

КЫРГЫЗСКО-РОССИЙСКИЙ СЛАВЯНСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ

Кафедра «Физические процессы горного производства»

Ч.М. Абдыкапаров, А.И. Имаралиев, Ш.А. Мамбетов

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ И ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Рецензент доц., канд. тех. наук. Б.Ж. Жетигенов

Печатается по решению кафедры Физические процессы горного производства и РИСО КРСУ

УДК

А 13

Абдыкапаров Ч.М., Имаралиев А.И., Мамбетов Ш.А.

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ
И ОЧИСТНЫХ РАБОТ: – Бишкек: Изд-во КРСУ, 2007. – с**

В монографии сделана первая попытка обобщения опыта полувекковой разработки и проведения научно-исследовательских работ по совершенствованию горнопроходческих и очистных работ в условиях высокогорного ртутного месторождения Хайдаркан, расположенного в Южно-Ферганском ртутно-сурьмяном поясе.

Геологические и горнотехнические условия месторождения представлены с учетом результатов проведенных исследований, особенно по тектонике, где подробно описаны параметры структур: складок, разрывных нарушений.

Приведены результаты работ по вскрытию и проходке одиночных горных выработок, выбору оптимальных систем разработки.

Особое уделено внимание оценке напряженно-деформированного состояния породного массива, которое является основой управления горным давлением при ведении горных работ.

Для горных инженеров и научных работников, связанных с открытой и подземной разработкой полезных ископаемых, физическими процессами горного производства.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	
1. Немного о прошлом и настоящем	
Хайдарканского месторождения	
2. Геологические и горнотехнологические условия ведения горных работ	
2.1. О геологическом строении Хайдарканского месторождения	
2.2. Физико-механические свойства руд и горных пород	
2.3. Структурные особенности рудного поля, руд и вмещающих пород	
3. Вскрытие, схема подготовки и проведение горных выработок	
4. Системы разработки полезного ископаемого месторождения	
5. Оценка напряженно-деформированного состояния породного массива, совершенствование параметров и технологии горных работ	
5.1. Проявление горного давления в условиях месторождения.	
5.2. Оценка напряженно-деформированного состояния нетронутого породного массива месторождения	
5.3. Совершенствование параметров проходческих работ	
5.4. Управление горным давлением при ведении очистных работ	
6. Пути дальнейшего совершенствования параметров и технологии горных работ в условиях месторождения	
6.1. Потенциальная энергия упругой деформации породного массива и их реологические свойства	
6.2. Учет влияния состояния породного массива при ведении горных работ на и в склонах гор выше их основания	
6.3. Учет влияния напряженного состояния в породного массива при их развитии горных работ зоне и вне зоны влияния рельефа	
6.4. Совершенствование параметров БВР при ведении горных работ	
6.5. К вопросу подготовки и отработки обособленных рудных тел	
Заключение	
Литература	

ВВЕДЕНИЕ

Хайдарканское ртутное месторождение разрабатывается более шестидесяти лет. Сложность горно-геологических и горнотехнических условий месторождения постоянно способствует развитию инженерной мысли в области совершенствования разведки и разработки месторождения. Со дня начала разработки месторождения наряду со специалистами комбината в изучения проблем освоения месторождения активно участвуют сотрудники проектных, научно-исследовательских учреждений и вузов.

В данной работе сделана первая попытка обобщить часть результатов совместной работы коллективов Хайдаркан, кого комбината (с активным участием Айбалаева М.М., Девяткина А.И., Парфенова В.П., Бутолина М.Н., Беглякова В.Е., Султанова О.С., Айрапетян С.А., Койчукулова Т.Т., Абдыкапарова Ч.А. и др.) Института физики и механики горных пород АН Киргизской ССР (с активным участием группы Айтматова Ч.Т., группы Ялымова К.Т., группы Яковлева М.А. и др.), Фрунзенского политехнического института (с активным участием группы Мамбетова Ш.А., Имаралиева А.И., Чунуева И.К.)

В процессе ведения горных работ детально изучены геологические строения и горнотехнические условия различных участков месторождения, структурные особенности рудного поля и вмещающих пород. Они и определяют и изменяют параметры схем вскрытия, подготовки и проведения горных выработок.

Изменчивость горно-геологических условий приводит к необходимости постоянно совершенствовать системы разработки. Экспериментальное изучение напряженно-деформированного состояния нетронутого породного массива и вокруг горных выработок позволили выработать оптимальные параметры проходческих и очистных работ. И главное, найти новые методы управления горным давлением при ведении горных работ.

1. НЕМНОГО О ПРОШЛОМ И НАСТОЯЩЕМ ХАЙДАРКАНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Хайдарканское ртутное месторождение входит в состав так называемая Южно-Ферганского ртутно-сурьмяного пояса и является одним из наиболее крупных в мире. По запасам и объему производства уступает лишь месторождению Альмаден в Испании.

Хайдарканское ртутное месторождение известно с древнейших времен. «Хайдер» на фарси означает великий, «Кен» на кыргызском – полезное ископаемое. Отсюда и название месторождения – Хайдаркен [1,2]. Ртутьсодержащие богатые руды (киноварь) и даже природную чистую ртуть добывали на месторождении в течении многих столетий о чем свидетельствуют не только древние рукописи, но и следы древних разработок, найденных в Хайдаркане на участке Кара-Арча, выше штольни «Капитальная».

Вероятно после опустошительного нашествия Чингисхана (1218–1223 гг.) горные разработки в Средней Азии, в том числе и в Хайдаркане, полностью прекратились, и только комплексные геологоразведочные экспедиции в 20-е и 30-е годы XX века начали заново открывать такие месторождения как Кадамджайское, Сумсарское, Терек-Сайское и многие другие, в том числе и Хайдарканское, Чаувайское, Улуу-Тооское и Сымапское ртутные.

До этого потребности СССР, его военно-промышленного комплекса, удовлетворялись за счет производства ртути на Никитовском ртутном месторождении на Украине.

Одним из непосредственных участников экспедиции тех лет позже ставший ученым с мировым именем, академик Д.И. Щербаков в своих служебных записках на имя И.В. Сталина в 30-е годы, вопреки заведомо и нарочно ложному заключению приглашенных из Германии «спецов», упорно доказывал, что в Хайдаркане находится крупнейшее по своим запасам месторождение и что оно в будущем должно стать главным поставщиком ртути в СССР. Именно благодаря настойчивости Д.И. Щербакова, А.А. Саукова, В.М. Попова и других известных геологов того времени в Хайдаркане не прекратились геологоразведочные работы, которые полностью подтвердили наличие здесь уникального месторождения ртути, уступающего лишь Альмаденскому в Испании.

В связи с угрозой войны с Германией и рост потребности оборонной промышленности в ртути вынудили Советское правительство всемерно ускорить геологоразведочные работы в Хайдаркане и приступить к строительству ртутьдобывающего и производящего предприятия. Первая ретортная печь в Хайдаркане начала выпускать пробные партии ртути в 1940 г [3].

В первые дни Великой Отечественной войны приказом Народного Комиссариата цветной металлургии было принято решение о строительстве в Хайдаркане на базе треста Хайдарканстрой предприятия закрытого типа – Комбината № 5 (с 1950 г. – Хайдарканский ртутный комбинат). Так началась история развития уникального Хайдарканского ртутного производства, ставшего наряду с Кадамджайским сурьмяным комбинатам гордостью цветной металлургии Кыргызстана.

Потеря в первые дни войны Никитовского ртутного комбината на Украине поставила в критическое положение производство взрывателей боеприпасов всех систем. В связи с этим в августе – сентябре 1941 г., буквально из под бомбежек, началась срочная эвакуация оборудования Никитовского комбината в далекий Хайдаркен. В результате непомерных усилий менее чем за три месяца в Хайдаркане возник металлургический завод, который в годы войны был единственным производителем металлической ртути для нужд обороны.

Для обжига богатых и рядовых руд на заводе в 1943 г. впервые в стране была создана электровакуумная ретортная печь. Ее создатели – главный инженер Р.А. Траубе, директор комбината М.А. Власов и инженер Ф.В. Левина – были удостоены Государственной премии СССР.

В целях расширения и укрепления сырьевой базы комбината в 1944 году была организована усиленная Хайдарканская геологоразведочная партия; широко велось строительство промышленных объектов и жилья. Развитие сырьевой базы и рост потребности в ртути требовали дальнейшего наращивания производственной мощности металлургического завода, для чего сооружались новые трубчатые печи.

Без преувеличения можно сказать, что в годы войны Хайдарканское ртутное производство имело важнейшее значение для обороноспособности Советского Союза.

В послевоенные годы, в связи с усилением противостояния двух мировых систем, потребности ВПК росли из года в год. В этих условиях Хайдарканский ртутный комбинат (ХРК) в составе уже 4-х рудников (Хайдарканский, Чаувайский, Чон-Койский и Сымапский) для ВПК страны стал поистине незаменим. Поэтому неудивительно, что ХРК наряду с Кадамджайским сурьмяным комбинатом (КСК) в недалеком прошлом были гордостью цветной металлургии Киргизской ССР.

Хотя в силу уникального геологического строения и гидрогеологической обстановки месторождения, ХРК за все годы существования был планомерно-убыточным предприятием, объем производства здесь не только не сокращался, но, наоборот, из года в год увеличивался.

Начало 50-х годов было ахарактеризовано значительными переменами в жизни комбината – на металлургическом заводе и рудниках осваивались новая техника и технологии. На подземных работах была внедрена буровая каретка, разработанная директором комбината С.Г. Моисеевым, удостоенным за ее создание Государственной премии СССР.

В 1954 г. институтом Гипроникель был разработан технический проект расширения и реконструкции комбината. Этим было положено начало планомерного развития предприятия на длительный период.

В 60–70-е годы прошлого века в связи с доработкой верхних горизонтов, вскрытых штольнями и неглубокими стволами, была завершена проходка шахтных стволов глубиной до 400 м и более. На подземных горных работах начали широко использовать механизированные проходческие комплексы автоматические шахтные люки, скреперные лебедки повышенной мощности, высокопроизводительную буровую технику, самоходно погрузочно-доставочное оборудование, консольные перегружатели и др.; на взрывных работах перешли на механизированное зарядание скважин. Внедрение новой техники сопровождалось совершенствованием технологии производства подземных работ. Взамен малопродуктивной системы разработки с мелкошпуровой отбойкой начали широко применять системы разработки с поэтажной отбойкой глубокими скважинами. В творческом содружестве с работниками ИФиМГП НАН Кыргызской Республики и Фрунзенского политехнического института велись работы [3] по совершенствованию технологии очистной выемки, буровзрывных работ, повышению надежности шахтного подъема и др.

В 1968 г. сдана в эксплуатацию обогатительная фабрика, на которой заложено производство ртутно-сурьмяного и флюоритового концентратов. Начата отработка открытым способом запасов комплексных руд участков Медная и Плавиновая Гора.

Примерно в эти же годы благодаря поставкам из Союзного центра, на комбинате произошло коренное обновление горношахтного технологического оборудования (поступили новые усовершенствованные породопогрузочные машины, так называемая самоходная погрузочно-доставочная техника, в том числе импортная, механизированные зарядчики шпуров и скважин, высокопроизводительные бурильные машины и станки, современные электровозы и др.). Несмотря на тяжелые горно-геологические условия разработки, наличие современного высокопроизводительного технологического оборудования позволило поддерживать производство на необходимом уровне вплоть до середины 80-х годов.

В 70-е годы и первую половину 80-х годов комбинат продолжает наращивать производственные мощности. Была закончена проходка стволов шахты «РЭШ» на руднике «Чаувай», пройдены стволы шахты «Глубокая» и «Центральная» на руднике «Улуу Тоо», шахты «Восточная» на руднике № 3 в Хайдаркане.

Во второй половине 80-х годов сданы в эксплуатацию глубокие горизонты рудника «Улуу Тоо», ствол шахты «Западная» и ствол шахты «Вентиляционная-3» рудника № 3 в Хайдаркане.

Со второй половины 80-х годов потребность военно-промышленного комплекса и других отраслей в металлургической ртути начала заметно сокращаться. Однако комбинат продолжал работать в прежнем режиме, а выпускаемая им ртуть в основном шла на пополнение госзапасов.

После распада СССР, к имеющимся местным трудностям прибавились и внешние, вызванные, в первую очередь, проблемами со сбытом продукции. Резкое падение цены на ртуть при одновременном катастрофическом увеличении цены на энергоносители поставили комбинат на грань банкротства и ликвидации производства. Наконец, в мае 1994 г. ХРК был включен в программу PESAC Всемирного Банка в Кыргызстане. В рамках этой программы на ХРК был проведен ряд организационно-технических и структурных преобразований: почти втрое сокращена численность работников, законсервированы нерентабельные рудники Чаувай и Улуу Тоо и многое другое. В результате принятых мер удалось значительно сократить затраты на производство и максимально мобилизовать имеющиеся внутренние резервы.

С 1 сентября 1995 г. на базе бывшего ХРК решением правительства республики было образовано Хайдарканское ртутное государственное акционерное общество (ХРГАО). Работая в новых условиях, коллектив добился некоторой стабилизации производства, выпуск основной продукции ртути увеличился со 189,5 т в 1995 г. до 584 т в 1996 г. и до 610,8 т в 1997 г. Выпуск плавиново-шпатового (флюоритового) концентрата с 555,5 т. в 1995 году возрос до 2767 т в 1996 г. и до 4176 т в 1997 г. Будучи постоянно планомерно-убыточным производством, предприятие впервые начало работать рентабельно. Балансовая прибыль с 296 тыс. сомов в 1995 г. возросла до 1882 тыс. сом. в 1996 году и до 3678 тыс. сомов в 1997 году.

Благодаря настойчивым поискам рынка сбыта основной продукции, наконец, удалось добиться более или менее стабильной ее реализации. В настоящее время продукция комбината поставляется в США, Индию, Китай, в страны СНГ и др. страны.

За выпуск конкурентоспособной и качественной продукции, а также участие в развитии экономики Кыргызстана и интеграции в мировую экономику ХРГАО удостоено в 1996 г. международного приза «Зо-

лотой глобус». По результатам международного соревнования в 1997 г. предприятие признано победителем с вручением приза за «Лучшее качество» поставляемой продукции.

К сожалению, с образованием ХРГАО имеющиеся ранее проблемы не только сохранились, но в условиях нестабильной экономики в республике обозначались еще резче, создавая прямую угрозу для дальнейшей нормальной работы предприятия. Среди этих проблем наиболее тяжелая для финансового состояния ХРГАО – необходимость непрерывной, круглогодичной откачки шахтных вод на высоту до 400 и более метров и связанная с этим плата за электроэнергию. Годовой расход электроэнергии на откачку шахтных вод составляет до 40 и более млн. кВт. час, или более 70% от общего объема производственного электропотребления. Подобной гидрогеологической ситуации нет ни на одном месторождении во всем Центральноазиатском регионе, за исключением лишь Миргалымсайского месторождения в Южном Казахстане.

Чрезвычайно заботит и проблема непомерно высоких налогов. ХРГАО только в 1997 г. произвело налоговых отчислений в сумме 13446 тыс. сомов или 18,7% от суммы за реализованную продукцию. Из 3678 тыс. сом. полученной прибыли 1103,4 тыс. сом. выплачено в виде налога на прибыль.

Преодолевая трудности переходного периода, работая в условиях рыночной экономики, начиная с 1995 г., коллектив предприятия систематически добивается неплохих показателей. Об этом свидетельствуют международные призы (1996, 1998, 2000 гг.) за поставку на мировой рынок конкурентоспособной, качественной и высокой чистоты продукции. Сегодня ХРГАО – стабильно работающее предприятие.

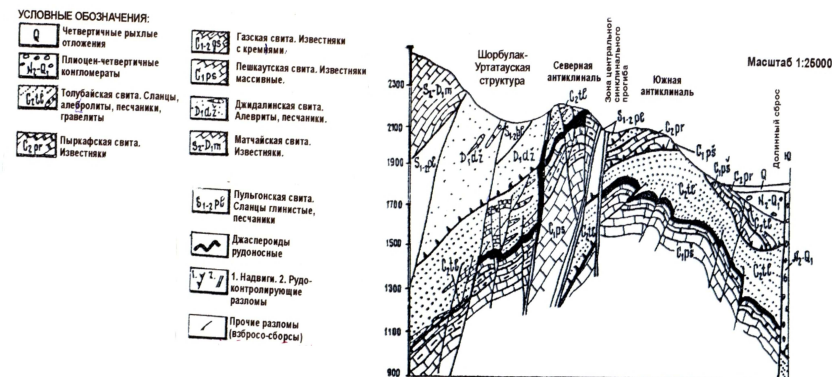
2. ГОРНОГЕОЛОГИЧЕСКИЕ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИЕ УСЛОВИЯ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ

2.1. О геологическом строении Хайдарканского месторождения

Хайдарканское месторождение [4] расположено в центральной части Южно-Ферганского ртутно-сурьмяного пояса, представляет собой сложную складчатую структуру, вытянутую в широтном направлении

вдоль подножья хребта Катран-Тау, и приурочено к гряде Ишме-Тау. Южный склон Ишме-Тау расчленен сухими саями меридионального направления, выходящими в широтную Хайдарканскую долину, левый борт которой слагают горы Терскей и Кутрук-Тау.

Поверхность месторождения расчленена и характеризуется наличием крутых и совершенно безводных саев. Абсолютные отметки отдельных участков месторождения колеблются от 1500 до 2350 м (рис. 1)



Наиболее древними отложениями месторождения являются породы верхнего силура, нижние горизонты последнего представлены песчаниками, конгломератами и сланцами, верхние – сложены известняково-сланцевой толщей, разделенной на слои.

Наиболее широкое распространение имеют карбоновые отложения, которые вмещают рудные тела. Разрез карбона начинается массивными темно-серыми и серыми грубослоистыми известняками. Мощность карбона переменная от 200 до 300 м. Мощность известняков изменяется: в северной части рудного поля уменьшается до 10 м, к югу увеличивается до 600 м.

Отложения данного вида сменяются слоистыми известняками. Мощность колеблется от 0 до 140 м. Нижний карбон несогласно перекрывается массивными и тонкослоистыми известняками верейско-каширского горизонта московского яруса среднего карбона; его мощность составляет от 0 до 40 м. В основании его можно наблюдать пропластки железосодержащих глин. Известняковая толща сменяется сланцами, песчаниками и когломератами, часто с линзами и пропластками известняков мощностью от 150 до 400 м.

Из изверженных породах развиты преимущественно жильные структуры (дайки диабазового порфирита, кварцевого порфира и др.). Моноцитосиениты габбродиориты встречаются в виде небольших штоков площадью в несколько квадратных метров в западной части месторождения.

Характерной особенностью геологического строения Хайдарканского месторождения является его трехчленность и резкая изменчивость мощностей, особенно в меридиональном направлении. Геологический разрез представлен тремя литологически различными толщами:

- ✓ сланцами верхнего силура;
- ✓ известняками нижнего и среднего карбона;
- ✓ сланцевым комплексом верхней половины среднего карбона.

Площадь распространения осадков карбона разделена на две зоны: северную – шириной около 500 м, и южную, значительно большей ширины.

Северная зона характеризуется сильно сжатыми и даже опрокинутыми к югу антиклинальными складками. В южной зоне сформировались широкие антиклинальные структуры сундучного облика. Указанные складки, входя в состав единой более крупной сдвинутой антиклинали, погружаются в западном направлении; крылья этих складок сложены широкими надвигами, падающими к северу, и оперяются большим количеством трещин скола, преимущественно северо-восточного простирания. Обе зоны разделены узкой полосой сланцев силура-девона, которая представляет собой тектонический грабен с амплитудой 250–400 м.

Главные рудопроводящие каналы на месторождении – крупные широтные разломы (Кара-Арчинский взброс, Долинный разлом). С этим разломом сопряжены диагональные крутопадающие нарушения, которые обычно осложняют крылья куполовидных поднятий отдельных рудных участков и являются рудораспределяющими каналами. Трещины, пересекающие рудные участки в поперечных направлениях (северо-восток и северо-запад) в местах их перегибов, дробления и развития более мелкой трещиноватости, являются рудолокализирующими структурами, особенно вблизи контактов с перекрывающими складками и в зоне развития джаспероидов.

Месторождение с северной стороны ограничивается крупным региональным Ишметауским надвигом, по которому с севера сланцы среднего палеозоя надвинуты на рудовмещающие известняки карбона. С южной стороны условная граница месторождения проходит по Долинному сбросу.

Разведкой доказано, что ртутное оруденение локализуется в джаспероидах и частью в сланцах, а также и в подстилающей толще известняков даже на значительном удалении от контакта сланцев.

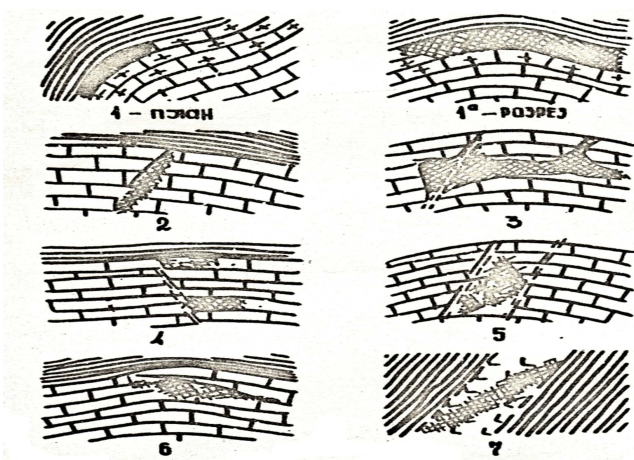
Оруденение в пределах месторождения характеризуется очень большим вертикальным размахом. Анализ структурных условий рудотложения показал, что наиболее благоприятными являются куполовидные поднятия, располагающиеся в осевых частях в главных антиклинальных структурах и осложненные диагональными нарушениями. В пределах этих куполов оруденение приурочено в осевым частям, а иногда к местам их переклиналиных замыканий. Необходимо отметить наличие на месторождении малорудного оруденения, зависящего от стратиграфо-литологического и тектонического строения. В пределах Хайдарканского месторождения выделяются три благоприятных горизонта известняков, разделенных сланцами:

- ✓ Известняки нижнего и среднего карбона, подстилающиеся верхне-силурийскими сланцами и перекрывающиеся песчано-глинистыми сланцами и конгломератами среднего карбона.
- ✓ Переменной мощности горизонт известняков на границе песчано-глинистых сланцев среднего карбона.
- ✓ Разобщенные линзы известняка среди черных углистых сланцев.

В отдельных случаях оруденелыми являются все три горизонта (Плавиковая гора, Центральный конус).

Оруденение в верхних ярусах следует рассматривать лишь в качестве индикаторов информационных залежей, приуроченных к основному рудовмещающему горизонту. Широко развита многоярусность оруденения, обусловленная тектоническими причинами.

Оруденение на Хайдарканском месторождении имеет комплексный характер. Наиболее распространенными минералами являются киноварь, антимонит, флюорит, реже мышьяковые соединения. Распространение промышленного оруденения в рудовмещающем горизонте весьма неравномерное и зависит от большого количества локальных факторов (наличие экрана, перекрывающие сланцы, межформационные сланцы, межпластовые тектонические скольжения, наличие складок малого радиуса, наличие крутопадающих рудопроявляющих трещин в сочетании с пологими трещинами, наличие повышенной трещиноватости во вмещающих породах). Основные схемы локализации оруденения показаны на рис. 2. Скопления рудного минерала (киновари) обычно встречаются в известняках и джаспероидах, реже в сланцах.



Рудные тела значительно отстоят друг от друга, промежутки между ними характеризуются полным отсутствием оруденения или очень слабой минерализацией. Распространение полезного компонента – киновари – в рудных телах также неравномерно и обычно представлено мелкой вкрапленностью, гнездами, тончайшими прожилками и реже линзами. Содержание ртути в руде изменяется в широких пределах.

Руды с богатым содержанием в большинстве случаев встречаются на контакте джаспероидов с глинистыми и углистыми сланцами.

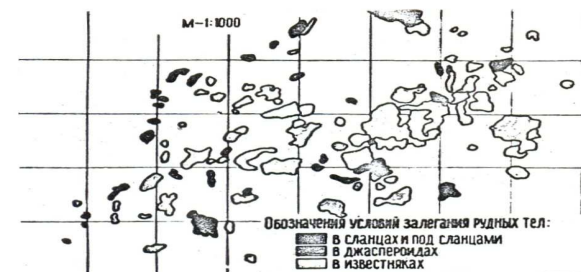
Большинство гнездовых и все пластовые рудные тела имеют мощность в пределах 1 – 10 м в редких случаях встречаются отдельные гнезда и штокверки мощностью свыше 10 м (табл. 1).

Таблица 1

Характеристика месторождения по мощности рудных тел

Характеристика мощности	Средняя мощность	Относительное количество, %
Тонкие	2,2	10
Средней мощности	3,5–5	50
Мощные	6–15	40

Характерными примерами гнездовых рудных тел являются рудные тела, расположенные на участках Восточной вершины, Восточном, Северо-Восточном, Промежуточном (рис. 3), Юго-Западном и других рудных полях. Ярко выраженные пластообразные рудные тела расположены в Заводском рудном поле и на участке Южная Плавиновая гора.



В количественном отношении от общих запасов гнездовые рудные тела составляют 80%, пластовые рудные тела составляют 20%.

Глубины распространения рудоносных залежей месторождения различны (табл. 2).

Таблица 2

Характеристика глубины распространения залежей и размеров рудных тел месторождения

Глубина распространения залежей, м	Линейные размеры рудных тел, м			Относительное количество рудных тел, %
	длина	ширина	мощность	
50–1100	30–40	10	5–7	70
	40–50	15–20	8	16
	100–200	50–100	8–12	14

Разные тела имеют практически весь диапазон углов падения (табл. 3)

Таблица 3

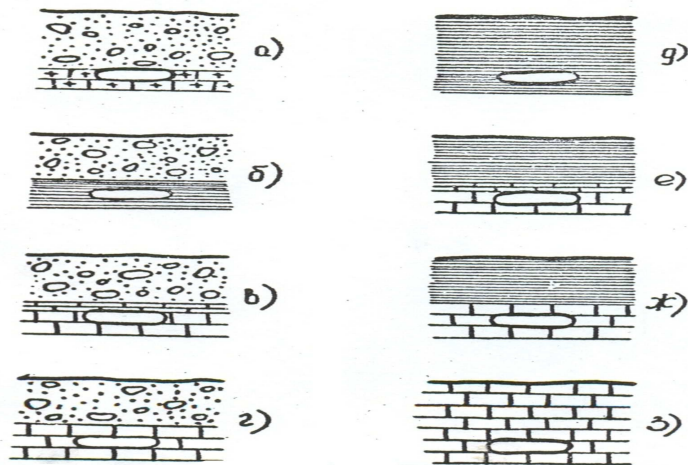
Характеристика месторождения по углам залегания рудных тел

Угол залегания рудного тела, град	Относительное количество, %	Характеристика по углу падения
0–5	10	горизонтальные
10–25	65	пологопадающие
25–45	15	наклонные
60–80	8	крутопадающие

Предприятия Хайдарканского ртутного комбината являются уникальными по разработке месторождений ртутно-сурьмяных руд, сложенных весьма различными по физико-механическим свойствам и воз-

расту (силур) известняками нижнего карбона, терригенным комплексом верхней части среднего карбона. Данные породы даже в пределах одной толщи сложены рядом разновидностей, отличительными особенностями которых являются относительное содержание кварца, кальцита, глинистых частиц как цементирующего материала.

Для Хайдарканского месторождения можно выделить следующие наиболее характерные горногеологические условия залегания рудных тел. Рудосодержащие породы представлены сланцами, массивными известняками или джаспероидами, а кровля до поверхности наносами (рис. 4а).



Рудосодержащие породы и непосредственная кровля – сланцы, а налегающая толща – наносы (рис. 4б).

Рудосодержащие породы – массивный известняк или джаспероиды, непосредственная кровля – слоистый известняк, а вышележащая толща – наносы (рис. 4в).

Рудосодержащие породы и непосредственная кровля представлены массивными известняками или джаспероидами, а покрывающие породы – наносы (рис. 4г).

Рудосодержащие породы и кровля до поверхности – сланцы (рис. 4д).

Рудосодержащие породы джаспероиды или массивный известняк, непосредственная кровля – слоистый известняк, а вышележащие породы – сланцы (рис. 4е).

Рудосодержащие породы и непосредственная кровля – массивный известняк или джаспероиды, а покрывающие породы – сланцы (рис. 4ж).

Рудосодержащие породы и кровля до поверхности – массивный известняк или джаспероиды (рис. 4з).

Из краткого геологического обзора видно, что месторождение имеет ряд особенностей. Оно характеризуется отдельными рудными залежами небольших размеров, сложных форм с большим количеством тектонических нарушений. Месторождение залегает в долинах, под горами или в склонах. Породный массив района характеризуется тектонической активностью.

Во всех случаях степень расчлененности и сглаженность гор говорят о сложных взаимоотношениях рельефообразующих факторов. Тектонические процессы в Тянь-Шане продолжаются и в настоящее время, их отзвуками являются нередкие землетрясения, достигающие иногда большой силы, тектонические подвижки и деформации, которые значительно осложняют отработку месторождения.

2. 2. Физико-механические свойства руд и горных пород

Анализ и определение конкретного массива, его геологической структурной основы с учетом тектонических особенностей позволяет в первом приближении дать оценку состояния горных пород. Для месторождения можно выделить следующие наиболее характерные горногеологические условия залегания рудных тел:

- ✓ рудовмещающие породы и непосредственная кровля – массивные известняки или джаспероиды,
- ✓ рудовмещающие и налегающие породы – сланцы;
- ✓ рудовмещающие породы – массивные известняки или джаспероиды, а вышележащая толща – сланцы;
- ✓ рудовмещающие породы джаспероиды или массивные известняки, а налегающая толща – наносы;
- ✓ рудовмещающие породы и непосредственная кровля – массивные известняки;
- ✓ рудовмещающая и налегающая породы – массивные известняки или джаспероиды.

Строение породного массива, как правило, тонкослоистое и грубослоистое с согласным залеганием. На отдельных участках имеет место либо стратиграфическое, либо угловое несогласие. Мощность слоев от 5–10 см до 2–3 м. Месторождение пересечено целым рядом крупных тектонических нарушений и разломов с различными азимутами простирания и углами падения. На месторождении значительно развита мелкая трещиноватость, оказывающая большое влияние на состояние породного массива. По отношению к вмещающим породам более высокая удельная трещиноватость приурочена к кремневикам, значительно ниже – к известнякам.

Трещиноватость горных пород представлена простираем и падением трещин в основном согласно со слоистостью пород. Поверхность трещин часто гладкая. Длина трещин изменяется от долей мм до 0,5–0,7 см.

Анализ физико-механических свойств и структурных особенностей пород месторождения позволяет выделить три группы пород:

- ✓ устойчивые джаспероиды, массивные известняки недробленные, ненарушенные, необводненные;
- ✓ неустойчивые джаспероиды, известняки слабо дробленные, нарушенные. Слоистые известняки с малой обводненностью;
- ✓ крайне неустойчивые – сильно нарушенные джаспероиды и известняки. Глинистые, углистые сланцы – обводненные и необводненные.

