену (в м³) на опробование целиков и извлечение из них кристаллосырья (по условным данным).

Для обуривания целиков с целью их опробования затраты труда бурильщика определяются из выражения

$$0,27 \cdot 2 \cdot 1,1 = 0,6 \text{ чел-ч/м}^3,$$

где 0,27 — норма времени при бурении перфоратором ПР-30К на 1 шпурометр, чел-ч;

2 — количество шпурометров на опробование 1 м³ целиков, м;

1,1 — коэффициент, применяется с учетом специального назначения шпуров.

Затраты труда дежурного слесаря, обслуживающего трех бурильщиков (СУН, табл. 48 и 54),

$$0,6 : 3 = 0,2 \text{ чел-ч/м}^3.$$

Затраты труда рабочих при разработке хрусталеносных гнезд и обогатителей зависят от содержания кристаллосырья в продуктивных породах. На разборку хрусталеносных гнезд затраты труда разборщиков составят

$$\frac{7 \cdot 6}{100} = 0,42 \text{ чел-ч/м}^3,$$

где 7 — среднее содержание кристаллосырья на 1 м³ продуктивных пород, кг;

6 — продолжительность смены, ч;

100 — сменная норма выработки кристаллосырья, кг.

На обогащение кристаллосырья (на поверхности) затраты труда рабочих определяются из выражения

$$\frac{7 \cdot 0,34 \cdot 7}{25} = 0,67 \text{ чел-ч/м}^3,$$

где 0,34 — выход пьезокварца (0,1) и плавки (0,24) из кондиционного кристаллосырья;

25 — норма выработки за семичасовую смену, кг;

7 — продолжительность смены, ч.

Затраты труда на опробование целиков и извлечение из них кристаллосырья составляют

$$0,60 + 0,20 + 0,42 = 1,22 \text{ чел-ч/м}^3.$$

Затраты труда на опробование целиков, извлечение кристаллосырья и его обогащение

$$1,22 + 0,67 = 1,89 \text{ чел-ч/м}^3.$$

Производительность труда за смену:

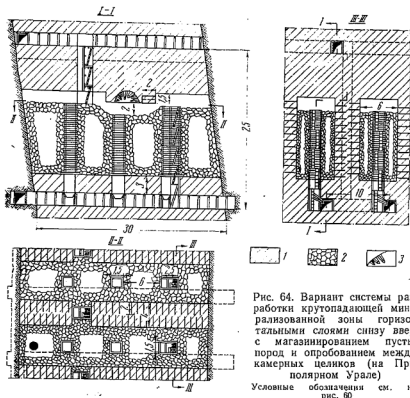
а) рабочего забойной группы на опробовании целиков и извлечении из них кристаллосырья

$$6 : 1,22 = 4,92 \text{ м}^3,$$

где δ — продолжительность смены, ч;

б) рабочего на опробовании целиков, извлечении кристаллосырья и его обогащении

$$6 : 1,89 = 3,18 \text{ м}^3.$$



Система с магазинированием пустых пород и опробованием междукамерных целиков применялась на Приполярном Урале при разработке минерализованной зоны мощностью до 25—30 м (рис. 64). Камеры располагались длинной стороной вкрест простирания минерализованной зоны. Ширина камер 6 м и междукамерных целиков 4 м. В междукамерном целике со стороны лежащего бока проходилась восстающий в два отделения сечением $2,5 \times 1,5$ м.

Каждая камера подготавливалась тремя дучками, проходимыми из ортов; один из них с двумя отделениями сечением $2,5 \times$

Х 1,5 м (породоспускное и ходовое). Горизонт подсечки оформлялся из парезного штрека с оставлением надштрековых целиков высотой 3 м. Над дучками выкреплялись (срубовой крепью) вертикальные породоспуски. Расстояние между породоспусками 7,5 м.

Очистная выемка в камерах велась горизонтальными слоями высотой 1,8 м. Уступы обуривались горизонтальными шпурами глубиной до 2 м. Высота призабойного рабочего пространства составляла до 2 м. После сортировки примерно около 48—50% объема отбитой пустой породы вручную доставлялось до породоспусков, по которым она опускалась под действием собственного веса до погрузочных люков в откаточном орте и далее по горизонту откатки через штольную выдавалась на поверхность в отвал.

Опробование междукамерных целиков проводилось шпуровым методом. Со стороны камер целик обуривался горизонтальными шпурами глубиной до 2 м. Шпуры бурились в два ряда в шахматном порядке. Расстояние между шпурами в ряду и между рядами составляло 1 м. Обнаруженные хрусталеносные полости вскрывались с помощью буровзрывных работ, а извлечение кристаллосырья осуществлялось с применением ручного инструмента. Вся гнездовая горная масса, извлекаемая из хрусталеносных полостей, подвергалась в забое перелопачиванию и тщательной сортировке. Затраты труда на опробование междукамерных целиков шпурами и извлечение из них кристаллосырья составляли 1,2—1,3 чел-ч/м³, или производительность труда за смену рабочего забойной группы была 4,6—5 м³.

Технико-экономические показатели по системе с магазинированием пустых пород и опробованием междукамерных целиков: затраты труда на очистной выемке в камерах и шпуровом опробовании целиков и извлечении из них кристаллосырья составляли 4—4,3 чел-ч/м³, или производительность труда рабочего забойной группы за смену 1,4—1,5 м³; расход основных материалов на 1 м³ продуктивной горной массы: ВВ 2 кг, крепежного леса 0,037—0,041 м³; интенсивность очистной выемки 0,4—0,6 м/месяц, оставленные междукамерные целики составляют 40% от объема блока.

Удельный вес системы разработки мощных крутопадающих хрусталеносных жил горизонтальными слоями (с расположением камер вкрест простирания) с магазинированием пустых пород и опробованием междукамерных целиков в общем объеме добычи в условиях Приполярного Урала составлял около 35%.

§ 4. СПЛОШНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ОСТАВЛЕНИЕМ ЦЕЛИКОВ И ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА ПУСТОЙ ПОРОДОЙ

Типовой вариант сплошной системы разработки пологопадающей жилы (с выемкой по простиранию) с оставлением внутризабойных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой представлен на рис. 65. Сущность системы: разработка ме-

сторождения ведется сплошным забоем по простиранию (чаще) или восстанию (реже) с оставлением в очистном пространстве целиков и закладкой очистного пространства пустой породой (после сортировки продуктивной горной массы). В качестве целиков ис-

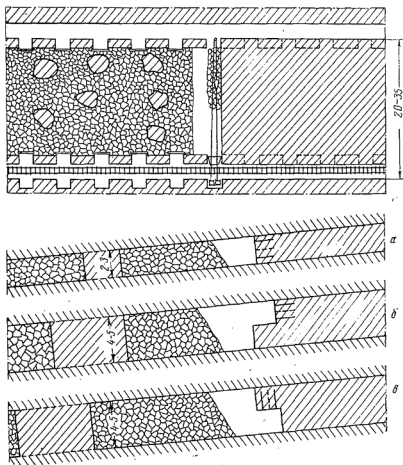


Рис. 65. Типовой вариант сплошной системы разработки с выемкой по простиранию с оставлением целиков и закладкой очистного пространства пустой породой

а — забой без уступов; *б* — почвоуступная выемка; *в* — потолкоуступная выемка

пользуются включения пустых пород или участки с низким содержанием горного хрусталя. Размеры целиков и расстояние между ними принимаются в зависимости от физико-механических свойств продуктивных и вмещающих пород. При выемке маломощных

жильных тел с высоким содержанием кристаллосырья возможно поддержание кровли распорной крепью.

Условия применения сплошной системы: 1) горизонтальное или пологое падение месторождения; 2) мощность от 2 до 5—7 м; 3) весьма устойчивые вмещающие породы. Наиболее важна в этих требованиях устойчивость кровли. Параметры блока: длина 40—50 м, высота по восстанию 20—30 м.

При горизонтальном залегании подготовка заключается в проведении расчески залежи, от которой в одну или обе стороны начинается очистная выемка, при пологом — проводится откаточный штрек и рассечной восстающий, из которого начинается очистная выемка сплошным забоем. Фронт очистных забоев блока составляет сплошную почти прямую линию от откаточного штрека до вентиляционного, расположенную к ним под углом 90° или менее. Очистной цикл состоит из бурения, зарядания и взрывания, проветривания, разборки хрусталеносных полостей, сортировки продуктивной горной массы и уборки пустой породы в закладку очистного пространства.

При прямолинейном фронте очистной выемки отбойка продуктивной горной массы производится горизонтальными шпурами сразу на всю длину линии очистных забоев или разбивается на два, редко на три участка. Соответственно с этим работы по бурению, сортировке продуктивной горной массы и уборке пустой породы в очистное пространство чередуются: когда один участок обуривается, на втором проводят разборку хрусталеносных полостей и уборку пустой породы в закладку очистного пространства. При мощности до 3 м отбойка ведется сразу на всю мощность, при большей мощности под кровлей вынимается слой продуктивной горной массы на высоту 1,3—2 м, а остальная толща продуктивной горной массы обрабатывается почвоуступным забоем. При достаточной устойчивой продуктивной горной массе первый слой вынимают по подошве, а остальную продуктивную толщу обрабатывают потолкоуступно. В том и другом случае первый слой разрабатывают с небольшим опережением.

При небольшой мощности применяют горизонтальные шпуры, при уступной разработке — горизонтальные (в передовом забое), нисходящие (в уступах почвы) и восходящие шпуры (в уступах кровли). Этажные штреки охраняются целиками, кострами или их комбинацией. Поддержание рабочего пространства в блоке только на время его выемки может быть осуществлено непосредственным подпором боков и кровли с помощью оставления внутризабойных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой, а также распорной крепью.

В зависимости от характера кровли внутризабойные целики располагают нерегулярно (их расположение произвольно), не соблюдая постоянства формы и размера целиков. Иногда в промежутке между целиками для поддержания отдельных отслаивающихся глыб и слоев породы сооружается вспомогательная рас-

портная крепь, но основным средством поддержания кровли при этих системах служат целики.

