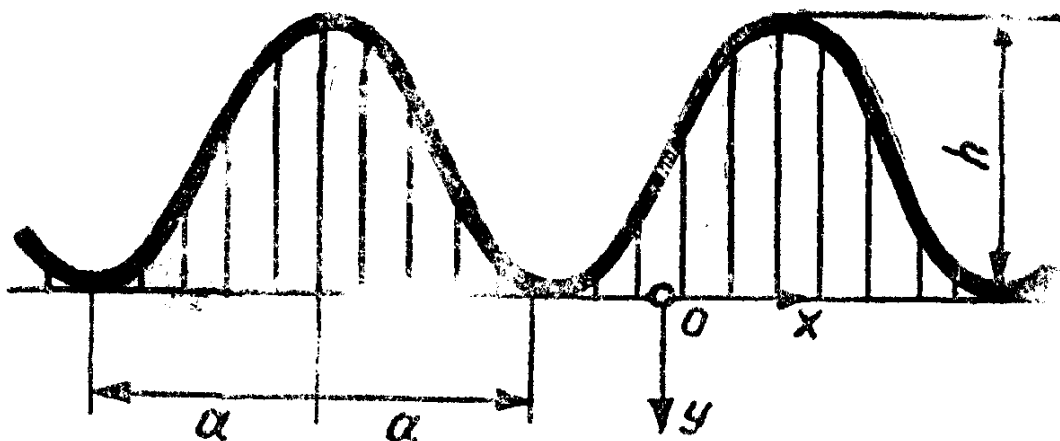


Н. Г. Ялымов

ИССЛЕДОВАНИЕ
ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
КИРГИЗИИ



ИЗДАТЕЛЬСТВО „ИЛИМ“
ФРУНЗЕ 1976

АКАДЕМИЯ НАУК КИРГИЗСКОЙ ССР
ИНСТИТУТ ФИЗИКИ И МЕХАНИКИ ГОРНЫХ ПОРОД

Н. Г. ЯЛЫМОВ

ИССЛЕДОВАНИЕ
ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ
ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ
РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
КИРГИЗИИ

ИЗДАТЕЛЬСТВО «ИЛИМ»

Фрунзе 1976

В настоящей работе обобщены результаты лабораторных и производственных исследований с целью выявления закономерностей проявления горного давления, изучения напряженного состояния целиков различного назначения, поведения кровли камер во времени и влияния технологических операций на устойчивость обнажений горных пород.

Приведены расчетные формулы для определения размеров междукамерных целиков и пролетов камер, охарактеризованы особенности ведения горных работ при отработке небольших рудных залежей, даны рекомендации по выбору и обоснованию оптимальных с точки зрения безопасности и экономичности общих конструктивных элементов систем при подземной разработке в сложных горно-геологических условиях.

*Утверждено к печати Ученым советом
Института физики и механики горных пород
и принято РИСО
Академии наук Киргизской ССР*

Рецензенты: докт. техн. наук *Е. Г. Баранов*,
канд. техн. наук *М. А. Яковлев*

Ответственный редактор *В. Я Степанов*

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение	4
<i>Глава I. Геологическое строение, тектоника и рельеф Киргизии.</i>	7
1. Горно-геологическая характеристика	7
2. Тектоника	17
3. Рельеф	25
<i>Глава II. Системы подземной разработки, устойчивость целиков и пород кровли</i>	31
1. Системы разработки на рудниках Киргизии	31
2. Характер обрушения кровли камер	44
3. Анализ работы опорных целиков в различных горно-геологических условиях	61
<i>Глава III. Особенности проявления горного давления на рудниках Киргизии</i>	83
1. Напряженное состояние целиков при отработке небольших рудных залежей	83
2. Влияние тектоники на напряженное состояние горных пород	110
3. Влияние рельефа на величину горного давления	121
4. Напряженное состояние массива горных пород	133
<i>Глава IV. Определение устойчивых размеров камер и целиков</i>	144
1. Анализ основных факторов, влияющих на устойчивость потолочин	144
2. Определение размеров камер при отработке пологопадающих рудных залежей	156
3. Методы расчета целиков	164
4. Методика расчета целиков при отработке небольших рудных залежей	180
Заключение	193
Литература	198

ВВЕДЕНИЕ

Киргизская ССР занимает ведущее место в стране по производству ртути и сурьмы. На ее территории сосредоточены значительные запасы сырья цветной и редкометальной промышленности. Месторождения этого сырья в большинстве своем представлены рудными телами средней мощности или отдельными изолированными небольшими гнездами, залегающими в сравнительно устойчивых и неустойчивых породах.

Месторождения Киргизии в основном приурочены к Южно-Ферганскому ртутно-сурьмяному поясу, который прослеживается вдоль северных склонов Алайского, Туркестанского и Нуратинского хребтов на протяжении почти 650 км.

Главными рудоконтролирующими структурами Южно-Ферганского ртутно-сурьмяного пояса являются нарушения типа сбросо-надвигов. К их лежащему, реже висячему боку обычно приурочивается ряд связанных между собой ртутных и сурьмяных полей, располагающихся вдоль нарушений в виде линейно-вытянутых цепочек. Это крупный рудный район, тектоническое строение которого характеризуется многочисленными складчатыми и разрывными структурами и широким развитием гидротермальных процессов.

Все эти месторождения находятся в сложных горно-геологических условиях, отличающихся крайне невыдержанными элементами залегания и рудами различного минералогического состава.

Сложные горно-геологические условия затрудняют отработку месторождений, обуславливают большие потери руды в недрах и ее разубоживание, особенно при отработке залежей с неустойчивыми породами висячего бока. Фактические потери руды при разработке месторождений цветных и редких металлов Киргизии в ряде случаев достигают 30—40%. Почти на всех рудниках допускается большое разубоживание руды, которое отрицательно влияет на технико-экономические показатели не только рудников, но и обогатительных фабрик и металлургических заводов.