Наибольшей устойчивостью обладают джаспероиды и массивные известняки, наименьшей – сланцы.

Вмещающие породы представлены известняками, сланцами, песчаниками, конгломератами и кремневиками.

Известняки – массивные толстослоистые, среднеслоистые, тонкослоистые. Они обладают высоким сопротивлением сжатию и относительно низким сопротивлением на разрыв. Сопротивление сжатию известняков, вызванное слоистостью, увеличивается от тонкослоистых к массивным, а сопротивление изгибу возрастает от массивных к тонкослоистым. Обратно этому свойству изменяется пластичность. Мелкая трещиноватость и особенно, более крупная интенсивнее развивается в грубослоистых и массивных известняках, чем в тонкослоистых.

Известняки легко подвергаются окремнению, которое проявляется главным образом вблизи крупных нарушений и под сланцевым экраном. Массивные толстослоистые известняки обладают большей хрупкостью, чем тонкослоистые. Но гидротермальные процессы сильно изменили первоначальные свойства тонкослоистых известняков. На первом этапе минерализации они подвергались интенсивному окремнению. В результате хрупкость тонкослоистых известняков возросла и стала больше, чем у массивных.

Из сланцев на месторождении преобладают кварцево-глинисто-серечитовые и известково-глинисто-серечитовые. Свойства их характеризуется высокой пластичностью и более высоким, чем у известняков сопротивлением разрыва вдоль по напластованию

В соответствии с этим, сланцы обладают исключительно высокой способностью – к изгибу и низкой к образованию трещин. Несущие свойства у сланцев ниже, чем у известняков. Сланцы обладают большой удельной слоистостью, довольно низкой трещиноватостью, очень низкой водопроницаемостью, что определяет их экранирующую роль.

Песчаники и конгломераты в пределах месторождения встречаются преимущественно известковые и известково-кремнистые. Эти породы обладают высоким сопротивлением сжатию и слабо сопротивляются разрыву. Они имеют очень низкую пластичность и значительную хрупкость. Крупные разрывные нарушения в них образуются чаще, чем в сланцах. Для них менее характерно развитие складок, гофрировок. Удельная трещиноватость песчаников и конгломератов ниже, чем в сланцах, однако трещины значительно крупнее, чем в сланцах.

Гидротермальные кремневики (и роговики) в пределах месторождения распространены на значительной площади. Они имеют высокое сопротивление сжатию и относительно легко подвергаются разрыву и скалыванию. Кремневики обладают очень низкой пластичностью и высокой хрупкостью. Для кремневиков характерна высокая удельная трещиноватость, которая в 1,5–2 раза больше, чем у сходных пород.

Подстилающими породами Южной Плавиковой горы являются массивные офромитовые известняки. Над ними залегают маломощные отложения, представленные пятнистыми известняками массивного строения, далее идет пересланцевание тонкослоистых и грубослоистых известняков, зачастую гидротермальные и метаморфизмом превращенных в джаспероиды и его брекчии. Мощность этой пачки в среднем 30–35 м. Далее состав разреза песчано-глинистые сланцы с прослоями песчаников, гравелитов, конгломератов и известняков. Висячий бок представлен песчано-глинистыми сланцами, крепостью $f = 6-8$ На контакте с подстилающими породами они окремнены. Часто висячий бок представлен тонкослоистыми $f = 10-11$ и грубослоистыми $f = 12-14$ известняками, мощностью до 10 м и более.

Лежачий бок – пятнистые массивные известняки, слабо трещиноватые. Наличие горногеологических характеристик основных разновидностей горных пород, слагающих рудные залежи и вмещающие породы, позволили в общем оценить состояние массива и произвести выбор проб для определения физико-механических свойств. Характерным является то, что прочность пород на одноосное сжатие в основном определяется интервалом 1000–2000 кгс/см². Из 18 разновидностей (табл. 4) только 5 представлены прочностью менее 1000 кгс/см². Особенностью этих пород также является их низкие прочностные свойства на разрыв. Если прогнозировать результаты отношения $K_{хр} = бсж/бр$ (бсж – прочность на одноосное сжатие; бр – прочность на одноосный разрыв), то это отношение составляет, как правило, более 15. Основной интервал составляет $K_{хр} = 20-35$. Данные количественные показатели характеризуют породы с высокими упругими характеристиками и свойствами накапливать высокий уровень потенциальной энергии упругости сжатия вплоть до разрушения, которая обычно проявляется в динамической форме. Эти свойства подтверждаются и показателями модуля Юнга и коэффициентом Пуассона (табл. 4).

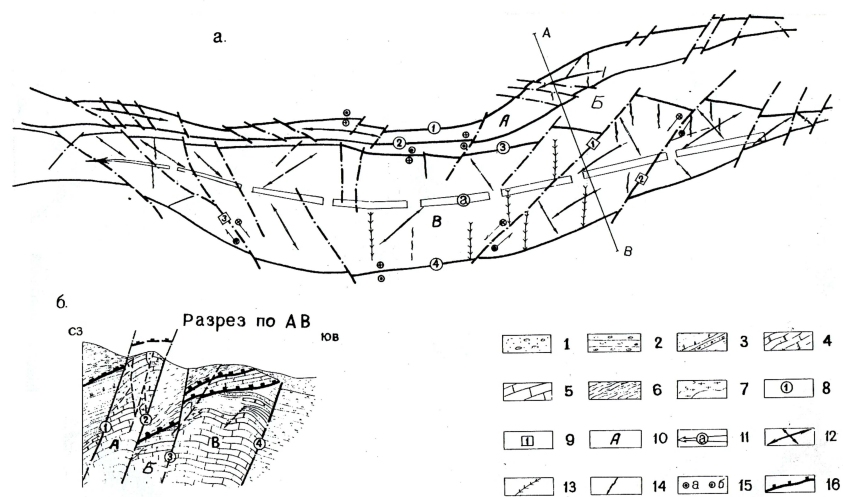
Физико-механические свойства горных пород месторождения

Порода	Объемный вес, γ кг/см ³	Предел прочности при одноосном сжатии, бсж	Предел прочности на разрыв, бр	Модуль упругости, Е ст 10 ⁵ , кг/см ²	Коэффициент Пуассона	бсж/бр
Песчаники серые	2,56	1170	43	4,8–5,3	0,21–0,28	27,2
Песчаники окремненные	2,60	1572	60	4,3–9,1	0,19–0,28	26,2
Плотно углистые сланцы	2,66	798	111	4,7–6,8	0,33–0,34	30,7
Руда антимонитовая	2,83	714	32	1,8–2,1	0,22–0,10	22,3
Плотные окремненные известняки	2,60	1633	81	6,1–4,8	0,13–0,33	14,1
Плотные сильно окремненные известняки (джаспероиды)	2,60	2160	153	11,9–7,9	0,28–0,28	20,1
Роговиковая брекчия на кварцевом цементе	2,60	1662	93	4,7–6,4	0,18–0,19	24,1
Известняки светло-серые местами окремненные	2,68	1003	69	6,8–8,0	0,33–0,28	14,5
Известняки - кальцитовая брекчия	2,61	735	35	4,8–5,8	0,28–0,22	27,2
Известняки светло-серые кальцитизированные	2,64	1090	40	3,6–6,8	0,24–0,33	27,3
Арагониты	2,62	767	24	3,1–6,3	0,26–0,31	31,9
Сланцево - кальцитовая брекчия	2,72	867	63	3,8–5,8	0,33–0,20	12,7
Дробленные углистые сланцы (окремненные, брекчированные)	2,69	1794	72	6,9–7,5	0,24–0,21	24,9
Роговико-кварцево-антимонитовая брекчия	2,75	1525	101	5,0–8,4	0,38–0,28	54,5
Крупнозернистые песчаники - конгломераты	2,53	-	-	-4,5	-0,24	-
Кварц	2,59	-	-	-0,0	-0,26	-
Массивные известняки с антимонитом и киноварью	2,72	-	-	-6,0	-0,33	34,7

2. 3. Структурные особенности рудного поля, руд и вмещающих пород

Под Хайдарканским рудным полем понимается площадь, занимаемая собственно Хайдарканской антиклинальной структурой. Оно протягивается в широтном направлении более чем на 12 км, шириной 3 км.

Геологическое строение поля характеризуется приуроченностью его к мобильной тектонической зоне со сложным внутренним строением. Обусловлено оно взаимным наложением многочисленных складчатых и разрывных структур различных масштабов, типов и направлений. Недостаточно четко выделяются ведущие структурные элементы, определяющие закономерное распределение в пространстве основных типов геологических образований – поле развития осадочных и интрузивных пород. К ним относятся линейные кулисно расположенные складки и параллельные им крупные складчатые разрывы субширотного простирания, образующие серию удлиненных тектонических блоков: северного, центрального и южного (рис. 5).



Месторождение расположено на южном крыле Хайдаркан-Карадаванской антиклинали, осложненной складками более высоких порядков и многочисленными дизъюнктивными нарушениями, среди которых выделяются крупные разломы субширотного простирания.

На площади месторождения наиболее широко представлены складчатые и разрывные нарушения герцинского и альпийского тектонических циклов, так как оно сложено преимущественно породами среднего-верхнего палеозоя и кайнозоя.

Основным складчатым сооружением месторождения является двугорбая, сложнопостроенная Хайдарканская антиклиналь, которая с севера ограничена Ишметауским кулисным надвигом, а с юга – Долинным взбросом (рис. 5).

Главной особенностью внутреннего строения Хайдарканской антиклинали является ее асимметричное строение, проявленное в более крутом падении пород на южном крыле. Шарнир антиклинали вытянут в субширотном направлении и с отдельными перегибами, полого – под углом 10–15° погружается на запад. Крылья ее сложены разнотипным комплексом пород среднего и верхнего палеозоя. Они сложены рядом субпараллельных кулисообразно расположенных складок низших порядков и разбиты серией продольных, поперечных и диагональных сколовых нарушений, определяющих блоковый характер структуры месторождения (рис. 5, табл. 5).

К складкам второго порядка на северном крыле Хайдарканской антиклинали относится Северная антиклиналь, а на южном крыле – Южная антиклиналь.

Северная складка, имея простирание близкое к широтному, образует в центральной части месторождения плавный изгиб на юг. Она представляет собой узкую, сильно сжатую, в большей части опрокинутую на юг, антиклиналь с углами падения северного крыла 35–60°, южного – 65–80°. С востока на запад с увеличением мощности известняков увеличивается и ширина складки. Складки третьего порядка, с которыми совпадают рудные участки Медная гора, Кара-Арча, Янгуз-Булак др., имеют простирание, близкое к общему направлению всей структуры. Исключением является антиклиналь Кара-Арчи, ось которой под острым углом примыкает к основной антиклинали. Складки четвертого-пятого-шестого порядков развиваются как на крыльях, так и в сводах более крупных структур в тонкослоистых известняках и песчано-сланцевых отложениях среднего карбона (табл. 5).

Комплекс карбоновых пород в южной структуре смят в сложную коробчатую складку субширотного простирания. Падение крыльев ее изменяется от 30–40° на северном до 35–55° на южном направлениях. Сводовая часть южной антиклинали усложняется кулисообразно расположенными брахискладками третьего порядка. Примерами последних являются складки Главная, Промежуточная, Южноплавиковая, Северо-

Восточная и др. Оси перечисленных складок третьего порядка проходят под острым углом (20–25°) к общему простиранию южной антиклинали; при этом на восточном фланге месторождения простирание этих складок северо-восточное, а на западном фланге – северо-западное (рис. 5).

Разрывные нарушения играют доминирующую роль в структуре месторождения. Они представлены многочисленными тектоническими трещинами, зонами интенсивного дробления и брекчирования, часто достигающими значительной мощности и протяженности. Согласно условиям залегания, отношениям к складчатой структуре, генетическим и морфологическим особенностям, типами и преобладающими амплитудами они объединены в шесть систем (табл. 6).

Для установления периодов смещения разрывных нарушений, выполненных разновозрастными минеральными комплексами, необходимо знать стадийность минералообразования. Для Хайдарканского месторождения выделяются три стадии минералообразования: 1 – дорудная, 2 – рудная, 3 – послерудная, причем вторая стадия делится на 4 рудные подстадии (рис. 6).

Стадии и подстадии	Дорудная	Рудная				Послерудная
		I	2	3	4	
Парагенетические ассоциации	кварц-флюоритовая	кварц-флюорит-антимонитовая	кварц-антимонит-нит-киноварь-новарная	кальцит-киноварь-новарная	реальгар-пигментовая	кальцитовая
Минералы						
Кварц	—————	—————				
Серицит	—					
Флюорит	—————					
Арсенопирит	—					
Пирит	—					
Графит	—————					
Антимонит		—————				
Киноварь			—————			
Барит			—————			
Кальцит				—————	—————	—————
Реальгар					—	
Аурипигмент					—	

Характеристика складок различных порядков, наблюдаемых в пределах месторождения.

Название	Порядок складки	Ширина складки	Длина складки	Азимут простирания оси складок	Поведение оси складки (погружение-воздымание)	Элементы залегания крыльев	Геологическая позиция	В каких частях разреза наблюдалось	На какую мощность распространяется	Отношение к складкам высших и низших порядков
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Антиклинорий	I	От 10 км до 40 км	10–100 км и более	Широтные	Не наблюдали	Северное крыло – падение пород южное, на южном крыле северное		В породах палеозоя района	Весь стратиграфический разрез района	На их крыльях развиваются складки II порядка
Крупные складки	II	От 0,7 км до 2 км	8–10 до 15 км	Близкое к широтному	Наблюдаются погружения и воздымания через интервал 1-2 км	Южное: 160–190°, 30–90° и 340–10°, 90–70°, Северное: 340–10°, 20–60°.	Южное крыло Катранского антиклинатория (складки II порядка)	В нижнем и среднем карбоне	Весь разрез карбона, отражаются в подстилающих породах	Развиваются на крыльях складок II порядка, на их крыльях и в осевых частях воздымают складки III порядка
Средние складки	III	150–600 м	1,5–2 км	СВ-35–65° СЗ-310–330°	То же через интервал 300–600 м	Южные 130–170°, 130–60°, Северные: 310–350°, 30–70°	Крылья и осевая часть складок II порядка	В нижнем и среднем карбоне	Весь разрез карбона	Развиваются на фоне складок II порядка. На них развиты складки IV порядка

23

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Малые складки	IV	20–100 м	Первые сотни метров	Самые различные в зависимости от геол. позиции 350–10° и 80–105°	То же через интервал 30–70 м	Самые различные в зависимости от геологической позиции	Крылья и осевая часть складок III порядка, иногда между двумя крупными разрывными нарушениями	В нижнем карбоне, в каширском и верейском горизонтах и в бурых сланцах	Обычно на мощность 2-3 литолого-стратиграфических горизонтов	Аналогично по отношению к складкам III и V порядков
Мелкие складки	V	От 1,5–2 до 15 м	Первые десятки метров	То же		То же	Крылья и осевая часть складок IV порядка, иногда в зоне разрывных нарушений	В слоистых известняках и сланцах, обычно в литолог. обособленных слоях	На всю мощность литологической особи, но иногда на всю мощность горизонта	Развиты на крыльях складок IV порядка и у других разломов
Складки гофрировки	VI	Меньше 1 м	До 10 м	То же		То же	В любых частях складок в зонах влияния разрывных нарушений	В сланцах и тонкослоистых известняках	В отдельных слоях или их небольших литологических однородных обособленных слоях	На крыльях складок IV-V порядка и у разломов

24

Характеристика разрывных нарушений различных порядков, наблюдаемых в пределах месторождения

Порядок нарушения	Название типа нарушений	Размер по простиранию	Наблюдаемые величины смещения	Элементы залегания и позиция по отношению к складонарушениям	Взаимосвязь со складчатыми формами	В каких породах наблюдались	Глубина заложения или пересекаемые горизонты	Отношение к разрывным нарушениям высшего и низшего порядков
1	2	3	4	5	6	7	8	9
I	Главным образом крупные надвиги	До сотни км	Более 1000 м	На крыльях складок I порядка	Простирание их близко к согласному с простиранием осевой плоскости, но часто под некоторым углом	В породах палеозоя (района)	Пересекает весь стратиграфический разрез района	
II	Надвиги, иногда взбросы	50 км	До 1000 м	340–15°, 15–50° системы широтного простирания главным образом на крыльях II порядка. Меридиональные 260–280° и 80–100°, 60–85° секут складки II порядка	Надвиги обычно параллельны осям складок II порядка или меридиональные развиваются независимо от складок	То же (месторождения)	Пересекает весь стратиграфический разрез месторождения	Возможно, сопрягаясь на глубине составляют нарушения I порядка. Часто обуславливают нарушения низших порядков
III	Сбросы и взбросы	До км и един. км (1-2 км)	Десятки, иногда до сотни м	Простирание различное в различных позициях. Углы крутые от 50 до 80°. Преимущественно на крыльях складок III порядка.	Морфология нарушения зависит от характера складки	В известняках и сланцах среднего карбона и известняках нижнего карбона	Пересекает весь разрез карбона и по видимому, частично захватывает силуру	Обычно являются косыми и реже перпендикулярными к нарушениям II порядка, попадая в положение сколовых трещин

25

IV	Сбросы и взбросы	Первые сотни метров	Порядка десяти, иногда первые десятки метров	Простирания различные в разных позициях, углы чаще крутые 50–75–80° главным образом в осях складок	В осях складок г.о. продольные, встречаются также косые и поперечные. Морфология их зависит от форм складок и формы нарушений высшего порядка.	В известняках и сланцах С ₂ , а также в известняках С ₁	Пересекает 2-3 литолого-стратиграфических горизонта (иногда более, в случае небольшой мощности горизонтов)	Обычно сколовые, реже разрывные, часто наблюдаются в блоках между нарушениями III порядка. В блоках между собой обуславливают возникновение сколов и разрывов V порядка.
V	Сбросы и взбросы	Первые десятки метров	Десятки метров до первых единиц метров	Обычно круглого падения 70–80° проявляются в различных позициях, встречаются продольные, косые и поперечные	Простирание их зависит от позиции на складке или от нарушений высшего порядка (определяющего их порядка)	В известняках и известняковых конгломератах каширского и верейского горизонтов и известняках С ₁	Пересекает группы слоев редко стратиграфический горизонт	Обычно оперяют нарушения IV и III порядков
VI	Мелкие трещины с незначительными смещениями часто в зонах массовых дроблений	От первых десятков см до единиц метров	От единицы см до первых десятков метров	Самые различные, развиваются в любых позициях складки	Зависит от элементов залегания пласта	Во всех породах месторождения	Пересекает отдельные слои и небольшой мощности литологической особи	Зависят от положения плоскости нарушения высшего порядка

Послерудные перемещения по разлому носят взбросо-сдвиговый характер и соответствуют альпийскому орогенезу. Южнее Кара-Арчинского разлома проходят еще два крупных нарушения – Южный и Долинный.

Южный сброс в пределах месторождения изучен на протяжении 8–10 км. Прослеживается он вдоль северного крыла Южной антиклинали, простирается сброс широтное, падение северное под углами 60–70°. Разлом выражен зоной смятия мощностью до 8–10 м в песчано-глинистых сланцах мощной зоной дробления и окварцевания в карбонатных породах. Характеризуется слабой минерализацией. С разломом связаны кварц-карбонатные тела, преимущественно приуроченные к оперяющимся трещинам северо-западного простираения. Амплитуда вертикального перемещения по данным структурных скважин составляет порядка 200–300 м. Опущенным является северный блок.

Долинный разлом, положение которого определено методом геофизического профилирования (вертикальное электроразведывание), перекрыт мощной толщей современных отложений и непосредственного выхода на дневную поверхность не имеет. Это – крутое, субширотное простираение, довольно протяженное нарушение с амплитудой вертикального перемещения до 800 м, причем поднятым является северный блок. По данным геологической съемки района месторождения Долинный разлом по всей длине трассируется многочисленными проявлениями ртутной минерализации. Характер дорудных, внутрирудных и послерудных движений по разлому из-за отсутствия возможности для непосредственного наблюдения остается неясным.

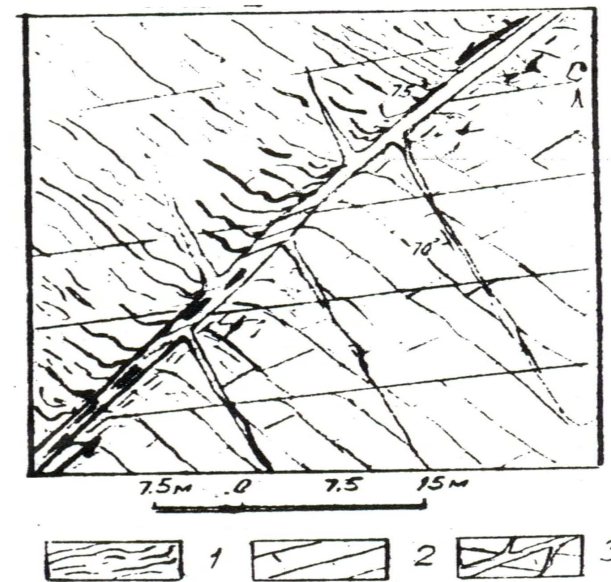
Северный разлом прослеживается по северному борту хребта Кара-Арча, Медной и Северной Плавиковой гор. Им ограничивается с севера северный тектонический блок. По разлому, имеющему субширотное простираение и крутое падение в северных румбах, отложения силур-девона надвинуты на карбон. Представлен он мощной зоной дробления и расщепления пород. Наблюдаются линзы тектонических глин и кварцевые жилы мощностью от 0,1 до 15 см. Вдоль разлома отмечается полоса окварцевания известняков и проявления рудной минерализации.

К ней относятся ряд кулисно расположенных разломов широтного простираения, объединяющихся под общим названием – Ишметауский надвиг. На дневной поверхности он прослежен лишь вдоль южного подножия хребта Ишметау. По этому нарушению происходило надвигание терригенных отложений силур-девона на карбонатные породы нижнего и среднего карбона. Тем самым фиксируется четко выраженное двурусное строение месторождения. Образование надвига характеризуется заключительными этапами складкообразования. Плоскость надвига параллельна генеральному простираению складчатых структур района, а наклон его поверхности направлен преимущественно на север, так же как и наклон осевых поверхностей складок.

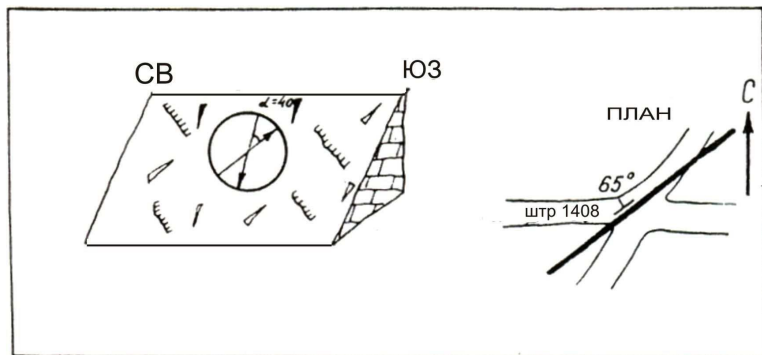
Падение надвига, как уже указывалось выше, северное, под углом 30–45° с глубиной он выражает тенденцию к выполаживанию. Горизонтальная амплитуда смещения примерно оценивается в 11–2 км в некоторых случаях амплитуда перемещения отдельных чешуй существенно больше или меньше сравнительно с перемещениями соседних чешуй, что приводит к сложным взаимоотношениям блоков, испытавших дифференцированные перемещения.

Эта система объединяет крупную группу нарушений, сыгравших основную роль в создании блоков структуры или «каркаса» месторождения. Наиболее разрывными и хорошо выраженными среди них являются Диагональный, Куприянсайский и др. (рис. 5). Все эти нарушения имеют северо-восточное (40–50°) простираение, крутые углы падения (65–80°) на северо-запад и ориентированы косо к простираению складчатых образований. Характерной их особенностью является уменьшение азимутов простираения в северо-восточном направлении. По ним происходит ступенчатое опускание блоков с запада на восток и перемещение их с юга на север. Северо-восточные разломы занимают независимое положение и повсеместно смещают все остальные системы разрывных нарушений.

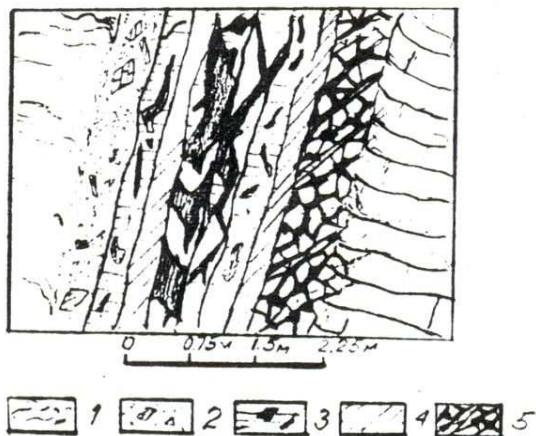
Диагональный разлом протягивается в восточной части месторождения и прослежен на расстоянии 2 км. Простираение разлома (40–50°), падение крутое (70–75°) на северо-запад (рис. 8).



По отношению к направлению простирания основной складчатости Диагональный разлом занимает косое положение и составляет угол около 45° . Образование его обусловлено напряжением скальвания, являющим одним из составляющих меридионального сжатия, действовавшего в горизонтальной плоскости. Состоит нарушение из серии сближенных сосредоточенных плоскостей скальвания с притертыми поверхностями, на которых четко фиксируются борозды, зеркала и штрихи скольжения двух-трех направлений (рис. 9).

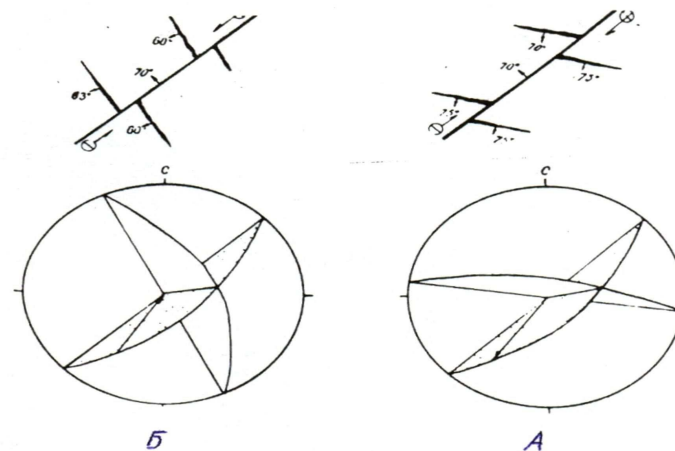


Почти на всем протяжении разлом выражен зоной дробления до 10–15 см и выполнен кварцевыми и кальцитовыми жилами с ртутно-сурьмяной минерализацией (рис. 10).



По ориентировке оперяющихся трещин скальвания и отрыва, выполненных кварцем ранней генерации перемещения, по разлому, определяется как взбросо-сдвиговые против часовой стрелки. Величина горизонтального смещения равна 440 м, а вертикальная амплитуда не превышает 120 м. Диагональный разлом генетически фиксируется как шарнирный взбросо-надвиг, амплитуда перемещения которого увеличивается с юга на север, т.е. по мере удаления шарнира.

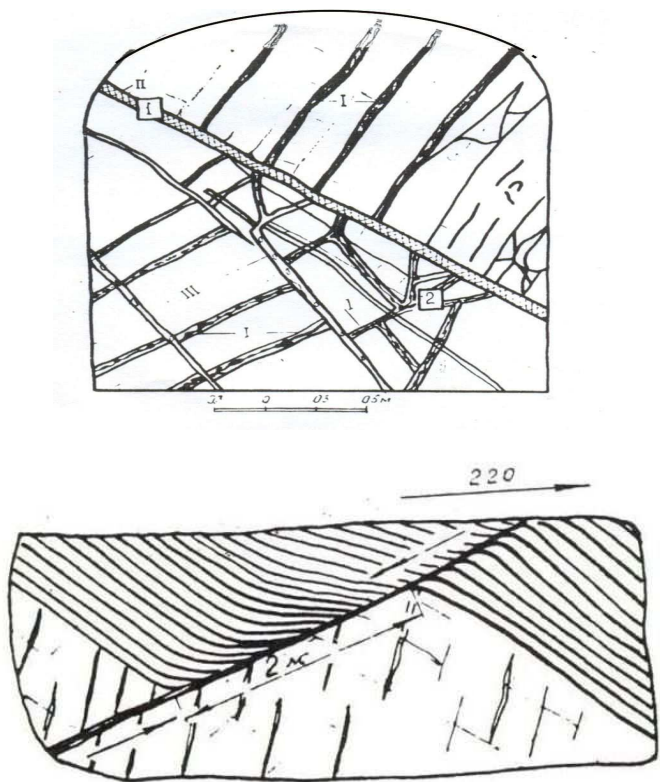
Позже, в период эндогенной минерализации, движения по разлому имели обратный знак и способствовали отложению ртутно-сурьмяной минерализации в оперяющих трещинах отрыва субширотного простирания (рис. 11). В послерудный период происходило обновление разлома и повторные подвижки взбросо-сдвигового характера с амплитудой перемещения, не превышающей нескольких десятков метров.



Куприянский разлом расположен восточнее Диагонального и прослежен в пределах месторождения не более одного км. Простирание его $45-50^\circ$ падение крутое ($60-75^\circ$) в западных румбах. Зона разлома мощностью до 8–10 м представлена дробленными, окварцеванными и кремненными породами с прожилками и гнездами кварца и карбоната. Контролируют разлом мощные тела кварцевых метасоматитов (джаспероидов). Наиболее ранние движения по нему относятся к дорудному периоду и отвечают взбросо-сдвигу против часовой стрелки с образованием субмеридиональных трещин отрыва, выполненных кварцем ранних генераций. Для Куприянского разлома по данным буровых скважин оп-

ределена суммарная амплитуда горизонтальной составляющей движения, равная 400 м, и вертикальная – 35 м. Во внутрирудный период движения по этому разлому так же как и по Диагональному сменились на сбросо-сдвиговые по часовой стрелке с образованием субширотных трещин отрыва, несущих рудную минерализацию. Причем амплитуда этого смещения была незначительной. Также незначительной была амплитуда послерудного движения с образованием субмеридиональных трещин отрыва.

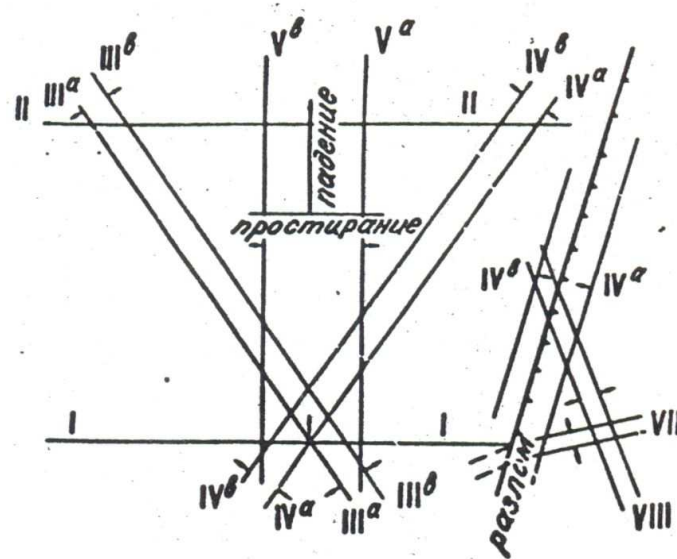
Четвертая система группирует небольшие сколы типа правых взбросо-сдвигов с простиранием от почти субмеридионального до северо-западного и преобладающим крутым западным, реже восточным падением. Вертикальные и горизонтальные составляющие соизмеримы по величине и не превышают первых десятков метров. Эти нарушения развиты преимущественно на западном фланге месторождения (рис. 12 и 13).