При пологопадающих жилах избыток пустой породы (34—37%) доставляется скреперованием к нижнему откаточному штреку, а ее погрузка в вагонетки происходит через погрузочные платформы, установленные в месте сопряжения очистного пространства со штреком. Скреперная лебедка устанавливается в нишах штрека через 5—6 м или на платформе и может передвигаться по рельсовому пути, уложенному в штреке, что позволяет полностью загрузить скреперную установку и повышает производительность труда рабочих на уборке и погрузке породы. При сплошной выемке, когда фронт очистных работ продвигается по всей высоте этажа в виде прямой линии или при двух-трех длинных уступах, условия для работы скреперов более благоприятны. Доставка пустой породы в закладку очистного пространства осуществляется скреперованием и частично вручную.

К достоинствам сплошной системы разработки с оставлением внутрисябойных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой следует отнести: малый объем подготовительных работ, широкий фронт работ, возможность разборки хрусталеносных полостей и сортировки отбитой продуктивной горной массы в забоях и оставление в очистном пространстве пустой породы (в виде закладки).

К недостаткам этой системы относят повышенную опасность для работающих с увеличением мощности месторождения вследствие значительного обнажения кровли и значительные расходы по доставке пустой породы (после сортировки) в очистное пространство.

Мероприятия по технике безопасности: своевременная и тщательная оборка кровли; запрещение доступа в выработанное пространство.

Технико-экономические показатели: производительность труда за смену: бурильщика 9—12 м³, рабочего забойной группы 1,8—3 м³; расход основных материалов на 1 м³ продуктивной горной массы: ВВ 1,4—1,7 кг, крепежного леса 0,005—0,007 м³.

На Памире при разработке пологопадающей (30°) хрусталеносной жилы мощностью 2—3 м и в местах раздувов до 5 м применялась сплошная система с выемкой по простиранию с оставлением внутрисябойных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой (рис. 66). Длина блока 40 м, высота по восстановлению 20 м.

Коэффициент крепости продуктивной горной массы по шкале М. М. Протодяконова $f=16—18$. Вмещающие породы — кварцито-видные песчаники и кварциты, выше средней устойчивости, с коэффициентом крепости $f=14—16$. Жила имеет довольно четкие контакты с вмещающими породами. Последние в приконтактных участках интенсивно минерализованы и превращены в кварцито-серцитовую породу.

Подготовка блока к очистной выемке заключалась в проведении откаточного штрека, породоспусков, камер для установки скреперных лебедок и рассечного наклонного восстающего сечением 3 м², из которого начиналась очистная выемка сплошным забоем на всю высоту этажа. Объем подготовительных работ составлял около 9%.

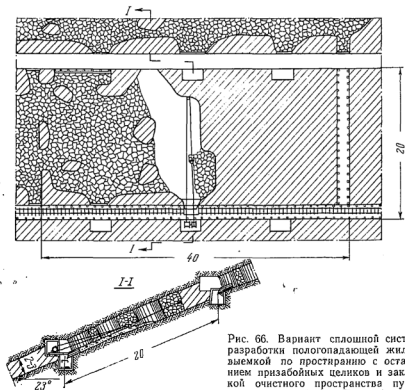


Рис. 66. Вариант сплошной системы разработки пологопадающей жилы с выемкой по простиранию с оставлением призабойных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой (на Памире)

Условные обозначения см. на рис. 60

Выемка велась при мощности жилы до 3 м на всю мощность, а в раздувах — потолкоуступным забоем.

После сортировки отбитой продуктивной горной массы пустая порода скреперованием доставлялась в закладку очистного пространства и частично вручную забрасывалась под кровлю. Погрузка и доставка избытка пустой породы производилась скреперной установкой в сочетании с транспортировкой в вагонетках.

Встречаемые хрусталеносные гнезда разбирались с применением ручного инструмента.

В качестве целиков использовались участки с низким содержанием полезного ископаемого или включения пустых пород. Целики опробовались шпурами. Объем целиков составлял около 24% объема блока.

Технико-экономические показатели: затраты труда на 1 м³ продуктивной горной массы на очистной выемке в блоке составляли 2,1 чел-ч, в том числе бурильщика 0,51 чел-ч, взрывника и его помощника 0,24 чел-ч, перекидчика породы к скреперной дорожке 0,37 чел-ч, скрепериста 0,23 чел-ч, крепильщика 0,04 чел-ч, дежурного слесаря 0,17 чел-ч, сортировщика 0,37 чел-ч, извлечение кристаллосырья из хрусталеносных полостей 0,17 чел-ч. Производительность труда рабочего забойной группы за смену составляла 2,8—3 м³.

Расход основных материалов, сжатого воздуха и электроэнергии на 1 м³ продуктивной горной массы составлял: ВВ 1,42 кг, огнепроводного шнура 1,8 м, капсюлей-детонаторов 1,2 шт., буровой стали 0,025 кг, твердых сплавов 0,006 кг, абразивов 0,014 кг, сжатого воздуха 125 м³, круглого леса 0,006 м³, электроэнергии 0,56 кВт·ч.

Удельный вес сплошной системы разработки пологопадающих хрусталеносных жил (с выемкой по простиранию) с оставлением внутризабойных целиков в общем объеме добычи в условиях Пармира составлял около 34—36%.

§ 5. КАМЕРНАЯ СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ С ЗАКЛАДКОЙ ОЧИСТНОГО ПРОСТРАНСТВА ПУСТОЙ ПОРОДОЙ И ОПРОБОВАНИЕМ МЕЖДУКАМЕРНЫХ ЦЕЛИКОВ ШПУРАМИ

В тех случаях, когда незакономерное оставление целиков не обеспечивает необходимой безопасности горных работ, для разработки горизонтальных и пологопадающих месторождений с устойчивой продуктивной горной массой не ниже средней и устойчивой кровлей при мощности от 2 до 3—5 м применяют камерную систему разработки с опробованием междукамерных целиков.

На рис. 67 изображен типичный вариант камерной системы разработки пологопадающей жилы с закладкой очистного пространства пустой породой (после сортировки продуктивной горной массы) и опробованием междукамерных целиков шпурами. Эта система характеризуется чередованием параллельных одна другой выемочных камер и разделяющих их постоянных междукамерных целиков и подвиганием фронта очистной выемки в каждой камере вдоль длинной оси камеры — по восставанию.

Камеры располагаются длинной стороной перпендикулярно откаточному штреку и отделяются одна от другой целиками. Ширина камер изменяется от 10 до 16 м в зависимости от устойчивости кровли и продуктивной горной массы, мощности месторождения и др. Ширина междукамерных целиков (5—6 м) зависит от глубины шпуров, предназначенных для опробования целиков со сто-

роны камер. Очистная выемка в камерах начинается в 2—3 м от надштрекового целика после выемки подсечного слоя и продвигается вверх по восстанию до подштрекового целика вентиляционного штрека. Всякий бок в пролете между целиками закладывается пустой породой в виде широких сплошных бутовых полос.

Избыток пустой породы (35—36%) доставляется скреперованием до погрузочного люка откаточного штрека.

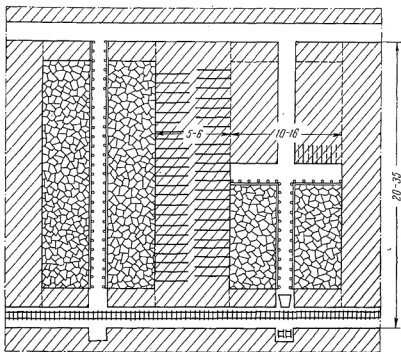


Рис. 67. Типовой вариант камерной системы разработки с закладкой очистного пространства пустой породой и опробованием междукамерных целиков шпурами
Условные обозначения см. на рис. 60

Камерную систему разработки с закладкой очистного пространства пустой породой с оставлением регулярно расположенных междукамерных целиков применяют при разработке месторождений с более выдержанными элементами залегания и при необходимости систематического поддержания кровли выработанного пространства. При мощности продуктивной горной массы до 3 м выемка ведется на полную мощность, а при большей — почвоуступным (очень редко) или потолкоуступным забоем (чаще). В последнем случае у подошвы месторождения проходится передовой забой с опережением в 3—4 м, высотой не более 2,5 м. Потолкоуступ

обуривается восходящими шпурами. Доставка пустой породы в закладку осуществляется скреперованием и частично вручную.

Междукамерные целики опробуются шпурами глубиной от 2—2,5 до 3—3,5 м. Расстояние между шпурами в ряду и между рядами принимается 1 м и более (по усмотрению горнадзора). Шпуры бурятся в шахматном порядке. Для извлечения кристаллосырья из обнаруженных хрусталеносных полостей при необходимости из камер закладываются рассечки.

Основное средство поддержания выработанного пространства на время выемки камеры — междукамерные целики и закладка. Иногда в призабойном пространстве для поддержания отдельных отслаивающихся глыб и слоев породы сооружается вспомогательная распорная крепь. По мере отработки камеры происходит наращивание восстающего (неполными крепежными рамами с затяжкой стенок горбылями), являющегося скреперной дорожкой.

Технико-экономические показатели: производительность труда рабочего забойной группы 0,9—1,5 м³; расход основных материалов на 1 м³ продуктивной горной массы: ВВ 1,8—2 кг, крепежного леса 0,002—0,008 м³. Объем междукамерных целиков составляет 45—55% от объема блока.

§ 6. ОЦЕНКА СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

За последние 10—15 лет при разработке месторождений горного хрусталя наблюдается неуклонный рост применения:

1) систем разработки (крутопадающих жил или жильных зон) горизонтальными слоями с магазинированием пустых пород в очистном пространстве и опробованием междукамерных целиков шпурами;

2) сплошной системы разработки (пологопадающих жил) с выемкой по простиранию с оставлением внутризабойных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой.

Это следует считать в целом явлением прогрессивным.

Обращает на себя внимание тот факт, что дальнейшее изыскание новых, более эффективных и экономичных систем разработки и усовершенствование существующих идет по пути (где это возможно) оставления междукамерных, междуэтажных и внутризабойных целиков (с их опробованием шпурами), занимающих более 45—55% объема блока (табл. 67).