За последние годы на многих рудниках Киргизии накоплен некоторый опыт применения новых систем разработки, более рациональной технологии горных работ, обеспечивающих снижение потерь и разубоживания руды. Обобщение и распространение этого опыта способствует более полному использованию полезных ископаемых и повышению рентабельности предприятий. Однако добыча руд цветных и редких металлов республики продолжает производиться на месторождениях со все более усложняющимися горно-геологическими и горнотехническими условиями (месторождения Хайдаркан, Кадамджай, Терексай, Улуу-Тоо). Эти месторождения отличаются большим разнообразием форм и условий залегания, свойств пород и методов очистной выемки. Вопросы управления горным давлением для подобных месторождений в достаточной степени не разработаны, а применительно к специфике рудников Киргизии не разрабатывались вообще. Поэтому в настоящей работе приведены результаты лабораторных, производственных и аналитических исследований, направленных на выявление закономерностей проявления горного давления, изучение напряженного состояния целиков различного назначения, поведения кровли камер во времени и влияния технологических операций на устойчивость обнажений горных пород при отработке рудных месторождений Киргизии.

Длительное применение различных вариантов камерно-столбовой системы разработки и систем с магазинированием руды на Хайдарканском, Терексайском, Кадамджайском и других месторождениях показывает, что принятые параметры обнажений пород кровли не всегда обеспечивают устойчивое состояние последних. На многих рудниках обрушение кровли в действующих камерах становится систематическим явлением и представляет серьезную опасность для людей и механизмов. При системах, не требующих присутствия людей в очистном пространстве (система с магазинированием руды и отбойкой глубокими скважинами), обрушения пород всякого бока приводят к недопустимому разубоживанию отбиваемой руды и усложняют весь технологический процесс.

Вопросы устойчивости кровли камер и целиков неоднократно теоретически и экспериментально исследовались. Однако данный вопрос нельзя считать решенным.

Многие теоретические расчетные методы проверены и подтверждены экспериментально. Однако результаты экспериментальных исследований во многих случаях применимы к неширокому диапазону возможных горнотехнических и горно-геологических условий. Исходя из этого, нами поставлена задача

определения устойчивости обнажений горных пород при разработке рудных залежей сплошными и камерно-столбовыми системами разработки в сложных горно-геологических условиях месторождений Киргизии и выявления закономерности проявления горного давления.

Для успешного решения поставленной задачи нами применялся комплексный метод исследований, состоящий из следующих этапов: сбор, обобщение и анализ фактических данных предприятий; натурные наблюдения; лабораторное моделирование, теоретический анализ; производственные эксперименты.

Результаты этих работ и послужили материалом для данной книги, в которой сделана первая попытка обобщения опыта работы подземных рудников Киргизии с учетом горно-геологической обстановки месторождений, рельефа, тектонической картины района и показаны особенности проявления горного давления в этих условиях.

В проведении производственных наблюдений и экспериментальных работ принимали участие инженерно-технические работники рудников Хайдарканского и Кадамджайского комбинатов и сотрудники руководимой автором Лаборатории устойчивости обнажений горных пород Института физики и механики горных пород АН Киргизской ССР: старший инженер А. Е. Аймаутов, младшие научные сотрудники Б. М. Недорезов, О. В. Рогожников, аспирант В. Е. Бегляков, инженеры М. М. Зайончковский и Н. А. Казыдуб, которым автор выражает глубокую благодарность.

ГЛАВА I

ГЕОЛОГИЧЕСКОЕ СТРОЕНИЕ, ТЕКТОНИКА И РЕЛЬЕФ КИРГИЗИИ

I. Горно-геологическая характеристика

Геологическое строение участка земной коры, который занимает современная Киргизия, очень сложно. Большинство хребтов составлены породами допалеозойского и палеозойского возраста, а межгорные впадины выполнены мезозойскими и кайнозойскими отложениями. Согласно тектонической схеме, палеозойские складчатые комплексы Тянь-Шаня на севере ограничены древними структурами Джунгарского, а на юге — Таримского стабильных массивов. Структурной осью Тянь-Шаня является каледонская складчатая система, к северу и югу от которой располагаются соответственно «северные» и «южные» герциниды [18].

Каледонская складчатая система Тянь-Шаня, начинаясь в восточных его районах, протягивается через всю территорию Киргизии в направлении, близком к широтному, затем структуры ее приобретают северо-западное, а в пределах Казахстана и субмеридиональное простирание и прослеживаются затем в горах Каратау, Улутау и в районе Кокчетава. Граница каледонид и «южных герцинид» представлена системой разломов. Таким образом, Тянь-Шань, взятый в целом, обнаруживает отчетливую зональность, определяющую основные черты его геологического строения.

К Северо-Тяньшаньской складчатой системе относятся каледониды, распространенные на территории, занятой северными горными цепями Тянь-Шаня, а также в фундаменте межгорных впадин. Они выделяются широкими полями развития осадочных, метаморфических и изверженных пород допалеозойского и нижнепалеозойского возрастов. Средне- и верхнепалеозойские отложения и интрузии имеют относительно небольшое распространение.

Нижний структурный этаж северо-тяньшаньских каледонид сложен различными гнейсами, кристаллическими и амфиболовыми сланцами и относительно редкими мраморами и амфиболитами. Наиболее крупные поля метаморфических

толщ известны в районах Актюза, Боорды, Сусамырском и Киргизском хребтах [18, 22].