Наиболее интенсивные подвижки по разломам описываемой системы отличаются от дорудного этапа развития их. Представлены они зонами расщепления и дробления с интенсивным окремением прилегающих пород. По отношению к складчатым структурам нарушения этой системы являются секущими и образованы под воздействием тангенциальных составляющих сжимающих условий.

Пятая система. К ней принадлежат меридиональные трещины отрыва, широко развитые в пределах месторождения. Образовались они вследствие растяжения горных пород при меридиональном направлении сжимающих напряжений. Ориентированы они поперек к простиранию основных структур и имеют крутое падение (80–90°) на запад или на восток (рис. 5). По своим морфологическим особенностям эти разрывы представлены неровными, нередко зияющими трещинами шириной до 5–8 м при длине порядка 200–300 м. Характер заполнения их разнообразный. Если в центральной части месторождения они в большей части несут в себе все известные на месторождении дайки диабазовых порфиритов, то на флангах зачастую выполнены либо мощными жилами кальцита, либо же несцементированным пластическим материалом и т.д.

В целом на Хайдарканском месторождении развиты восемь основных систем трещин, которые в зависимости от складчатости форм выделены относительно элементов залегания пластов (рис. 14).



Анализ систем трещин показывает, что на месторождении прослеживается связь мелких трещин с тектоническими формами и составом вмещающих пород. Трещины генетически связаны с разрывными нарушениями и встречаются в непосредственной близости от этих нарушений (табл. 7).

Таблица 7

Удельная трещиноватость вблизи нарушений

Порода	Расстояние от нарушений, м	Удельная трещиноватость
Грубослоистый Кремненный известняк	0,8–1	55
	2–3	42
	6–7	34
	10–11	23
	14–15	21
	20	20

Характеристика трещиноватости основных пород месторождения приведена в табл. 8.

Таблица 8

Характеристика трещиноватости основных пород месторождения

Наименование породы	Преобладающие системы трещин	Угол падения трещин	Азимут	Расстояние между трещинами	Группа пород по трещиноватости
1	2	3	4	5	6
Сланцы	I–VIII	40°–80°	10°–200°	0,2–0,35	Сильно трещиноватые
Известняки трещиноватые	IV–VI	60°–80°	50°–230°	0,3–0,6	Слабо трещиноватые
Джаспероиды рудные	V–VIII	70°–80°	до 310°	Более 2,5	Массивные
Массивный известняк	V–VIII	70°–80°	10°–300°	Более 3,0	Массивные

Взаимосвязь между складчатыми и разрывными нарушениями на примере конкретного месторождения говорит о том, что по отношению к низшим формам высшие являются определяющими, первичными. Видна аналогия в простирании крупных нарушений и мелких трещин.

Отмечается также сходство складок того или иного порядка с простиранием разрывных нарушений, которые оказывали влияние на формирование этих складок, что удачно использовано при разработке принципа зольного и поэтапного прогнозирования [14] напряженного состояния породного массива.

Следует отметить, что большинство информации по геологии, структуре рудного поля приведенные выше, выяснены и дополнены в период вскрытия ранее отработанных участков, капитальной эксплуатационной разведки и эксплуатации, а также во время исследовательских работ, проведенных не только геологической службой комбината, но и научных учреждений страны.

3. ВСКРЫТИЕ, СХЕМА ПОДГОТОВКИ И ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Многообразие горно-геологических условий участков месторождения, отличающихся высокой изменчивостью параметров и элементов залегания оруденения и определили разделения их на рудники (1, 2, 3) в соответствии и схемами вскрытия, подготовки.

По взаимному расположению рудных участков и глубины их залегания на месторождении выделено четыре шахтных поля с обособленным вскрытием: участки 1 и 2 рудника №1, рудник №2 и рудник №3.

Все вскрываемые горные выработки и промышленные площадки рудников расположены вне зоны влияния подземных горных выработок. Основными вскрываемыми выработками участка 1 рудника №1 являются штольни «Капитальная», штольня №32 и шахта «Восточная». Форма ствола «Восточная» круглая, крепление – монолитным бетоном, глубина ствола 265 м, диаметр в свету 4 м, сечение черне 15,9 м².

Основными вскрываемыми выработками участка №2 рудника №1 являются стволы «Новый»составляет и №11. Глубина «Нового» 374 м. В качестве запасного выхода и для выдачи отработанного воздуха используется ствол №11.

Главным вскрываемым выработку рудника №2 является ствол «Вспомогательный» в центральной части участка «Южная Плавиновая гора». Ствол имеет глубину 388 м. Разведочно-эксплуатационный ствол №16 предназначен для разведки участка «Южная Плавиновая гора». Ствол пройден на глубину 440 м.

Для обеспечения надежной вентиляции рудник №2 разделен на три вентиляционные зоны, воздухоподающими выработками которые являются стволы «Вспомогательный» и №16 которые предназначен для разведки участка «Южная Плавиговая гора». Стволы пройдены на глубину 440 м.

Для проветривания первой вентиляционной зоны служит ствол №15. Форма сечения – прямоугольная, крепление набрызг-бетон, площадь сечения в черне – 8,05 м².

Основной ствол «Западный» рудника №3 заложен на восточном фланге месторождения. Форма ствола – круглая, диаметр в свету – 5,5 м, крепление – бетонное, площадь сечения в черне 29,2 м². В качестве запасного механизированного выхода и для выдачи отработанного воздуха на западном фланге заложен ствол «Вентиляционный-3».

Краткое перечисление основных вскрывающих выработок рудников месторождения показывает, что проектными институтами «Гидроникель» и «Средазнипромцветмет» [5] не просто было найти оптимальную схему вскрытия из-за сложности структуры рудного поля. Определение схем и параметров остальных горнопроходческих, и подготовительных работ требовал и большой инженерной интуиции и огромной смелости, так как в то время отсутствовала подробная информация по разведанности участков месторождения.

Месторождение Хайдаркан характеризуется исключительно сложным геологическим строением, крайне неравномерным распределением оруденения и относится к 4-й группе сложности.

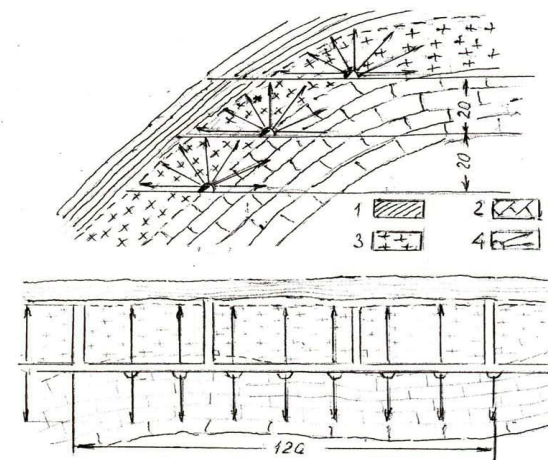
До 1940 г. в пределах рудного поля разведывались в основном, участки, промышленное оруденение, рудоносный горизонт, на которых имелся выход на дневную поверхность (участки Главный, Восточный, Медная гора и др.). Разведка этих участков осуществлялась, в основном, горными выработками, разведочное бурение имело подчиненную роль. Позже разведочные работы производились, в основном, на закрытых рудоносных структурах (участках), где разведочное бурение играло главную роль.

За годы разведки и эксплуатации промышленных участков сложилось зарекомендовавшая себя следующая последовательность проведения геолого-разведочных работ: поисковая разведка, предварительная буровая разведка, детальная буровая разведка, детальная горнобуровая доразведка участка (структуры) и эксплуатационная разведка.

Первые три этапа геологоразведочных работ осуществлялись Хайдарканской ГРП МИНГЕО СССР и конечным результатом этих работ был подсчет запасов по промышленным категориям.

Последние два этапа выполнялись Хайдарканским комбинатом в процессе подготовки и эксплуатации участков. На стадии детальной разведки (буровой) оконтуривались площади распределения промышленного оруденения и определялись границы геологически однородных блоков в полупромышленных масштабах. Плотность сети разведочных скважин доводилась до параметров 40–60 × 60–80 м. В результате подсчитывались и утверждались в ГКЗ СССР запасы по категориям С₁ и С₂. На этой стадии разведки форма и размеры рудных тел, их пространственное размещение еще не могут быть установлены, т.е. не обеспечивается требование эксплуатационных работ. Поэтому Хайдарканский комбинат вынужден был проводить детальную (промышленную) горно-буровую доразведку в пределах площадей блоков запасов в поиске тел, и определять их промышленное значение.

В лежачем боку рудоносного горизонта был пройден штреки (рис. 15) с высотой этажа 20–40 м. Из штреков через 40–80 метров был пройден квершлаг, из которых были нарезаны наклонные или вертикальные восстающие до сбойки с вышележащим горизонтом. На интервалах между квершлагами с интервалами 15 м, в основном, в верхней полусфере, были разбурены веера скважин бескернового бурения глубиной 25 м (5–7 скважин в каждом веере), опробование которых осуществлялось геофизическими способами и по шлангу.



Эксплуатационная разведка выполнялось либо параллельно с этапам детальной горнобуровой доразведки (опережающая) запасов, либо в процессе добычных работ (сопровождающая).

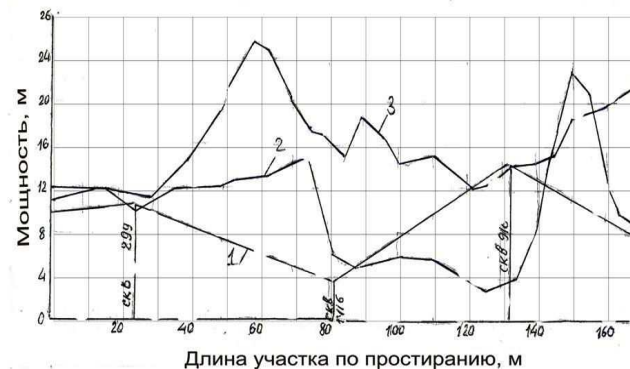
Наиболее надежным критерием достоверности параметров разведки следует считать их величины, полученные в процессе отработки месторождения. Например, сравнение мощности оруденения по данным детальной эксплуатационной разведки и очистной приведены в табл. 9.

Таблица 9

Сравнение мощности оруденения, определенной по стадиям разведки и разработки

Наименование участка	Стадия освоения участков					
	Детальная разведка		Эксплуатационная разведка		Очистная выемка	
	Площадь, м ²	Мощность, м %	Площадь, м ²	Мощность, м %	Площадь, м ²	Мощность, м %
Участок шахты №16	7400	3,2 100	7400	7,3 218	7400	11,7 366
Участок шахты «Вспомогательный»	7050	7,1 100	7050	10,8 152	7050	15,5 219
Итого по обоим участкам	14450	5,15 0,38	14450	9,05 0,67	14450	13,6 1,0

Характер изменения мощности по стадиям проиллюстрирован на продольных разрезах (рис. 16, 17). На рисунках видно, что скважины, установленные на стадии детальной разведки (скв. 899, 916) значительную (10,15 м) обладают большой достоверностью, чем те из них, которые зафиксировали мощность в 3–5 м (скв. 1416, 1209). Фактическая мощность оруденения по данным очистных работ оказалось примерно в 4 раза выше и составила 16–20 м.



В процессе исследования стадий разведки и отработки участков выявлены наряду с достоинствами и недостатки каждого этапа изучения. Например, при эксплуатационной разведке средняя мощность оруденения относительно истинного ее значения занижалась в 1,4–1,6 раза. Ошибка сложилась в основном из двух составляющих. Во-первых, по достоверности скважинной разведки из-за гнездового характера минерализации, когда скважины при пересечении зоны выявляли только оруденелые отдельности, попавшие в сечение. Эта ошибка основная. Во-вторых, размещена выработка в границах оруденения и бурения скважин в пределах верхней полусферы отсутствует фиксирование лежачего бока промышленных запасов. А поскольку скважины бурятся из выработок, то наибольшая их плотность, а следовательно и вероятность подсечения оруденелых отдельностей приходится к толще зоны, непосредственно прилегающей к выработке. Наиболее удаленные от выработки участки разведываются по весьма редкой сети или остаются неразведанными.

Поэтому соотношение мощностей, устанавливаемых на стадии детальной, эксплуатационной разведки очистной выемки по отработанной части месторождения, в среднем составило 0,4:0,7:1,0, что еще раз подтверждает сложность строения месторождения и крайне неравномерное распределение металла. Затраты на разведку запасов доходит до 60% всех затрат по выемке руды. Результаты подземной буровой разведки по принятой сети и способу оконтуривания рудных тел как в плане, так и по мощности не могут служить надежным основанием для предварительного установления границ выемки. Методика определения контуров рудных тел постоянно совершенствуется за счет более полного использования информации детальной разведки и рассмотрения диапазона интерполяции и экстраполяции разведочных данных.

Общая протяженность ежегодно проводимых подземных горных выработок на месторождении длительное время составляла 21–25 тыс. м. Из общего объема проходки 60% и более составляла промышленная доразведка. Эти объемы горнопроходческих работ, в особенности эксплуатационной доразведки необходимы прежде всего из-за исключительно сложного геологического строения месторождения. Кроме многочисленных горизонтальных и наклонных разведочных выработок, проводимых в пределах каждого этажа и выемочных блоков, ежегодно приходилось бурить до 60–70 тыс. м подземных разведочных скважин. Поэтому повышение темпов проходки, производительности труда при проходке и снижение ее себестоимости проходки для рудников всегда оставалась и остается одной из самых актуальных задач.

С целью установления оптимальных параметров и выбора технологий буровзрывных работ на рудниках в течение ряда лет совместно с сотрудниками ФПИ проводились экспериментальные исследования, в результате которых был разработан ряд рекомендаций.

Существующие представления о разрушении горных пород в проходческом забое исходят от того, что в этих условиях массив находится под воздействием значительного зажима со стороны боковых пород. Влияние этого зажима тем больше, чем меньше площадь поперечного сечения выработки и больше глубина шпуров. В целях обеспечения наилучших условий разрушения и достижения большей полноты отрыва необходимо создать условия нагружения, способствующие образованию наибольшей врубовой полости как по площади, так и по глубине. Это обеспечивает благоприятные условия для разрушения остальной части объема массива в пределах величины заходки.

Экспериментально доказано наличие реальной возможности значительного повышения эффективности горнопроходческих и буровзрывных работ при проведении горизонтальных выработок на основе учета направления действия тектонических сил в сочетании с рациональной схемой инициирования шпуровых зарядов ВВ и выбором направления проходки [6]. Для этого необходимо лишь учесть и соблюдать следующие основные условия и положения:

✓ комплект шпуров в проходческом забое не следует искусственно разделять на обособленные группы шпуров, разграничивая их по назначению. Все шпуры в забое составляют один общий комплект, в котором каждый шпур в отдельности и все шпуры вместе взятые решают общую задачу – разрушение и отрыв горной массы от забоя. Некоторые различия между ними состоят лишь в том, что инициируемые в первую очередь заряды взрываются в условиях большего воздействия зажима, тогда как инициируемые в последнюю очередь – в условиях наименьшего воздействия этого зажима. Все остальные, в зависимости от их места расположения, взрываются в промежуточных условиях;

✓ традиционные представления об особенностях действия шпуровых зарядов в проходческом забое не учитывают, либо недостаточно учитывают влияние схемы взаимного расположения всех шпуров, схемы и очередности их взрывания, схемы инициирования зарядов ВВ в шпуре, характер напряженно-деформированного состояния массива вблизи забоя, его конкретные проявления и др. Схемы взаимного расположения шпуров и расстояния между ними должны быть выбраны с учетом характера и степени подверженности шпуров влиянию зажима. При этом необходимо учесть, что схема взаимного расположения шпуров предопределяет направление взаимодействия шпуровых зарядов при их взрывании, а схема и очередность взрывания – характер этого взаимодействия. Следовательно, выбирая конкретную схему взаимного расположения шпуров и расстояний между ними, необходимо исходить из возможности обеспечения наилучшего и наибольшего из взаимодействия начиная от первого и до конечного шпура. Шпуры должны взрываться по правилу: после взрыва очередного заряда следующим взрывается только ближайший соседний заряд (шпур). Такая очередность взрывания в сочетании с рациональной схемой взаиморасположения шпуров обеспечивает наилучший режим взрывного нагружения массива, эффективное его разрушение и максимально полный отрыв.

Любая схема и очередность взрывания неразрывного связаны с конкретным режимом взрывания. В этом случае под режимом взрывания подразумевается число ступеней замедления и величина интервалов этих замедлений. Очевидно, что режим взрывания может быть однородным или неоднородным, т.е. через равные или неравные интервалы.

Выбор оптимальной величины при максимальном числе ступеней замедлений в сочетании с рациональной схемой взрывания и схемой взаимного расположения шпуров является следующим важным условием эффективного разрушения и полноты отрыва горной массы в проходческом забое.

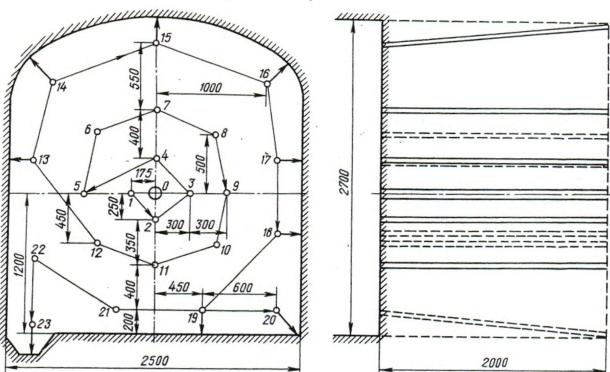
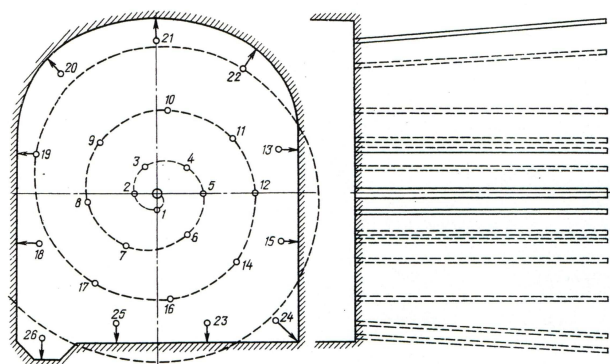
Эффективность БВР при проведении выработки в значительной степени зависит еще и от характера напряженно-деформированного состояния массива.

Анализ природы явления зажима, экспериментальные измерения напряжений в породном массиве месторождения Хайдаркан свидетельствуют о наличии тектонических силовых полей, которые имеют явно выраженный пространственно-ориентированный характер. При этом, горизонтальные составляющие напряжения в породном массиве в несколько раз превышают вертикальные. Поэтому и влияние напряженно-деформированного состояния массива на эффективность БВР должно быть не стандартным. В одних случаях оно выступает как фактор, ограничивающий эффективность БВР, в других наоборот, как фактор способствующий увеличению полноты отрыва горной массы. Экспериментальные исследования в условиях рудников месторождения подтверждали значительное увеличение КИШ в тех случаях, когда направления инициирования шпуровых зарядов (обратное иницииро-

вание с расположением патрона боевика первым от дна шпура) совпадает с направлением действия тектонических силовых полей, а сам проходческий забой направлен навстречу таким силам.

Многолетние наблюдения и большой объем экспериментальных исследований, проведенные в условиях рудников месторождения полностью подтверждают справедливость выдвинутых выше положений. Доказано, что соблюдение перечисленных выше условий обеспечивает стабильно высокий КИШ (не ниже 0,90–0,95); при величине удельного расхода ВВ (аммонал) в среднем $2,7 \text{ км/м}^3$ в породах с коэффициентом относительной крепости $f = 10 \div 11$ и площади поперечного сечения выработок – в пределах от 5,1 до $6,4 \text{ м}^2$.

На рис. 18 показан принцип, а на рис. 19 схема размещения шпуров в забое горной выработки.



Традиционная практика разделения комплекта шпуров в проходческом забое на отдельные группы шпуров сложились в результате искаженного представления природы проявления напряженно-деформированного состояния массива и его влияния на эффективность БВР.

Полнота отрыва, при прочих равных условиях, зависит не столько от «совершенной» конструкции вруба, сколько от общей схемы взаиморасположения всех шпуров в комплекте; от схемы и режима взрывания шпуров; от схемы инициирования зарядов ВВ в шпуре и от характера напряженно-деформированного состояния массива.

Напряженно-деформированное состояние массива в проходческом забое носит неоднородный характер. В одних случаях оно ухудшает условия эффективного разрушения массива, в других наоборот, выступает как фактор, способствующий повышению эффективности БВР в проходческом забое.

4. СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ ПОЛЕЗНОГО ИСКОПАЕМОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Сложность геологии месторождения обуславливает своеобразный характер подземных горных работ. Угол залегания оруденения изменяется от 0 до 50 и более градусов, а мощность от 3-4 до 20–30 м. Горно-технические условия разработки осложняются наличием участков, где запасы выходят непосредственно под неустойчивые перекрывающие породы, а также наличием ярко выраженной разрывной тектоники.

Выбор и совершенствование систем разработки велись [7–10] в горно-геолого-тектонических условиях разработки, комбинирующихся из трех характеристик в следующих диапазонах:

- степень устойчивости (устойчивые, неустойчивые);
- залегание залежи, градусов – 0–17; 19–35; 35–50; >50;
- мощность оруденения по нормам – до 6, 7–15; >16 м.
- безопасность работ на всех технологических процессах;
- рациональное управление горным давлением, позволяющее самообрушаться породы кровли и снижать потери в междукамерных целиках;
- использование горно-подготовительных, нарезных, очистных работ для уточнения морфологии оруденения и рациональное использование разведочных выработок и скважин при отработке залежи;

- применение конструкций систем, обеспечивающих возможность перехода от одной технологии к другой, как в пределах одного, так при переходе на другой локальный участок оруденения;
- использование скважинной отбойки для доставки руды силой взрыва, как одного из средств повышения производительности труда, интенсивности и эффективности отработки месторождения;
- обеспечение возможности использования как имеющегося, а также в перспективе и самоходного бурового и погрузочно-доставочного оборудования.

В зависимости от характера оруденения, его размеров и пространственного расположения рудных залежей относительно основных вскрываемых выработок, подготовка и очистная выемка на участках видоизменяются.

Рудные гнезда сравнительно небольших размеров (горизонтальное сечение 200–300 м²) вынимают камерами без оставления опорных целиков. Рудные включения очень малых размеров разрабатывают небольшими камерами неправильной формы. Оработка рудных гнезд значительных размеров или средних размеров с неустойчивой кровлей производится камерами с оставлением опорных целиков. Если рудное тело расположено на уровне основного горизонта, то по почве остаточных выработок проходят породную рассечку, а для уточнения размеров рудного тела – рудный восстающий до вышележащего горизонта.

По мере отбойки очистных лент околоштрековые целики оконтуриваются. В зависимости от мощности рудного тела очистную выемку верхних слоев ведут потолкоуступно с частичным магазинированием руды с сохранением высоты очистного пространства, равной 2,5–3 м.

Если рудное тело находится выше основного горизонта, на близлежащей подготовительной выработке проходят восстающие с ходовым рудоспускным отделением, а при значительных размерах рудного тела один или два ходовых или несколько рудоспускных восстающих. По почве рудного тела их сбивают подрезным штреком и проходят восстающий на верхний горизонт. Затем широкими фронтами подсекают рудное тело и отрабатывают его потолкоуступным забоем. Управление горным давлением в условиях месторождения сводится к сохранению устойчивого выбора размеров и местоположения опорных целиков.

Параметры камер, применяемых на руднике в последнее время для каждой из трех выделенных групп пород кровли изменяются от 10–12 до 20–24 м.

Учет потерь рудника ведется прямым методом. Разубоживание ввиду сложности залегания гнезд неравномерности минерализации и отсутствием четких границ промышленных руд, не планируется и учитывается при эксплуатации.

До 1976 г. для отбойки руды применялся мелкошпуровой способ потолкоуступными забоями высотой 2,5–3 м, требующий пребывания людей в открытом очистном пространстве. Широкому применению этого способа способствовало то обстоятельство, что в ходе его осуществлялась доразведка оруденения. В ходе отбойки небольших объемов руды производится визуальное опробование забоя, кровли и бортов очистной выработки по степени минерализации (цвету), что позволяет каждый раз корректировать направление очистной выемки и достичь на контуре отбойки сравнительно низких потерь.

На рудниках №1 и №2 участки месторождения характеризуются сложным геологическим строением, разнообразием форм и изменчивостью условий залегания и мощности рудных тел, небольшими их размерами и крайне неравномерным распределением промышленного оруденения. В этих условиях усложняется не только выявление и оконтуривание промышленных участков рудных тел, но и увязка их между горизонтами единой сетью выработки, как правило, многочисленных дополнительных подходных штреков, восстающих и рудоспусков. Густая сеть и большой объем разведочных и подготовительных выработок, значительная разбросанность мелких маломощных рудных тел исключает возможность широкого применения на рудниках №1 и №2 мощных высокопроизводительных агрегатов для бурения и доставки горной массы, поскольку их применение потребует значительного увеличения сечения, объемов и стоимости капитальных, разведочных и подготовительных выработок.

На рудниках №1 и №2 рудные тела имеют мощности, в основном, до 5 м (80–85%). Основными системами разработки являются камерно-столбовая и с магазинированием руды. На руднике №3 рудоносная зона также характеризуется сложным геологическим строением. Рудные тела имеют в основном лентообразные и линзообразные формы размерами 80–100 и более метров, мощность рудных тел более значительная.

Условия применения и удельное значение систем приведены в табл. 10.

Камерно-столбовая система разработки Применяется в различных вариантах в зависимости от условий залегания рудных тел. Для пологопадающих и наклонных рудных тел мощностью менее 5 м и углами падения до 35° применяется камерно-столбовая система.

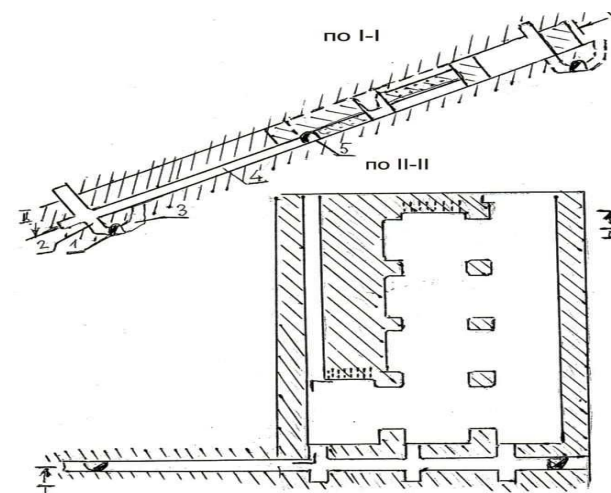
Таблица 10

Удельные значения применяемых систем разработки

Наименование систем разработки	Мощность рудного тела, м	Удельный вес системы, %
	Угол падения, градус	
Рудник №1 Камерно-столбовая: • мелкошпуровая отбойка • с отбойкой руды глубокими скважинами	Менее 5 м	
	0–55° более 5 м 0–55°	64,0 11,0
С магазинированием руды: • мелкошпуровая отбойка • с отбойкой руды глубокими скважинами	Менее 5 м	
	более 0–55° более 5 м более 0–55°	21,0 4,0
Рудник №2 Камерно-столбовая: • мелкошпуровая отбойки • с отбойкой руды глубокими скважинами	Менее 5 м	
	0–55° более 5 м 0–55°	80,0 20,0
Рудник №3 Камерно-столбовая: • мелкошпуровая отбойки • с отбойкой руды глубокими скважинами	Менее 5 м	
	0–55° более 5 м 0–55°	14,0 33,0
Система с магазинированием руды: • мелкошпуровая отбойки • с отбойкой руды глубокими скважинами	Менее 5 м	
	более 0–55° более 5 м более 0–55°	11,0 42,0

оставлением регулярных или нерегулярных целиков и расположением камер по восстанию; при мощности менее 5 м и углах падения 35–55° и более 5 м при углах падения до 30° – расположением камер по простиранию; при мощности рудных тел более 5 м и углах падения 30–55° – применяется камерно-столбовая система с доставкой руды силой взрыва.

Подготовительно-нарезные работы при камерно-столбовой системе разработки с мелкошпуровой отбойкой и доставкой руды по днищу камеры по простиранию (рис. 20) состоят в следующем.



Из остаточного штрека (1), проведенного в подстилающих породах, проходят ходовой восстающий (2) и рудоспуск (3). Из восстающего по лежащему боку залежи проводится наклонная выработка (4), а из нее – разведочно-буровые штреки (5). Очистные работы в камерах начинаются с развития подсечки на всю ширину камер. Отбойка руды в камерах ведется послойно. По окончании полной отработки первой камеры и доработки второго слоя второй камеры. Начинаются очистные работы при залегании до 15–20° очередность отработки камер может быть принята как по падению, так и по восстанию. При более крутом залегании, из-за попадания части руды в ранее отработанную камеру, целесообразнее вести отработку панелями по восстанию.

Отбитая руда скреперуется по камере до наклонной выработки и по ней до рудоспуска.

Ширину камер обычно принимают в зависимости от степени устойчивости кровли. На границе камер через каждые 14 м (между осями целиков) оставляют столбообразные целики диаметром 4 м.

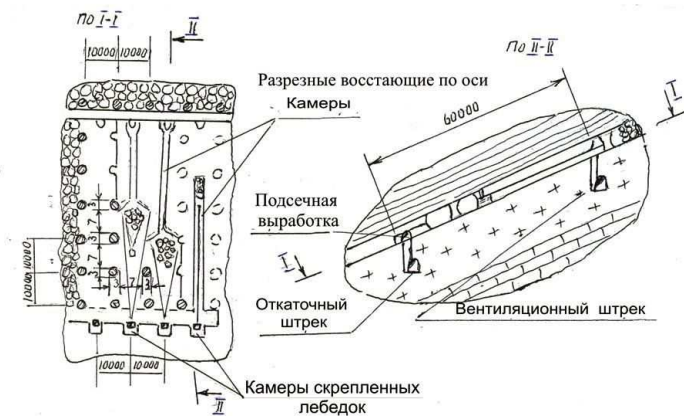
Длину камеры при одностороннем скреперовании обычно принимают не более 40–50 м. При скреперовании руды на оба фланга их длина может составлять до 100 м. Достоинствами этого варианта системы являются:

- небольшой объем горно-подготовительных выработок и отсутствием породных работ;
- с высокой эффективностью используется мелкошпуровой способ отбойки в качестве средств разведки контуров выемки;
- возможно выделение породных участков и оставление их в целиках.