При разработке крутопадающих жильных зон системой горизонтальными слоями снизу вверх с магазинированием пустых пород и опробованием междукамерных целиков шпурами затраты труда рабочих на опробовании 1 м³ целиков (с извлечением из них кристаллосырья) уменьшаются примерно в 2—2,3 раза по сравнению с очистной выемкой 1 м³ продуктивных пород в камерах. Из табл. 67 видно, что наиболее высокая производительность труда рабочего забойной группы за смену 4,9 и 4,5 м³ на опробовании целиков шпурами и извлечении из них кристаллосырья, а при

Основные технико-экономические показатели систем разработки

Система	Производительность труда рабочего группы за смену, м ³	Расход основных материалов на 1 м ³ горной массы		Объем оставленных целиков к объему блока, %
		ВВ, кг	Крепежный лес, м ³	
Система разработки горизонтальными слоями и магазинированием пустых пород в очистном пространстве	2,1—3,5 1,9—2,1	1,5—2,5	0,015—0,04	22—24
Система разработки горизонтальными слоями с магазинированием пустых пород в очистном пространстве и опробованием междукамерных целиков шпурами	В камере 2,2 Опробование целиков 4,9 Очистная выемка в камере + +опробование целиков 1,4—1,5	1,9—2,0	0,037—0,041	45—50
Сплошная система разработки с оставлением внутризачайных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой	1,8—3 2,8—3	1,4—1,7	0,005—0,007	20—30
Камерная система разработки с закладкой очистного пространства пустой породой и опробованием междукамерных целиков шпурами	2,5 4,5 0,9—1,5	1,8—2	0,002—0,008	45—55

магазинировании пустых пород и при сплошной системе с оставлением внутризачайных целиков — в среднем 2,3—2,6 м³.

Низкая производительность труда объясняется большой трудоемкостью таких технологических процессов, как закладка очистного пространства пустой породой (при разработке пологопадающих жил), сортировка продуктивной горной массы — выборка кристаллосырья, разборка хрусталеносных полостей и т. п.

Следует заметить, что при разработке крутопадающих месторождений горного хрусталя, склонных хоть в малейшей степени к слеживанию или смерзанию, рекомендуется ориентироваться на вариант системы с выдачей излишка отсортированной пустой породы через специальные породоспуски, выкрепляемые в отбитой пустой породе. За последние годы удельный вес системы разработки крутопадающих хрусталеносных жил горизонтальными слоями снизу вверх (с расположением камер по простираннию) с магазинированием пустых пород в очистном пространстве (с выкреплением породоспусков) в общем объеме добычи в условиях Приполярного Урала составлял 14—16%, а в условиях Памира предусматривается около 60—65%.

Важное достоинство сплошных и камерных систем разработки пологопадающих жил — возможность оставления внутризачайных

и междукáмерных целиков объемом примерно от 30 до 60% от объема блока и сравнительно невысокий расход крепежного леса (0,002—0,008 м³ на 1 м³ продуктивной горной массы). Удельный вес сплошной системы разработки пологопадающих жил с выемкой по простиранию с оставлением внутрizaбойных целиков и закладкой очистного пространства пустой породой в общем объеме добычи в условиях Памира составляет 34—36%.

При системе разработки крутопадающих жил горизонтальными слоями и магазинированием пустых пород расход крепежного леса не превышает 0,015 м³ и только при варианте системы с укреплением породоспусков в отбитой пустой породе его расход увеличивается до 0,04 м³ на 1 м³ продуктивной горной массы.

При разработке месторождений горного хрустáля всем системам свойственна забойная сортировка отбитой продуктивной горной массы, что позволяет не только отобрать кристаллосырье, но и сократить отслоения за счет магазинирования пустых пород и закладки очистного пространства пустой породой, уменьшения обнаженной площади очистного пространства.

Для предотвращения отслоения боковых пород следует широко использовать анкерную крепь. Она надежно поддерживает боковые породы, не загромождает очистное призабойное пространство, не мешает движению пустых пород при выпуске на крутопадающих жилах и доставке пустых пород в закладку (на пологопадающих жилах). Анкерная крепь дает возможность значительно расширить область применения сплошных систем при разработке пологопадающих жил или жильных зон.

В последние годы на ряде рудников при выемке блоков небольшой мощности от оставления надштрековых целиков отказываются, магазинируя отбитую горную массу прямо на крепь штрека. Это устраняет необходимость проведения большого объема нарезных работ по тонкой жиле. Однако при разработке месторождений горного хрустáля необходимо учитывать такие факторы, как мощность жильного хрустáленосного тела, крепость продуктивной горной массы и вмещающих пород и стоимость крепежного леса. При тонкой и весьма богатой хрустáленосной жиле следует почти всегда отдавать предпочтение выемке без надштрековых целиков.

В настоящее время интенсивность очистной выемки при всех вариантах систем с магазинированием пустых пород весьма низкая и не превышает 0,7—0,8 м/месяц. Это в основном объясняется тем, что работы по разборке хрустáленосных полостей — по выборке кристаллосырья, сортировке продуктивной горной массы, доставке пустой породы до породоспусков и в закладку (при пологопадающих жилах) осуществляются вручную, а также еще и тем, что работы на участках одновременно ведутся во многих блоках небольшими бригадами из двух-трех человек. При концентрации работ и четкой организации труда интенсивность очистной выемки может резко возрасти.

МЕТОДИКА ОБОСНОВАНИЯ КОНДИЦИЙ ДЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ

ГЛАВА XIV

ОБОСНОВАНИЕ КОНДИЦИИ

В процессе оценки месторождения горного хрусталя дважды устанавливаются требования промышленности к качеству разведываемых и вовлекаемых в эксплуатацию запасов: а) при определении целесообразности перехода от предварительной разведки к детальной устанавливаются временные кондиции; б) после завершения детальной разведки устанавливаются и утверждаются в Государственной комиссии по запасам полезных ископаемых (ГКЗ при СМ СССР) постоянные кондиции для подсчета и утверждения запасов.

Согласно существующему положению обоснование кондиций для месторождений горного хрусталя производится по материалам детальной разведки на основании запасов категорий C_1 и C_2 . Следовательно, к этим исходным геологическим материалам в отношении их детальности и достоверности должны предъявляться те же требования, что и к материалам, на основании которых окончательно подсчитываются запасы, утверждаемые ГКЗ. Все эти требования изложены в соответствующих инструкциях и руководствах.

Инструктивные материалы, изданные Госпланом СССР и ГКЗ при СМ СССР, естественно, не могут подменить собой теоретические исследования далеко не полностью изученного комплекса вопросов, связанных с определением экономически обоснованных границ, отделяющих балансовую хрусталеносную жилу от забалансовой.

Следует заметить, что в подготовке геологических данных для составления кондиций имеются свои особенности. Например, к моменту составления проекта обоснования кондиции сводный геологический отчет с подсчетом запасов месторождения горного хрусталя (обобщающий результаты детальной разведки), как правило, отсутствует. Поэтому при составлении временных кондиций иногда приходится пользоваться только предварительными (иногда разрозненными) геологическими материалами, которые нуждаются в

обобщении для получения сводных данных по запасам и многих других сведений.

В данной работе рассматриваются в очень сжатом виде некоторые вопросы по составлению кондиций для месторождений горного хрусталя.

Обоснование кондиций для месторождений горного хрусталя должно включать: определение минимального промышленного содержания пьезокварца в граммах моноблоков на 1 м³ продуктивной горной массы (жильного тела или жильной зоны) месторождения, расчет предельной глубины подсчета промышленных запасов (предельной глубины открытых работ) и определение минимальной промышленной мощности жильного тела или жильной зоны месторождения.

В связи со специфическими особенностями месторождений горного хрусталя и, в частности, гнездовым залеганием горного хрусталя, крайне неравномерно, спорадически располагающегося в пределах продуктивной толщи месторождения, определение такого показателя, как бортовое содержание, не представляет практического значения и поэтому здесь не рассматривается.

Уровень минимального промышленного содержания снижается по мере развития техники. Повышение минимального промышленного содержания возможно в двух случаях: если потребность в естественном минеральном сырье сокращается за счет замены его синтетическим минеральным сырьем и если прирост запасов того или иного вида сырья в результате геологоразведочных работ будет значительно обгонять рост добычных работ.

В большинстве случаев минимум промышленного содержания снижается и довольно редко имеет тенденцию к повышению. Поэтому минимум промышленного содержания — величина динамическая, изменяющаяся, и уровень его не может считаться постоянным, действующим на все времена.

Промышленный минимум, установленный по тому или иному месторождению горного хрусталя, правилен только на какой-то определенный отрезок времени:

§ 1. ОПРЕДЕЛЕНИЕ МИНИМАЛЬНОГО ПРОМЫШЛЕННОГО СОДЕРЖАНИЯ ПЬЕЗОКВАРЦА И ХРУСТАЛЯ-СЫРЦА

Методика определения минимального промышленного содержания пьезокварца исходит из условий «нулевой рентабельности» добычи и обогащения кристаллосырья. В основу определения «нулевой рентабельности» положено соответствие средней стоимости конечной товарной продукции полным затратам предприятия на добычу и переработку соответствующих объемов продуктивной горной массы и вмещающих (пустых) пород, входящих в контуры подсчетных блоков.

При определении производственных затрат и средневзвешенных оптовых цен конечной товарной продукции за основу берутся:

1) утвержденные Госпланом СССР новые оптовые цены на пьезокварц и кварц, идущий на спецплавку и плавку технического стекла по сортам, введенные в действие с 1 июля 1967 г.; 2) среднее фактическое содержание пьезокварца по месторождению (участку); 3) средние выходы сортов пьезокварца и кварца, идущего на спецплавку и плавку технического стекла, добытого на месторождении (участке) за все время его разведки и разработки; 4) составленные в соответствии с намеченной технологией горных работ калькуляции полной себестоимости разработки 1 м³ вскрышных (вмещающих) и добычных (продуктивных) пород; 5) составленная калькуляция обогащения 1 кг кристаллосырья.