В основании геосинклинальных прогибов залегают продукты вулканических излияний основного состава—спилиты, диабазы, их туфы, возраст которых считается раннекембрийским. Мощность их в Киргизско-Терскейском прогибе достигает 2000—3000 м, в других прогибах — 1000 м, а в краевых частях срединных массивов — первых сотен метров. Выше залегают своеобразные вулканогенно-осадочные и осадочные толщи, содержащие местами окаменелости среднего кембрия — низов нижнего ордовика. Среди них помимо вулканокластических пород (базальт андезитовой формации) весьма широко представлены характерные грубые, глыбовые известняковые конгломераты, зелено-серые и красноватые полимиктовые и вулканомиктовые песчаники, алевролиты, ассоциирующие местами с кремнистыми сланцами и массивами известняковых рифов. Наличие среди кембро-ордовикских отложений грубообломочных осадков, их полимиктовый состав, присутствие оползневых текстур, широкое развитие рифов — все это свидетельство высокой подвижности и начала дифференциации Северного Тянь-Шаня. Интрузии орогенного периода развития в Северном Тянь-Шане образуют сравнительно небольшие тела. Наиболее ранние из них, гранитоидные по составу, связаны с девонскими излияниями, входят в состав соответствующих вулканоплутонических комплексов. Среди верхнепалеозойских интрузий выделяются массивы габбро-монзонитов, щелочных сиенитов и сиенитов, а также наиболее поздних гранофилов и аляскитов.

В Северном Тянь-Шане известны месторождения и рудопроявления полиметаллов, меди, олова, золота, молибдена и других редких металлов [18]. Промышленное значение имеют полиметаллические и редкометальные месторождения, связанные с поздним магматизмом орогенного этапа. Большие запасы арсенопирита и серного колчедана заключены в неэксплуатируемых месторождениях горного обрамления Талаской впадины.

Складчатые сооружения Южно-Тяньшаньской системы имеют длительную и сложную историю становления, но ведущее место среди них принадлежит герцинским складчатым комплексам. Границей между Северным и Южным Тянь-Шанем служат системы глубинных разломов. В северной части Южно-Тяньшаньской системы располагается складчатая область Срединного Тянь-Шаня. Своеобразие геологического строения этого района обусловлено тем, что в раннем палеозое его территория по характеру развития представляла со-

бой периферию каледонской геосинклинальной системы Северного Тянь-Шаня и входила в силурийское поднятие. В течение среднего и позднего палеозоя она была поглощена прогибом и составляла периферию Фергано-Кокшаальской герцинской геосинклинали. Поэтому в строении Срединного Тянь-Шаня нашли отражение события, происходившие в соседних геосинклиналях.

Другим важным обстоятельством является относительно неглубокое залегание гнейсового фундамента. Гнейсы, кристаллические сланцы, амфиболиты, мраморы, составляющие древнее основание Срединного Тянь-Шаня, практически не отличимы от аналогичных толщ Северного Тянь-Шаня ни по составу, ни по положению в разрезе. Как и на севере, они прорваны древними разновозрастными интрузиями, среди которых преобладают гранитоиды. Выходы дорифейского гнейсового комплекса имеются в долине Сарыджаза, верховьях Нарына, верховьях Чаткала. Наиболее значительный из них — Сарыджазский — представляет собой крупный блок, в пределах которого развит очень просто дислоцированный маломощный (около 2500—2000 м) покров отложений верхнего докембрия и нижнего палеозоя.

Гнейсовое основание в ряде мест перекрыто толщей кислых эффузивов, условно относимых к верхнему рифею. Нижняя, допалеозойская, его часть сложена песчаниками, сланцами, конгломератами. Углисто-кремнистые, глинисто-кремнистые и глинистые сланцы включают местами пачки известняков и доломитов. В конце девона и раннем карбоне опускания охватывают весь срединный Тянь-Шань, за исключением Сарыджазского блока, и дальнейшее его развитие происходит под воздействием событий в Фергано-Кокшаальской герцинской геосинклинали. Металлогеническая специализация Срединного Тянь-Шаня определяется прежде всего наличием бедных, но крупных по запасам, магнетито-гематитовых руд и ванадиеносных с молибденом углисто-кремнистых сланцев нижнего палеозоя. В Чаткальской зоне известны позднепалеозойские скарновые медно-золотые месторождения, а также проявления и небольшие месторождения вольфрама, золота, полиметаллов в скарнах и жилах. В известняках и доломитах нижнего карбона Кавакской зоны заключены многочисленные, но сравнительно небольшие проявления полиметаллических руд.

На юго-западе Киргизии располагаются складчатые сооружения Чаткало-Кураминской области. В бассейне р. Кассан известны выходы гранитово-сланцевых сланцев, мраморов и амфиболитов, которые помещаются в нижнем палеозое.

Отложения нижнего силура представлены толщей сланцев, содержащих прослой и линзы известняков и покровы андезитовых и андезит-дацитовых лав и туфов. В долине Сусамыр, где находится самое крупное поле выходов нижнего силура, отложения его образуют простую брахиоморфную антиклиналь.

Структура Чаткало-Кураминской области складчато-глыбовая. Здесь широко развиты грабен-синклинали, горстантиклинали. Особенности структур и формаций, изменчивость мощностей и стратиграфического объема разрезов палеозойских отложений, наличие выступов древнего фундамента свидетельствуют о длительном геоантиклинальном характере развития этой области. Интрузивный магматизм здесь многоэтажен и во времени связан с импульсами ее воздымания. Среди интрузий преобладают герцинские магматические тела, представляющие собой главным образом различные формации гранитоидного ряда.

Вулканическими и поствулканическими процессами в рассматриваемой области обусловлено возникновение многочисленных проявлений руд золота, полиметаллов, редких металлов. Промышленное значение имеют руды сурьмы и свинца.

Герциниды Фергано-Кокшаальской складчатой области обнажены в хребтах системы Туркестано-Алая, Ферганском, Атбашинском, Кокшаальском и др. В их строении преобладают отложения среднего и верхнего палеозоя, а отложения нижнего палеозоя имеют очень незначительное развитие.

Фергано-Кокшаальская складчатая область богата проявлениями разнообразных полезных ископаемых. Промышленное значение здесь имеют месторождения ртути, сурьмы, свинца.

Проявления сурьмяно-ртутной минерализации типичны для всей территории, но основное их сосредоточение отмечается в пределах так называемого Южно-Ферганского сурьмяно-ртутного пояса [58]. На востоке области выявлены перспективные месторождения оловянных руд, связанные с контактовыми зонами верхнепалеозойских турмалиновых гранитов.