К недостаткам следует отнести:

- ✓ необходимость пребывания рабочих в очистном пространстве;
- ✓ строгие ограничения к параметрам обнажений, что при увеличении мощности залежи ведет к повышению потерь в целиках;
- ✓ трудоемкость зачистки руды на днище камеры.

Камерно-столбовая система с расположением камер по восстанию применяется при углах падения рудных тел до 35° и мощностью менее 5 м (рис 21).

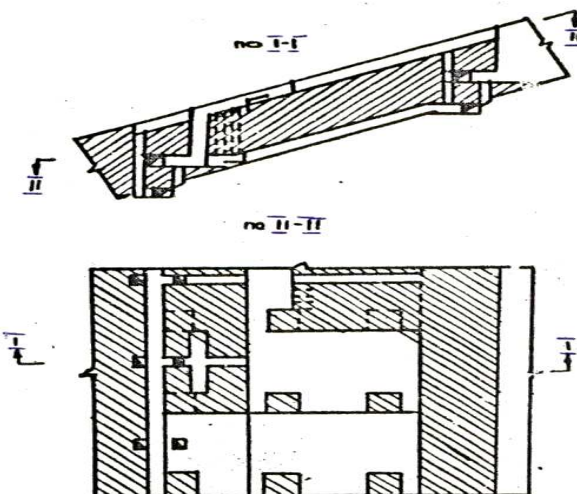


Размеры камер 10×20×40×60 м. В зависимости от устойчивости пород кровли, мощности и размеров рудных тел, размеры целиков устанавливаются равными 3×3 и 4×4 м.

Подготовительные работы заключаются в проходке штрека, блокового восстающего, рудоспуска с погрузочной камерой.

Очистные работы начинаются после проходки разрезного восстающего и подсечного штрека на всю ширину камеры и ведется по восстанию слоями 2,5÷3 м. Целики оставляются регулярно и нерегулярно по мере отработки камеры. Шпуры бурятся из разрезного восстающего. Руда к откаточному штреку доставляется скреперными лебедками.

Необходимость повышения безопасности и производительности труда на очистных работах явились причиной внедрения на руднике отбойки руды глубокими скважинами (рис. 22). Для использования скважинной отбойки были разработаны две схемы расположения скважин: отбойка веерами скважин, пробуренными из наклонных выработок, и параллельными скважинами, буримыми из подсечки, пройденной по контакту с вмещающими породами. Для отбойки были приняты скважины малого диаметра.



Подсечка рудного массива на высоту до 2,5 м осуществлялась мелкошпуровым способом путем расширения наклонного восстающего, пройденного по оси камеры. Подсечка проводилась по всей площади камеры. Вместе с подсечкой проходила отрезная восстающая, разделяемая вертикальными скважинами в отрезную щель по всей ширине камеры в нижней ее части. Для последующей отбойки руды из нижней подсечки станками КБУ бурился ряд вертикальных параллельных скважин диаметром 60–70 мм, которые взрываются на отрезную щель или выработанное пространство. Расстояние между скважинами в ряду и между рядами скважин при применении гранилута АС-8 были приняты равными 1,6–1,8 м. В ходе освоения отбойки руды глубокими скважинами сменная производительность бурильщика станками КБУ возрасла с 6–8 до 10–15 пог. м/смену в зависимости от свойства буримых пород рудоносной зоны. Удельный расход ВВ сократился с 1,2 кг/м³ при мелкошпуровой отбойке до 0,87 кг/м³ при скважинной.

В ходе опытных работ по отбойке было установлено, что при параллельном расположении скважин, буримых из нижней подсечки, и отбойки на отрезную щель, выход негабарита составлял 2–3%, достигая в отдельных случаях 15%. Это также связано с отслоением кровли камер на отбитую руду при значительных ее обнажениях. Следовательно, использование отбойки руды на отрезную щель было более перспективным.

Внедрение отбойки руды глубокими скважинами позволило наметить пути дальнейшего совершенствования технологии выемки наклонно залегающих рудных тел. В частности, при сплошной подсечке и низкой

интенсивности ведения очистных работ могут происходить самообрушения рудного массива. В связи с этим целесообразно осуществлять сплошную подсежку только по мере отбойки основных запасов камеры.

Однако наряду со значительным эффектом применения отбойки руды глубокими скважинами появилась необходимость проходки дополнительного горизонта скреперования для выпуска руды из камер. Этот горизонт состоит из наклонной скреперной выработки с дучками и воронками по обеим ее сторонам. В связи с этим, объем подготовительно-нарезных работ при применении варианта с отбойкой руды глубокими скважинами возрастает на 20–30%.

Для ликвидации этого недостатка был разработан вариант с увеличением параметра камер. Они позволяют за счет увеличения размеров камер и доли камерных запасов при частичном обрушении пород кровли значительно снизить количественные и качественные потери. Отсутствие людей в открытом выработанном пространстве при отбойке руды скважинами позволяет при камерно-столбовой разработке, особенно при отбойке руды из подготовительных выработок, увеличить расстояние между опорными целиками. Важнейшим условием применения этой системы разработки является необходимость устойчивого поддержания всей кровли опорными целиками.

При расстоянии между осями целиков 20 м и диаметр а) 5–6 м свободный пролет камеры достигает 14–15 м. Выпуск руды из таких камер обеспечивается проходкой воронок диаметром в верхней части до 7 м. В этом случае при увеличенных размерах ширины камер для выпуска руды применяется обычная схема с одной скреперной выработкой на каждую камеру. Это обеспечивает снижение объемов проходки горизонтов выпуска в 1,4 раза, а общих объемов горнопроходческих работ на 20–30%, так как эксплуатационная разведка промышленного оруденения совмещается с горизонтами выпуска.

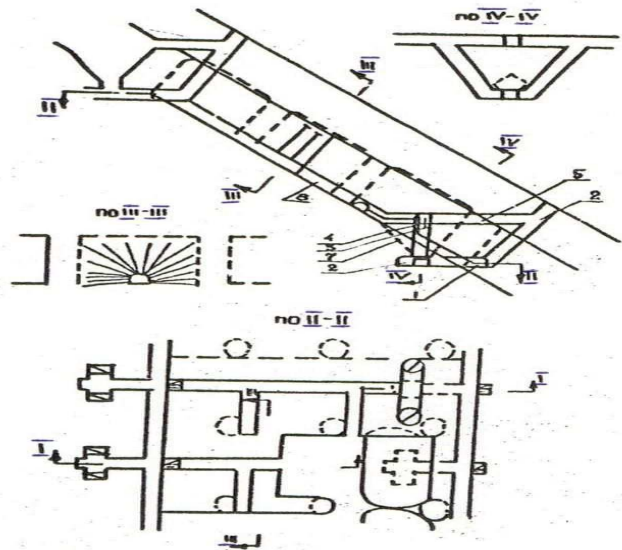
С целью сокращения объема подготовительно-нарезных работ, максимального использования разведочных выработок, для подготовки, а также совмещения во времени разведочных и очистных работ в пределах этажа, лабораторией техники и технологии подземной разработки рудных месторождений ИФМГП НАН КР было предложено вести отработку камер не по восстанию, а по простиранию.

Начало работ осуществляется в обычном порядке. По подстилающим зонам пород проходится этажный штрек, из него – ходовой восстающий и рудоспуск. Далее в породах лежачего бока проводятся боковые наклонные выработки (через 60–80 м), из которых по простиранию по контакту рудного тела с породами лежачего бока проходятся разведочно-буровые штреки, прослеживающие лежачий бок оруденения.

Расстояние между штреками соответствует увеличенному пролету камер и при устойчивой кровле может достигнуть 20–25 м. С уровня штреков осуществляется разведочное бурение веерами скважин для установления контакта рудного тела по висячему боку, которые используются Штрихи соединяются в качестве взрывных наклонными выработками по оси будущих проемов между опорными целиками. Одновременно по простиранию проходятся скреперные штреки и выпускные дучки.

Длина камеры при двухстороннем скреперовании может составлять 60–100 м. Отбойка запасов производится в виде очереди. В начале отбивается по простиранию панель, ширина которой равна ширине части днища, разделенная воронками. Во вторую очередь взрываются скважины, пробуренные в проемах целиков. При этом часть руды доставляется силой взрыва в нижние и верхние воронки. Остаток руды выпускается через дучки, расположенные в створе целиков. Проемы в междуетажном целике могут взрываться вслед за отработкой первой камеры или после полной отработки этажа. Необходимо отметить, что разведочно-буровые штреки проходятся по границам опорных целиков. Из скреперных штреков, распложенных под ними, в случае необходимости всегда можно пройти заходку, разрубить опорные целики и обрушить кровлю очистного пространства. При первичном скреперовании руда доставляется по скреперному штреку до аккумулирующей наклонной скреперной выработки или перепускного восстающего. В первом случае рудная масса вторично транспортируется по наклонной выработке до рудоспуска.

Дальнейшим развитием этой технологии при отработке Хайдарканского месторождения является камерно-столбовая система разработки по простиранию и доставкой руды силой взрыва (рис. 23). В этом варианте предназначенном для отработки залежей наклонного падения (30–45°), большая часть отбиваемой руды доставляется и приемным воронкам силой взрыва. Поэтому наиболее важными параметрами этого варианта камерно-столбовой системы являются ширина и длина камеры, которые при расположении камер по простиранию совпадают. Первая из них определяется в зависимости от устойчивости вмещающих пород, вторая лимитируется наиболее эффективным расстоянием взрыводоставки отбитой руды. Исследование в этой области показывает, что при угле падения 40° руда отбрасывается до 40 м, при угле падения 30° до 30 м. Соответственно и ширина камеры в зависимости от горно-геологических условий залегания рудного тела составляет 25–40 м. Для эффективной доставки руды для зачистки ее скреперными лебедками расстояние при угле падения залежи 30–40° обычно составляет 18–25 м. С учетом приемных воронок ширина камеры не должна превышать 25–30 м.



В рекомендуемом варианте, как и в предыдущем, оставляются временные ленточные целики, расположенные по простиранию. Расстояние между ними, определяющее ширину обрабатываемой панели по горизонтали, не превышает 20–25 м. Схема подготовки аналогична предыдущему варианту, за исключением приемных воронок. В варианте системы с доставкой руды силой взрыва, объем воронок должен быть не менее объема, отбиваемого за один взрыв слоя руды с учетом коэффициента разрыхления.

Отбойка руды осуществляется после оформления отрезной щели вдоль камеры. Направление отбойки в камере – снизу вверх, а фронт очистных работ в этаже – по простиранию. Это позволяет в максимальной мере использовать устойчивость вмещающих пород, так как предельная ширина камеры достигается только после отбойки по восстанию камеры последнего слоя руды. При этой схеме очистные работы в пределах панели будут развиваться по простиранию, а в этаже – по падению.

Порядок отработки проемов в целиках зависит от принятой схемы очистных работ в этаже и может быть различным. Однако выемка их как в предыдущем варианте, производится в последнюю очередь. При взрыве проема основной объем доставляется в верхние и нижние воронки. Оставшийся развал руды выпускается через предварительно разделанные перед взрывом воронки, расположенные под ленточным целиком.

В условиях рудника №2 (участок «Южная Плавиновая гора») была проведена апробация основных из перечисленных вариантов камерно-столбовой систем разработки:

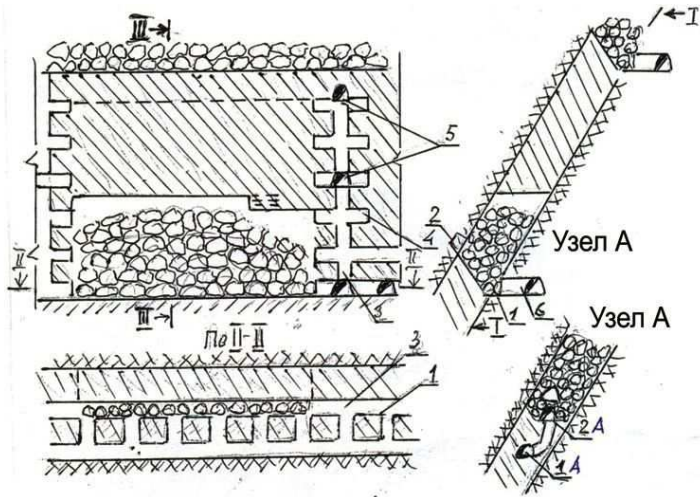
- ✓ с отбойкой руды скважинами и площадным выпуском;
- ✓ с расположением камер по простиранию и частичной доставкой руды силой взрыв.

Проведенная апробация в условиях рудника №2 описанных выше вариантов камерно-столбовой системы разработки, позволила выявить наиболее эффективные из них для рационального применения. В частности, вариант системы с мелкошпуровой отбойкой целесообразно применять для отработки рудных тел мощностью 5–6 м. Однако применявшийся на руднике вариант этой системы, как показали опытные работы и технико-экономические расчеты, необходимо модернизировать в направлении совмещения выработок разведки и подготовки. Это позволяет снизить удельную протяженность подготовительно-нарезных выработок с 30 м до 13,5 пог. м/1000 м³ и сократить потери руды при отработке междуэтажного целика в 2,5 раза.

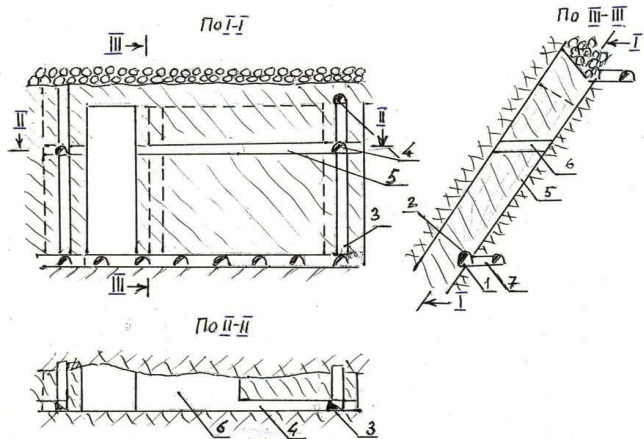
На основе технико-экономического анализа определены также области применения на месторождении вариантов камерно-столбовой системы разработки с отбойкой руды скважинами для отработки рудных тел мощностью более 5–6 м. В частности, вариант системы с площадным выпуском и расположением камер по простиранию эффективен при углах падения до 15°, а вариант с доставкой руды силой взрыва в камерах, расположенных по простиранию – при углах падения более 15°.

В результате анализа применяемых систем разработок установлено, что наиболее напряженными участками при ведении очистных работ являются целики диаметром 5–6 м, ленточные целики при отработке камер по простиранию и нерегулярно оставленные целики.

Система с *магазинированием руды* применяется при углах падения рудных тел более 55°, в зависимости от мощности рудных тел, с мелкошпуровой скважинной отбойкой. Система с *магазинированием* с мелкошпуровой отбойкой руды применяется для отработки залежи крутого падения ($\geq 50^\circ$). При мощности, не превышающей устойчивый пролет потолочины, камеры располагаются по простиранию (рис. 24). В противном случае магазины ориентируются вкрест простирания залежи и оставляются сплошные ленточные межблоковые целики, в которых размещаются восстающие. Для отработки вертикальных целиков и потолочин из восстающих проходятся подэтажные разведочно-буровые орты (5). Целики и потолочина в обоих случаях разбуриваются глубокими скважинами и взрываются на отработанные камеры. В варианте этой системы, когда камеры располагаются по простиранию, разведочными и подготовительными выработками прослеживается, в основном, наиболее богатая часть оруденения. Оконтуривание залежи осуществляется в процессе мелкошпуровой отбойки, которая носит валовый характер.



Степень минерализации вертикальных целиков и потолочины является в процессе отработки камерных запасов. В зависимости от этого фактора их выемки производится выборочно или только валовым способом. Конструкция днища при любой мощности может быть принята как под скреперную, так и под машинную погрузку. Размещение и проведение разведочных и подготовительных выработок должно производиться в последовательности, указанной на рис. 20.



При размещении магазинов вкрест простирания возрастает объем подготовительно-нарезных работ и существенно увеличивается удельный вес временно неактивных запасов. Эти обстоятельства ведут к резкому снижению эффективности системы с магазинированием в целом.

Рассмотренные варианты систем с магазинированием руды целесообразно применять в условиях устойчивого висячего бока. В случае неустойчивых налегающих пород их эффективность снижается за счет разубоживания руды склонными к самоизмельчению сланцами.

Вредное влияние разубоживания и потери отбитой руды при выпуске может быть ликвидировано проведением укрепления висячего бока штангами или оставлением предохранительной корки. Последнее мероприятие наиболее рационально в условиях снижения минерализации рудонесной зоны по мере приближения к покрывающим породам.

Несмотря на широкую область применения вариантов системы с магазинированием руды все они имеют ряд существенных недостатков. Главными из них являются сравнительно высокая степень опасности при ведении очистных работ в связи с необходимостью пребывания рабочих в очистном пространстве. По этой причине размеры камер жестко ограничиваются условиями устойчивости обнажений, что повышает удельный вес запасов в целиках. Весьма важным обстоятельством, снижающим эффективность системы с магазинированием руды, следует считать высокий объем проходческих работ. При этом основная часть разведочно-подготовительных выработок размещается в целиках, вследствие чего отсутствуют разведочные данные о морфологии и качественной характеристике оруденения в контурах камер до начала очистных работ. Мелкошпуровой способ отбойки руды при крутом залегании залежи как средство разведки неэффективен и сопровождается высокими качественными потерями на контуре выемки.

Подэтажно-подсечная система со скважинной отбойкой является тоже комбинированной. Камерные запасы отбиваются с помощью скважин на ранее оформленную отрезную щель. Бурение производится из подэтажных выработок. Оработка целиков и потолочины осуществляется путем массового взрывания их на отобранные камеры. Погашение временно реактивных запасов может производиться в зависимости от степени минерализации выборочным или валовым способом.

Данная система является одной из разновидностей подэтажной выемки. Применение известных вариантов этой группы систем (подэтажных штреков, подэтажных ортов) наиболее эффективно при выдержанных элементах залегания месторождения. Разработка этими системами, например, месторождения Южная Плавиковая гора, характеризуется крайне неравномерным распределением металла в зонах и сложной формой оруденения, что может привести к существенным потерям и разубоживанию руды. В связи с этим, предлагался подэтажно-подсечная

система разработки, которая в отличие от известных вариантов, позволила до начала отбойки выявить форму и контуры оруденения, а также качественную характеристику отбиваемого массива.

При мощности орудения до 15–18 м камера в блоке располагается по простиранию. Поэтому разведочные восстающие проходятся через интервалы, равные сумме длины камер и ширины межблокового целика. Размещаются они в наиболее обогащенной части оруденения. На рис. 25 рассмотрен вариант, когда оруденения тяготеет к лежащему боку. В этом случае при проведении восстающих определяется характер залегания зоны. На основных откаточных горизонтах контуры оруденения определяются выработками днища (1, 2). В промежуточной части этажа они уточняются при проведении подсечек (6) на подэтажах путем расширения ранее пройденных подэтажных штреков (5). Для обеспечения устойчивости кровли на подсечках могут оставляться временные опорные целики. Количество подэтажей определяется сложностью морфологии рудных тел. В случае менее сложного контура вместо подсечки могут быть пройдены орты. При четко выраженных контактах оруденения границы оруденения и надежном способе опробования могут определяться скважинами. В этом случае система подэтажно-подсечной выемки превращается в систему подэтажных штреков.

Отрезная щель оформляется скважинами на одном из пройденных восстающих. Бурение очистных скважин осуществляется из траншеи (1) и из подэтажных выработок (6).

Перемещение руды к месту погрузки осуществляется под собственным весом. Способ погрузки зависит от конструкции днища и может быть машинным или с применением скреперной доставки. Ввиду отсутствия необходимости пребывания рабочих в очистном пространстве, эта система не столь жестко связана с условиями устойчивости. Поэтому параметры допустимых обнажений, применяемые с меньшим запасом прочности, у системы подэтажно-подсечной выемки в 1,3–1,5 раза больше, чем у системы с магазинированием и мелкошпуровой отбойкой руды.

Для разработки участков месторождения с мощностью более 15–16 м применяется другой вариант системы подэтажно-подсечной выемки с расположением камер вкрест простирания.

Основными достоинствами подэтажно-подсечной системы является ее безопасность. Отсутствие необходимости пребывания горнорабочих в очистном пространстве и высокая интенсивность отработки позволяют применять значительно большие параметры камер, чем при мелкошпуровом способе отбойки и тем самым снижать удельный вес временно неактивных запасов. Наиболее достоверные разведочные данные, получаемые в процессе проходки выработок, позволяют применить более производительную технологию отработки месторождения, а также своевременно выявить богатую часть оруденения в вертикальных цели-

ках, включить ее в отбойку одновременно с камерными запасами и тем самым улучшить качественные показатели системы разработки.

К недостаткам этой системы разработки следует отнести ее двухстадийность. В целях наиболее эффективной отработки месторождения необходимо, чтобы взрывание целиков и потолочины производилось следом за окончанием выпуска отбитой в камерах руды. Выполнение этого условия связано с определенными трудностями, а задержка отбойки иногда приводит к преждевременному обрушению потолочины или кровли, что отрицательно сказывается на показателях отработки.

На основе исследований ИФМГП НАН КР при разработке конструкций систем разработки реализован принцип совмещения функций разведочно-подготовительных и очистных работ, что обеспечило сокращение общего объема проходческих работ и затрат на буровую разведку и применения производительного скважинного способа отбойки.

При конструировании основных вариантов камерно-столбовой системы разработки в максимальной мере использована доставка руды силой взрыва, позволяющая сократить удельный расход породных выработок днища в 1,5–1,8 раза. Одновременно с этим, применение наклонной конструкции междуэтажных целиков и увеличение параметров камер обеспечивает снижение количественных потерь в целиках на 50–60%. Рациональное размещение выработок днища при этом позволяет разбуривать из них опорные целики, своевременно ликвидировать пустоты и таким образом регулировать и управлять горным давлением. Предусмотренная поэтапность работ и очередность проведения выработок обеспечивает возможность перехода от одной системы к другой в случае существенного изменения параметров и элементов залегания оруденения на данном локальном участке или при переходе на смежные с ним участки.

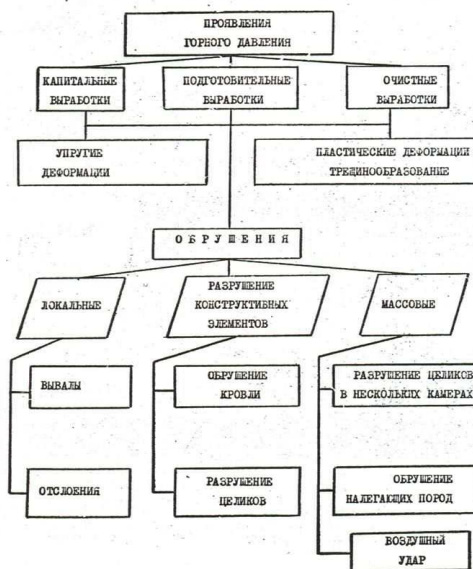
В результате опытно-промышленных работ опробован ряд важных технологических решений, процессов и схем отработки. Так, на руднике №2 применение скважинной отбойки параллельными рядами по сравнению с веерным расположением позволило существенно повысить качество первичного дробления и увеличить выход руды с 1 пог. м скважины на 30%, что обеспечило рост производительности труда на очистных работах в 1,6 раза. Проведенная проверка сокращения расхода выпускных породных выработок в днищах камер показала широкие возможности этого направления. В особенности оно перспективно при размещении панелей по простиранию, когда было использовано частичная или полная доставка руды силой взрыва, что используется при дальнейшем совершенствовании технологии отработки.

С целью повышения показателей извлечения разработан вариант подэтажного обрушения с выпуском руды под комбинированным разделяющим перекрытием.

5. ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА И СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ И ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ

5.1. Проявления горного давления в условиях месторождения

По условиям и месту проявления горного давления в месторождении можно условно разделить на три группы (рис. 26).



1. В капитальных выработках, обычно находящихся вне зоны влияния очистных работ. К ним можно отнести стволы, штольни околоствольные выработки, квершлагги.

2. В подготовительных и нарезных выработках, большая часть которых находится в зоне влияния очистных работ и часто подвержена влиянию совокупности сил общему напряженному состоянию массива горных пород и влиянию зон концентрации и перераспределения напряжений в результате выемки полезного ископаемого. К ним можно отнести откаточные штреки, орты, восстающие и др. выработки, проводимые с целью подготовки и нарезки блоков и камер.

3. В очистных выработках, где в результате ведения очистных работ непрерывно меняется напряженное состояние и происходит перераспределение горного давления в зависимости от конструктивного оформления систем разработки, от технологии и порядка ведения очистных работ в блоке и соседних камерах, времени отработки и других факторов. К ним можно отнести кровлю и потолочину очистных камер, постоянные и временные, внутрикамерные и межкамерные целики, днища камер.

Количество обрушений поддерживающих элементов систем разработки существенно зависит от физико-механических свойств и структурных особенностей пород. Проведенное обследование на месторождении показало, что в камерах, кровля которых представлена нарушенными сланцами, наблюдались обрушения при сравнительно небольших размерах обнажений.

По устойчивости, прочностным свойствам и структурным особенностям на месторождении можно выделить три группы пород.

1. Устойчивые джаспероиды, массивные известняки не дробленые, не нарушенные и не обводненные.

2. Нарушенные джаспероиды, брекчии, известняки слабо дробленые, нарушенные, а также слоистые известняки с малой обводненностью.

3. Крайне неустойчивые, сильно нарушенные джаспероиды, брекчии и известняки, а также глинистые и углистые сланцы.

Наибольшей устойчивостью обладают массивные известняки и джаспероиды, наименьшей – сланцы.

По данным группам пород количество обрушений камер расположенных в склоне хребта и под подножьям гор, на Хайдарсканском месторождении, характеризуется следующим образом (табл. 11).

Таблица 11

Распределение количества обрушений по группам пород кровли

Место расположения камер	Количество обрушений по группам пород кровли		
	1	2	3
Камеры, расположенные в склоне хребта	-	17	83
Камеры, расположенные ниже основания гор	-	54	45

Из данных табл. 11 следует, что обрушения происходили в камерах, кровля которых представлена породами 2-й и 3-й группы. В камерах, расположенных в склоне хребта, количество обрушений кровли, представленной породами 2-й группы составляет 17%, а 3-й группы – 83% относительно общего числа обрушений. То есть подавляющее большинство обрушений относится к 3-й группе пород.

В камерах, расположенных ниже основания гор, количество обрушений по группам пород кровли характеризуется так: 2-я группа – 54%, 3-я группа – 46%, то есть значительно возрос удельный вес обрушений кровли камер, относящихся к более устойчивой группе пород. С одной стороны, это связано с общим углублением гонных работ, а с другой – с изменившимся составом и свойствами пород. Так, на верхних горизонтах в склоне хребта непосредственная кровля многих камер представлена пачкой слоистых и массивных известняков, относящихся ко 2-й группе пород, мощностью 10 и более метров. При отработке залежей ниже основания гор мощность пачки перекрывающих известняков в большинстве случаев уменьшилась до 2 см, достигая иногда 6–7 м, выше которых залегают сланцы. Поэтому при прочих равных условиях устойчивость кровли камер, относящихся к одной и той же 2-й группе, на нижних горизонтах уменьшилась, что привело к увеличению общего количества обрушений. Кроме того, при отработке залежей в склоне хребта в плотных массивных известняках и джаспероидах кровля многих камер относится к 1-й группе пород и находится в устойчивом состоянии длительное время (20–25 и более лет) без признаков обрушения. При отработке залежей ниже основания гор камеры, кровля которых относится к наиболее устойчивой 1-й группе, встречаются в единичных случаях. Этот фактор также значительно повысил общий процент обрушения на нижних горизонтах.

Изменение физико-механических свойств пород привело к увеличению и объемов обрушения. Так, на верхних горизонтах в склоне хребта площади обрушения составили от 1 до 6 м. Уменьшение толщины пачки прочных известняков привело к тому, что во многих камерах с течением времени обрушающиеся породы заполнили их до подбучивания кровли.

Устойчивость кровли камер в значительной степени связана с наличием в кровле тектонических нарушений. На месторождении в камерах 227 и 239 гор. 1656 м кровли представлено слоистыми известняками мощностью 2 м, выше которых залегают сланцы. Пролеты камер составляют 8–10 м, что меньше предельных значений для монолитных пород. Тем не менее, в этих камерах произошли самообрушения пород кровли, причиной которых явилось наличие в кровле ряда крупных тектонических трещин. Аналогичные обрушения наблюдались и в других камерах, что привело к увеличению их количества на данном горизонте на 30%. Поэтому при наличии в кровле тектонических нарушений при определении пролетов камер необходимо учитывать коэффициент структурного ослабления. Установлены [10, 11]

значения коэффициентов структурного ослабления для ряда характерных условий (табл. 12) месторождений Киргизии.

Таблица 12

Значение коэффициентов структурного ослабления

Породы, слагающие кровлю	Интенсивность трещиноватости	Значение коэффициента структурного ослабления
Сланцы	1–3 трещины на 8 м При более интенсивной трещиноватости	0,7–0,8 0,3–0,6
Слоистые известняки	1–3 трещины на 15 м При более интенсивной трещиноватости	0,7–0,9 0,5–0,7
Массивные известняки и джаспероиды	1–3 трещины на 20 м При более интенсивной трещиноватости	0,8–0,95 0,5–0,8

Из данных табл. 12 следует, что наибольшее влияние трещиноватость оказывает на устойчивость кровли, сложенную сланцами, наименьшее – массивными известняками и джаспероидами. Это связано с тем, что мощность отдельных слоев сланцев значительно меньше, чем известняков. При увеличении мощности слоев увеличивается площадь и величина сцепления пород по трещинам, что в меньшей степени снижает несущую способность кровли.

Наиболее неблагоприятно на устойчивость кровли влияют трещины, ориентированные вдоль и диагонально оси камер. В этом случае в кровле образуются консоли, взаимодействующие между собой по трещине. Трещины, ориентированные поперек оси камер, в меньшей степени ослабляют кровлю по контуру камеры, которые вместо четырехсторонних становятся трех- или двухсторонними. При значительной длине камер влияние поперечных трещин на общую несущую способность кровли незначительно.

На рис. 27 приведены величины устойчивых пролетов камер в зависимости от коэффициента структурного ослабления при разных мощностях непосредственной кровли, представленной слоистыми известняками для глубины 300 м. Из графиков следует, что при наличии в кровле тектонических нарушений значения пролетов уменьшается в 1,5–2 раза по сравнению с монолитной кровлей. Поэтому этот фактор должен учитываться при определении устойчивых размеров камер.



При разработке залежей камерно-столбовой системой основными поддерживающими конструктивными элементами являются непосредственная кровля и междуканальные целики. В результате проведенного обследования камер на разных горизонтах месторождений получены данные о количестве разрушений отдельных конструктивных элементов с увеличением глубины разработки (табл. 13). На месторождении происходили, в основном, обрушения кровли камер. Разрушения целиков произошло только в нескольких камерах на горизонте 1730 м.