При открытом способе разработки месторождения минимальное промышленное содержание пьезокварца рассчитывается на продуктивную горную массу (жильное тело или жильная зона) с учетом коэффициента вскрыши пустых пород. В этом случае условие «нулевой рентабельности» выражается формулой, определяющей минимальное промышленное содержание пьезокварца в 1 м³ продуктивной горной массы,

$$\alpha = \frac{C_d + KC_v + C_0}{\Pi}, \quad (83)$$

где α — минимальное промышленное содержание пьезокварца в г (кг) моноблоков или хрусталя-сырца в г (кг) на 1 м³ продуктивной горной массы;

C_d — себестоимость разработки 1 м³ (добычи) продуктивной горной массы, руб.;

C_v — себестоимость разработки 1 м³ (вскрыши) пустых пород, руб.;

K — средний коэффициент вскрыши, м³/м³;

Π — средневзвешенная оптовая цена 1 г (кг) моноблоков пьезокварца с учетом попутных компонентов (горного хрусталя, идущего для спецплавки и плавки технического стекла) или 1 г (кг) хрусталя-сырца, руб.;

C_0 — себестоимость обогащения кристаллосырья, содержащегося в 1 м³ продуктивной горной массы, руб.

При отсутствии C_0 формула (83) примет вид

$$\alpha = \frac{C_d + KC_v}{\Pi}. \quad (84)$$

Анализируя формулу (84), замечаем, что минимальное промышленное содержание α является функцией только коэффициента вскрыши K , так как остальные обозначения (C_v , C_d и Π), входящие в формулу, являются постоянными величинами. Исходя из этого, формулу (83) можно представить в более упрощенном виде:

$$\alpha = \alpha_0 + \Delta K, \quad (85)$$

где α_0 — минимальное промышленное содержание пьезокварца или хрусталя-сырца на 1 м³ продуктивного участка месторождения, у которого коэффициент вскрыши при разработке равен нулю, г мбл/м³ или г/м³;

Δ — приращение минимального промышленного содержания пьезокварца или хрустала-сырца при увеличении коэффициента вскрыши на единицу, г мбл/м³ или г/м³;

K — средний коэффициент вскрыши, присущий разработке конкретного продуктивного участка, м³/м³.

По формуле (85) и рассчитывается минимальное промышленное содержание пьезокварца и хрустала-сырца для открытого способа разработки.

При этом α_0 и Δ предварительно определяются расчетным путем по формуле (84). Для определения α в формулу (84) подставляется значение $K=0$. Для определения Δ рассчитывается минимальное промышленное содержание α_1 , α_2 и α_3 при коэффициентах вскрыши K , равных соответственно 1, 2 и 3. Затем определяется приращение содержания Δ путем вычитания из второго значения первого, а из третьего — второго. Полученные два значения Δ складываются и делятся пополам.

Далее рассчитанные значения α_0 и Δ подставляются в формулу (85), по которой и рассчитывается минимальное промышленное содержание пьезокварца и хрустала-сырца для каждого конкретного объекта в зависимости от соответствующего среднего коэффициента вскрыши K .

Минимальное промышленное содержание пьезокварца и хрустала-сырца на 1 м³ продуктивной горной массы, соответствующее условиям «нулевой рентабельности», определяется из выражений:

а) в граммах моноблоков пьезокварца

$$\alpha^{\text{мбл}} = \alpha_0^{\text{мбл}} + \Delta^{\text{мбл}} K, \quad (86)$$

б) в граммах хрустала-сырца

$$\alpha^{\text{хс}} = \alpha_0^{\text{хс}} + \Delta^{\text{хс}} K. \quad (87)$$

Средний коэффициент вскрыши K , соответствующий условиям «нулевой рентабельности», определяется из выражения

$$K = \frac{\alpha_{\text{факт}} - \alpha_0^{\text{мбл}}}{\Delta^{\text{мбл}}}. \quad (88)$$

Средневзвешенная оптовая цена 1 кг моноблоков пьезокварца $\text{Ц}^{\text{мбл}}$ определяется из выражения

$$\text{Ц}^{\text{мбл}} = \frac{\text{Ц}_0 \text{П}_0 + \text{Ц}_3 \text{П}_3 + \text{Ц}_1 \text{П}_1 + \text{Ц}_2 \text{П}_2 + \text{Ц}_3 \text{П}_2 + \text{Ц}_4 \text{П}_4}{100}, \quad (89)$$

где $\text{Ц}_0, \text{Ц}_3, \text{Ц}_1, \text{Ц}_2, \text{Ц}_3, \text{Ц}_4$ — оптовая цена 1 кг моноблоков пьезокварца соответствующего сорта (пьезокварц сортов «Оптический», «Экстра», I, II, III, и IV), руб.;

$\text{П}_0, \text{П}_3, \text{П}_1, \text{П}_2, \text{П}_3, \text{П}_4$ — часть пьезокварца соответствующего сорта в общем объеме товарной продукции пьезокварцевого кристаллосырья, %.

Средневзвешенная оптовая цена 1 кг горного хрусталя, предназначенного для плавки специального стекла $\bar{C}^{сп}$, определяется из выражения

$$\bar{C}^{сп} = \frac{C_1^{сп} P_1^{сп} + C_2^{сп} P_2^{сп}}{100}, \quad (90)$$

где $C_1^{сп}$, $C_2^{сп}$ — оптовая цена 1 кг горного хрусталя, идущего для плавки специального стекла соответствующего сорта, руб.;

$P_1^{сп}$, $P_2^{сп}$ — часть горного хрусталя соответствующего сорта в общем объеме товарной продукции горного хрусталя, идущего для плавки специального стекла, %.

Средневзвешенная оптовая цена 1 кг горного хрусталя, предназначенного для плавки технического стекла, определяется аналогично выражению (90):

$$\bar{C}^{пл} = \frac{C_1^{пл} P_1^{пл} + C_2^{пл} P_2^{пл}}{100}. \quad (91)$$

Средневзвешенная оптовая цена 1 кг моноблоков пьезокварца с учетом попутных компонентов определяется по формуле

$$\bar{C}^{ккс} = \bar{C}^{мбл} + \bar{C}^{сп} K^{сп} + \bar{C}^{пл} K^{пл}, \quad (92)$$

где $K^{сп}$; $K^{пл}$ — коэффициенты выхода горного хрусталя для плавки специального и технического стекла на единицу добытого пьезокварца в моноблоках;

$\bar{C}^{ккс}$ — средневзвешенная оптовая цена 1 кг моноблоков пьезокварца с учетом попутных компонентов, руб.

Средневзвешенная оптовая цена 1 кг хрусталя-сырца определяется по формуле

$$\bar{C}^{кс} = \frac{\bar{C}^{ккс} K^{ккс}}{100}, \quad (93)$$

где $K^{ккс}$ — коэффициент выхода пьезокварца из хрусталя-сырца, %.

При подземном способе разработки месторождения горного хрусталя минимальное промышленное содержание пьезокварца определяется из выражения

$$\alpha = \frac{C_n + C_o}{C}, \quad (94)$$

где C_n — себестоимость добычи 1 м³ подземным способом, руб.

Таким образом, можно заключить, что минимальное промышленное содержание α — это предел содержания полезного компонента, ниже которого продуктивная горная масса данного месторождения горного хрусталя становится непромышленной, т. е. экономически невыгодной для добычи и переработки. Следовательно,

минимальное промышленное содержание обеспечивает всего лишь только возврат производственных затрат на добычу и обогащение кристаллосырья, а получение накопленнй, необходимых для расширенного воспроизводства, возможно при условии, если среднее фактическое содержание полезного компонента в добываемой продуктивной горной массе будет выше минимального промышленного.

Пример. Определить минимальное промышленное содержание для условного месторождения горного хрусталя со средним условным содержанием пьезокварца 21 г мбл/м^3 . Условная сортность запасов: пьезокварц сорта «Экстра» — 0,6%, I — 30,5%, II — 49%, III — 0,2%, IV — 19,7%; кварц для спецплавки сорта I — 50%, II — 50%; кварц для плавки сорта I — 50%, II — 50%. Предусматривается разработка месторождения открытым способом с коэффициентом вскрыши $K=1,90 \text{ м}^3/\text{м}^3$ (см. рис. 36). Условная расчетная себестоимость 1 м^3 вскрышных пород 5 р. 79 к. и добычных пород 7 р. 12 к.

Решение. При помощи формул (89), (90) и (91) определяем средневзвешенную оптовую цену 1 кг моноблоков пьезокварца и горного хрусталя для плавки специального и технического стекла

$$\begin{aligned} \text{Ц}^{\text{мбл}} &= \frac{(1920 \times 0,6) + (1050 \times 30,5) + (480 \times 49,0) + (80 \times 0,2) + (32 \times 19,7)}{100} = \\ &= 573 \text{ р. 43 к.;} \end{aligned}$$

$$\text{Ц}^{\text{сп}} = \frac{(25 \times 50) + (15 \times 50)}{100} = 20 \text{ руб.};$$

$$\text{Ц}^{\text{пл}} = \frac{(3,5 \times 50) + (2,5 \times 50)}{100} = 3 \text{ руб.}$$

Поскольку на данном месторождении горного хрусталя при добыче основного полезного ископаемого — пьезокварца — попутно получается также и кристаллосырье для плавки специального и технического стекла, то средневзвешенная оптовая цена 1 кг моноблоков пьезокварца с учетом попутных компонентов будет несколько больше $\text{Ц}^{\text{мбл}}$ и определяется по формуле (92)

$$\text{Ц}^{\text{ккс}} = 573,43 + 20 \times 12,878 + 3 \times 10,146 = 861 \text{ р. 43 к.}$$

Подставляя $\text{Ц}^{\text{ккс}}$ в формулу (93), получим следующее значение средневзвешенной оптовой цены 1 кг хрусталя-сырца:

$$\text{Ц}^{\text{хс}} = \frac{861,43 \times 0,91}{100} = 7 \text{ р. 84 к.}$$

После того как определены средневзвешенные оптовые цены 1 кг моноблоков пьезокварца с учетом попутных компонентов и 1 кг хрусталя-сырца, переходим к определению минимального промышленного содержания моноблоков пьезокварца и хрусталя-сырца на 1 м^3 продуктивной горной массы по формуле (84) в условных единицах:

а) в граммах моноблоков пьезокварца (при коэффициенте вскрыши $K=0$)

$$\alpha_0^{\text{мбл}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 0}{861,43} = 0,00827 \text{ кг мбл/м}^3, \text{ или } 8,27 \text{ г мбл/м}^3;$$

б) в граммах хрусталя-сырца (при коэффициенте вскрыши $K=0$)

$$\alpha_0^{\text{хс}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 0}{7,84} = 0,908 \text{ кг/м}^3, \text{ или } 908 \text{ г/м}^3.$$

Расчет минимального промышленного содержания пьезокварца для данного месторождения при коэффициенте вскрыши $K \geq 1$ производится по формуле (85), при этом величина приращения Δ минимального содержания на единицу коэффициента вскрыши определяется по формуле (84):

а) в граммах моноблоков пьезокварца (при коэффициенте вскрыши $K \geq 1$):

$$\alpha_1^{\text{мбл}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 1}{861,43} = 0,01499 \text{ кг мбл/м}^3, \text{ или } 14,99 \text{ г мбл/м}^3;$$

$$\alpha_2^{\text{мбл}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 2}{861,43} = 0,02171 \text{ кг мбл/м}^3, \text{ или } 21,71 \text{ г мбл/м}^3;$$

$$\alpha_3^{\text{мбл}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 3}{861,43} = 0,02843 \text{ кг мбл/м}^3, \text{ или } 28,43 \text{ г мбл/м}^3;$$

$$\Delta^{\text{мбл}} = \frac{(21,71 - 14,99) + (28,43 - 21,71)}{2} = 6,72 \text{ г мбл/м}^3;$$

б) в граммах хрустала-сырца (при коэффициенте $K \geq 1$):

$$\alpha_1^{\text{xc}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 1}{7,84} = 1,64668 \text{ кг/м}^3, \text{ или } 1646,68 \text{ г/м}^3;$$

$$\alpha_2^{\text{xc}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 2}{7,84} = 2,3852 \text{ кг/м}^3, \text{ или } 2385,20 \text{ г/м}^3;$$

$$\alpha_3^{\text{xc}} = \frac{7,12 + 5,79 \times 3}{7,84} = 3,12372 \text{ кг/м}^3, \text{ или } 3123,72 \text{ г/м}^3;$$

$$\Delta^{\text{xc}} = \frac{(2385,20 - 1646,68) + (3123,72 - 2385,20)}{2} = 739 \text{ г/м}^3.$$

Подставляя полученные значения $\alpha_0^{\text{мбл}}$, $\Delta^{\text{мбл}}$ и K в формулу (85), найдем значение минимального промышленного содержания кристаллосырья, соответствующее коэффициенту вскрыши ($K=1,90 \text{ м}^3/\text{м}^3$), отвечающему условию «нулевой рентабельности»:

а) в граммах моноблоков пьезокварца

$$\alpha^{\text{мбл}} = 8,27 + 6,72 \times 1,9 = 21,0 \text{ г мбл/м}^3;$$

б) в граммах хрустала-сырца

$$\alpha^{\text{xc}} = 908 + 739 \times 1,9 = 2312 \text{ г/м}^3.$$

Таким образом, условное минимальное промышленное содержание хрустала-сырца в блоках устанавливается в следующих количествах:

а) при отсутствии вскрышных пород (при коэффициенте вскрыши $K=0$) — 908 г хрустала-сырца на 1 м^3 продуктивной горной массы при выходе из него моноблоков пьезокварца не менее 8,27 г;

б) при наличии вскрышных пород условное минимальное промышленное содержание увеличивается на 739 г хрустала-сырца при выходе из него не менее 6,72 г моноблоков пьезокварца на каждую единицу коэффициента вскрыши.

§ 2. ПРЕДЕЛЬНАЯ ГЛУБИНА ОТКРЫТЫХ РАБОТ

Предельные глубины открытых работ могут быть определены аналитическим и графическим методами. Сущность аналитического метода заключается в определении предельной глубины при помощи расчетных формул применительно к условиям правильных месторождений.

Наиболее простой, дающей приближенно предельную глубину карьера при крутом и наклонном залегании пласта полезного ископаемого, является формула Б. П. Боголюбова

$$H = 0,5K_{\text{кр}} m \beta, \quad (95)$$

где H — искомая глубина открытых работ, м;

$K_{\text{кр}}$ — предельный коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

m — горизонтальная мощность полезного ископаемого, м;

β — общий угол откоса бортов карьера, град.

Сущность графического метода определения предельной глубины открытых работ сводится к отысканию предельного коэффициента вскрыши путем последовательного определения погоризонтных коэффициентов вскрыши, начиная с первого горизонта (уступа). Для этого на основании разведочных данных вычерчивается ряд поперечных и продольных сечений месторождения с нанесением поперечного профиля поверхности.

Полученный в каждом сечении контур полезного ископаемого делится на горизонтальные уступы с учетом принятых углов откоса. Высота и порядок расположения уступов должны соответствовать запроектированной выемке. Затем на поперечных профилях наносят положение бортов при отработке каждого горизонта и таким образом получают поперечные профили, определяющие площади полезного ископаемого и вскрышных работ.

При наличии комплекса поперечных профилей для каждого уступа, включающих сечение пласта полезного ископаемого, нетрудно определить погоризонтный коэффициент вскрыши, используя упрощенный метод подсчета земляных работ. Сумма погоризонтных объемов пород со стороны лежачего и висячего боков и объемов пород в торцах карьера дает погоризонтный объем пород. Частное от деления суммарного погоризонтного объема пород на погоризонтный объем полезного ископаемого и является погоризонтным коэффициентом вскрыши.

Сопоставляя получаемые значения погоризонтных коэффициентов вскрыши с предельным коэффициентом, находят горизонт карьера, на котором эти значения практически будут одинаковы. Такой горизонт является предельным, ниже него продолжать открытые работы нецелесообразно.

Определение глубины открытых работ при обосновании кондиций для разработки месторождений горного хрустала

В формуле $\alpha = \alpha_0 + \Delta K$ коэффициент вскрыши K можно выразить через глубину открытых работ H . Проектный средний коэффициент вскрыши по карьере определяется как отношение вскрышных и добычных объемов:

$$K = \frac{V - V_n}{V_n}, \quad \text{м}^3/\text{м}^3, \quad (96)$$

$$V = CV_{\text{к}}; V_n = \gamma H m,$$

где K — средний коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;
 V_k — объем продуктивной (жильной) массы, м^3 ;
 V — общий объем горной массы (продуктивная масса + пустые породы) карьера, т.е. полный объем карьера, м^3 ;
 l — длина жильного тела или жильной зоны по простиранию, м;
 H — глубина падения жильного тела или жильной зоны, м;
 m — средняя мощность жильного тела или жильной зоны, м;
 C — коэффициент, учитывающий увеличение объема карьера за счет дополнительного объема внешних полутраншей и траншей. Согласно практическим и проектным данным для небольших карьеров $C=1,06-1,10$.

Объем карьера V_k находят по формуле В. В. Ржевского [59]

$$V_k = SH + \frac{1}{2} H^2 l_{\text{ц}} \operatorname{ctg} \gamma + \frac{\pi}{3} H^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma, \quad (97)$$

где S — площадь дна карьера, м^2 ;
 H — глубина карьера, м;
 $l_{\text{ц}}$ — длина (по дну) бортов карьера или их частей, имеющих одинаковые углы откоса (γ), м;
 γ — усредненная величина углов откоса торцовых бортов карьера, град.

В формуле (97) все слагаемые можно выразить через линейные размеры рудного тела или жильной зоны

$$S = C_1 l m,$$

$$l_{\text{ц}} = 2l + 2m = 2(l + m),$$

где C_1 — коэффициент, учитывающий увеличение площади выемки по сравнению с площадью оконтуривания жильного тела или жильной зоны за счет спрямления линий контура и удобства работы. По практическим данным среднее значение $C_1=1,15-1,25$.

Подставив в выражение (97) вместо S и $l_{\text{ц}}$ их значения, получим

$$V_k = C_1 l m H + \frac{1}{2} H^2 \cdot 2(l + m) \operatorname{ctg} \gamma + \frac{\pi}{3} H^3 \operatorname{ctg}^2 \gamma. \quad (98)$$

Сделав подстановку соответствующих значений в выражение (96), будем иметь

$$K = \frac{C V_k - l H m}{l H m}$$

или

$$K = \frac{C C_1 l m + C H (l + m) \operatorname{ctg} \gamma + C \frac{\pi}{3} H^2 \operatorname{ctg}^2 \gamma - l m}{l m}. \quad (99)$$

Таблица 68

Зависимость промышленного минимума содержания пьезокварца от глубины разработки открытым способом

Коэффициент вскрыши, м ³ /м ³ $K = \frac{a-8,3}{6,7}$ $K = 0,29 + 0,02H$	Минимальное промышленное содержание, г мбл/м ³ $a = 8,3 + 6,7 K$ $a = 10,24 + 0,134 H$	Глубина открытых работ, м $H = \frac{a-10,24}{0,134}$ $H = \frac{K-0,29}{0,02}$
0,49	11,58	10
0,69	12,92	20
0,89	14,26	30
1,09	15,60	40
1,29	16,94	50
1,49	18,28	60
1,69	19,62	70
1,79	20,29	75
1,89	20,96	80
2,09	22,30	90
2,29	23,64	100
2,49	24,98	110
2,69	26,32	120
2,89	27,66	130
3,09	29,0	140
3,29	30,34	150
3,49	31,68	160
3,69	33,02	170
3,89	34,36	180
4,09	35,70	190
4,29	37,04	200
4,49	38,38	210
4,69	39,72	220
4,89	41,06	230
5,09	42,40	240
5,29	43,74	250
$K_{пр} = 5,49 - 6,0$	45,1—46,5	260—270

Подставляя в формулу (99) вместо C , C_1 , l , m и γ их цифровые значения для жильного тела или жильной зоны, получим зависимость коэффициента вскрыши от глубины открытых работ.