Из краткого геологического обзора видно, что Киргизия, благодаря своим богатейшим природным ресурсам, имеет большое количество различных месторождений. Прежде всего рассмотрим некоторые месторождения ртутно-сурьмяного пояса.

Южно-Ферганский ртутно-сурьмяный пояс прослеживается вдоль северных склонов Алайского, Туркестанского и Нуратинского хребтов. Это крупный рудный район, харак-

теризующийся широким развитием гидротермальных процессов.

Главными рудоконтролирующими структурами Южно-Ферганского ртутно-сурьмяного пояса являются нарушения типа сбросо-надвигов, к их лежащему, реже висящему боку приурочивается обычно ряд связанных между собой ртутных и сурьмяных полей, располагающихся вдоль нарушений в виде линейно-вытянутых цепочек. Тектоническое строение этого пояса характеризуется наличием многочисленных складчатых и разрывных структур и широким развитием гидротермальных процессов.

Одним из основных месторождений этого района является Хайдарканское. Оно расположено в центральной части Южно-Ферганского ртутно-сурьмяного пояса, представляет собой сложную складчатую структуру, вытянутую в широтном направлении вдоль подножья хребта Катрен-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 Курук-Тау.

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

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 широким распространением пользуются карбонные отложения, которые и вмещают рудные тела. Разрез карбона начинается массивными темно-серыми и серыми грубослоистыми известняками. Мощность карбона переменная: от 200 до 900 м. Мощность известняков изменяется: в северной части рудного поля уменьшается до 10 м, к югу увеличивается до 600 м.

Отложения виле сменяются слоистыми известняками. Для них характерно наличие послойных кремнистых конкреций. 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 бокситовых глин. Известняковая толща сменяется слан-

цами, песчаниками и конгломератами, часто с линзами и пропластками известняков мощностью от 150 до 400 м.

Из изверженных пород развиты преимущественно жильные разности (дайки диабазового порфирита, кварцевого порфира и др.). Монцитосиениты, 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 (рис. 1): 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 сдавленной антиклинали, погружаются в западном направлении; крылья этих складок сложены широтными надвигами, падающими к северу, и оперяются большим количеством трещин ско-

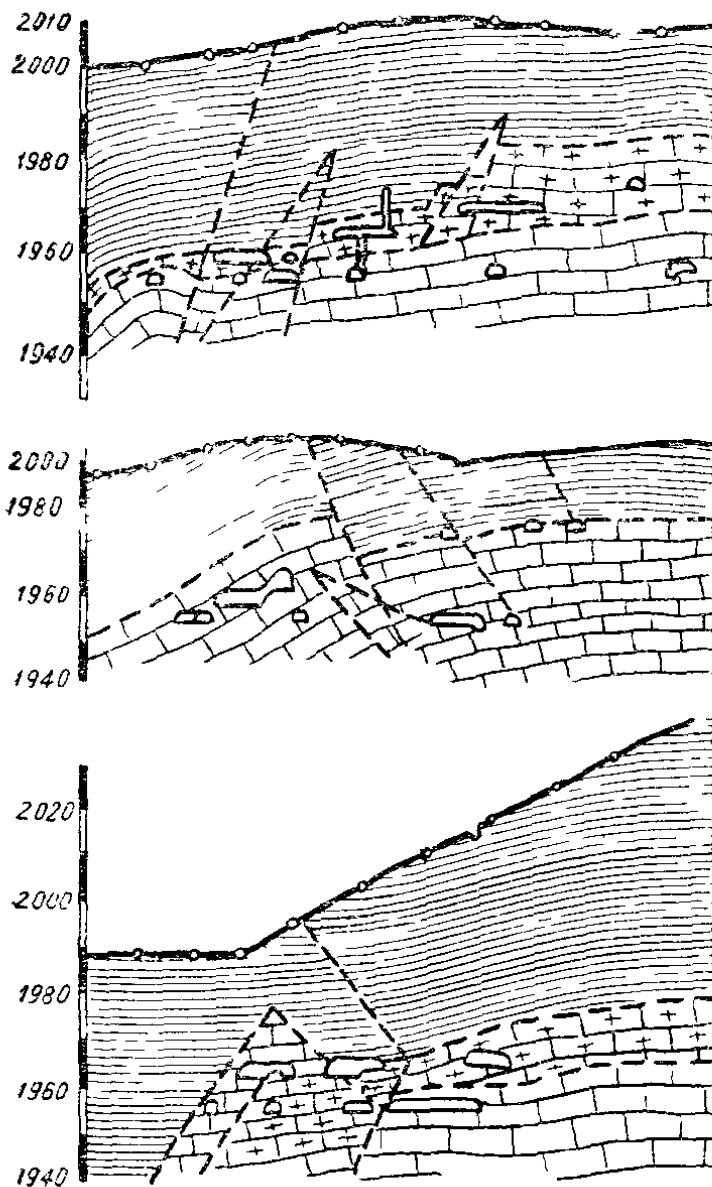


Рис. 1. Геологические разрезы одного из рудных полей Хайдарканского месторождения.

ла, 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 этими разломами 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 Ишметаусским надвигом, по которому с севера сланцы среднего палеозоя надвинуты на рудовмещающие известняки карбона. С южной стороны условная граница месторождения проходит по Долинному сбросу.

Разведкой последних лет 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 рудоотложения 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 к осевым частям, а иногда к местам их переклиналиных замыканий. Необходимо отметить наличие на месторождении многоярусного 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 верхнесилурийскими 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 скользяния, наличие складок малого радиуса, наличие крутопадающих рудораспределяющих трещин в сочетании с пологими трещинами, наличие повышенной трещиноватости и пористости во вмещающих породах). Основные схемы локализации оруденения показаны на рис. 2. Скопления рудного минерала (киновари) обычно встречаются в известняках и джаспероидах, реже в сланцах.