Таблица 13

Изменение количества обрушений поддерживающих конструктивных элементов при камерно-столбовой системе с увеличением глубины разработки

Горизонт	Глубина, м	Общее кол-во обрушений камер, %	Количество обрушений конструктивных элементов		Количество обрушений во время отработки	
			кровля, %	целики, %	кровля, %	целики, %
1920-1895	25	1	1	-	-	-
1986-1912-2040	50	1	1	-	1	-
2020	75	2	2	-	2	-
1955	105	2	2	-	-	-
1976-1980-1965	150	13	13	-	2	-
1770-1730-1690	160	40	40	-	17	-
1656	270	55	55	-	33	-
1614	320	75	75	-	50	-

На руднике №2 при отработке камеры 1 гор 1614 м в кровле были обнажены сланцы на площади 15x15 м. Эквивалентный пролет обнажения составляет 10 м. Величина допускаемого пролета для данной глубины (320 м) составляет 7 м, т.е. значительно меньше. В результате превышения параметров обнажения в данной камере произошло обрушение сланцев.

В камере 3 непосредственная кровля представлена пачкой слоистых известняков мощностью 3 м, перекрываемых сланцами. Фактический экви-

валентный пролет обнажения кровли составляет 19 м. Величина предельного пролета для данных условий составляет 14 м. Поэтому в камере произошло самообрушение пачки слоистых известняков на площади 300 м² с последующим обрушением сланцев до подбучивания кровли.

Аналогичные обрушения наблюдались и в других камерах, в результате чего их количество на этом руднике увеличилось на 25%.

На рис. 28 приведены графики зависимости расчетных и фактических пролетов камер от глубины разработки.



Из графиков следует, что с возрастанием глубины мощность пачки прочных известняков, залегающих в непосредственной кровле камер, заметно уменьшается. Коэффициент корреляции (табл. 14) равен $r = -0,5$, погрешность $\Delta r = 0,25$, коэффициент надежности $B = 2$.

Таблица 14

Связь между глубиной разработки и мощностью непосредственной кровли

№ камеры	Глубина, H=X _i	Мощность непосредственной кровли, h _n = Y _i , М	dx=x _i -x	dx ²	dy=y _i -y	dy ²	dx * dy
К-1424	200	4	7	49	-3	9	-21
К-1624	184	3	-9	81	-4	16	36
К-479	190	10	-3	9	3	9	-9
К-601	140	10	-53	2809	3	9	-159
К-374	320	7	127	16129	0	0	0
К-3	320	3	127	16129	-4	16	-508
К-1564	90	15	-103	10609	8	64	-824
К-1740-1764	145	5	-48	2304	-2	4	96
К-1728-1733	145	5	-48	2304	-2	4	96
	X= 193	Y=7		Σ=50423		Σ=131	Σ=-1293

Расчетные устойчивые пролеты для данных условий уменьшаются в среднем от 28 до 14 м. Фактические пролеты этих камер, как показал анализ, практически не изменяются. Коэффициент корреляции (табл.15) равен $r = -0,17$, погрешность $\Delta r = 0,32$, коэффициент надежности $V=0,5$, что говорит об очень слабой зависимости. Средняя величина фактических пролетов равна 19–20 м.

Таблица 15

Связь между пролетами камер, непосредственная кровля которых представлена пачкой известняков, и глубиной разработки

№ камер	Глубина, Н=X _i ,М	Пролет, l= Y _i ,М	dx=x _i -x	dx ²	dy=y _i -y	dy ²	dx * dy
К-1424	200	22	7	49	3	9	21
К-1624	184	24	-9	81	5	25	-45
К-479	190	15	-3	9	-4	16	12
К-601	140	14	-53	2809	-5	25	265
К-374	320	18	127	16129	-1	1	-127
К-3	320	19	127	16129	0	0	0
К-1564	90	24	-103	10609	5	25	-515
К-1740-1764	145	18	-48	2304	-1	1	48
К-1728-1733	145	20	-48	2304	1	1	-48
	X= 193	Y=19		Σ=50423		Σ=103	Σ=-389

На графиках видно, что при глубинах до 150–170 м фактические размеры камер соответствуют расчетным. Поэтому на верхних горизонтах наблюдалось сравнительно небольшое количество обрушений, которые в основном происходили после отработки камер. При дальнейшем углублении до 300–320м фактические пролеты ряда камер превышают расчетные устойчивые значения в 1,2–1,4 раза, в результате чего количество обрушений возросло. Это связано с изменением напряженно-деформированного состояния конструктивных элементов систем разработки.

При камерно-столбовой системе непосредственная кровля является основной несущей конструкцией и представляет собой слой или пачку слоев, мощность которых невелика по сравнению с величиной пролета камер. Поэтому она рассматривается как балка, защемленная на опорах и деформирующаяся под действием собственного веса, вертикального и бокового давления в массиве пород.

Для условий, когда кровля представлена толщей одноименных пород, полные действующие в ней напряжения определяются уравнением

$$\dot{a}_q = \frac{\gamma l^2}{\dot{a} h_1} + \frac{q l^2}{\dot{a} h_1^2} + \dot{a}'_A \left(\frac{2\Delta}{h_1} - 1 \right), \quad (1)$$

Где γ – объемный вес пород;
 $q = 0,24 h_1 / l \dot{b}_g$ – величина пригрузки от вертикального давления;
 h_1 – мощность непосредственной кровли (нижнего слоя);
 l – пролет камеры;
 \dot{b}_g – вертикальное давление в массиве пород;
 \dot{b}_B – боковое давление в массиве пород;

$$\Delta = \frac{3(\dot{b}_g + \dot{b}_B)}{16 * E * h_1} - \text{прогиб кровли};$$

E – модуль упругости пород кровли.

Для условий залегания, когда непосредственная кровля представлена пачкой более монолитных, упругих и прочных пород (известняки, джаспероиды), а налегающие породы – сланцы, полные действующие напряжения будут определяться выражением:

$$\dot{a}_q = \frac{\gamma l^2}{\dot{a} h_1} + \frac{q l^2}{\dot{a} h n} + \dot{a}'_A \left(\frac{2\Delta}{h_1} - 1 \right), \quad (2)$$

где

$$q = K_n \frac{h_1 \sqrt{n}}{1} \dot{a}'_A;$$

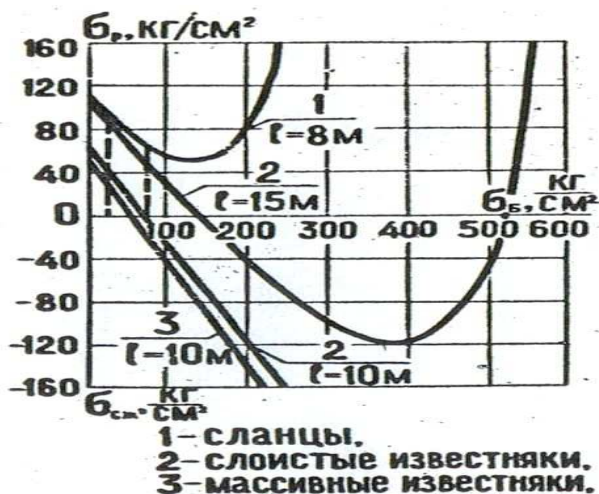
K_n – коэффициент пригрузки;
 h_1 – мощность одного слоя;
 n – число слоев в пачке.

Из уравнений (1) и (2) следует, что увеличение вертикальных напряжений в массиве пород ведет к повышению величины пригрузки на кровлю и растягивающих напряжений. Боковое давление создает в кровле как сжимающие, так и растягивающие напряжения. Это связано с тем, что при одновременном действии вертикальных и горизонтальных сил кровля испытывает продольно-поперечный изгиб. Вследствие деформации кровли возникают перемещения и горизонтальное давление будет создавать дополнительный изгибающий момент, которым нельзя пренебрегать. При прогибе $\Delta < h_1/2$ – боковое давление уменьшает, а при $\Delta > h_1/2$ – увеличивает растягивающие напряжения в кровле.

В качестве примера рассмотрим как будут изменяться напряжения в кровле камер в зависимости от бокового давления для различных пород Хайдарканского месторождения.

Глубина залегания $H=300$ м, объемный вес пород $\gamma=2,6$ т/м³, вертикальное давление в массиве $\delta=\gamma H=780$ т/м². При залегании в кровле сланцев пролет камеры $l=8$ м, мощность одного слоя $H_1=0,25$ м, модуль упругости $E=1,3 \cdot 10^6$ т/м². Когда кровля представлена пачкой слоистых известняков пролет камеры $l=15$ м, и $l=10$ м мощность пачки $h_n=5$ м, мощность одного слоя $h_1=0,6$ м, модуль упругости $E=1,6 \cdot 10^6$ т/м², а при пачке массивных известняков и джаспероидов $l=10$ м, $h_n=5$ м, $h_1=0,8$ м, $E=2,2 \cdot 10^6$ т/м². Расчеты производились по формулам (1) и (2).

На рис. 29 приведены графики изменения напряжений в кровле в зависимости от бокового давления в массиве пород для сланцев, слоистых и массивных известняков. Из графиков следует, что при залегании в кровле сланцев при возрастании бокового давления от 0 до 140 кг/см² растягивающие напряжения уменьшаются от 110 до 50 кг/см², а при дальнейшем возрастании бокового давления до 220 кг/см² вновь увеличиваются до 100 кг/см².



При залегании в кровле пачки слоистых известняков возрастание бокового давления в массиве от 0 до 400 кг/см² приводит к понижению растягивающих напряжений до 110 кг/см² и переходу их в сжимающие до 120 кг/см². При дальнейшем увеличении бокового давления сжимающие напряжения в кровле уменьшаются и переходят в растягивающие, которые при боковом давлении в 550 кг/см² достигают 160 кг/см².

Для условий, когда кровля представлена пачкой массивных известняков или джаспероидов увеличение бокового давления от 0 до 250 кг/см² приводит к снижению растягивающих напряжений от 95 кг/см² и переходу их в сжимающие до 150 кг/см².

Следовательно, в зависимости от величины бокового давления в массиве пород напряжения в кровле при определенных условиях могут принимать как растягивающие, так и сжимающие значения.

Для данной глубины боковое давление в массиве согласно гипотезе А.Н. Динника равно 26 кг/см², а фактические горизонтальные напряжения, полученные в результате шахтных измерений, составляют около 80 кг/см² или повышены в 3 раза. Из графиков на рис. 29 следует, что повышенное боковое давление в массиве пород для данных условий приводит к снижению растягивающих напряжений в кровле по сравнению с боковым распором по А.Н. Диннику. При залегании в кровле сланцев происходит снижение напряжений от 90 до 65 кг/см² или в 1,4 раза. Для слоистых известняков при пролете 15 м происходит уменьшение напряжений от 85 до 45 кг/см² или в 1,9 раза, а при пролете 10 м растягивающие напряжения переходят в сжимающие.

Из проведенных расчетов видно, что повышенное боковое давление приводит к снижению растягивающих напряжений в кровле и повышает ее устойчивость.

Наибольшее влияние боковое давление оказывает на устойчивость кровли, представленной более упругими и монолитными породами, в результате чего, при определенных условиях, в кровле вообще могут отсутствовать растягивающие напряжения, а будут действовать только сжимающие. С целью установления этого эффекта нами были проведены шахтные измерения методом разгрузки на экспериментальных участках Заводского рудного поля месторождения.

Рудные тела Заводского поля приурочены к зоне джаспероидных брекчий, представлены пластообразными залежами мощностью до 5 м, расположенных на глубине от 145 до 250 м. Непосредственная кровля в этом районе образована толщей слоистых известняков мощностью 4–6 м, перекрываемая значительной мощностью глинистых сланцев. С поверхности участок покрыт аллювиальными отложениями Хайдарканской долины, мощность которых достигает 30 м. Обводненность рудного тела и вмещающих пород в пределах участка практически отсутствует. В таблице 16 приведены физико-механические свойства пород экспериментальных участков. (экспериментальный участок камеры 1857, горизонт 1770 м). Камера 1857 расположена в южном крыле структуры на глубине 150 м. Рудное тело представлено сильноокремненными джаспероидами мощностью 2–3 м. Падение на юго-запад под углом 5–20°. Под-

Подстилающие породы – массивные известняки, непосредственная кровля представлена пачкой слоистых известняков мощностью до 5 м, перекрываемых глинистыми сланцами. Пролет обнажения около 6 м. Следует отметить, что на расстоянии 2,0–2,5 м от контура кровли находится пласт мелкослоистого известняка, заполненный по контактам глиной.

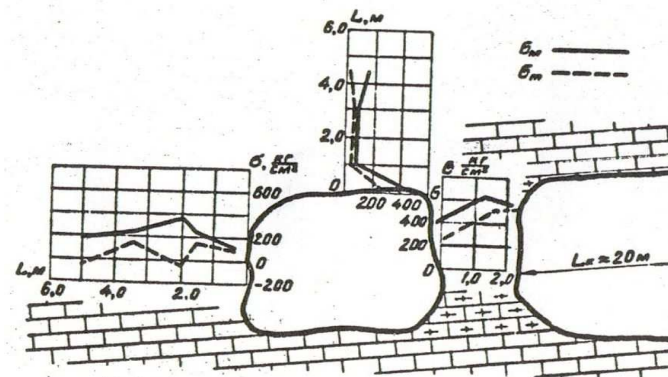
Таблица 16

ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ПОРОД
ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ УЧАСТКОВ

Наименование породы	Предел прочности		Модуль упругости, кг/см ²	Коэффициент Пуассона
	на сжатие, кг/см ²	на разрыв, кг/см ²		
Сланцы глинистые	400–600	26	$3 \cdot 10^5$	0,26
Слоистые известняки	600–800	69	$4,8 \cdot 10^5$	0,24
Джаспероиды	1200–1500	83	$6,6 \cdot 10^5$	0,24

Вертикальное напряжение в массиве пород соответствует весу налегающих пород и составляет 40 кг/см². Боковое давление по А.Н. Диннику для данной глубины равно 15 кг/см². При боковом давлении расчетные напряжения на контуре кровли должны быть растягивающими около 10 кг/см². Фактическое измеренное боковое давление в массиве пород на данном участке равно 40–50 кг/см².

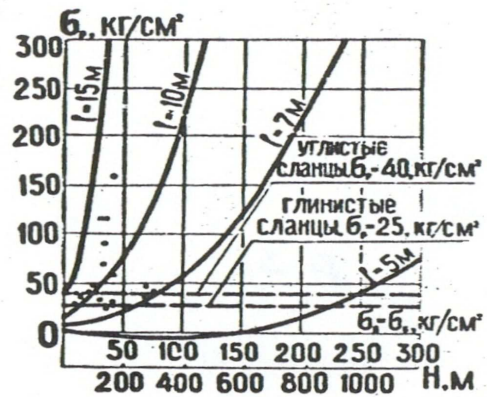
Эксперименты показали, что в борту камеры наибольшее значение сжимающих напряжений отмечено на расстоянии 2 м, затем величины напряжений уменьшаются и на расстоянии 4 м практически равны напряжениям, действующим в массиве пород (рис. 30).



В целике измеренные напряжения в 2 раза меньше, чем должны были быть по расчету на полный вес налегающих пород. Измеренные напряжения равны 500–600 кг/см², а расчетные – 1100 кг/см². В целике со стороны большего пролета камеры напряжения больше.

На основании шахтных экспериментов установлено, что для кровли указанных камер характерно отсутствие растягивающих напряжений даже вблизи контура. Это связано с повышенным боковым давлением в массиве пород. Превышение экспериментальных значений сжимающих напряжений над расчетными вызвано концентрацией напряжений вокруг камер, а также слоистостью пород. Следовательно, экспериментальные данные показали возможность снижения растягивающих напряжений в кровле камер при повышенном боковом давлении.

Напряжения в кровле в значительной степени определяются фактическим напряженным состоянием массива пород. Далее рассмотрим как изменятся напряжения в кровле и ее устойчивость в зависимости от глубины разработки и соответствующего напряженного состояния массива. На рис. 31 приводятся графики зависимости напряжений в кровле от глубины разработки и напряженного состояния массива при разных пролетах камер, в кровле которых залегают сланцы. Точками обозначены камеры, в которых произошли обрушения кровли (камеры 505, 120, 102, 510, 554, 550, 534, 1049 и др.). Из графиков следует, что расчетные растягивающие напряжения в этих камерах составили 25–160 кг/см², предел прочности сланцев на разрыв составляет 26–40 кг/см². Следовательно, обрушения кровли произошли в результате достижения или превышения растягивающих напряжений предела прочности пород на разрыв.



При пролетах камер 15–20 м на глубинах 150–320 м в ряде камер (К-1424, 479, 1740–1764, 374, 3, 312 и др) произошли обрушения кровли. Расчетные растягивающие напряжения в кровле этих камер составили 65/95 кг/см. Ввиду того, что предел прочности слоистых известняков на разрыв равен 69 кг/см², то обрушения происходили при достижении или превышении растягивающих напряжений в кровле предела прочности на разрыв. Несоответствие параметров камер конкретным условиям и физико-механическим свойствам пород увеличило количество обрушений кровли камер на нижних горизонтах месторождения.

Фактические размеры целиков изменяются в широких пределах. Поэтому для выявления зависимости площади целиков от глубины разработки был проведен корреляционный анализ. Значение коэффициента корреляции составило $r = 0,42$, погрешность $\Delta r = 0,1$, коэффициент надежности $v = 4,3$, что говорит о достаточно надежной и хорошей связи.

Полученная зависимость выражается уравнением:

$$S_{ц} = 0,062 H - 4,5 \text{ м}_2, \quad (3)$$

где, $S_{ц}$ – фактическая площадь целиков, м²; H – глубина, м.

Отклонение составляет: вариация $V\Delta = 46\%$, относительная погрешность при надежности 0,95 равна $\delta = 11\%$.

Из сравнения графиков на рис. 32 следует, что принятые размеры целиков должны обеспечить устойчивость, если бы испытывали давление только веса пород, с учетом действующих в массиве напряжений фактические размеры многих целиков занижены. Так, на глубине 100–150 м площади целиков соответствуют расчетным, а на глубине 200–250 м в 1,4–1,6 раз меньше расчетных, что привело к их разрушению. В процессе углубления горных работ размеры некоторых целиков были увеличены по сравнению с верхними горизонтами и на глубине 450–500 м их средние площади близки к расчет-

ным с учетом повышенного горного давления. Увеличение площади целиков связано с обеспечением их устойчивости, а также с оставлением безрудных участков, в результате чего количество камер с разрушением целиков по сравнению с обрушением кровли уменьшилось.



При разработке залежей камерно-столбовой системой происходят разрушения основных грузонесущих конструктивных элементов. Наиболее неустойчивым элементом системы является кровля камер. На основании корреляционного анализа установлено, что основной причиной обрушений является несоответствие параметров камер и целиков действующим напряжениям. Поэтому при управлении горным давлением необходимо определять параметры камер и целиков, исходя из конкретных горно-геологических условий месторождений и действующих напряжений, как по величине так и по направлению.

Ввиду того, что основной причиной обрушения камер является несоответствие принятых размеров конкретным условиям, то и размеры обрушений при прочих равных условиях связаны с общими параметрами систем разработки. На месторождении при камерно-столбовой системе разработки в камерах 550, 601, 534, имеющих площади обнажения 450–600 м², обрушения кровли произошли на площадях 150–250 м², в то время как увеличение площадей камер на этих же глубинах до 800–1000 м² (камеры 1740–1764, 1728–1733) привело к обрушениям на площадях 600–700 м².

На основании статистической обработки практических данных получены зависимости между площадями камер и площадями обрушений кровли в камерах, расположенных в склоне хребта и ниже основания гор (рис. 33).



При определении связи между площадью обрушения и площадью обнажения кровли камер, расположенных в склоне хребта значение коэффициента корреляции составило $r = 0,5$, погрешность $r\Delta = 0,16$, коэффициент надежности $B = 3,1$, что говорит о хорошей и надежной связи.

Полученная зависимость выражается уравнением:

$$S_{обр} = 0,2 S_k + 80, \text{ м}^2, \quad (4a)$$

где $S_{обр}$ – площадь обрушения кровли камеры, расположенной в склоне хребта, м^2 ; S_k – общая площадь камеры, м^2 .

Отклонение фактических данных от расчетных составило: вариация $V\Delta = 50\%$, относительная погрешность при надежности $0,95$, равна $\delta = 22\%$.

Аналогичным образом проводился анализ площади обрушения кровли камер, расположенных под основанием гор. Значение коэффициента корреляции равно $r = 0,4$, погрешность $r\Delta = 0,2$, коэффициент надежности $B = 1,6$, что говорит о наличии, хотя и недостаточно надежной, связи.

Зависимость площади обрушения кровли от площади камеры описывается выражением:

$$S_{обр} = 0,24 S_k + 180, \text{ м}^2, \quad (4б)$$

где $S_{обр}$ – площадь обрушения кровли камер, расположенных ниже основания гор, м^2 ; S_k – площадь камер, м^2 ;

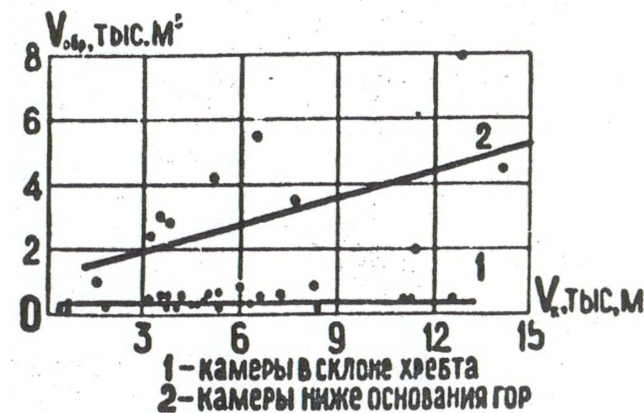
Отклонение фактических значений от расчетных составило: вариация $V\Delta = 45\%$, относительная погрешность $\delta = 27\%$.

Из графиков на рис. 33 следует, что при увеличении площади камер от 400 до 1600 м^2 площади обрушения кровли возросли в 2 – $2,5$ раза, то есть происходит распространение обрушений на значительной части камер.

Площадь обрушения кровли в камерах, расположенных ниже основании гор, в $1,4$ – $1,5$ раза больше, чем в склонах хребта. Это связано с увеличением глубины разработки, а соответственно, и нагрузок на кровлю от налегающих пород. Кроме того, во всех камерах, расположенных

ниже основания гор, мощность непосредственной кровли, представленной пачкой прочных известняков, гораздо меньше, чем на верхних горизонтах. В результате их несущая способность оказалась ниже.

На рис. 34 приведены зависимости объемов обрушений от общих объемов камер на месторождении.



На графиках видно, что в камерах, расположенных в склоне хребта, объемы обрушений практически не изменяются с увеличением общих объемов камер. Коэффициент корреляции составил $r = 0,24$, погрешность $r\Delta = 0,2$, коэффициент надежности $B = 1,2$.

Значения объемов обрушений колеблются от 120 до 800 м^3 , составляя в среднем 350 м^3 . Отклонения фактических данных от среднего значения составили: вариация $V\Delta = 52\%$, абсолютное отклонение $\Delta V_{обр} = 80 \text{ м}^3$, относительная погрешность $\delta = 23\%$.

Следовательно, объемы обрушений в камерах, расположенных в склоне гор, не зависят от объемов камер и составляют:

$$V_{обр} = 350 \pm 80, \text{ м}^3. \quad (5)$$

При определении связи между объемами обрушений и объемами камер, расположенных ниже основания гор, значение коэффициента корреляции составило $r = 0,57$, погрешность $r\Delta = 0,2$, коэффициент надежности $B = 3,1$, что говорит о хорошей и надежной связи между этими факторами.

Полученная зависимость выражается уравнением:

$$V_{обр} = 0,27 V_k + 1100, \text{ м}^3, \quad (6)$$

где $V_{обр}$ – объем обрушений в камерах, расположенных ниже основания гор, м^3 ; V – объем камер.

Отклонения от фактических расчетных данных составили: вариация $V\Delta = 62\%$, относительная погрешность $\delta=37\%$.

Следовательно, в отличие от камер, расположенных на склоне хребта, объемы обрушений на нижних горизонтах возрастают с увеличением объемов камер. Это связано с тем, что во всех камерах, расположенных в склоне хребта, обрушения пород кровли происходили до образования устойчивого свода. Высота свода обрушения зависит от площади обрушения, мощности отдельных слоев и прочности свойств пород и изменялась от 1 до 5–6 м.

В большинстве камер, расположенных ниже основания гор (рудник №2), непосредственная кровля представлена сравнительно небольшой пачкой известняков, перекрываемых сланцами, которые в отличие от верхних горизонтов являются менее прочными и более слоистыми. Поэтому после обрушения пачки известняков последовательное обрушение сланцев, которые с течением времени заполняли камеру до подбучивания кровли. В связи с этим, с возрастанием объема камер увеличивался и объем обрушенных пород, необходимый для заполнения выработанного пространства, в результате чего в некоторых камерах объемы обрушений составили до 3–8 тыс. м³, чего не наблюдалось на верхних горизонтах.

Наряду с влиянием горно-геологических условий величина объемов обрушений значительно связана с рядом горно-технических факторов. Так, если на верхних горизонтах месторождения (рудник №1) отбойка руды осуществлялась мелкошпуровым способом, то на руднике №2, на более глубоких горизонтах, широкое применение получила отбойка руды глубокими скважинами, объем которой за последние годы значительно возрос. Изменение способа отбойки руды оказало влияние на устойчивость обнажений. Это связано с тем, что при мелкошпуровой отбойке происходит нарушение приконтурной части обнажения пород до 0,3 м, а при скважинных зарядах зона нарушения пород увеличивается до 0,5–0,8 м.

Этот фактор необходимо учитывать при определении размеров камер.

Проявления горного давления в виде обрушений конструктивных элементов систем разработки образуются в результате потери их несущей способности при достижении действующих напряжений критических значений. Условия образования разрушений связаны с рядом основных горно-геологических и горно-технических факторов: глубиной разработки и напряженным состоянием массива, разнообразием физико-механических свойств пород, структурными ослаблениями массива по-

род, параметрами систем разработки, технологией горных работ и временем. Объемы обрушений составляют 100–1000 м³ и более.

Обрушения на рудниках месторождения начались на глубинах 50–150 м и наблюдается явная тенденция к увеличению их количества с глубиной. В результате корреляционного анализа получены следующие данные: коэффициенты корреляции $r = 0,75–0,96$, погрешность $r\Delta = 0,05–0,2$, коэффициенты надежности $B=3,8–20$, что говорит о хорошей и надежной связи.

На месторождении при отработке верхних горизонтов в склоне хребта Катран на глубинах до 150 м количество камер, в которых произошли обрушения составило 2–13%, а при дальнейшем углублении горных работ под основания гор до 250–350 м увеличилось до 55–70%.

Ввиду того, что напряженное состояние массива на разных участках месторождения даже при одинаковых глубинах имеет некоторые отличия, то и количество обрушений камер зависит не только от глубины разработки, но и от соответствующих ей напряжений.

В результате обобщенного анализа установлена общая закономерность изменения количества обрушений конструктивных элементов систем разработки от напряженного состояния массива пород. Устойчивость камер в значительной степени определяется физико-механическими свойствами пород и структурными ослаблениями. Проведенный анализ показал, что на верхних горизонтах месторождения количество обрушений кровли камер, представленной слабыми породами (сланцы, нарушенные известняки и джаспероиды), составляет 83%, а монолитными известняками и джаспероидами – 17%. На нижних горизонтах число обрушений составляет, соответственно, 46 и 54. Возрастание удельного веса обрушений, относящихся к более прочным породам, связано как с углублением работ, так и с изменением состава и свойств налегающих пород. Если на верхних горизонтах в кровле многих камер залегает пачка прочных известняков мощностью до 10 м и более, то на нижних – 2 м, достигая иногда 6–7 м, выше которых залегают сланцы, что значительно снижает несущую способность непосредственной кровли.

Наличие в кровле тектонических трещин и разломов существенно снижает ее несущую способность и для обеспечения устойчивости пролеты должны быть уменьшены в 1,3–2 раза.

На основании сравнительного анализа разрушений отдельных элементов грузонесущих конструкций установлено, что в поддерживающей системе целик-кровля наиболее слабым звеном является кровля и висячий бок камер. Количество обрушений кровли и висячего бока в 1,4–2 раза больше, чем целиков. Это связано с тем, что в результате действия нагрузок на кровлю и висячий бок происходит их прогиб с обра-

зованием растягивающих напряжений, а прочность горных пород на разрыв всегда значительно меньше, чем на сжатие.

Основной причиной обрушений кровли камер и целиков, связанных с потерей их несущей способности, является несоответствие параметров камер физико-механическим свойствам пород, глубине разработки и напряженному состоянию массива пород. При увеличении глубины разработки до 200–400 м несоответствие параметров увеличивается в 1,2–1,6 раз. Поэтому при управлении горным давлением необходимо регулировать параметры камер и целиков, исходя из конкретных горно-геологических условий.

Особенностью обрушений конструктивных элементов является возрастание их размеров с увеличением общих параметров камер. При установлении зависимостей коэффициенты корреляции составляли $r = 0,4–0,6$, погрешность $r\Delta = 0,12–0,2$, коэффициенты надежности $B = 3–4$, что говорит о достаточно хорошей связи.

На месторождении при увеличении площади камер от 400 до 1600 м² площади обрушения кровли возросли в 2,0–2,5 раза. Объемы обрушений при увеличении общих объемов камер от 1,5 тыс. м³ до 15 возросли в 6 раз. Следовательно, в отличие от локальных обрушений, при потере несущей способности поддерживающих конструктивных элементов происходит развитие обрушений на значительной части камер.

Большое значение на проявления горного давления оказывает технология ведения горных работ. При отработке горных горизонтов широкое применение на рудниках получила отбойка руды глубокими скважинами. По сравнению с мелкошпуровой отбойкой при скважинных зарядах зона нарушения пород возрастает в 1,7–2,7 раза, что приводит к увеличению количества и объемов обрушений.

Наибольшую опасность для людей и оборудования представляют обрушения, происходящие во время отработки камер. Их количество имеет равную тенденцию к увеличению с ростом глубины горных работ. Коэффициенты корреляции составили $r = 0,77–0,98$, погрешность $r\Delta = 0,02–0,14$, коэффициенты надежности $B = 5–42$. На глубинах 300–450 м их количество составляет 60–100% от общего числа обрушений.

Обрушения, связанные с потерей несущей способности конструктивных элементов значительно ухудшают показатели извлечения руды. Разубоживание руды на глубинах 350–450 м при камерно-столбовой системе возрастает на 4–5%, а при системе с магазинированием руды на 10%, достигая по некоторым камерам до 25–28%. Увеличиваются потери отбитой и неотбитой руды до 17–19%.

Разрушение несущих элементов систем разработки приводит к повышению опасности горных работ, снижению показателей извлечения

руды из недр, росту затрат на добычу 1 т руды и ухудшению технико-экономических показателей работы предприятия в целом.