Для наглядности (в нашем примере) примем следующие условные цифровые значения: $C=1,08$, $C_1=1,20$, $l=280$ м, $m=19$ м, $\gamma=68^\circ$.

Подставив эти значения в формулу (99), получим

$$K = 1,29 + 0,02H + 0,0001H^2 - 1. \quad (100)$$

Так как слагаемое $(0,0001 H^2)$ очень мало по сравнению с остальными, им можно пренебречь, после чего выражение (100) будет иметь вид

$$K = 0,29 + 0,02H. \quad (101)$$

Подставляя K в формулу ($\alpha = \alpha_0 + \Delta K$), получим

$$\alpha = \alpha_0 + \Delta (0,29 + 0,02H). \quad (102)$$

Подставляя в формулу (102) условные цифровые значения
 $\alpha_0 = 8,3$ г мбл; $\Delta = 6,7$ г мбл,

получим

$$\alpha = 8,3 + 6,7 (0,29 + 0,02H) \quad (103)$$

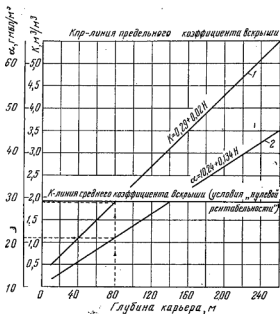


Рис. 68. Зависимость коэффициента вскрыши и минимального промышленного содержания пьезокварца от глубины карьера

1 — линия коэффициента вскрыши; 2 — линия минимального промышленного содержания пьезокварца

или в окончательном виде

$$\alpha = 10,24 + 0,134H. \quad (104)$$

Продолжая решение нашего примера заметим, что по формуле (104) можно рассчитывать минимальное промышленное содержание пьезокварца для жильной зоны в зависимости от глубины разработки открытым способом (табл. 68). Из выражения (104) определяется глубина открытых работ (см. табл. 68)

$$H = \frac{\alpha - 10,24}{0,134}, \text{ м.}$$

Как видно из табл. 68 и рис. 68, рациональная глубина открытых работ, удовлетворяющая условиям «нулевой рентабельности», составляет около 81 м

$$\alpha_{\text{фак}} = \alpha_{\text{мин}}$$

при которой эксплуатационные затраты на 1 руб. товарной продукции не превышают 1 руб., а стоимость 1 м³ вскрышных и добычных пород не превышает соответственно 5 р. 79 к. и 7 р. 12 к. (см. условия нашего примера).

§ 3. МИНИМАЛЬНАЯ ПРОМЫШЛЕННАЯ МОЩНОСТЬ ЖИЛЬНЫХ ТЕЛ

Минимальная промышленная мощность жильного тела или жильной зоны — один из важных показателей кондиций. На минимальную мощность устанавливается и минимальное промышленное содержание полезного компонента. Существующие системы разработки месторождений позволяют произвести выемку из недр горного хрусталя при любой его мощности, если только ценность извлекаемого кристаллосырья оправдывает затраты на его добычу. Выбор способа и системы разработки месторождения горного хрусталя зависит от многих факторов и в значительной мере от мощности жильных тел или жильных зон.

Следует заметить, что разделение жил по мощности на тонкие и весьма тонкие у разных авторов различное. Основной принцип этого деления — необходимость подрывать боковые породы для обеспечения минимальной ширины (или высоты) очистного пространства. Разделение рудных месторождений по мощности, по Л. Д. Шевякову, М. И. Агошкову, Е. П. Прокопьеву и Г. Н. Попову, более обосновано и представляется в следующем виде [32]:

весьма тонкие	— менее 0,7 м;
тонкие	от 0,7 до 2 м;
средней мощности	от 2 до 5 м;
мощные	от 5 до 15—20 м;
весьма мощные	— более 15—20 м.

В основу данной классификации месторождений по мощности положены наиболее часто применяемые способы проведения подготовительных выработок или направление очистной выемки: при весьма тонких жильных месторождениях очистную выемку и проходку основных подготовительных выработок производят с дополнительной подрывкой боковых пород; при тонких жильных месторождениях очистную выемку проводят без подрывки боковых пород, а проходку основных подготовительных выработок — с подрывкой боковых пород.

Согласно ПТВ и ПТЭ при подземной разработке минимальной технически допустимой шириной очистного пространства для крутопадающих рудных тел считается 0,7 м, а для горизонтально-

и пологопадающих 1,2 м при открытой разработке — 2 м. При залежах малого размера по простиранию размер дна карьера определяется условиями размещения дорог и безопасного ведения горных работ экскаваторами. Часто контур экономически целесообразных открытых работ имеет весьма неправильные очертания и содержит узкие вытянутые участки, которые, как правило, исключаются из карьерного поля, чтобы достигнуть благоприятной конфигурации. В практике разработки горизонтальных залежей оконтуривание карьера проводится по минимальной мощности, например от 0,5 до 1—2 м.

Следует отметить следующие вопросы, не нашедшие достаточного освещения в горногеологической литературе, связанные с определением минимальной промышленной мощности при разработке месторождений горного хрусталя. Общеизвестно, что в других случаях — при разработке весьма тонких рудных тел, но с относительно более высоким содержанием полезного компонента (металла) — устанавливаются минимальная промышленная мощность и минимальный метропроцент, т. е. произведение мощности рудного тела на минимальное бортовое содержание полезного компонента. Например, минимальная мощность жилы 0,7 м, а минимальное бортовое содержание 0,5% (химический анализ пробы), в этом случае минимальный метропроцент будет равен $0,7 \times 0,5 = 0,35$. Таким образом, за основу величины метропроцента берется минимальная мощность жилы при технически приемлемой системе разработки и минимальное бортовое содержание полезного компонента в руде (в %).

При разработке месторождений горного хрусталя воспользоваться указанной методикой установления минимальной промышленной мощности и минимального метропроцента не представляется возможным, так как содержание пьезокварца измеряется не в процентах, а в граммах моноблоков пьезокварца на 1 м^3 продуктивной горной массы. При подземной разработке была попытка увязать минимальную промышленную мощность хрусталеносных жильных тел и выемочную мощность, в пределах которой должно соблюдаться минимальное промышленное содержание, но выражение (105) не получило распространения:

$$m_{\text{ж}} C_{\text{фак}} = m\alpha, \quad (105)$$

где $m_{\text{ж}}$ — минимальная промышленная мощность хрусталеносного тела, м;

$C_{\text{фак}}$ — фактическое среднее содержание пьезокварца или хрусталя-сырца, г мбл/м³ или г/м³;

m — минимальная выемочная мощность, установленная по технологическим соображениям и в соответствии с ПТБ и ПТЭ, м.

При подземном способе тонкие пологопадающие жилы с относительно высоким содержанием кристаллосырья разрабатываются системами с отдельной выемкой кварцевой жилы и вмещаю-

щей породы. Вмещающая порода после отбойки сразу поступает в закладку (в сплошную или в виде бутовых полос), а отбитая жильная масса только после тщательной сортировки кристаллосырья доставляется туда же. При разработке тонких крутопадающих и наклонных жил происходит почти то же самое. Так что при разработке тонких жил сначала определяется среднее содержание в них кристаллосырья, затем выбирается система разработки и только после этого можно говорить о минимальной промышленной мощности. При открытой же разработке мощность жильного тела или жильной зоны определяет не только способ выемки (высоту уступа), но и производительность применяемых экскаваторов.

Следует заметить, что при округлении карьера допускается включение в его контур относительно небольших площадей («трудных» участков) с более высокими коэффициентами вскрыши, особенно в тех случаях, когда они размещаются внутри контура.

Вернемся к продолжению решения нашего условного примера, в котором по мощности жильной зоны запасы классифицируются следующим образом.

Мощность жильной зоны, м	Удельный объем запасов жильной зоны, %
1—2	0,2
3—7	0,5
8—13	25—27
14—25	36—38
26—42	33—35
Свыше 42	2—3

В табл. 69 и на рис. 69 показана зависимость максимальной глубины открытых работ от мощности жильной зоны при условии «нулевой рентабельности» и достижения горизонта предельного (граничного) коэффициента вскрыши. Запасы, расположенные ниже горизонта предельного коэффициента вскрыши, отводятся более экономичным подземным работам. Из табл. 69 и рис. 69 видно, что, исходя из условий «нулевой рентабельности» жильную зону в пережимах мощностью до 2 м можно в подсчет запасов не принимать, тем более, что их удельный вес в объеме жильной зоны составляет не более 0,2%.

Примерно более половины запасов месторождения приходится на участки жильной зоны мощностью от 8 до 25 м и около 33—35% запасов — на мощность жильной зоны 26—42 м. В целом по месторождению средняя мощность жильной зоны составляет 19—20 м. Исходя из анализа данных табл. 69 и рис. 69, приходим к заключению, что минимальной промышленной мощностью месторождения горного хрусталя (для нашего условного примера) можно считать мощность жильной зоны, равную 2 м.

Следует заметить, что показатель кондиции — минимальная промышленная мощность жильной зоны — в большинстве случаев

Т а б л и ц а 69

Зависимость максимальной глубины открытых работ от мощности жильной зоны при условии «нулевой рентабельности» и достижении горизонта предельного коэффициента вскрыши

Мощность жильной зоны, м	Максимальная глубина открытых работ, м	
	при условии «нулевой рентабельности» и $K=1,9 \text{ м}^2/\text{м}^3$	при условии достижения горизонта предельного коэффициента вскрыши $K=5,49 \text{ м}^2/\text{м}^3$
1	3	16
2	8	28
3	12	40
4	17	54
5	22	69
6	26	82
7	31	98
8	35	101
9	41	124
10	45	138
11	49	151
12	53	163
13	57	178
19	75	260
20	80	265

существенного влияния на величину подсчитываемых запасов не оказывает.

На месторождениях, представленных жильными зонами, на долю маломощных жильных тел приходится незначительные запасы и производить расчеты с целью уточнения минимальной промышленной мощности в данном случае не имеет смысла.