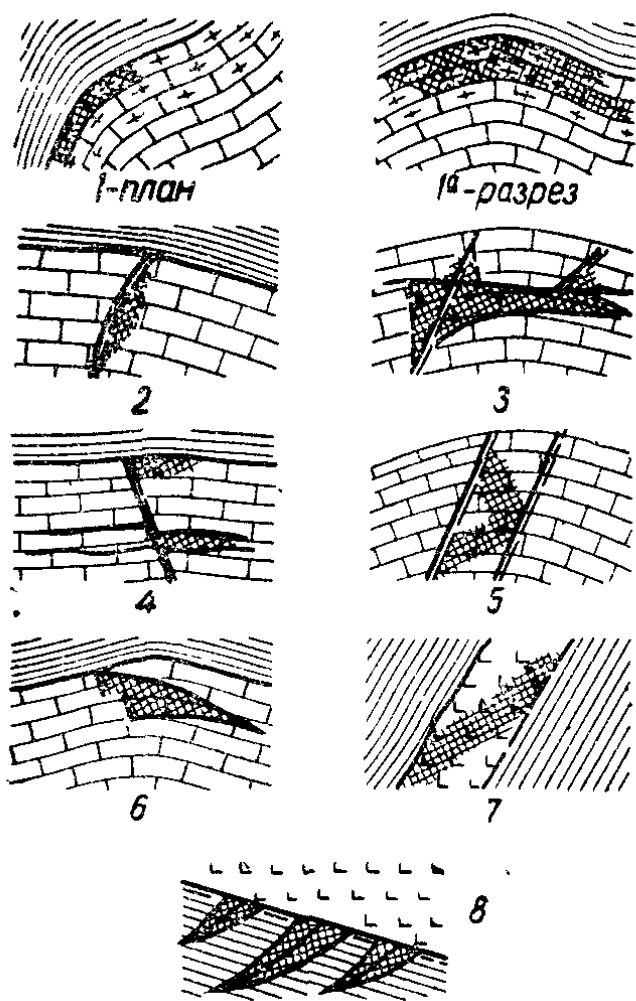


Рис. 2. Схема рудопроявления.

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, гончайшими 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.

В северных предгорьях Алайского хребта расположено другое ртутное месторождение Киргизии — Чау-

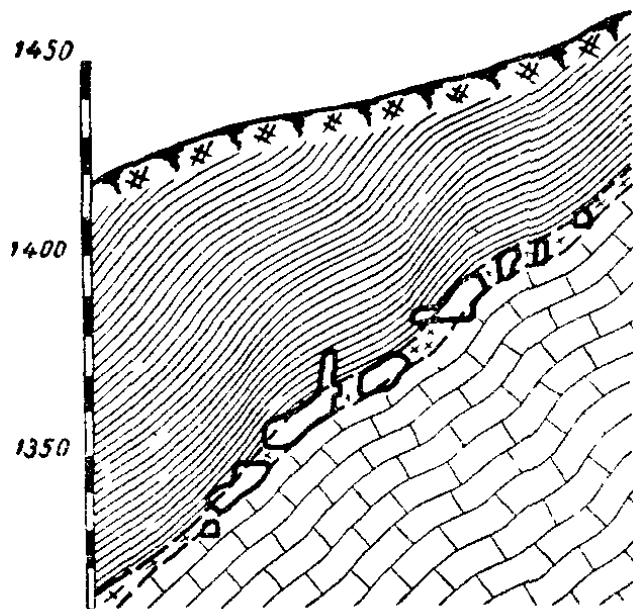


Рис 3 Геологический разрез поля
Чаувайского месторождения

вай. Район месторождения сложен породами нижнего и среднего карбона.

Месторождение представлено серией разобренных рудных участков на которых породы (известняки и сланцы) вмещают ртутную, сурьмяно-ртутную и мышьяковую минерализацию различной промышленной ценности (рис. 3). Наиболее продуктивными в промышленном отношении являются участки Толубай-Кыштау, Кош-Ункур, Чильтан, восточная часть Чат-Мазара. Большая часть ртутного и сурьмяно-ртутного оруденения локализуется в кремнистых и карбонатно-кремнистых брекчиях, залегающих в зоне контакта известняков со сланцами среднего карбона. Кроме контактовых брекчий на некоторых участках встречаются рудоносные внутриформационные брекчии, приуроченные к зонам межпластового дробления известняков — Сарт-Истаган, Джидасай, Кош-Ункур, Чильтан, Чат-Мазар. На этих участках распространены в известняках рудоносные брекчии трения, залегающие вдоль зон тектонических разломов широтного и северо-восточного простирания или на сопряжении широтных и северо-восточных дизъюнктивов.

Рудные тела на месторождении делятся на два типа. контактовые и тектонические. Элементы залегания рудных тел первого типа различны: углы падения от 20—30 до 70—80°, мощность, как правило, не превышает 8 м (8 м в антиклинальных и 0—1 м в синклинальных перегибах). Длина рудных гнезд 25—40 м.

Мощность рудных тел второго типа от 2—4 до 10—12 м. Они имеют длину по простиранию 80—100 м и, как правило,

крутое падение — $75-90^\circ$. Такие тела обычно делятся на блоки, длина которых не превышает 20—30 м.

Характерной особенностью рудопроявления является весьма неравномерное распределение ртутного оруденения в брекчиях, особенно карбонатно-кремнистых. Резкие колебания в содержаниях ртути фиксируются здесь даже на протяжении 2—3 м.

Рудовмещающие породы представлены трещиноватыми кремнистыми и кремнисто-карбонатными брекчиями крепостью 10—16 по шкале проф. М. М. Протодьяконова *. Вмещающие породы — слабоокварцованные тонкослоистые углисто-глинистые сланцы со средней крепостью 6—8, неустойчивые при небольшом обнажении; на контакте с рудовмещающими породами — окварцованные средне- и толстослоистые известняки крепостью 10—12 сравнительно устойчивые.

Месторождение Сымап расположено в полосе верхнедевонских отложений южного склона гор Алтын-Бешик. Характерной особенностью месторождения является выделенная вблизи Сымапского и Широкого надвигов зона сильно брекчированных и минерализованных известняков.