5.2. Оценка напряженно-деформированного состояния нетронутого породного массива месторождения

Хайдарканское рудное поле расположено в пределах Южно-Ферганского ртутно-сурьмяного пояса в зоне высоких предгорий Алая. Геолого-тектоническое строение этого пояса определяется приуроченностью его к сложной, мобильной зоне, формирование которой происходило в течение весьма длительного периода с верхнего силура до поздней перми. За это время произошло расчленение ее на ряд обособленных продольных поднятий и седиментационных мульд. В результате таких движений образовались более локальные, ограниченные крутопадающими глубинными разломами и характеризующиеся совершенно различными литолого-стратиграфическими разрезами. В дальнейшем на месте этих участков формировались самостоятельные структуры первого порядка – антиклинорий и синклинорий. В зависимости от типа разреза слагающие толщи делят на три обособленные рудные зоны – южную, центральную (к ней приурочено Хайдарканское рудное поле) и северную.

Структурное положение Хайдарканского рудного поля определяется размещением его на границе Охнинско-Талдыкского синклинория и Андыгенно-Кичикалайского антиклинория, осложненных герцинскими и альпийскими структурами второго порядка. На территории района с севера на юг выделяются структуры герцинского и альпийского возраста. Герцинские структуры: Катранбаширская моноклираль, Салык-Булакско-Уртауская синклираль и Хайдаркан-караванская антиклираль. Альпийские структуры: Хайдарканская и Охнинская впадины.

Формирование структуры района отличается многоэтапностью и длительностью. Последний этап развития структуры района соответствует альпийскому циклу тектогенеза, формирование структур происходило в обстановке сжатия, ориентированного преимущественно вкост простирания основных складчатых структур, т.е. меридиана.

Многолетними комплексными исследованиями сотрудников ИФМГП НАК КР и ФПИ установлено, что тензор естественных полей напряжений Хайдарканского месторождения включает в себя три компонента: гравитационной, тектонической и влияния параметра рельефа, изменяющихся по участкам. Измеренные напряжения резко отличаются от определяемых по известным формулам. Причем горизонтальные напряжения в 7–10 раз превосходят теоретические и действуют меридионально.

Горно-геометрический и кинематический анализ складчатых и разрывных нарушений в пределах месторождения подтвердили наличие относи-

тельно стабильного регионального поля напряженно-деформированного состояния как следствие преобладания развития геологической структуры Южно-Тяньшанской складчатой зоны, главная тенденция которого в течение всего периода формирования структуры месторождения была обусловлена напряжением горизонтального сжатия в субмеридиональном направлении и влияния Южно-Тяньшанского глубинного разлома.

Разработана динамическая модель Хайдарканского месторождения, которая позволяет выделить последний этап деформирования массива пород и восстановить современные локальные поля напряжений, соподчиненные направлениям действия региональных современных напряжений.

Формирование структуры Хайдарканского месторождения подразделяется на пять этапов: складчатый, дорудный, рудный, послерудный и современный. Каждый этап характеризуется наличием поля тектонических напряжений. На заключительном этапе развития тектонической структуры главные напряжения ориентированы:

- максимальные сжимающие напряжения (δ_1) – горизонтально (4°) в субмеридиональном направлении (358°);
- минимальные напряжения (δ_3) – наклонно;
- среднее напряжение (δ_2) – горизонтально в широтном направлении (262°)
- разработаны критерии оценки и прогнозирования современных тектонических напряжений.

Анализируя тектонические структуры на уровне основной складки (Алайского хребта Хайдарканской антиклинали), широтных диагональных разрывных нарушений и складок третьего порядка, установлено наличие тектонических сжимающих горизонтальных напряжений. Такое распределение распространяется по глубине с определенными отклонениями. Они связаны этапами тектонических деформаций и историей развития структуры рудного поля.

В зависимости от положения мелкая складчатость, осложняющая сводовую часть антиклиналей, группируется в 4 системы. Мелкие складки СВ ($35-55^\circ$) и СЗ ($310-330^\circ$) простираний являются преобладающими. Меньшее развитие получили малые складки субмеридионального ($350-10^\circ$) и субширотного ($80-105^\circ$) простираний.

Малые складки северо-западного и северо-восточного направления носят отчетливо наложенный характер и дискоординантный с простиранием основной складки. Формирование их произошло под воздействием сдвиговых перемещений по крупным диагональным перемещениям.

История развития структуры рудного поля характеризуется чрезвычайной сложностью, что обусловлено главным образом положением его в зоне влияния Южно-Ферганского глубинного разлома, испытавшего на протяжении времени неоднократную тектоническую активизацию: складчатого, дорудного, рудного и послерудного этапов деформаций.

Формирование основной складчатой структуры происходило в условиях продольного изгиба со скольжением. Ось максимального сжатия располагалась меридионально и почти горизонтально; ось максимального растяжения была ориентирована вертикально; средняя ось направлена вдоль простирания основных структур.

Второй этап формирования структуры проявился при сохранившемся направлении сжимающих усилий, но при значительном увеличении интенсивности деформации. Развитие структуры происходило в результате тангенциального сжатия.

Формирование рудного поля на рудном этапе происходило в условиях, когда максимальные сжимающие усилия действовали в субширотном направлении. Широтные нарушения в следствие меридионального растяжения развивались как сбросо-сдвиги с движением блоков пород против часовой стрелки. По диагональным нарушениям тангенциальные сжимающие силы способствовали проявлению сбросо-сдвиговых перемещений по часовой стрелке.

Четвертый этап развития структуры рудного поля соответствует альпийскому циклу тектоногенезиса.

Величины напряжений установлены по данным геоакустических измерений. В частности, для участка заводского поля определены данные, представленные в табл. 17.

Таблица. 17

Напряжения в нетронутым массиве (рудник №1) на глубине 180 м

Напряжения	Направление осей главных напряжений		Величина напряжений, кг/см ²	
	азимут по горизонтали, град.	Угол по вертикали, град.	расчетные	измеренные
δ_v	----	90	468	107–127
δ_r	354 ° СЗ	0	140	101–131

Измеренные напряжения можно представить как результирующие на данном горизонте напряжения трех сил: гравитационной (γH), тектонической (T) и рельефа (P). При условии, что $\delta_1 \geq \delta_2 \geq \delta_3$ уравнение имеет вид:

$$\begin{aligned} \delta_1 &= \gamma H + \psi_1 T + P, \\ \delta_2 &= \lambda \gamma H + \psi_2 T + P, \\ \delta_3 &= \lambda \gamma H + T + P, \end{aligned} \quad (7)$$

где λ – коэффициент бокового отпора в поле гравитационных сил; ψ_1 и ψ_2 – коэффициенты анизотропии тектонических напряжений в вертикальном и горизонтальном направлениях ($\psi_1 \psi_2$).

Результаты определения показывают, что наиболее высокие напряжения наблюдаются в выработках широтного направления при угле α между осью выработки и направлениями тектонических сил T , равным 90° .

На глубине 180 м расчетные напряжения на уровне кровли штрека ($\alpha=90^\circ$) равны 130 кг/см^2 , а на контуре кровли квершлага ($\alpha=0^\circ$) эта величина составляет 65 кг/см^2 , то есть величина напряжений в кровле штреков в два раза больше величины напряжений в кровле перпендикулярных к ним квершлагов.

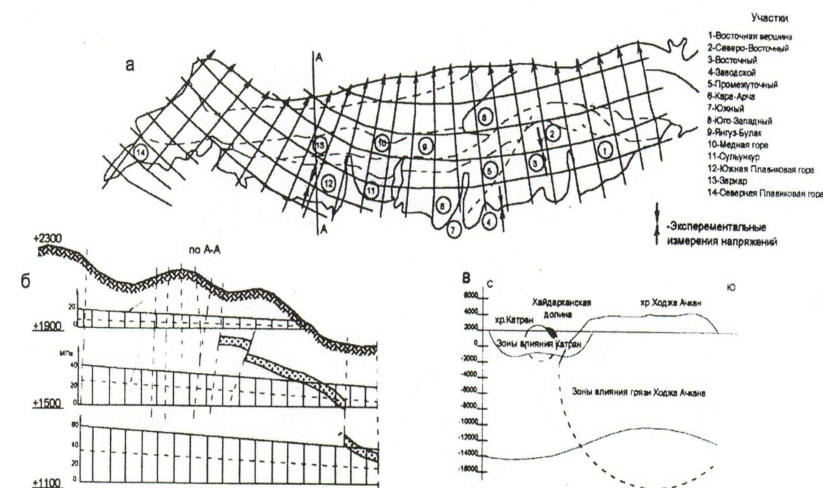
Наиболее сложные условия разрушения наблюдаются в кровле штреков, так как здесь тектонические напряжения с учетом их концентрации превосходят предельно допустимые значения:

$$\delta_g > k_c [\delta_{сж}], \quad (8)$$

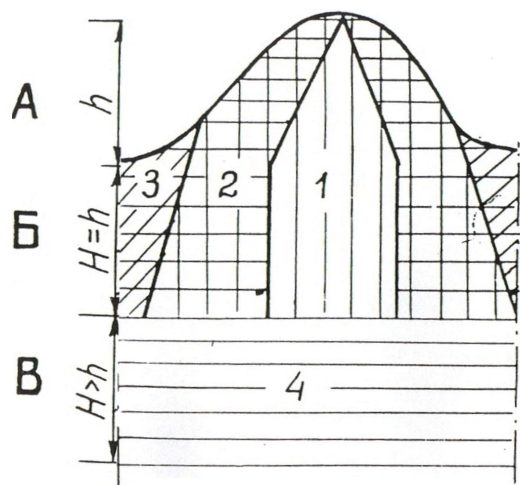
где δ_g – напряжение, действующее на контуре, кг/см^2 ; $\delta_{сж}$ – прочность пород на сжатие, кг/см^2 ; k_c – эмпирический коэффициент, учитывающий неоднородность свойств пород и их напряженного состояния.

Составлен график напряжений δ_g на контуре кровли в зависимости от изменений угла α , по которому выделены пределы секторов устойчивого состояния и нарушенной устойчивости.

По результатам геологической, горно-геологической и горно-технологической оценок составлена прогнозная карат (рис. 35) состояния породного массива Хайдарканского месторождения, которая включает в себя: 1) схематическую карту рассматриваемой складчатой зоны, где определены азимуты направления действия горизонтальных тектонических напряжений С-СЗ 355° ; 2) тектоническую схему месторождения, где показаны направления действия максимальных сжимающих сил, определенные по складкам различных порядков и по сопряженным системам трещин скалывания; 3) характерные разрезы по месторождению, где показаны глубина и ширина влияния сил рельефа; 4) паспорта состояния породного массива вблизи рассматриваемой горной выработки, где указывается распределение напряжений в рассматриваемый момент времени. Последовательность и методика проведения оценки состояния породного массива в условиях месторождений Хайдаркан приведены.



Предложенный принцип и разработанные методы оценки и контроля позволяют осуществить управление горным давлением в условиях месторождения с учетом зонального распределения напряжений в массиве пород в плане и в разрезе: наличием горизонтальных тектонических полей напряжений с зональными распределениями по направлению действия; распределение напряжений в хребтах гор и выше их оснований (А); под основанием хребтов, находящейся в зоне влияния гор (Б); в зоне, неподвергающейся влиянию гор (В) [рис. 36]



В зоне А устанавливаются азимуты направлений горизонтальных тектонических напряжений. Определяется распределение напряжений в склонах хребта. В зависимости от места заложения (на или в склоне), значимости и срока службы горной выработки могут быть применены различные методы: геоморфологическое картирование, геоакустические измерения, расчеты.

При создании различных выемок, полувыемок на склонах лучше производить геоморфологическое картирование методом фазового анализа [21]. Этот метод состоит в том, что изучаются и картируются конкретные морфологические элементы рельефа и составляется морфологическая основа геоморфологической карты. Основная генетическая и возрастная информация получается при этом из характеристик морфологических ситуаций.

В условиях региона рельеф почти нацело (за исключением площадей, занятых молодыми аккумулятивными образованиями, и поверхностной эрозивно-склоновой природы) является тектоническим. Это справедливо не только в отношении крупных морфоструктур, но и в отношении мезо- и микрорельефа вплоть до отдельных долин временных водотоков. Роль экзогенных факторов в условиях данного региона пока еще не велика.

Рельеф региона в высшей степени информативен в тектоническом (неотектоническом) отношении. Это обстоятельство может быть практически использовано во всех случаях, когда представляет интерес характер тектонической нарушенности массива. Знание закономерностей

проявления трещинной тектоники на конкретных объектах поможет определить рациональный комплекс защитных мероприятий как в период строительства так и во время эксплуатации сооружений на склонах. Производится реконструкция осей напряжений по ориентировке трещин и разрывных смещений в склоне, а также по элементам складок. Оценивается выветрелость пород по изменению скорости продольных волн методом, предложенным Ржевским В.В., Якобашвили О.Н. [22].

Оценить характер распределения напряжений в массиве склона механическими измерениями напряжений трудоемко и дорого. Более перспективен неоакустический метод контроля. [15].

Контроль состояния породного массива склона производится из штолен, создаются замерные станции с интервалами 10–15 м. Замерные станции представляют собой 4 параллельных шпура глубиной 3–5 м. В каждой замерной станции устанавливается величина скоростей продольных волн в массиве вне зоны влияния выработки – в вертикальной и горизонтальной плоскостях. При ведении контроля с помощью шпуров приконтурной части массива вокруг выработок одновременно производятся обследования прибором РВП.

Обобщение по замерным станциям позволяет установить характер распределения скоростей продольных зон с удалением от контура склона в глубину массива. Разделение его на три зоны: пониженных, повышенных и естественных скоростей продольных колебаний соответствует различным состояниям пород массива склона. Результаты оценки характера распределения напряжений в массиве склона должны учитываться при выборе оптимальной величины и мест расположения зарядов сброса, объема подготовительных работ.

В процессе проведения вскрывающих выработок оценивается характер распределения напряжений по методике, изложенной выше, и, соответственно, могут быть внесены коррективы к проекту проведения вскрывающих выработок.

Метод геоакустического контроля позволяет сравнительно быстро и с достаточной точностью определить зону трещиноватости, изменение напряжений в массиве вокруг горных выработок и оценить величины напряжений по разным направлениям. В зоне В устанавливаются азимуты направлений горизонтальных тектонических напряжений с помощью структурных способов. Определяется зона влияния рельефа расчетным путем, т.е. глубина и ширина влияния данного хребта или хребтов. Соответственно разграничиваются участки сильной концентрации напряжений.

Обследование показало, что на рудниках, и шахтах Кыргызстана неучет приведенных выше положений увеличивает опасность горных

работ, приводит к увеличению сечения выработок до 40% (в среднем 15–20%), к непроизводительным затратам на периодическую ликвидацию заколов и уборку обрушенной породы и т.д.

Геологическая и горно-геологическая оценка напряженного состояния породного массива позволяет разработать комплекс эффективных мер по предотвращению или уменьшению интенсивности различных проявлений горного давления и повышению устойчивости выработок. К ним относятся: выбор благоприятного направления горизонтальных и наклонных горных выработок, исходя из условий наименьшей напряженности пород; рациональное расположение смежных выработок, исключающее возможность взаимного наложения повышенных напряжений; рациональная последовательность проведения пересекающихся выработок.

Оценка напряженного состояния породного массива под склоном позволяет придать выработкам наиболее благоприятную форму поперечного сечения по условиям распределения напряжений; применять специальные способы ведения буровзрывных работ с целью обеспечения ровного их контура и исключения таким образом местных концентраций напряжений, а также снижения степени нарушенности пород вблизи контура; осуществить специальные мероприятия, обеспечивающие безопасность горных работ в зонах проявления стреляния, выбросов и удара.

Если горные работы ведутся вне зоны влияния рельефа (зона В), состояние породного массива все равно оценивается зонально и поэтапно. Устанавливается азимут направления высоких горизонтальных тектонических напряжений, после этого напряженное состояние оценивается погоризонтно в пределах месторождения, что дает возможность выбрать форму, размеры и расположение выработок, а также технологию ведения подготовительных и добычных работ с учетом напряженного состояния конкретного участка породного массива в соответствии с технологической задачей.

Следует отметить, что в условиях высокогорья деление на три зоны с определенными распределениями напряжений по вертикали достаточно условно. В самом деле, распределение напряжений в породном массиве по вертикали отличается сложностью и непостоянством. Поэтому в условиях высокогорья независимо от рассматриваемых зон (А, Б, В), в процессе ведения горных работ должен осуществляться контроль за состоянием породного массива вблизи горных выработок: за степенью устойчивости в одиночных выработках, за установлением и изменением параметров зон опорного давления очистных выработок при отработке одиночных пластов или залежей, свит пластов или залежей и т.д.

С учетом специфики задач управления горным давлением в очистных выработках (значительные размеры сечений, сравнительно небольшие сроки эксплуатации, непрерывное движение забоя, обуславливающее постоянное изменение поля напряжений вокруг выработки) для решения практических вопросов устойчивости рекомендуется производить контроль состояния породного массива в зоне влияния очистных выработок. Хотя по степени и характеру процессов деформирования и перемещения пород в пределах влияния очистной выработки в породном массиве выделяются несколько различных зон (зона обрушений, зона трещин, зона плавного прогиба, зона сдвижений), с точки зрения напряжений вокруг очистной выработки выделяются две характерные зоны: зона разгрузки и зона опорного давления. Параметры последней определяются многими факторами: величиной начального поля напряжений, размерами и конфигурациями очистных пространств, деформационно-прочностными свойствами массива вмещающих пород, а также способом воздействия на угольный пласт или рудное тело.

Параметры зоны опорного давления могут быть определены на основании аппроксимации результирующей опоры напряжений (обеих ветвей – возрастающей и ниспадающей, – некоторыми функциями, конкретный вид которых зависит от принятых допущений. Однако наиболее надежными являются результаты натурных определений и измерений параметров зон опорного давления, а не расчетные параметры. Перспективны геоакустические методы контроля состояния породного массива.

5.3. Совершенствование параметров проходческих работ

Установление оптимальной глубины и числа шпуров, удельного и общего расхода ВВ. При В установлении оптимальных значений основных оптимизируемых величин, таких, как глубина комплекта шпуров $L_{шп}$, удельный расход q и общий Q расход ВВ, число шпуров $N_{шп}$ и приведенная стоимость проходки 1 м или $1м^3 C_{пр}$, был разработан алгоритм вычисления этих величин в диапазоне изменения $L_{шп}$ от минимально допустимого (0,1 м) до максимально разумного (4,5 м) пределов шагом приращения 0,1 м. Расчеты на ЭВМ дали следующие оптимальные значения глубины комплекта шпуров $L_{шп}$, при которой достигается минимальная приведенная стоимость проходки $C_{пр}$ [18]:

- для выработок сечением площадью $5,1 м^2$ $L_{шп}=1,6–1,7 м$;
- для выработок сечением площадью $5,8 м^2$ $L_{шп}=1,8–1,9 м$;
- для выработок сечением площадью $6,4 м^2$ $L_{шп}=2,0–2,1 м$.

Необоснованное уменьшение или увеличение глубины комплекта шпуров приводит к увеличению приведенных затрат на проходку.

Выбор рациональной схемы расположения шпуров, схем и режимов взрывания. На основании анализа возможных причин, обуславливающих неудовлетворительные результаты проходческих работ, удалось выяснить следующее. Выбирая ту или иную схему расположения не только буровых, но и остальных шпуров, как правило, не принимают во внимание метод взрывания шпуровых зарядов. Почти во всех рекомендуемых схемах шпуры в забое, в том числе и врубовые, располагают асимметрично, не оговаривая очередность взрывания шпуров, или группы шпуров во времени. Если даже последовательность и указывается, то без конкретного времени задержки. Отсутствует информация о влиянии на полноту отрыва направления (прямое или обратное) инициирования шпуровых зарядов. Не принимается во внимание влияние естественного напряженно-деформированного состояния породного массива. В целях достижения наибольшего эффекта основной упор делается лишь на число шпуров, удельный и суммарный расход ВВ, глубину комплекта шпуров и соблюдение расстояний между шпурами.

Как показали эксперименты, эффективность буро-взрывных работ в проходческом забое определяется не только этими параметрами, но и режимом взаимодействия шпуровых зарядов в момент взрывного нагружения массива. Это достигается выбором наиболее рациональной схемы и режима взрывания. В данном случае под схемой взрывания понимается направление взаимодействия соседних шпуровых и иных зарядов, а под режимом – характер этого взаимодействия. В свою очередь, пространственное взаимодействие зарядов зависит от схемы расположения шпуров и очередности их взрывания. Каждый шпуровой заряд (или группа зарядов) взрываясь, оказывает максимальное разрушающее действие на массив только по линии наименьшего сопротивления. Следовательно, следующий по очереди взрываемый шпур (или группа шпуров) должен находиться по этому направлению. В этом суть рациональной схемы взрывания.

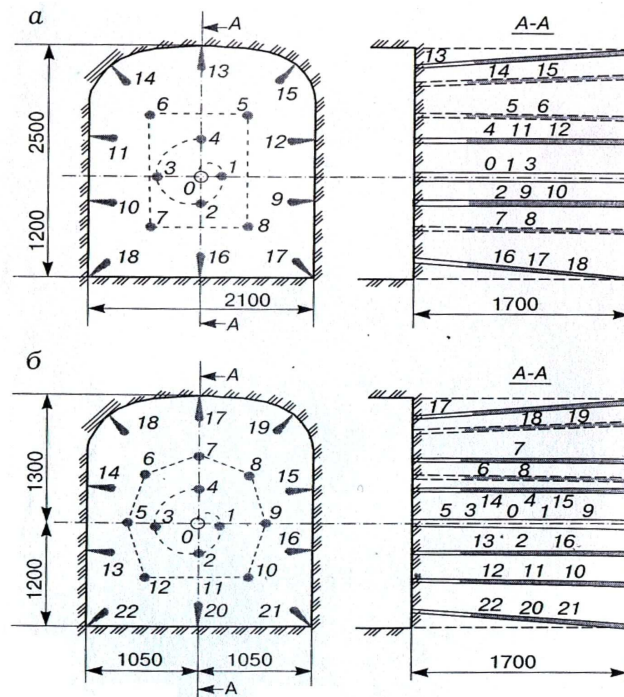
Активное взаимодействие имеет место при короткозамедленном взрывании. В этом случае происходит суммирование (наложение) действий зарядов. Пассивное взаимодействие имеет место при замедленном взрывании. В этом случае соседние заряды во времени не взаимодействуют, но в результате взрыва заряда первой очереди значительно облегчаются условия взрывного нагружения для заряда следующей очереди.

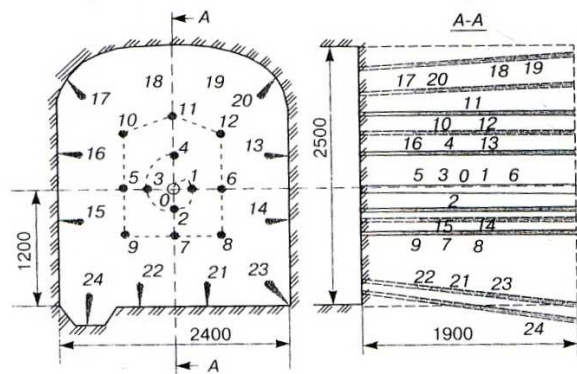
Отрицательное взаимодействие имеет место при мгновенном взрывании, когда взрывные волны, одновременно возникающие в массиве, соударяясь, взаимно гасят друг друга. В результате суммарное разрушающее действие взрывающихся зарядов ослабляется. Поэтому, выбирая конкретную схему расположения шпуров, схему и режим взрывания, следует исходить из необходимости:

- обеспечения кратчайшего расстояния и наиболее выгодного направления взаимодействия зарядов;
- обеспечения, в лучшем случае, активного, в худшем – пассивного взаимодействия взрывов шпуровых зарядов во времени.

Активное взаимодействие обеспечивается наилучшим образом применением электрического многоступенчатого и короткозамедленного взрывания при оптимальном интервале и максимальном числе ступеней замедления. При невозможности реализации такого режима взрывания можно ограничиться огневым взрыванием. Однако при этом взрывную сеть из ОШ необходимо монтировать с таким расчетом, чтобы строго выдерживалась последовательность взрывания шпуровых зарядов, особенно буровых.

Эти идеи были реализованы в типовых паспортах БВР (рис. 37, 38) для наиболее характерных сечений горизонтальных выработок (5,1; 5,8; 6,4 м²), проводимых на рудниках месторождения в породах различных категорий взрываемости.





В настоящее время разработки индивидуальных и типовых паспортов БВР для проходческих забоев рудников месторождения осуществляется в соответствии с вышеприведенными рекомендациями.

5.4. Управление горным давлением при ведении очистных работ

Из-за сложности горно-геологических условий месторождение разрабатывается с применением различных систем разработки, приспособленных к конкретным условиям, отличающихся от классических вариантов рядом конструктивных особенностей. Некоторые из них приведены в главе 3.

На рудниках месторождения с крутопадающими участками рудных тел применяют системы с магазинированием руды. При выдержанных элементах залегания, устойчивой руде и достаточно устойчивых вмещающих породах применение их вполне оправданно. Но выемки с магазинированием в недостаточно устойчивых вмещающих породах часто сопровождаются высоким разубоживанием и потерями.

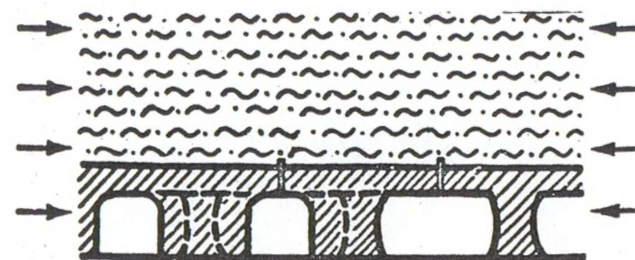
При отработке пологопадающих и наклонно залегающих рудных тел наибольшее распространение получили сплошная и различные варианты камерно-столбовой системы разработки. Управление горным давлением при этих системах разработки осуществляется в основном поддержанием выработанного пространства оставлением целиков. Целики стараются оставлять на безрудных или обедненных участках. Однако отсутствие обоснованных рекомендаций по распределению давления на целики не позволяет полностью использовать эти возможности.

С развитием горных работ на действующих рудниках и освоением новых участков месторождения в сложных горно-геологических условиях возрастают трудности их эксплуатации ввиду увеличения числа прежде-

временных обрушений кровли камер и междукамерных целиков. С другой стороны, при отработке сравнительно небольших залежей размеры целиков принимаются иногда завышенными, что приводит к росту потерь руды.

Экспериментальными работами [11, 14] по определению естественного поля напряжений нетронутого горными работами породного массива месторождения установлено, что сложная структура месторождения обуславливает неоднородное распределение напряжений на различных участках. Причем, горизонтальные напряжения изменяются от 0,3 до 1,5 γH , а вертикальные напряжения практически равны весу налегающих пород – $\delta_v = \gamma H$. Кроме того, горизонтальные напряжения, как правило, не равны между собой. Анизотропия горизонтальных напряжений вызвана влиянием рельефа местности и направлением действия основных тектонических сил. Максимальные горизонтальные напряжения ориентированы субмеридионально или вкрест простирания хребта Катран.

Управление кровлей в этих случаях может осуществляться рациональным расположением обрабатываемых камер, исходя из фактического напряженного состояния массива пород. Отработка камеры производится таким образом, чтобы ее ось совпадала с направлением максимального горизонтального напряжения, действующего в массиве пород на данном участке месторождения. Тогда сжимающие напряжения на торцах кровли будут обуславливаться боковым давлением, меньшим по величине. Если по технологическим причинам желательная ориентация камер трудно осуществима или в массиве действуют высокие горизонтальные напряжения по всем направлениям, то следует прибегнуть к искусственному изменению напряженно-деформированного состояния кровли. Снижение напряжений может быть достигнуто путем создания искусственной податливости пород. Для этого из осевых выработок, пройденных по центру будущих камер в кровле бурится ряд вертикальных скважин через несущий слой (рис. 39).



При высоком боковом давлении полости, образованные скважинами, позволяют породам деформироваться больше, повышая тем самым деформационную способность кровли. В результате созданной искусственной податливости происходит уменьшение сжимающих напряжений в несущем слое при сохранении его устойчивости. Расстояние между скважинами и их диаметр выбирают в зависимости от величины бокового давления. При этом величина дополнительной искусственной деформации (податливости), которую необходимо придать несущему слою, состоящему из более упругих и прочных пород, зависит от пролета камер и упругих свойств вышележащих пород (сланцев).

Абсолютное значение деформации сланцев, вызванной боковым давлением можно определить как:

$$E = (K_B \cdot \gamma H L) / E \quad (9)$$

где L – пролет камеры, м; E – модуль упругости пород, т/м³.

Ввиду того, что рудная корка представлена более упругими и прочными породами, то во избежание возникновения в ней концентрации сжимающих горизонтальных напряжений, величина искусственной деформации должна быть:

$$E \geq E \quad (10)$$

где δ_1 – величина искусственной деформации, тогда расстояние между скважинами и их диаметр должны быть такими, чтобы образованные ими полости обеспечили бы кровле необходимую искусственную податливость. Суммарная площадь сечений скважин, при которой обеспечивается искусственная деформация δ_1 , будет равна

$$S_{\text{скв}} = E_1 v \quad (11)$$

где v – длина камеры, м.

Учитывая, что сечение одной скважины равно $\pi d^2/4$, получим зависимость необходимого количества скважин от их диаметра

$$n = 4 S_{\text{скв}} / \pi d^2, \quad (12)$$

где n – общее количество скважин, d – диаметр скважины, м.

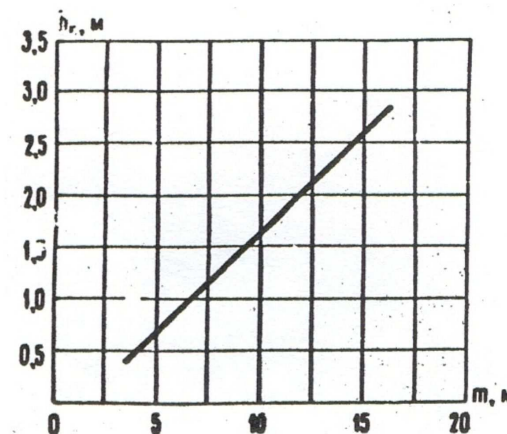
В этом случае количество скважин, приходящихся на 1 п.м вдоль оси камеры будет равно:

$$N = 4E_1 / \pi d^2 \quad (13)$$

где N – количество скважин на 1 п.м; E_1 – величина необходимой искусственной деформации, м; d – диаметр скважины, м.

С углублением работ возрастает горное давление и для обеспечения необходимой устойчивости камер потери в целиках и рудной корке будут также расти. Поэтому при конструировании поддерживающей системы кровля – целик необходимо, чтобы суммарные потери в рудной корке и междукамерных целиках были минимальными для данных условий. На основании исследований установлено, что на нижних горизонтах рудника в ряде случаев для достижения минимальных потерь руды целесообразно увеличивать толщину рудной корки.