Продолжая решение нашего условного примера, предлагаем при открытой разработке месторождений горного хрусталя определять минимальную промышленную мощность жилы исходя из минимальной ширины карьера по дну B , коэффициента вскрыши K и среднего содержания пьезокварца.

Из опыта эксплуатации автотранспорта в карьерах, в стесненных условиях, установлено, что производительное использование экскаваторов и автосамосвалов обеспечивается только при определенной допустимой ширине полосы по дну карьера. В условиях разработки данного месторождения и принятого вида горного оборудования нормальная его работа обеспечивается при следующей минимальной ширине карьера по дну:

$$B = 2,9 + 7,2 + 0,5 \cdot 2,8 + 1,0 = 12,5 \text{ м,}$$

где 2,9 — радиус вращения кузова экскаватора типа Э-652, м;

7,2 — максимальный радиус разгрузки экскаватора при угле наклона стрелы 45° , м;

2,8 — ширина автосамосвала типа МАЗ-503, м;

1,0 — зазоры между выступающими частями экскаватора, автосамосвала и нижней бровкой уступа, м.

Указанная минимальная ширина карьера по дну позволяет также автосамосвалу вполне свободно осуществлять развороты ра-

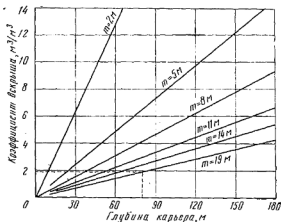


Рис. 69. Зависимость среднего коэффициента вскрыши от глубины карьера при различной мощности жильной зоны

диусом 8,5 м (по колею переднего внешнего колеса). Пользуясь математическими выражениями,

$$B = M_{ж} + M_{пн} \quad (106)$$

и

$$\frac{M_{пн}}{M_{ж}} = K, \quad (107)$$

находим, что

$$M_{пн} = M_{ж} K, \quad (108)$$

где $M_{ж}$ — минимальная промышленная горизонтальная мощность жилы, м;

$M_{пн}$ — мощность присечки вмещающих пород, м.

Подставляя значения формулы (108) в выражение (106), получим

$$B = M_{ж} (1 + K) \quad (109)$$

или

$$M_{ж} = \frac{B}{1 + K}, \quad (110)$$

$$M_{жн} = M_{ж} \cdot \sin \beta, \quad (111)$$

где $M_{жн}$ — минимальная промышленная нормальная мощность жилы, м;

β — угол падения жильной зоны, град.

Подставляя в формулу (111) значение выражения (110), получим минимальную промышленную нормальную мощность жилы

$$M_{жн} = \frac{B \cdot \sin \beta}{1 + K}. \quad (112)$$

Подставляя в формулу (112) известные цифровые значения, находим минимальную промышленную мощность жилы ($\beta = 65-75^\circ$) при условии «нулевой рентабельности» $K = 1,9 \text{ м}^3/\text{м}^3$

$$M_{\text{жи}} = \frac{12,5 \cdot 0,91}{1 + 1,9} = 3,90 \text{ м},$$

при предельном коэффициенте вскрыши $K_{\text{пр}} = 5,49 \text{ м}^3/\text{м}^3$

$$M_{\text{жи}} = \frac{12,5 \cdot 0,91}{1 + 5,49} = 1,75 \text{ м}.$$

Следует заметить, что, пользуясь формулой (112), можно определять минимальную промышленную мощность жилы или жилой зоны M при различном значении в ней среднего содержания пьезокварца α . В зависимости от среднего содержания минимальная промышленная мощность жилы $M_{\text{жи}}$ является величиной переменной в пределах B .

Расчет минимальной промышленной мощности жилы ведется по формуле (112), коэффициент вскрыши K берется из табл. 68, а именно

$$K = \frac{\alpha - 8,3}{6,7}.$$

Подставляя K в формулу (112), получим

$$M_{\text{жи}} = \frac{B \cdot \sin \beta}{1 + \frac{\alpha - 8,3}{6,7}}$$

или

$$M_{\text{жи}} = \frac{B \cdot \sin \beta \cdot 6,7}{\alpha - 1,6}. \quad (113)$$

Подставляя в формулу (113) вместо B и β их цифровые значения (при $\beta = 65-75^\circ$), получим

$$M_{\text{жи}} = \frac{12,5 \cdot 0,91 \cdot 6,7}{\alpha - 1,6}$$

или

$$M_{\text{жи}} = \frac{76,2}{\alpha - 1,6}. \quad (114)$$

По формуле (114) рассчитывается минимальная промышленная мощность жилой зоны в зависимости от среднего содержания в ней пьезокварца. Результаты расчета $M_{\text{жи}}$ для данного месторождения (в нашем примере) приведены в табл. 70.

Таблица 70
Зависимость минимальной промышленной мощности жилой зоны от промышленного минимума содержания пьезокварца

Минимальная промышленная мощность жилой зоны, м	Минимальное промышленное содержание, г мбл/м ³
$M_{\text{жи}} = \frac{76,2}{\alpha - 1,6}$	$\alpha = \frac{76,2}{M_{\text{жи}}} + 1,6$
1,0	77,80
1,5	52,14
1,75	45,14
2,0	39,70
2,5	32,06
3,0	27,0
3,5	23,37
3,93	21,0
4,0	20,65
4,5	18,53
5,0	16,86
5,49	15,48

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и россыпных месторождений. Госгортехиздат, 1962.
2. Балицкий В. С., Хетчиков Л. Н., Дороговин Б. А. Некоторые особенности геохимических условий образования аметистов. — Тр. ВНИИСИМС, 1970, т. XIII.
3. Барон Л. И., Логунцов Б. М., Позни Е. З. Определение свойств горных пород. Госгортехиздат, 1962.
4. Бочкарев А. И., Мирочников И. И. Об изменении вмещающих пород около хрусталеносных гнезд (на примере месторождений Урала). — Тр. ВНИИСИМС, 1970, т. XIII.
5. Брезгунов Н. И. Рациональная стадийность геологоразведочных работ на гидротермальных месторождениях горного хрусталя. — Тр. ВНИИСИМС, 1970, т. XIII.
6. Брезгунов Н. И., Брезгунова Г. Д. Выбор оптимального масштаба поисковых работ на пьезокварц в условиях Восточной Сибири с применением математических методов. — Тр. ВНИИСИМС, 1968, т. X.
7. Брезгунов Н. И., Брезгунова Г. Д. Характер распределения хрусталеносной минерализации и погрешности валового опробования на месторождениях пьезокварца Восточной Сибири. — Тр. ВНИИСИМС, 1968, т. X.
8. Вершинин В. В., Стримбаи В. Н., Ройзман М. И. Мероприятия по уменьшению выхода негабарита при буровзрывных работах на Актасском месторождении. — Тр. ВНИИП, 1957, т. 1, вып. 1.
9. Власов К. А. Текстури-генетическая классификация гранитных пегматитов. — Докл. АН СССР, 1946, т. 53, № 9.
10. Гудков А. С., Бритаев М. Д. Разведка месторождений пьезооптического минерального сырья. Методические указания по производству геологоразведочных работ, вып. VII. Госгеолтехиздат, 1957.
11. Гудков А. С., Киевленко Е. Я., Кондрашев С. Н. Основы поисков и разведки месторождений пьезооптических минералов. Госгеолтехиздат, 1963.
12. Ергунов Г. П. Открытые горные работы. Углетехиздат, 1951.
13. Ермаков Н. П. О поисках и разведках месторождений пьезооптических минералов. — «Советская геология», 1946, № 17.
14. Ермаков Н. П. Происхождение остаточных пегматитов камерного типа на Волыни. — Тр. ВНИИП, 1957, т. 1, вып. 1.
15. Ермаков Н. П. Генетические обоснования классификации месторождений пьезооптического кристаллосырья. — Тр. ВНИИП, 1958, т. II, вып. 1.
16. Захарченко А. И. Минералообразующие растворы и генезис кварцевых жил. — Материалы ВСЕГЕИ, 1955, вып. 6.
17. Захарченко А. И., Вендиктов С. Н., Соколов Я. Н. Особенности характера и генезиса пегматитов с кристаллами пьезооптического кварца. — «Советская геология», 1958, № 8.
18. Зенков Д. А. Четыре типа изменчивости рудных тел. — «Разведка недр», 1955, № 6.
19. Зенков Л. Ф., Печников А. И. Справочник по техническому нормированию открытых горных работ. Изд-во «Недра», 1969.
20. Зурков П. Э. Разработка рудных месторождений открытым способом. Металлургиздат, 1953.
21. Инструкция о содержании и порядке представления на утверждение ГКЗ СССР проектов кондиций, необходимых для подсчета полезных ископаемых. ГКЗ, 1965.
22. Каллистов П. Л. Изменчивость оруденения и плотность наблюдений при разведке и опробовании. — «Советская геология», 1956, № 53.
23. Карякин А. Е. О генезисе хрусталеносных погребов. — Докл. АН СССР, 1953, т. 92, № 5.
24. Карякин А. Е. Вмещающие породы — источник материала для минералов хрустальных гнезд. — Зап. ЛГИ, 1955, т. 30, вып. 2.