В геологическом строении месторождения принимают участие породы девонского возраста, сложенные главным образом известняками с редкими прослоями сланцев и песчаников. Значительная площадь покрыта современным делювием. Четвертичные отложения развиты довольно широко и представлены в основном делювием склонов. Мощность отложений не-

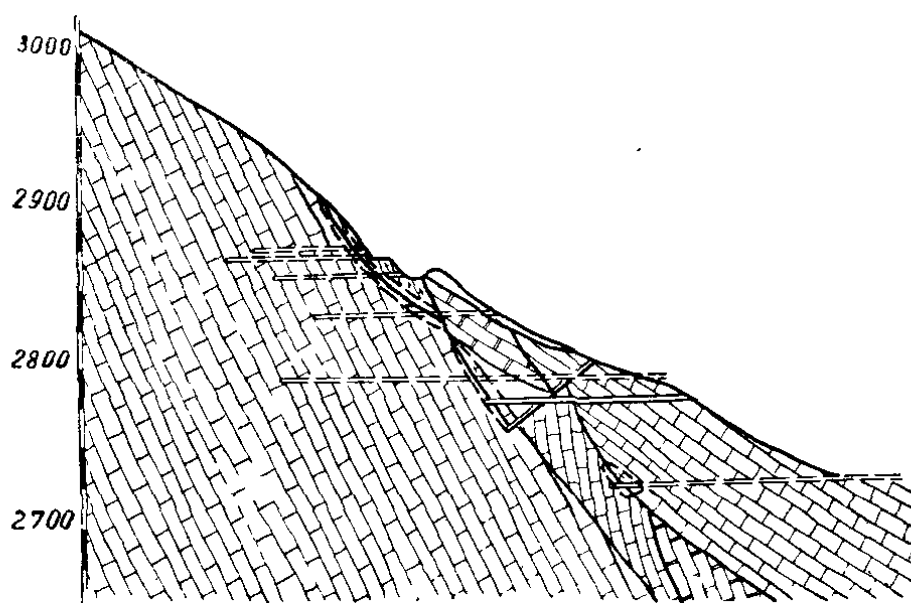


Рис. 4. Геологический разрез месторождения Сымап.

* Здесь и далее крепость пород дается по шкале проф. М. М. Протодьяконова.

постоянна: на водоразделах она невелика — 0,5—1,0 м, на склонах, особенно в нижних частях, достигает 10 м, иногда 20 м.

Наибольшим распространением здесь пользуются опрокинутые к северу складки и сброснадвиговые нарушения широтного простирания и южного падения. На рис. 4 приведен геологический разрез месторождения.

Месторождение Сымап относят к типу трещинных и гнездовых месторождений в открытых структурах, простых по минеральному составу. Рудоконтролирующими структурами являются три крупных разрывных нарушения. Вдоль них протягиваются узкие зоны, в которых и сосредоточена основная масса оруденения месторождения. Рудные тела обычно сложены доломитами и известняками, вмещающими многочисленные прожилки и гнезда карбоната с вкрапленностью, прожилками, гнездами, просечками кристаллической киновари [22].

Рудные тела представлены утолщенными линзами или эллипсоидами небольших размеров. Почти все они ориентированы параллельно плоскостям нарушений. Мощность рудных тел изменяется от 0,2 до 4—5 м.

Таким образом, геологическое строение Киргизии и отдельных месторождений довольно сложное. Здесь широко развиты как складчатые, так и разрывные нарушения. Основными рудоконтролирующими структурами месторождений являются различные по масштабу нарушения, образовавшиеся вследствие тектонических процессов.

2. Тектоника

Современный Тянь-Шань сформировался в результате длительной истории развития земной коры. Последовательность напластования горных пород, характер их залегания, а также ископаемая фауна позволяют восстановить основные этапы истории развития земной коры в пределах Киргизии [18]. В кембрийский период на территории Киргизии было море. Ордовикский период во многом напоминает кембрийский.

Коренные изменения физико-географических условий и обновление фауны произошли в силурийском периоде. В это время территория, занятая теперь хребтами Таласским, Киргизским, Терской и Кунгей Алатау, испытывала поднятие и денудацию. К югу от этой зоны, там, где сейчас протянулись Туркестанский, Зеравшанский, Алайский хребты, было море, и вся эта область испытывала погружение. В девоне в результате неокаледонской складчатости произошло поднятие суши и отступление моря по всей территории Киргизии. В это время

были заложены основные структуры северной зоны Тянь-Шаня. После небольшого перерыва здесь вновь наступил геосинклинальный режим.

Позднегерцинскими тектоническими движениями во второй половине перми было в основном завершено формирование палеозойских структур Тянь-Шаня [82]. К этому времени Тянь-Шань представлял равнинную страну, отличающуюся спокойным платформенным режимом. Осадконакопления в её пределах, за исключением участков локальных прогибов, не происходило.

Широкое развитие приобрели процессы образования кор выветривания.

Следовательно, начиная со второй половины перми-триаса, территория современной Киргизии входит в состав обширной платформы, существовавшей до конца палеогена.

Молодая платформа по особенностям тектонического режима относилась к числу подвижных. В позднем триасе начали появляться невысокие пологие поднятия и болотистые озерные котловины. В конце палеогена — начале миоцена воздымания охватывают всю территорию будущей горной страны Тянь-Шаня. На севере и юге страны начинается формирование расчлененного рельефа и отложение в его понижениях красноцветных обломочных толщ.

В плиоцене процесс дифференцированного поднятия страны получает дальнейшее развитие; четко обособливаются такие формы тектонического по своей природе рельефа, как межгорные впадины — прогибы и разделяющие их хребты — поднятия. Новое значительное усиление поднятий, приведшее к созданию практически всех основных черт современного рельефа Тянь-Шаня, приходится на конец плиоцена — раннечетвертичное время.