На рис. 40 приведен график зависимости толщины рудной корки от мощности залежи. Из графиков следует, что для обеспечения безопасности очистных работ и минимальных потерь руды наиболее рациональная толщина рудной корки при мощности залежи 6–7 м должна быть не менее 1 м, а при мощности залежи 12–15 м возрастает до 2–2,5 м. Данным графиком можно пользоваться при выборе рациональных параметров камер и целиков. Оставление более мощной корки позволяет значительно увеличить пролеты камер, что ведет к уменьшению количества междукамерных целиков и потерь руды в них, а также обеспечивает устойчивость камер на весь период отработки, что дает возможность полностью отработать камерные запасы и произвести последующее извлечение рудной корки.



При отработке залежей с выдержанной мощностью и четким контактом руды и налегающих пород с целью снижения потерь руды рекомендуется способ управления кровлей путем изменения формы предохранительной рудной корки. Это достигается тем, что рудную корку выполняют с уменьшением толщины по мере отработки камеры. Работы осуществляются следующим способом. С нижнего горизонта вкрест простирания по почве рудной залежи по оси будущей камеры проходят осевую выработку до сбойки с верхним горизонтом. Из осевой выработки бурят контрольные шпурсы для определения верхнего контура рудного тела. Затем производят подрезку по всей площади камеры, после чего убирают отбитую руду. Отработку камеры ведут снизу вверх. Для предотвращения обрушения вмещающих пород на границе с ними оставля-

ют предохранительную рудную корку. По мере продвижения очистного забоя толщину корки уменьшают, так как поддержание кровли в завершающей стадии отработки камеры не требует длительного времени и необходимо только на период выпуска оставшейся руды. Преимущество предлагаемой формы корки заключается в том, что основная масса оставшейся в ней руды сосредоточена у устья камеры, что способствует более удобному и полному последующему ее извлечению.

Знание фактического напряженного состояния массива пород позволяет управлять горным давлением путем регулирования параметрами камер. Повышенное боковое давление в условиях рудников месторождения при пологом залегании рудных тел позволяет увеличить пролеты камер и уменьшить мощность рудной корки, что ведет к снижению потерь руды в недрах. При крутом падении залежи для обеспечения устойчивости кровли параметры камер должны быть уменьшены. Наиболее заметное влияние повышенное боковое давление оказывает на устойчивость кровли, состоящей из прочных и монолитных пород.

На рудниках месторождения при выборе способа управления горным давлением необходимо учитывать геологические особенности разрабатываемых месторождений. По морфологии участки промышленного оруденения являются весьма сложными. Для всех участков месторождений характерно крайне неравномерное содержание полезных компонентов в рудоносных зонах. Собственно оруденение на месторождении представлено в виде отдельных гнезд, линз и рудных тел сравнительно небольших размеров. Вследствие этого промышленное оруденение состоит из совокупности отдельных рудных тел и разделяющих их породных прослоев, часто превышающих размеры залежей.

Неравномерное гнездовое оруденение и количество полезного компонента в рудной зоне не позволяет эффективно вести сплошную отработку рудных тел, которая наиболее эффективна на глубоких горизонтах. Поэтому в зависимости от коэффициента рудоносности необходимо определять возможность оставления безрудных участков и надежность поддержания ими всей залегающей толщи. То есть, при наличии безрудных участков используется возможность передачи давления на эти участки с оставлением меньших рудных целиков, что безусловно позволит значительно сократить потери полезного ископаемого в недрах.

Кроме того, разнообразие прочностных и деформационных свойств руд и вмещающих пород месторождений заставляет подходить дифференцированно к оценке устойчивости подземных обнажений и учитывать это при расчете несущих элементов систем разработки.

При производстве горных работ происходит перераспределение первоначальных напряжений, действующих в массиве, вокруг вырабо-

ток. Задачи регулирования напряженным состоянием заключаются в обеспечении устойчивого состояния выработок в течение необходимого времени их эксплуатации и выборе наиболее экономичного, но вместе с тем полностью обеспечивающего безопасность работающих людей способа управления горным давлением. Кроме того, отработка месторождений производится системами, при которых образуются подземные пустоты. Образование подземных пустот при отсутствии планомерной их ликвидации создает опасные условия труда вследствие возможных самообрушений кровли камер на больших площадках. Угроза внезапного воздушного удара и резкое оседание земной поверхности являются основными причинами, обуславливающими необходимость решения вопроса погашения подземных пустот.

Поэтому, при выбранном способе управления горным давлением, должен быть охвачен весь комплекс мероприятий, который обеспечит эффективную отработку месторождения в целом.

Однако и должно быть разделение и этапность в выполнении отдельных мероприятий из всего комплекса работ по управлению горным давлением, и работы должны проводиться своевременно до проявления горного давления с целью его предотвращения, а не с целью ликвидации его последствий, что обычно всегда дороже и опаснее.

Как было отмечено выше, проявления горного давления приводят к нарушению нормального хода добычных работ и требуют выполнения специальных дополнительных работ по извлечению оставленных из-за обрушения запасов и создания условий для безопасной работы в этой и соседних камерах. Все эти работы связаны с повышенной опасностью и значительными материальными затратами. Поэтому при выборе способа управления горным давлением в целом необходим тщательный технико-экономический анализ, и сравнение ожидаемого ущерба от последствий проявлений горного давления и затрат на его недопущение.

В результате выбранный способ управления горным давлением должен обеспечивать: 1) безопасность горных работ не только на рабочем месте в отдельной камере, но и соседних блоках горизонта, и по всему руднику в целом, включая выше и ниже лежащие горизонты и поверхность; 2) максимальное извлечение руды из недр при наименьшем снижении ее качества; 3) соответствующую охрану недр и окружающей среды; 4) высокую производительность труда; 5) минимальную себестоимость.

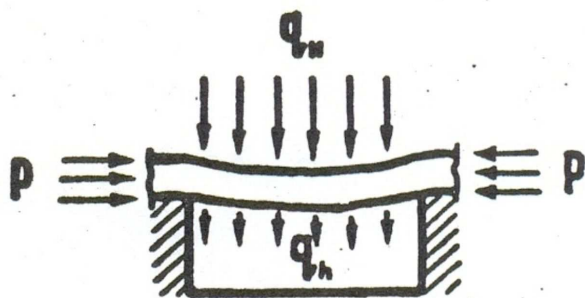
Для обеспечения этих требований управление горным давлением на рудниках месторождения необходимо осуществлять с учетом горно-геологических условий и особенностей распределения напряжений в массиве пород:

- 1) повышенного бокового давления,
- 2) неравномерного распределения рудных тел в залежах с наличием породных участков,
- 3) образования подземных пустот.

Приведем некоторые результаты практического применения рекомендаций ИФМГП НАН КР.

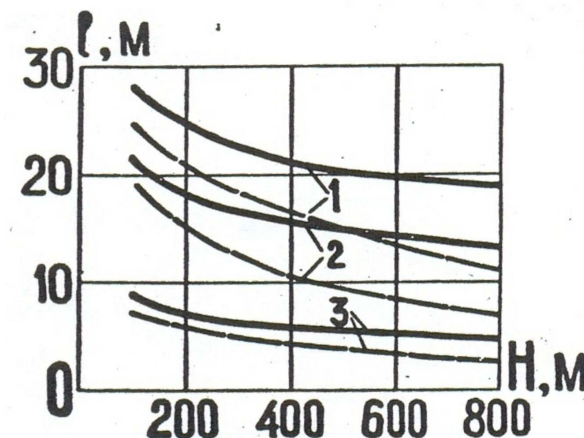
При применении сплошной и камерно-столбовой систем разработки основными грузонесущими конструктивными элементами являются кровля и целики.

Обычно непосредственная кровля в камерах представлена нижним слоем или пачкой слоев пород и может рассматриваться как балка, защемленная на опорах и деформирующаяся под действием собственного веса, пригрузки от налегающих пород и бокового давления. Схема распределения нагрузок на кровлю приведена на рис. 41.



Ввиду того, что массив пород на месторождении находится в условиях всестороннего сжатия и характеризуется повышенными горизонтальными напряжениями, кровля, чтобы освободиться от сжимающих напряжений, обусловленных величиной бокового давления, должна сначала прогнуться до определенной величины. При дальнейшем деформировании в кровле образуются растягивающие напряжения и потеря устойчивости происходит при достижении прогиба, при котором их величины достигают предела прочности пород на разрыв. Следовательно, боковое давление может повышать деформационную способность непосредственной кровли и при определенных условиях ее несущая способность может значительно увеличиться. Это обстоятельство было учтено нами при внедрении способов управлений кровлей и определения устойчивых пролетов камер на рудниках.

На рис. 42 приводятся графики зависимости величины пролетов кровли камер, представленной различными породами, от глубины залегания и фактического напряженного состояния массива на месторождении. Для сравнения приведены значения при боковом давлении по гипотезе А.Н. Динника и проектные пролеты.



Из графиков следует, что управление кровлей, исходя из фактического напряженного состояния массива пород, позволяет в ряде случаев использовать повышенное боковое давление в целях увеличения пролетов камер. При прочных налегающих породах (слоистые и массивные известняки и джаспероиды) устойчивые пролеты камер на глубинах 300–400 м, где в настоящее время ведутся работы, увеличиваются в 1,5–2 раза. В слабых породах кровли (сланцы) пролеты камер для обеспечения устойчивости должны быть уменьшены по сравнению с проектными.

Повышенное боковое давление оказывает положительное влияние на изменение величины пролетов камер с глубиной. С увеличением глубины залегания от 100 до 300 м для кровли, представленной сланцами, при боковом давлении по гипотезе А.Н. Динника величина пролетов уменьшается в 2,8 раза, а при фактическом напряженном состоянии массива в 2 раза. Соответственно для слоистых известняков происходит уменьшение пролетов в 1,6 раз вместо 2,7, а для массивных известняков или джаспероидов в 1,5 раза вместо 2,2.

Наименьшее снижение величины полетов камер с глубиной наблюдается при залегании в кровле известняков или джаспероидов. Следовательно, наиболее благоприятное влияние боковое давление оказывает на устойчивость кровли, представленной более монолитными и

прочными породами. Поэтому параметры камер определяются исходя из конкретных условий залегания, глубины разработки и напряженного состояния массива пород.

С учетом всех рассмотренных факторов расчет устойчивых пролетов камер производился следующим образом. Для условий, когда кровля представлена толщей одноименных пород, пролеты камер определяются по формуле

$$L = \hat{E}_n \sqrt{\frac{(\hat{E}_n \delta_A)^2 / \gamma + (24h_1(\delta_a / \hat{E}_3 + \delta_A)) * \dot{A} - (\hat{E}_n \delta_A) / \gamma}{2\dot{A}}}, \quad (14)$$

где $A = 1 + \frac{36\delta_B(\delta_p/K_3 + \delta_B)}{16\gamma E h_1}$

L – пролет камеры, м;

δ_p – пределе прочности пород на разрыв, т/м²;

γ – объемный вес пород, т/м³;

δ_B – вертикальные напряжения в массиве пород, т/м²;

δ_B – боковое давление в массиве пород, т/м²;

h_1 – мощность слоев пород, слагающих кровлю, м;

E – модуль упругости пород, т/м²;

$K_n = 0,24$ – коэффициент пригрузки от вышележащих пород;

K_c – коэффициент структурного ослабления;

K_3 – коэффициент запаса прочности.

При условии, когда непосредственная кровля представлена пачкой более упругих и прочных пород (известняки, джаспероиды, кварцевая брекчия), перекрываемых сланцами, используется формула:

$$L = \hat{E}_n \sqrt{\frac{(\hat{E}_n \delta_A)^2 / \gamma + (24h_1(\delta_a / \hat{E}_3 + \delta_A)) * \dot{A} - (\hat{E}_n \delta_A) / \gamma - (\hat{E}_i \delta_A) / \gamma}{2\dot{A}\sqrt{h_n h_1}}}, \quad (15)$$

где h_n – мощность потолочины (пачки пород), м;

K_n – коэффициент пригрузки.

Если непосредственная кровля состоит из пачки прочных пород (известняки, джаспероиды, сланцы), перекрываемых крайне неустойчивыми наносами, применяют формулу:

$$L = \hat{E}_n \sqrt{\frac{6h_1(\delta_p / K_3 + \delta_A)}{\delta_A + (h_A A) / \gamma}}. \quad (16)$$

По разработанной методике были произведены расчеты устойчивых пролетов камер для наиболее характерных условий для рудника №1 (табл. 18).

Из данных табл. 18 видно, что в связи с разнообразием условий залегания, параметры камер существенно изменяются даже в пределах одного месторождения на одинаковых глубинах. Устойчивые пролеты камер для условий, когда потолочина состоит из пачки слоистых известняков или налегающая толща пород представлена массивными известняками или джаспероидами, увеличиваются до 17–25 м, вместо 10 м, согласно проекта отработки месторождения.

При более слабых породах кровли (сланцы) устойчивые пролеты камер для данной глубины должны быть уменьшены по сравнению с проектными до 8 м, что ведет к повышению безопасности горных работ. Отработку отдельных гнезд до 1000–1500 м² в крепких вмещающих породах следует производить без составления целиков.

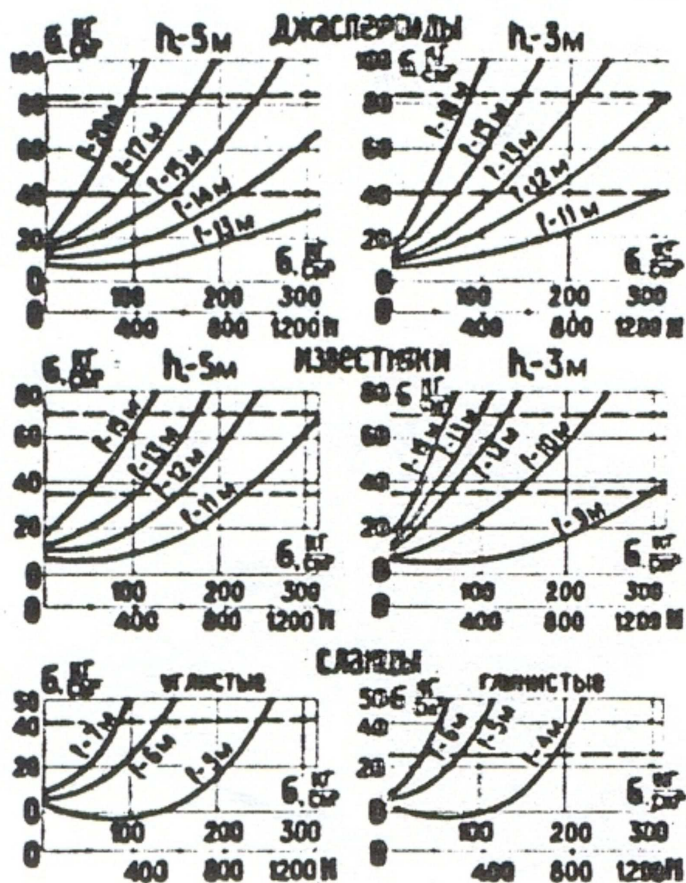
Таблица 18

Устойчивые пролеты камер для условий рудника №1

Горно-геологические условия залегания рудных тел	Проектные пролеты камер, м	Площадь рудного тела, м ²	Мощность залежи, м	Рекомендуемые пролеты камер, м	Увеличение пролетов камер, раз
Рудное тело и налегающая толща – массивные известняки и джаспероиды	10	до 1500 5000 10000	3–6 3–6 3–6	без 25	целиков 2,5
Рудное тело – джаспероиды, потолочина мощностью до 5 м – слоистые известняки, перекрываемые сланцами	10	1500 5000 10000	3–6 3–6 3–6	17	1,7
Рудное тело – джаспероиды, перекрываемые сланцами	10	1500 5000	3–6 3–6	8	0,8

При дальнейшем углублении горных работ напряжения в массиве пород будут возрастать. Поэтому при прогнозировании устойчивости и управления горным давлением их необходимо регулировать параметрами камер, исходя из конкретных горно-геологических условий и напряженного состояния массива пород, чтобы действующие напряжения в кровле не превышали допустимые.

На месторождении величины вертикальных напряжений, действующих в массиве пород, соответствует весу налегающих пород, а горизонтальные практически равны вертикальным. На рис. 43 приводятся графики изменения напряжений в кровле камер при увеличении глубины разработки и напряженного состояния массива для разных вмещающих пород.



При залегании в кровле пачки массивных известняков или джаспероидов мощностью 5 м растягивающие напряжения достигают предельного значения на глубине 300 м при пролете камер 20 м. При увеличении глубины разработки до 1000 м предельные напряжения в кровле будут достигаться при пролете 15 м.

При нарушенных известняках предельные напряжения на глубине 400 м будут при пролете камеры 17 м, а с углублением до 1000 м при 14 м. Если пачка монолитных массивных известняков уменьшится до 3 м, то величины пролетов на глубине 400 м составят 17 м, а 1000 м – 12,5 м (рис. 43). В нарушенных массивных известняках пролеты уменьшаются: на глубине 400 м до 14 м, а на глубине 1000 м – до 11 м.

Для условий, когда непосредственная кровля представлена пачкой слоистых известняков мощностью 5 м пролеты камер, при которых растягивающие напряжения соответствуют пределу прочности пород на разрыв, для глубин 400–900 м составят 16–12 м. При наличии нарушенных пролеты камер для этих же глубин уменьшатся до 14–10,5 м. Если пачка слоистых известняков равна 3 м, то при монолитных породах пролеты камер на глубине 400 м будут равны 13 м, а 1000 м – 10 м. В нарушенных слоистых известняках значения пролетов камер на этих же глубинах уменьшаются до 11–9 м. Управление горным давлением естественным поддержанием налегающих пород будет достаточно эффективным. При слабых налегающих породах (сланцы) величина пролетов камер, при которых растягивающие напряжения в кровле достигают предельных значений, на глубине 300 м составляет 6–7 м, а при углублении до 1000 м – 4–5 м. (рис. 43).

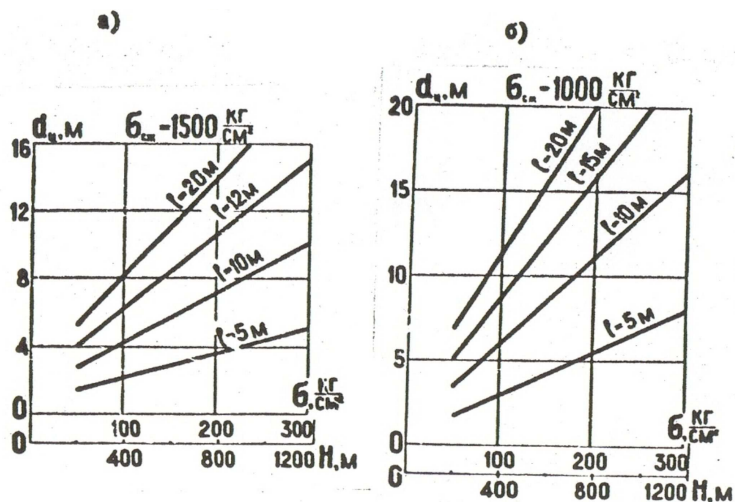
Опытно-промышленная проверка и внедрение рекомендаций на рудниках показали, что использование повышенного бокового давления, при отработке камер, кровля которых представлена прочными породами (известняки, джаспероиды) позволяет увеличить пролеты камер до 14–25 м, что в 1,4–2,5 раза больше проектных.

Отработку отдельных гнезд площадью до 1000–1500 м² эффективно производить без оставления целиков.

При залегании в кровле неустойчивых пород (сланцы, серпентиниты) устойчивые пролеты камер составляют 7–8 м, что в 1,25–1,4 раза меньше проектных. Уменьшение пролетов камер для этих условий позволяет обеспечить безопасность горных работ.

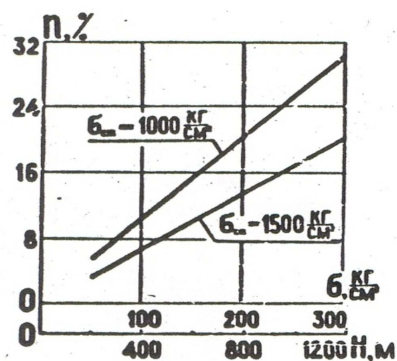
С увеличением глубины разработки и напряженного состояния массива пород размеры целиков необходимо увеличивать.

На рис. 44 а приведены графики зависимости диаметров целиков, рассчитанных на давление веса столба пород, от глубины разработки и напряженного состояния массива при разных пролетах камер. Прочность пород целиков составляет 1500 кг/см². Из графиков следует, что при глубине 400 м диаметры целиков при пролетах камер 5–20 м составляют 2–8 м, а с углублением до 1000 м увеличиваются до 4,5–16,5 или в 2 раза.



При прочности пород целиков 1000 кг/см^2 размеры целиков при этих же пролетах будут больше: на глубинах 400 м диаметры равны 3–11 м, а на глубине 1000 м возрастут в 2,3 раза (рис. 44 б).

Следовательно, увеличение глубины разработки влечет за собой возрастание потерь руды в целиках. На рис. 45 приведены графики увеличения потерь руды в целиках при прочности пород 1000 и 1500 кг/см^2 . Из графиков следует, что если на глубине 400 м потери руды составляют 6,5–10 %, то при 1000 м возрастают до 17–26%. Поэтому с увеличением глубины разработки необходимо также использовать перераспределение вертикального давления на окружающий массив, однако на больших глубинах это связано с рядом особенностей.



Результаты внедрения показали, что при отработке небольших рудных тел перераспределение вертикального давления на окружающий безрудный массив позволяет, при обеспечении безопасности горных работ, сократить потери руды в целиках в 1,5–2 раза.

С увеличением глубины разработки перераспределение давления на массив связано с некоторыми особенностями. Наибольшую опасность для людей и оборудования представляют обрушения, происходящие во время отработки камер. Их количество имеет явную тенденцию к увеличению с ростом глубины горных работ.

Обрушения, связанные с потерей несущей способности конструктивных элементов значительно ухудшают показатели извлечения руды. Разубоживание руды на глубинах 350–450 м при камерно-столбовой системе возрастает на 4–5%, а при системе с магазинирование руды на 10%, достигает по некоторым камерам до 25–28%. Увеличиваются потери отбитой и неотбитой руды до 17–19%.

На основании выполненных исследований произведено совершенствование существующих и разработаны новые способы управления горным давлением, учитывающие особенности напряженного состояния массива, физико-механические свойства руд и пород, разнообразие горно-геологических условий залегания рудных тел и их размеры на месторождениях Кыргызстана.

Для условий, когда налегающие породы представлены прочными известняками и джаспероидами значительной мощности, наиболее эффективным является способ управления горным давлением естественным поддержанием вмещающих пород. Установлено, что повышенное боковое давление на месторождениях может повышать деформационную способность непосредственной кровли и значительно увеличить ее несущую способность. На Хайдарканском месторождении при залегании в кровле пачки известняков и джаспероидов рекомендуемые устойчивые пролеты за счет повышенного бокового давления увеличиваются в 1,5–2 раза.

При отработке небольших рудных тел управление горным давлением осуществляется перераспределением части веса налегающих пород на окружающий массив путем регулирования размеров камер и целиков. Рациональным является такое расположение целиков, когда в центральной части залежи их размеры больше, чем на флангах, а расстояние между целиками соответствует максимальным устойчивым пролетам обнажений. Это приводит к равномерному распределению нагрузок на все целики, что повышает устойчивость поддерживающей системы в целом, уменьшает необходимую суммарную площадь целиков в 1,4–2 раза и дает возможность эффективно применять поддержание до глубин 600–1000 м.

Погашение подземных пустот при отработке изолированных залежей следует производить их изоляцией путем возведения в подходных вы-

работках изолирующих сооружений. Опыт применения изоляции на рудниках Кыргызстана показал надежность и экономичность этого способа.

С увеличением глубины горных работ и усложнением горно-геологических условий наиболее эффективным является комбинированный способ управления горным давлением, сочетающий в себе поддержание, частичную закладку и регулируемое самообрушение вмещающих пород. Этот способ позволяет максимально использовать различие в прочностных и деформационных свойствах пород и применять более производительную технику и технологию.

Преимущества комбинированного способа заключаются в повышении безопасности горных работ за счет регулируемого разрушения целиков и кровли камер, что предотвращает возможность внезапных массовых обрушений по всей площади с образованием воздушных ударов значительной силы. Сокращаются потери руды в целиках на 10–15% за счет уменьшения их размеров и последующей выемки массивных целиков.

Комбинированный способ уже в процессе отработки предусматривает своевременное погашение образовавшихся пустот при сохранении поверхности месторождения и наземных сооружений.

Промышленная проверка и внедрение разработанных способов управления горным давлением на рудниках позволило повысить безопасность горных работ, уменьшить потери руды на 10–15%, сократить затраты на погашение подземных пустот а 5–10 раз и получить значительный экономический эффект.

6. ПУТИ ДАЛЬНЕЙШЕГО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ПАРАМЕТРОВ И ТЕХНОЛОГИИ ГОРНЫХ РАБОТ В УСЛОВИЯХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ХАЙДАРКАН

6.1. Потенциальная энергия упругой деформации породного массива и их геологические свойства

Тектоническое поле напряжений обуславливает наличие дополнительной потенциальной энергии упругой деформации, аккумулированной горными породами.

Потенциальная энергия упругой деформации может быть определена по известной формуле:

$$A = 1/2E [(b_1^2 + b_2^2 + b_3^2) - 2M (b_1b_2 + b_2b_3 + b_1 + b_3)], \quad (17)$$

где E – средний модуль упругости пород, МПа; M – коэффициент Пуассона.

Принимая $E=6 \times 10^4$ МПа и $M=0,25$, нетрудно показать, что при наличии тектонических напряжений упругая энергия породного массива существенно выше ожидаемой при наличии только гравитационного деформирующего поля.

Результаты расчета потенциальной энергии упругой деформации с учетом тектонических напряжений представлены в табл. 19. Там же для сравнения приведены значения потенциальной энергии, полученной при учете только гравитационного поля напряжений.

Таблица 19

Потенциальная энергия упругой деформации породного массива при их естественном залегании

Глубина залегания, м	Потенциальная энергия	
	с учетом тектонических напряжений $A_T, \text{дж/м}^3 \times 10^{-3}$	без учета тектонических напряжений, $A_T, \text{дж/м}^3 \times 10^{-3}$
250	3,9	0,3
350	5,3	0,6
550	8,6	1,4

Упругая энергия пород в условиях их естественного залегания является частью энергетических ресурсов породного массива вблизи выработок и, при прочих равных условиях, обуславливает характер деформации и разрушения массива пород при проведении буровзрывных работ на очистных и горно-проходческих работах.

Результаты расчета, представленные в табл. 19, показывают, что потенциальная энергия упругой деформации породного массива на достигнутых глубинах разработки более чем в 5 раз превосходит ожидаемую, именно за счет тектонических напряжений, что необходимо учитывать при производстве БВР и вопросах оценки устойчивости горных выработок.

Например, разработка участков месторождения характеризуется накоплением большого объема подземных пустот (около 2 млн. м³) и значительными сроками их отработки (5–10), создающих условия возникновения горных и воздушных ударов с их катастрофическими последствиями.

Поэтому, помимо уровня потенциальной энергии упругой деформации породного массива, необходимо еще знать поведение пород с течением времени, т.е. их реологические свойства. Задача состоит в том, чтобы определить промежуток времени, в течение которого деформация в горных породах достигнет предельно допустимых значений (разрушающие).

Общий метод определения величины деформации пород состоит в длительном наблюдении зависимости деформации от времени при заданных постоянных нагрузках.

Существует несколько методов исследований поведения пород во времени, используются различные реологические модели. Наиболее широко в горной практике применяется работа Ержанова Ж.С. [20], согласно которой поведение породы во времени можно описать линейной теорией наследственности Больцмана-Вольтера. Зависимость между напряжениями $\sigma(\tau)$ и деформация $\varepsilon(t)$ имеет вид:

$$\varepsilon(t) = \frac{1}{E} \left[\sigma(t) + \int_0^t \sigma(\tau) L(t-\tau) d\tau \right], \quad (18)$$

где $\varepsilon(t)$ и $\sigma(t)$ – деформация и напряжение, соответствующее рассматриваемому времени t .

Деформация ползучести горных пород в любой момент времени зависит от предыстории нагружения. Это свойство называется наследственностью. И согласно теории наследственности, если в момент времени t приложено напряжение $\sigma(\tau)$, действующее в течении времени $d\tau$, то деформация $d\varepsilon$ к моменту времени t будет зависеть от и разности $\sigma(\tau)$ и разности $(t-\tau)$. Функция $L(t-\tau)$ называется ядром ползучести, вид ее зависит от типа породы. Ж.С. Ержанов [20], для описания свойства ползучести предложен частный случай ядра ползучести:

$$L(t) = \delta t^{-d} \quad (19)$$

где $\delta > 0$, $d > 0$ – параметры ползучести, определяемые в лабораторных условиях

В табл. 20 приведены значения параметров ползучести d и δ , полученные нами в лабораторных исследованиях ИФ и МГП НАН КР для тонкослоистых и массивных известняков.

Таблица 20

Параметры ползучести пород месторождения

Порода	Нагрузка, кг	Процент от разрушения	Продолжительность опыта, сут.	Параметры ползучести	
				d	δ
Тонкослоистый известняк	3500	50	33	0,86	0,0042
	5600	80	33	0,85	0,0070
Массивный известняк	4600	50	35	0,87	0,0060
	6560	80	35	0,85	0,0072

Для породного массива месторождения характерны наличие тектонических напряжений. Для глубин, где ведутся горные работы величина максимального сжимающего напряжения $\sigma_{max} = 21,6$ МПа. Учитывая, что $\sigma(\tau) = \sigma_{max} t$, можно записать формулу (18) в следующем виде:

$$\varepsilon_{max} = 1/E \left[\sigma_{max} + \int_0^t \sigma_{max} L(t-\tau) d\tau \right] \quad (20)$$

или

$$\varepsilon_{max} = 21,6/E \left[1 + \int_0^t L(t-\tau) d\tau \right] \quad (21)$$

где $E = 6 \times 10^4$ МПа

После преобразований, с учетом дробно-экспоненциальной функции формулу (21) можно записать в следующем виде:

$$\varepsilon_{max} = -21,6/E \left[1 + \sigma / 1 - \delta \times t^{1-\delta} \right] \quad (22)$$

Найдем из формулы (22) время, в течение которого деформация ε_{max} достигает предельно допустимой (разрушающей) деформации ($\varepsilon_{max}^{доп} = 2 \times 10^{-4}$).

$$t = \left(\frac{\varepsilon_{max}^{доп} + 21,6/E}{\sigma / 1 - \delta \times 21,6/E} \right)^{1/1-\delta}$$

Подставляя в формулу среднее значение $d = 0,86$; $\delta_1 = 0,0072$; $\delta_2 = 0,0042$ получим $t_1 = 1170$ лет, $t_2 = 5549$ лет.

Полученные значения показывают, что период устойчивого состояния пород составляет довольно значительное время. Следовательно, для промежутков времени порядка нескольких десятилетий, когда происходит отработка месторождений, фактором ползучести можно пренебречь, т.е. за время отработки месторождения разрушающей деформации породы не достигнут. Вопросы оценки устойчивости горных выработок должны производиться по действующим статическим напряжениям.