25. Карякин А. Е. Об источнике кремнезема кварцевых жил и хрустальных гнезд Приполярного Урала. — Тр. ВНИИП, 1958, т. II, вып. 1.
26. Карякин А. Е., Смирнова В. А. Структуры хрусталеносных полей. Изд-во «Недра», 1967.
27. Киевленко Е. Я. Основные типы месторождений исландского шпата Сибирской платформы. — Тр. ВНИИП, 1957, т. I, вып. 1.
28. Киевленко Е. Я. Промышленные типы месторождений пьезооптического сырья и направления их поисков. — Бюлл. ОНТИ МГ и ОН СССР, № 1 (18). Госгеолтехиздат, 1959.
29. Киевленко Е. Я. Геолого-статистические методы подсчета запасов полезных ископаемых. — «Разведка и охрана недр», 1964, № 2.
30. Клочков В. Т. К обоснованию геолого-статистического метода подсчета запасов. — Тр. ВНИИП, 1961, т. V.
31. Кондрашев С. Н., Ануфриев Ю. Н. Общие вопросы применения геофизических методов при поисках и разведке месторождений пьезооптического кварца. — Тр. ВНИИП, 1960, т. III, вып. 2.
32. Коробейников П. Г. Раздельная выемка тонких жил. ВНИИ-1, Магадан, 1957.
33. Коробейников П. Г. Пути совершенствования и изыскания новых систем разработки жильных месторождений. — Тр. НИИОГР, вып. VI. Южно-Уральское кн. изд-во, 1969.
34. Коробейников П. Г. Вскрышные работы колесными скреперами. Изд-во «Недра», 1970.
35. Коробейников П. Г., Пляскин И. И. К вопросу о методах экономической оценки систем подземной разработки жильных месторождений. — Тр. КПИ, вып. 22, Госгортехиздат, 1962.
36. Коробейников П. Г., Болховитинов С. И., Рыбаков В. А. Состояние и основные пути развития добычи и организации труда на открытых работах. Сб. НИИОГР, № 3. Изд-во «Недра», 1964.
37. Коробейников П. Г., Любимов Н. Г. Техника и технология буровзрывных работ. Изд-во «Недра», 1972.
38. Коуден Д. Статистические методы контроля качества, Физматгиз, 1961.
39. Красников В. И. Оценка месторождений в стадии предварительной разведки. — «Советская геология», 1956, № 53.
40. Крейтер В. М. Поиски и разведка месторождений полезных ископаемых. Госгеолтехиздат, 1960.
41. Курчаткин Н. В. Структурные закономерности регионального размещения кварцевых жил на Южном Урале. — Тр. ВНИИСИМС, 1964, т. VIII.
42. Кучерявый Ф. И., Новожилов М. Г., Друкованный М. Ф. Совершенствование буровзрывных работ на карьерах. Изд-во «Недра», 1965.
43. Лазько Е. М. Сравнительная характеристика хрусталеносных кварцевых жил и жил альпийского типа. — Мин. сб. Львовск. мин. об-ва, 1956, № 10.
44. Лазько Е. М. Хрусталеносные кварцевые жилы и их генезис. Изд. Львовск. гос. ун-та, 1957.
45. Лазько Е. М. Некоторые данные о гидротермальном метаморфизме Алданских месторождений горного хрусталя. — Тр. ВНИИП, 1957, т. I, вып. 1.
46. Лазько Е. М. О генезисе хрусталеносных образований и промышленных типах месторождений пьезокварца. — Тр. ВНИИП, 1958, т. II, вып. 1.
47. Лисицын А. Е. Месторождения пьезокварца Америки и Австралии. — Тр. ВНИИП, 1957, т. I, вып. 1.
48. Лисицын А. Е., Малинко С. В. О составе жидких включений в кристаллах горного хрусталя Южного Урала. — Тр. ВНИИП, 1957, т. I, вып. 2.
49. Методические указания по проведению отдельных этапов геологоразведочных работ. Изд-во МГНОН СССР, 1960.
50. Морозенко Н. К. Генезис хрусталеносных жил Памира. — «Советская геология», 1946, № 9.
51. Морозенко Н. К., Капелькин М. Е. Краткое руководство по поискам и перспективной оценке месторождений пьезокварца. Госгеолгиздат, 1952.
52. Нифонтов Р. В. Основы поисков, разведки и подсчета запасов пьезооптических минералов. Госгеолтехиздат, 1955.

53. Нюссик Я. М., Хетчиков Л. Н. Минералы как материалы для твердых схем электроники. — Тр. ВНИИСИМС, 1970, т. XIII.
54. Оптовые цены на пьезооптическое минеральное сырье и полудрагоценные камни. Прейскурант № 06—07. Прейскурантгиз, 1966.
55. Пляскин И. И., Сандригайло Н. Ф. Технология и механизация строительства карьеров. Изд-во «Недра», 1967.
56. Попов Л. И., Панарин П. И. Опыт буровзрывных работ на Лебединском карьере. — «Горный журнал», 1966, № 8.
57. Прохоров С. П., Качугин Е. Г. Гидрогеологические исследования при разведке месторождений. Госгеолтехиздат, 1958.
58. Пузанов Л. С. Проявление пьезокварца в скарнах и высокотемпературных рудных жилах Дальнего Востока. — Тр. ВНИИП, 1958, т. II, вып. I.
59. Ржевский В. В. Проектирование контуров карьеров. Metallургиздат, 1956.
60. Ржевский В. В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. Изд-во «Недра», 1968.
61. Ржевский В. В., Новик Г. Я. Основы физики горных пород. Изд-во «Наука», 1964.
62. Смирнов В. И. Геологические основы поисков и разведок рудных месторождений (изд. 2). Изд-во МГУ, 1957.
63. Смирнов Н. В., Дунин-Барковский И. В. Краткий курс математической статистики для технических приложений. Физматгиз, 1959.
64. Смирнова В. А. Основные закономерности размещения хрусталеносных жил на Приполярном Урале. — Тр. ВНИИСИМС, 1964, т. VIII.
65. Сливяковский А. О., Потапов М. Г., Андреев А. В. Транспорт на открытых работах. Госгортехиздат, 1962.
66. Справочник по горному делу, т. I. Открытые горные работы. Госгортехиздат, 1960.
67. Справочник по изысканию, проектированию и строительству карьеров, т. II. Изд-во «Недра», 1964.
68. Ткачев Ю. А. Об одном виде распределения полезного ископаемого в месторождениях пьезооптического сырья. — Тр. ВНИИСИМС, 1969, т. XI.
69. Ткачев Ю. А., Брезгунов Н. И., Брезгунова Г. Д. Определение объема валового опробования, обеспечивающего минимальную сумму возможных экономических потерь. — Тр. ВНИИСИМС, 1963, т. XIII.
70. Требования промышленности к качеству минерального сырья, вып. 31. Пьезоэлектрическое и оптическое сырье. Госгеолтехиздат, 1962.
71. Требования к содержанию и результатам геологоразведочных работ по этапам и стадиям. Твердые полезные ископаемые, ч. II. Неметаллы. Изд-во «Недра», 1967.
72. Тымовский Л. Г. Комбинированный транспорт на карьерах. Госгортехиздат, 1963.
73. Ферман А. Е. Пегматиты. Изд-во АН СССР, 1940.
74. Филимонов О. В. и др. Селективная добыча руды на Сорском комбинате. — «Горный журнал», 1967, № 10.
75. Фисенко Г. Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. Изд-во «Недра», 1965.
76. Фрадкин И. И., Лукинский Г. И., Константинов В. С., Комиссаров А. А. Некоторые вопросы разработки месторождений пьезокварца. — Тр. ВНИИП, 1957, т. I, вып. I.
77. Хамидов М. Х. О месте хрусталеносных кварцевых жил в истории формирования гранитоидных интрузивов Ванча и Язгулема. — Тр. ВНИИП, 1957, т. I, вып. I.
78. Хетчиков Л. Н., Ташкер Э. М. О химизме газовой-жидких включений в кварце хрусталеносных жил. — Тр. ВНИИСИМС, 1970, т. XIII.
79. Хотеник М. М. Геологические предпосылки поисков месторождений пьезооптического кварца. — Тр. ВНИИП, 1957, т. I, вып. I.
80. Шафранов С. А. К методике промышленно-экономической оценки месторождений полезных ископаемых на различных стадиях разведки. ВНИИ ВИЭМС, 1965.

ОГЛАВЛЕНИЕ

	Стр.
Предисловие	3
Введение	4
СТАДИЙНОСТЬ ГЕОЛОГОРАЗВЕДОЧНЫХ И ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ	
Глава I. Краткие сведения о месторождениях горного хрусталя	7
§ 1. Общие замечания	7
§ 2. Свойства кристаллов кварца	8
§ 3. Дефекты пьезооптического кварца	12
§ 4. Требования промышленности к качеству сырья	17
§ 5. Промышленно-генетическая классификация месторождений	21
Глава II. Геолого-промышленная характеристика гидротермальных месторождений горного хрусталя	31
§ 1. Общие замечания	31
§ 2. Основные группы гидротермальных месторождений горного хрусталя	32
§ 3. Геолого-промышленная характеристика основных групп месторождений	35
§ 4. Характер распределения пьезокварца в хрусталеносных телах	42
Глава III. Основы стадийности геологоразведочных работ на месторождениях горного хрусталя	50
§ 1. Общие замечания	50
§ 2. Стадийность геологоразведочного процесса	53
§ 3. Виды оценок хрусталеносных площадей и месторождений на различных стадиях работ	63
Глава IV. Рациональная стадийность работ по освоению различных групп месторождений горного хрусталя	66
§ 1. Общие замечания	66
§ 2. Стадийность работ на месторождениях I группы	69
§ 3. Стадийность работ на месторождениях II и III групп	71
§ 4. Стадийность работ на месторождениях IV группы	81
§ 5. Стадийность работ на месторождениях V группы	87
Глава V. Некоторые вопросы методики подсчета запасов	99
§ 1. Сведения по теории вероятностей и математической статистике, необходимые при подсчете запасов и оценке его точности	99
§ 2. Количественная характеристика и статистические закономерности пространственного распределения минерализации как основа для обоснования точности подсчитываемых запасов	107
§ 3. Некоторые вопросы определения оптимальной степени разведанности и необходимой точности подсчета запасов	114
ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ГОРНОГО ХРУСТАЛЯ	
Глава VI. Свойства горных пород	120
§ 1. Важнейшие физико-механические и технологические свойства	120
§ 2. Классификация горных пород	127
Глава VII. Буровзрывные работы	129
§ 1. Общие замечания	129
§ 2. Технологические операции	130
§ 3. Методы работ	147
Глава VIII. Вскрытие месторождений	168
§ 1. Общие замечания	168
§ 2. Проведение открытых горных выработок	173
§ 3. Коэффициенты вскрыши	175
Глава IX. Системы открытой разработки месторождений	183
§ 1. Общие замечания	183
§ 2. Основные элементы систем разработки	183
§ 3. Классификация систем разработки	186
§ 4. Бестранспортная система разработки	187
§ 5. Транспортные системы разработки	188
	263

24

17504