В современном периоде в Тянь-Шане одним из главных факторов рельефообразования являются тектонические подвижки, происходящие в основном по разломам и трещинам. Деформации, наблюдаемые в речных террасах, на склонах гор, нарушения в береговых линиях и других элементах рельефа показывают, что и в настоящее время продолжают тектонические движения, иногда значительные по силе.

Неравномерное распределение в пространстве скорости тектонических движений и скорости деформаций земной коры вызывают изменение величины напряжений.

Тектонические поля напряжений неоднородны и зависят от многих факторов, среди которых большое значение имеют тектонические разрывы. Появление новых разрывов существенно изменяет поле напряжений. Около разрывов существуют об-

ласти, в которых напряжения в 2—3 раза выше, чем вне нарушений [21]. Напряжения достигают максимальных значений у плоскости сброса, причем около него величина напряжений стремится к бесконечности. Вполне естественно, что бесконечно большие напряжения горная порода выдерживать не может, она разрушается. Этим объясняется наличие у некоторых разрывных нарушений зоны перемятых, раздробленных пород. Те напряжения, величина которых меньше предела прочности пород, по-видимому, могут сохраняться в массиве и поддерживаться современными тектоническими движениями. Таким образом, разгрузка массива в результате трещинообразования и явлений релаксации не приводит к полному исчезновению тектонических напряжений.

Изучение деталей строения тектонических полей напряжений, в том числе их зависимости от разрывов, имеет большое теоретическое значение, так как является одним из главных путей выяснения напряжений действия тектонических усилий и оценки их величины.

Исследованиями, выполненными многими авторами [20, 94], установлено, что в разных районах земного шара направления главных напряжений неодинаковы. Различны и соотношения между осями напряжений и простиранием тектонических зон. Оси современного поля напряжений могут быть самым различным образом ориентированы по отношению к простиранию тектонических зон, складок и разрывов, сформировавшихся в далеком геологическом прошлом при другом напряженном состоянии. Следовательно, простирание древних складок и разрывов не всегда может служить указанием ориентировки современных осей напряжений. Современные напряжения, измеренные в выработках рудников и шахт, отражают в определенной степени локальные условия, однако интерпретация получаемых результатов должна проводиться с учетом перечисленных общих закономерностей.

Таким образом, массив горных пород находится в сложном напряженном геостатическом и геодинамическом состоянии. Геодинамическое поле напряжений обусловлено древними и неотектоническими движениями. Величины напряжений определяются как структурными особенностями района, так и структурными элементами отдельных участков последнего. Детальное исследование этих структур позволит правильно оценить результаты инструментальных измерений. С этих позиций рассмотрим районы Кадамджайского и Терексайского месторождений.

Строение Кадамджайского района характеризуется многочисленными складчатыми и разрывными структурами несколь-

ких порядков, входящими в состав северных предгорных поднятий Алайского горного массива

Главной структурной единицей района является антиклинальная структура гор Ак-Таш — Арпалык — Боорды — Каузан, к северу от нее прослеживается полоса песчано-сланцевых отложений. Указанная структура на всем протяжении рудоносна.

Современная форма структуры имеет вид асимметричной антиклинальной складки, сильно осложненной более мелкими как складчатыми, так и разрывными нарушениями. На значительных участках в ее средней части она представлена моноклиной, у которой хорошо развито южное крыло, а северное — редуцировано.

Северный контакт известняковых массивов структуры повсеместно тектонически Антиклиналь Ак-Таш — Арпалык — Боорды — Каузан, в свою очередь, состоит из более мелких складок. Из них хорошо изучена антиклинальная структура известнякового массива горы Ак-Таш, к западному переклиналильному замыканию которой приурочено месторождение Кадамджай (рис 5).



Рис 5 Схематический разрез района Кадамджайского месторождения

Северная сланцевая полоса более простая. Ее южной границей служит разлом, ограничивающий с севера Акташскую известняковую гряду, северной — зона Северо-Катранского взброснадвига.

Южная сланцевая полоса располагается между известняковыми массивами хребтов Катран и Ак-Таш — Боорды — Каузан. Северную границу полосы проводят вдоль зоны тектонического нарушения (Южноакташский взброс), а юж-

ную — по подножию хребта Катран, где фиксируется значительное по масштабу разрывное нарушение.

На всем протяжении полосы породы смяты в широтные мелкие складки. Из них выделяются джидалинская антиклиналь, представляющая собой сильно сжатую складку с оборванным северным крылом. Южное крыло большей частью погружается круто под углом 50—70 м и уходит под моноклиналь хр. Катран. По мере удаления от ядра складки углы падения пород, как правило, выполаживаются. Разрывные нарушения тесно связаны со складчатыми структурами и отличаются большим разнообразием как по своей морфологии, так и по условиям и времени возникновения. Выделены следующие группы нарушений:

а) Широтные взбросы-надвиги.

Наиболее крупным нарушением этого типа является Северо-Катранский взбросонадвиг протяжением более 100 км. Падение его южное крутое, от 70—80 до 90°. В нескольких случаях отмечается изгиб плоскости нарушения, простираение его при этом меняется от почти широтного до юго-восточного, с небольшим выполаживанием по падению.

б) Широтные сбросы.

Тип выделен условно, так как на поверхности нигде отчетливо не прослеживается, и существование этих сбросов предполагается лишь по наличию даек диабазовых порфиритов, группирующихся в широтно вытянутые цепочки. Столь четко выраженное линейное расположение даек заставляет предполагать приуроченность их к каким-то крутопадающим разрывным структурам. Тщательное изучение показывает, однако, полное отсутствие следов нарушения пород между соседними дайками. Остается предположить, что дайки внедрялись вдоль глубоко заложенных сбросов, генетически обусловленных описанными выше краевыми разломами, возникшими на первых этапах варисской орогении. На последних её этапах они оказались перекрытыми чешуйчатыми надвигами, поэтому дайки лишь в отдельных участках смогли «пробить» породы надвиговой толщи, образовав серию обособленных тел, на первый взгляд как будто бы не связанных с разрывными нарушениями.

в) Пологие чешуйчатые надвиги.