6.2. Учет влияния состояния породного массива при ведении горных работ на и в склонах горы выше их основания

При ведении горных работ на и в склонах гор оценку состояния породного массива следует производить поэтапно: регионально, локально и текущую. Только в зависимости от значимости, срока службы и места заложения горной выработки, принимаемые методы в том или ином уровне оценки могут быть различными.

При создании различных выемок и полувыемок появляется необходимость учета состояния породного массива.

После установления азимута направления тектонических сил для данного участка массива месторождения производится геоморфологическое картирование методом фазового анализа склонов [21]. Этот метод состоит в том, что изучаются и картируются конкретные морфологически элементы рельефа и составляется морфологическая основа геоморфологической карты. Основная генетическая и возрастная информация получается при этом из характеристик морфологических ситуаций.

Потом оценивается выветрелость пород по изменению скорости продольных волн [22].

Степень сохранности пород оценивается индексом сохранности

$$J_v = \frac{V_p}{V_0} \quad (24)$$

где V_p – значение скорости продольных волн в изучаемой породе;

V_0 – значение эталонной скорости продольных волн в изучаемой породе (табл. 52).

Таблица 52

Категория пород по степени сохранности

	Категория сохранности	Индекс сохранности
I	Сохранные	0,8
II	Слабо выветренные	0,8 – 0,6
III	Выветренные	0,6 – 0,1
IV	Разрушенные	0,2

Скорость выветривания определяется как

$$W = \frac{J_{V_0} - J_{V_t}}{t} \quad (25)$$

где J_{V_0} и J_{V_t} – исходный индекс сохранности и индекс по истечению времени t .

Градиент выветривания определяется как

$$G_i = \frac{J_{V_x} - J_{V_0}}{X_i} \quad (26)$$

где J_{V_x} и J_{V_0} – индексы сохранности на свободной поверхности и на расстоянии X метров по направлению от нее.

При проходке вскрывающих выработок после установления азимута направления тектонических сил для данного участка массива производится геоморфологическое картирование методом фазового анализа и оценка палеонапряжения в породном массиве. В процессе проведения самой выработки оценивается характер распределения напряжений и соответственно могут быть внесены коррективы к проекту проведения вскрывающих выработок.

Метод геоакустического контроля позволяет сравнительно быстро и с достаточной точностью определить зону трещиноватости, изменение напряжений в массиве вокруг горных выработок и оценить величины напряжений по разным направлениям.

6.3. Учет влияния напряженного состояния горных работ при развитии в породных массивах, их в зоне и вне зоны влияния рельефа

Учет влияния напряженного состояния породного массива при развитии горных работ под склоном необходимо производить поэтапно, применительно к конкретному виду работ. После установления азимута направления тектонических сил, определяется глубина и ширина влияния сил рельефа.

При определении схемы расположения горных выработок, после установки азимута направления тектонических сил для рассматриваемой складчатой зоны, производится оценка зоны влияния сил рельефа.

После оценки зоны влияния сил рельефа на конкретном участке производится локальная оценка напряженного состояния породного массива. Обследование показало, что на рудниках месторождения не учет приведенных выше положений увеличивает опасность горных работ, приводит к увеличению сечения выработок до 40% (в среднем 15–20%), к непроизводительным затратам на периодическую ликвидацию заколов и уборку обрушений породы и т.д. А оценка (региональная и локальная) напряженного состояния породного массива позволяет разрабатывать комплекс эффективных мер по предотвращению или уменьшению интенсивности различных проявлений горного давления и повышению устойчивости выработок.

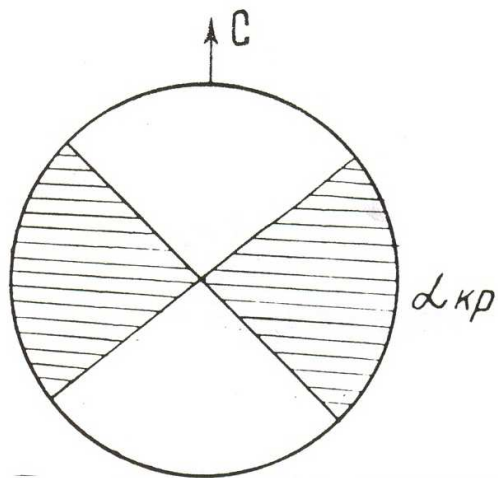
К ним относятся: выбор благоприятного направления горизонтальных и наклонных горных выработок, исходя из условий наименьшей напряженности пород; рациональное расположение смежных выработок, исключающее возможность взаимного наложения повышенных напряжений; рациональная последовательность проведения пересекающихся выработок.

В условиях, когда тектонические напряжения превышают по величине гравитационные напряжения, а напряжения по горизонтальным направлениям существенно различаются между собой, создается специфическая обстановка для управления устойчивости выработок за счет их рациональной ориентации относительно вектора тектонических сил.

Обследование незакрепленных горных выработок месторождения показывает, что разрушения наблюдаются в кровле выработок, ориентированных своей продольной осью в широтном направлении. Разрушение в виде плиток на глубину 30–40 см чаще в сланцах, редко происходит в слоистых известняках и почти отсутствуют в массивных известняках и джаспероидах.

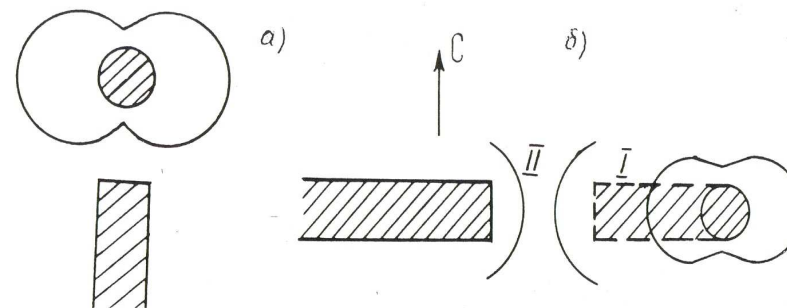
Такая форма обрушения пород обусловлена действием горизонтальных тектонических напряжений. Наиболее высокие напряжения наблюдаются в кровле выработок широтного направления, их величина в два раза больше величин напряжений в кровле выработок (квершлагов), ориентированных в меридиональном направлении.

В процессе анализом и оценки, прогнозирования напряженно-деформированного состояния породного массива определены секторы направления осей выработок, ограниченные критическими значениями угла (рис. 46). Продольные оси выработок, попадающие в заштрихованные сектора, являются неблагоприятными по фактору устойчивости. Для повышения их устойчивости рекомендуется ориентировать выработку в меридиональном направлении ($\pm 50^\circ$).



При сбойках выработок возникают две задачи: выбор участков (мест сопряжений) выработок и определение целесообразной очередности проведения выработок при сбойке. При действии горизонтальных тектонических напряжений создаются специфические условия при проведении сбоечных работ, которые необходимо учитывать.

Для условий месторождения рекомендуется следующая предпочтительная схема сбойки горизонтальной и вертикальной выработки (рис. 47а). Горизонтальную сбоечную выработку следует вести с юга на север.



При сбойке вертикальной выработки и выработки ориентированной в широтном направлении, для уменьшения горного давления рекомендуется (рис. 47б) вначале (I этап) выйти из напряженной зоны специальной врезкой, с которой и будет затем сбиваться (II этап) горизонтальная выработка, поскольку напряжения впереди тупикового забоя уменьшаются быстрее чем возле стенки ствола, а концентрация их меньше (впереди тупикового забоя концентрация напряжения $K_6 = 1,5$ против 2,5 вблизи ствола).

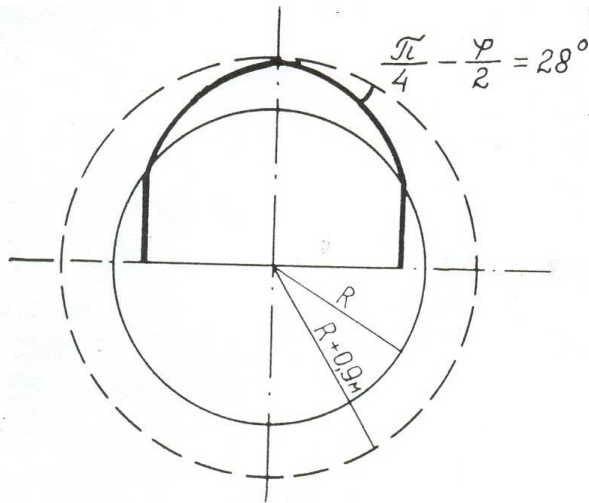
При определении сечения и технологии проведения выработок оценка напряженного состояния породного массива под склоном позволяет придать выработкам наиболее благоприятную форму поперечного сечения по условиям распределения напряжений; применять специальные способы ведения буровзрывных работ с целью обеспечения ровного их контура и исключения таким образом местных концентраций напряжений, а также снижения степени нарушенности пород вблизи контура; осуществлять специальные мероприятия, обеспечивающие безопасность горных работ в зонах проявлений стрельания, выбросов и удара.

По горно-геологическим условиям и технологии ведения горных работ основные выработки, вскрывающие и соединяющие участки месторождения, проводятся в широтном направлении и попадают в за-

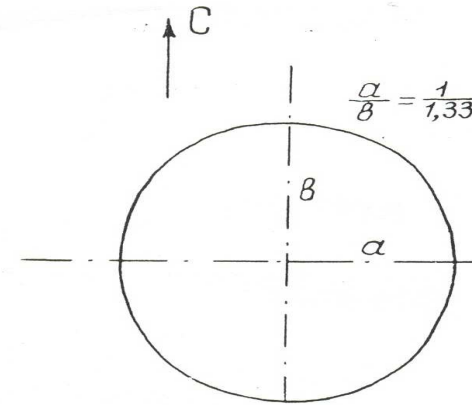
штрихованный сектор, в их кровле концентрируются напряжения и они находятся в неблагоприятных условиях по фактору устойчивости. Для повышения устойчивости этих выработок рекомендуется придать им такую форму сечения, при которой объем хрупкого разрушения породы будет минимальным. Как известно, наименьший объем отслоения породы обеспечивается при шатровой форме поперечного сечения.

Применительно к прочностным свойствам пород и виду напряженно-деформированного состояния массива месторождения, предлагается следующий метод построения шатрового контура выработки. При заданной ширине выработки описывается окружность радиусом R , равным половине ширины выработки. По данным экспериментальных исследований зона хрупкого разрушения неравномерная, в кровле она составляет 0,9 м. И поскольку площадка разрушения породы согласно существующим представлениям проходит под углом $\Theta = \pi/4 - \gamma/2$ к направлению действия максимальных сжимающих напряжений σ_0 , из верхней точки проводятся дуги, образующие шатровый свод под углом $\pi/4 - \gamma/2$ по направлению к стенке выработки. Для того, чтобы упростить контур, стенки горизонтальных выработок скрепляются. Ширина выработки a определяется габаритами транспортного оборудования и должна быть не менее $1,8 R$. Увеличение сечения выработок за счет применения шатрового свода составляет 5–7%.

На рис.48 показано построение устойчивой формы сечения выработок на участках с предельным напряженным состоянием массива пород, угол скалывания равен $\gamma = 35^\circ$.



Снижение напряжений и соответственно повышение устойчивости контура вертикальных выработок достигается также за счет изменения формы сечения. Из вертикальных выработок более устойчивыми по сравнению с выработками круговой формы являются выработки с вытянутой эллиптической или целесообразной формой поперечного сечения. При этом длинная ось эллипса должна иметь ориентировку параллельно вектору тектонических сил, т.е. в меридиональном напряжении (рис.49). Отношение осей выработки должно равняться отношению горизонтальных напряжений в нетронутом массиве или зон трещиноватости вблизи выработок. По данным экспериментальных данных $\alpha + \epsilon = 1,33 : 1$.



Наибольшая эффективность за счет применения рациональной формы сечения достигается при строгом оконтуривании выработки в натуре, что может быть обеспечено применением способа контурного взрывания. Рекомендуемые формы сечений выработок апробированы и внедрены на рудниках месторождения.

6.4. Совершенствование параметров БВР при ведении горных работ

Исследованиями на моделях в натуральных условиях установлено, что при взрыве наибольшая трещиноватость ориентируется в направлении максимального сжатия (рис. 50). Экспериментальные исследования по изучению распространения технологической трещиноватости реометрическим методом показали, что зона трещиноватости неравномерная, имеет ориентированный характер в виде эллипса с соотношением осей (1:1,33). При этом трещиноватость больше ориентируется в горизонтальном направлении.

Вид модели	Схема нагружения	Схема распределения тангенциальных напряжений

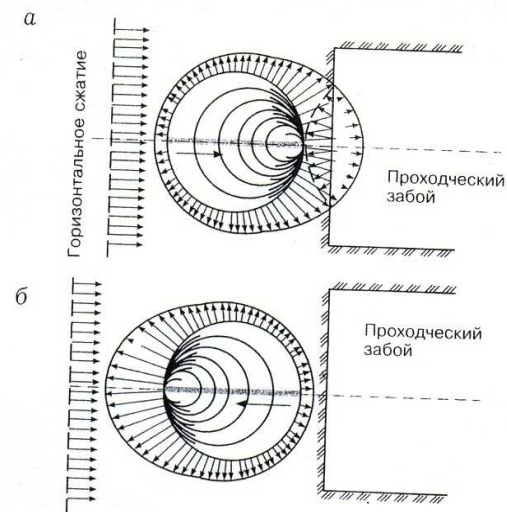
Учитывая такую закономерность в распределении трещиноватости, для более равномерного разрушения (рационального использования энергии взрыва всех шпуров в забое) следует увеличить расстояния между шпурами в горизонтальном направлении. При производстве опытно-промышленных испытаний, рекомендуемых паспортом БВР, расстояние между шпурами в горизонтальной плоскости в зависимости от сечения выработки увеличивали до 5–10 см, при этом число шпуров сокращалось до 2–3 штук на забой, КИШ составил 0,9–0,95.

В выработках, ориентированных навстречу сжимающим тектоническим напряжениям, эффективность буровзрывных работ при тех же паспортах БВР увеличилась на 15%. Это можно объяснить более равномерным распределением напряженного состояния в очистном забое и вокруг шпуров и вследствие этого равномерной зоной дробления пород.

Рекомендации, направленные на совершенствование технологии БВР при проведении горных выработок в условиях рудников месторождения, находят свое воплощение в новых типовых паспортах БВР для всех сечений выработок по всем категориям крепости пород.

Экспериментами доказано безусловное преимущество и безопасность схемы обратного инициирования шпуровых зарядов. Целесообразность обратного инициирования обусловлена тем, что при такой схеме инициирования удлиненных зарядов наиболее интенсивный перед-

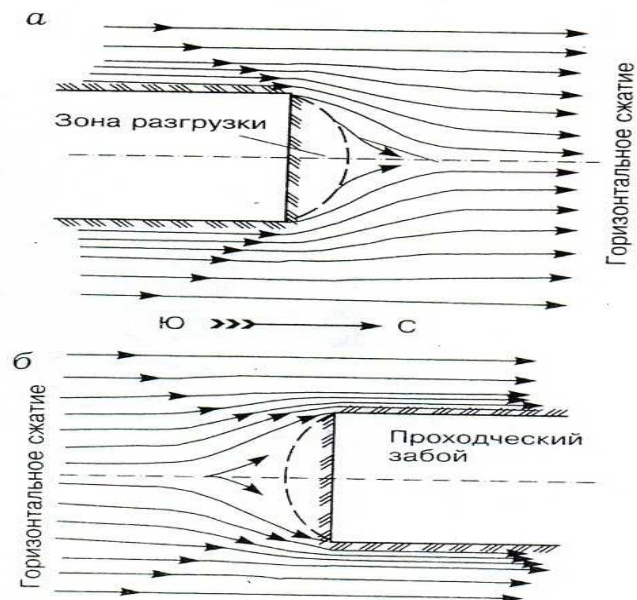
ний фронт взрывной волны удастся направить в сторону свободной поверхности забоя, отражаясь от которой последняя оказывает наиболее разрушающее действие, в особенности при взрыве зарядов во врубовых шпурах (рис. 51а). При прямой схеме инициирования фронт волны направляется в глубь массива, где, не встречая на своем пути свободной поверхности, она рассеивается в неограниченном пространстве (рис. 51б).



В случае, когда направление действия наиболее интенсивного переднего фронта взрывной волны совпадает с направлением действия тектонических сил сжатия, имеет место их взаимное наложение друг на друга и, в результате отрывающее действие взрыва должно усиливаться, что способствует более полному образованию врубовой полости.

Если наиболее интенсивный фронт взрывной волны от взрыва врубовых шпуров и тектонические силы сжатия действуют в противоположных направлениях, происходит их частичное взаимоуничтожение, что отрицательно сказывается на эффективности разрушения массива, полноте образования врубовой полости и, следовательно, на полноте отрыва в целом.

В ходе проведения экспериментальных исследований была сделана попытка выяснить степень влияния напряженно-деформированного состояния массива на полноту отрыва (КИШ) в зависимости от изменения направления проходки по отношению к направлению действия тектонических сжимающих сил (рис. 52).



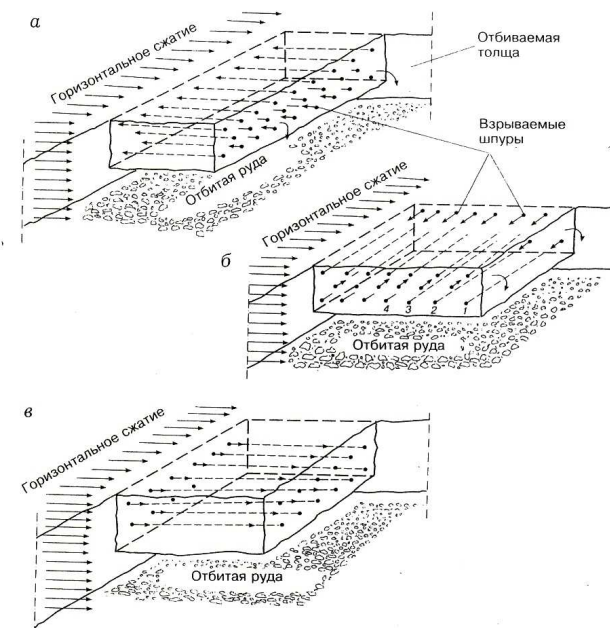
С этой целью проводилось наблюдение при проходке выработок одинакового сечения, в однотипных породах, с использованием идентичных паспортов БВР, но проводимых в разных направлениях: с юга на север и с севера на юг (квершлаг сечением площади $5,8 \text{ м}^2$) и с востока на запад или с запада на восток (откаточные штреки сечением $6,4 \text{ м}^2$). В качестве критерия оценки эффективности БВР принимались длина фактически пройденной выработки при одинаковом числе выполненных проходческих циклов.

Экспериментальные наблюдения полностью подтвердили предположения о влиянии тектонических сил на полноту отрыва. При этом наибольшая протяженность выработки была достигнута при ее проведении с севера на юг, т.е. навстречу направлению действия тектонических сил сжатия массива. Когда направление проходки совпадало с направлением действия тектонических сил, КИШ обычно не превышал $0,7-0,75$, тогда как в первом случае он был не ниже $0,85-0,90$. В случаях строго соблюдения паспортов БВР КИШ, как правило, оказывался не ниже $0,95-1$. В забое штреков, проводимых под прямым углом к направлению действия тектонических сил, существенной разницы между значениями КИШ с изменением направления проходки не наблюдается.

Все это говорит о том, что есть реальные возможности значительного повышения эффективности горнопроходческих работ при проведе-

нии горизонтальных горных выработок на основе учета направления действия тектонических сил в сочетании с рациональной схемой инициирования шпуровых зарядов ВВ и выбором направления проходки.

Что касается очистной выемки, поскольку она ведется в основном с помощью мелко-шпуровой отбойки горизонтальными слоями, параметры отбойки устанавливаются в соответствии с паспортом бурения, разрабатываемым с учетом фактической формы и размеров рудной залежи, а также мощности отбиваемого слоя. В этих условиях достаточно сложно учитывать степень влияния тектонических сил сжатия на качество дробления отбиваемой руды. К сожалению, пока еще достаточно не обоснован и не выбран надежный критерий оценки эффективности отбойки с учетом влияния направления действия тектонических сил горизонтального сжатия. Вместе с тем, визуальные наблюдения и первые эксперименты качества дробления отбитой руды показывают, что выход негабарита при инициировании шпуровых зарядов навстречу направлению действия горизонтального сжатия (рис. 53а). Заметно увеличивается по сравнению со случаем, когда шпуров располагаются к нему под прямым углом (рис. 53б), или когда направление инициирования совпадает с направлением действия сил горизонтального сжатия (рис. 53в).



6.5. К вопросу подготовки и отработки обособленных рудных тел

Анализ параметров технологии выемки обособленных тел показал, что затраты на проведение подготовительных выработок и сроки их проведения чрезмерно увеличиваются, когда схема расположения горно-подготовительных выработок составляется без учета направления тектонических сил и их величин. В одних случаях, когда расстояние между откаточным штреком и контактом рудной зоны принимаются необоснованно больше оптимальной величины, наблюдается удорожание работ в результате значительного увеличения общего объема проходки ортов и заездов. В других случаях, когда эти расстояния слишком близки, резко ухудшается устойчивость массива пород рудоносной зоны, следствием которой является сплошное крепление всех подготовительных выработок и применение усиленной крепи (бетонирование) в сопряжениях.

Величину оптимального расстояния между откаточными выработками и границей очистного забоя рекомендуется определять расчетным путем по формуле:

$$\ell \sqrt{\frac{Sx\delta_{\max}^T(2-\cos\alpha)}{\delta_{\text{отр}}}}, \quad 27$$

где: S – ожидаемая площадь поперечного сечения очистного пространства, м²; δ_{\max}^T – максимальная величина тектонических напряжений в исследуемом районе, МПа; $\delta_{\text{отр}}$ – величина предела прочности пород на отрыв, МПа; d – азимут простирания направления действия максимальных тектонических напряжений, град. Экономическая целесообразность оптимизации схемы подготовки обособленных рудных тел показал на примере отработки участков Северо-Восточный и Кара-Арча (рис. 54,55) и табл. 22.

Таблица 22

Сравнительные данные подготовки обособленных рудных тел.

Показатели	Рудное тело №252		Рудное тело №208	
	По существующей схеме подготовки	По предлагаемой схеме подготовки	По существующей схеме подготовки	По предлагаемой схеме подготовки
Объем проходки, м	96	54	38	42
Стоимость горно-подготовительных работ, руб	11420	6480	13680	5040
Сроки проходки, дней	12	7,0	15	5,4

Данные табл. 22 показывают, что оптимизация схемы подготовки дает значительные экономические выгоды – сокращаются сроки и снижаются затраты на проходку горных выработок.

Опытно-промышленные исследования по разрушению горных пород взрывом в реальных горно-геологических условиях рудников месторождения показали, что максимум трещиноватости при производстве БВР ориентируется в направлении действия максимальных тектонических напряжений, т.е. на юг. Эта закономерность должна учитываться и при выборе направления отработки рудных тел, расчете оптимальных расстояний между скважинами и шпурами в веере, а также и между веерами скважин. Во всех случаях направления силы взрыва при отбойке руды должны совпадать или быть близкими к направлению максимальных тектонических напряжений.

Как показывает опыт отработки участков Кара-Арча и Северо-Восточный применение схемы разработки с магазинированием руды мелкошпуровой отбойкой, происходят интенсивные самообрушения кровли очистного пространства, в результате на этих участках были прекращены добычные работы. Недостатками этого варианта системы разработки являются: невысокая интенсивность отработки запасов магазина, способствующая возрастанию горного давления; необходимость подсечки массива одновременно по всей площади магазина, увеличивающая вероятность обрушения кровли; повышенная опасность в связи с необходимостью пребывания людей в очистном пространстве.

Приемлемым вариантом системы разработки для данных условий является скважинная отбойка руды (вариант системы подэтажного обрушения). Данная система высокопроизводительна и безопасна. Дальнейшее совершенствование этой системы путем использования энергии тектонических напряжений позволяет добиться улучшения качества и кусковатости отбитой рудной массы, снизить объемы рудной массы, снизить объемы бурения и расходы ВВ. Рекомендуется вести фронт очистных работ навстречу направлению действия тектонических напряжений.

По предварительным расчетам использование энергии тектонических напряжений при отработке обособленных рудных тел позволит повысить эффективность буровзрывных работ в среднем на 12–15%.

Заключение

Хайдарканское ртутное месторождение расположено в центральной части Ферганского ртутного-сурьмяного пояса. Геологическое строение поля характеризуется приуроченностью его к мобильной тектонической зоне со сложным внутренним строением.

Многообразия горно-геологических условий участков месторождения, отличающихся высокой изменчивостью параметров и элементов залегания оруденения и определили разделение их на рудники, определили схемы вскрытия, подготовки. Из большого объема проходки более 60% составляет промышленная доразведка из-за исключительно сложного геологического строения месторождения.

Выбор и совершенствование систем разработки ведется в горно-геолого-тектонических условиях, комбинирующихся из трех характеристик:

- степени устойчивости (устойчивые, неустойчивые);
- залегания залежи, градусов – 0-17; 18–35; 35–50; >50;
- мощности оруденения по нормам – до 6; 7–15; >16;

По условиям и месту проявления горного явления в месторождении многообразны в зависимости от физико-механических свойств, структурны особенностей массива, глубины разработки, параметров горных работ и напряженного состояния породного массива.

Тензоры естественных полей напряжений месторождения анизотропны и включают в себя три компонента: гравитационной тектонической и влияния параметра рельефа, изменяющегося по участкам. Измеренные напряжения резко отличаются от аналитических. Горизонтальные напряжения в 7–10 раз превосходят теоретические и действуют меридионально.

В условиях месторождения необходимо применять зональное и поэтапное прогнозирование напряженного состояния породного массива, начиная со стадии разведки, проектирования и в последующем до конца эксплуатации участков при:

- * ведении горных работ в хребтах гор выше их оснований;
- * развития горных работ в породных массивах, проводимых в зоне влияния рельефа;
- * ведение работ вне зоны влияния рельефа с учетом особенностей управления состоянием породного массива вокруг подготовительных и очистных выработок.

Применение принципа оценки и его методов дает возможность:

- создать оптимальный вариант по выбору расположения капитальных и подготовительных выработок;
- производить выбор системы разработки с учетом реальных геомеханических сведений о массиве;
- прогнозировать устойчивость породного массива вблизи подготовительных и очистных горных выработок.

Литература

1. *Мушкетов И.В.* Туркестан. – Т. 1. – СПб, 1915.
2. *Масон М.Е.* К истории добычи ртути в Средней Азии // Народное хозяйство Средней Азии. – №5, 1930.
3. *Сартбаев Т.Т., Имаралиев А.И.* Хайдаркан: прошлое и настоящее // Горный журнал, №10, 2002.
4. Минерально-сырьевая база Кыргызской Республики на рубеже перехода к рыночной экономике. – Бишкек, 1998.
5. Хайдарканский ртутный комбинат. Проект том II, книга 1. Среднезани-процветмет. – Ташкент, 1986.
6. *Абдыкапаров Ч.А., Имаралиев А.И., Мамбетов Т.А., Чунуев И.К.* Эффективность отбойки пород в проходческом забое // Горный журнал, 1990, №6.
7. *Шестаков В.А., Яковлев М.А., Дронов Н.В., Кучкин В.А.* Совершенствование подземной разработки рудных месторождений. – Фрунзе: Илим, 1973.
8. *Шестаков В.А., Яковлев М.А., Дронов Н.В., Кучкин В.А.* Оптимизация разработки рудных месторождений. – Фрунзе: Илим, 1975.
9. *Бутолин М., Парфенов В.П., Бегляков В.Е., Яковлев М.А., Жуков Н.А.* Совершенствование систем разработки Хайдарканского месторождения. // Цветная металлургия, 1976, №6.
10. *Яльмов Н.Г., Рогожников О.В.* Способ отработки рудных залежей в слабых вмещающих породах. Авт. свид. №950917, 1982 г.
11. *Яльмов Н.Г.* Напряженное состояние массива горных пород на Хайдарканском руднике / Напряженное состояние и прочность массива горных пород – Фрунзе: Илим, 1977.
12. *Мамбетов Ш.А., Яльмов Н.Г.* Влияние тектоники на напряженное состояние массива горных пород на территории Киргизии // Исследования по механике скальных пород. – Фрунзе: Илим, 1979.
13. *Яльмов Н.Г., Мамбетов Ш.А. и др.* Результаты сравнительных измерений в массиве горных пород // Измерения напряжений в массиве горных пород. – Новосибирск: Наука, 1973.

14. *Мамбетов Ш.А.* Прогнозирование и контроль напряженно-деформированного состояния массива пород в высокогорных районах – Фрунзе: Илим, 1988.
15. *Мамбетов Ш.А., Абдиев А.Р., Мамбетов А.Ш.* Зональная и поэтапная оценка породного массива Тянь-Шаня. – Бишкек: КРСУ, 2003.
16. *Ялымов Н.Г.* Исследование горного давления при подземной разработке рудных месторождений Киргизии. – Фрунзе: Илим, 1976.
17. *Ялымов Н.Г.* Теоретические основы управления давлением пород при разработке месторождений в горных районах. – Фрунзе: Илим, 1992.
18. *Марышев В.А., Имаралиев А.И.* Горнопроходческие работы на рудниках Хайдаркана // Горный журнал, 2002, №10.
19. *Мамбетов Ш.А., Имаралиев А.И., Чунцев И.К.* Повышение эффективности горнопроходческих и очистных работ на основе учета напряженно-деформированного состояния массива // Горный журнал, 2002, №10.
20. *Ержанов Ж.С.* Теория ползучести горных пород и ее приложение – Алма-Ата: Наука, 1964.
21. *Максимов С.А.* О принципах геоморфологического картирования при морфотектонических исследованиях // Структурная геоморфология горных стран. – Фрунзе: Илим, 1973.
22. *Ржевский В.В., Якобовили О.П.* Количественная оценка сохранности горных пород // Физика горных пород и процессов. – М.: МГИ, 1974
23. *Чунцев И.К.* Прогнозирование напряженно-деформированного состояния массива и разработка рекомендаций по безопасной и эффективной отработке месторождения (на примере Хайдарканского месторождения): Автореф. канд. дисс. – Л., 1988.
24. *Ялымов Н.Т. Ялымов Р.Н.* Управление горным давлением на подземных рудниках Кыргызстана // Горный журнал, 2003, №10.
25. *Ялымов Р.Н.* Оценка напряженного состояния и прогноз удароопасности массива пород Хайдарканского месторождения: Автореф. канд. дисс. – Бишкек, 1997.

Ч.М. Абдыкапаров, А.И. Имаралиев, Ш.А. Мамбетов

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ
ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ
И ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

Редактор *И.С. Волоскова*
Технический редактор *М.Р. Зайнулина*
Корректор *Е.И. Полихова*
Компьютерная верстка *Н.А. Лапиной*

Подписано в печать 16. 04.07. Формат 60×84 ¹/₁₆
Офсетная печать. Объем 7,5 п.л.
Тираж 100 экз. Заказ 356.

Отпечатано в типографии КРСУ
720000, Бишкек, ул. Шопокова, 68