Это одно из самых характерных нарушений описываемого района, определяющее основные черты его строения. Развита главным образом непосредственно в пределах Кадамджайского рудного поля. Возникли на последних этапах варисского орогенеза из крутопадающих краевых разломов и оперяющих их трещин скола под давлением масс с юга.

Общее падение надвигов южное. С глубиной они выкручиваются (до 50—60° и более), а ближе к поверхности резко выполаживаются — вплоть до обратного северного падения. Движение происходило в общем с юга на север и только в районе Западного рудного поля отмечается запрокидывание мелких складок к северо-востоку и даже к востоку. Последнее происходило, по-видимому, под влиянием погруженной части известняковой гряды Ак-Таш, игравшей роль жесткого упора, сдерживавшего надвигание и вызвавшего перемену направления движений по плоскостям пологих чешуйчатых надвигов.

г) Косые (диагональные) крутопадающие нарушения.

Эти нарушения играли первостепенную роль в распределении оруденения, к ним тяготеет большая часть выявленных рудопроявлений Кадамджайского рудного района. К этому типу относятся Мамаксайский, Северный, Карабийский и другие взбросы. Простираются восток—юго-восточное, близкое к широтному, падение на юг и юго-запад под крутыми углами: от 70 до 80—85°. В западной части первые два нарушения соединяются с зоной Северо-Катранского взбросо-надвига и являются по отношению к нему трещинами оперения. В длину взбросы прослеживаются на расстояние от 3—4 до 7—8 км. Амплитуда перемещения пород по ним довольно значительная, местами превышает 500—600 м. Кроме перечисленных основных групп тектонических нарушений в пределах Кадамджайского рудного района установлено еще несколько систем более мелких трещин. Эти мелкие нарушения развиты вдоль крупных краевых разломов и новых нарушений.

Терексайская антиклиналь осложнена разрывами, из которых наиболее типичными являются согласные надвиги и взбросы западного крыла и поперечные широтные взбросы, пересекающие складку. На периклинальных замыканиях разрыв захватывает и восточное крыло. С этим разломом сопряжено образование кварцевого тела, несущего сурьмяное оруденение, т. е. образование собственно месторождения.

Наиболее крупными представителями разломов второго типа являются сбросы саев Глубокого и Чалпак, пересекающие складку в широтном направлении и делящие ее, а вместе с ней месторождение, на три участка: Северный, Центральный и Южный. Центральный участок по отношению к Южному и Северному несколько опущен (рис. 6).

Структура сурьмяного месторождения Терексай обусловлена становлением и развитием главной Терексайской антиклинали в течение Байкальского, Каледонского и Герцинского циклов тектогенеза. Во время первого из них произошло формирование антиклинальной складки, которая в последующий

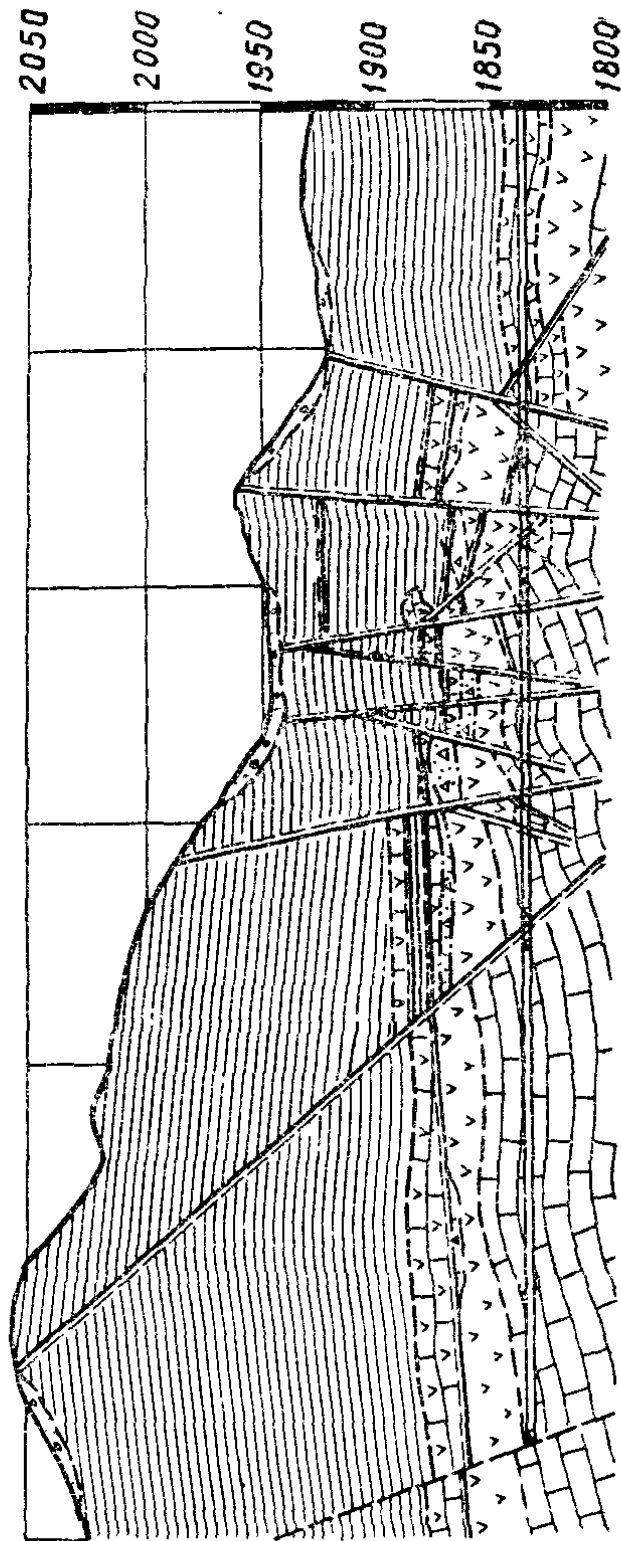


Рис. 6. Тектонические нарушения в районе месторождения Терексай.

цикл была осложнена разрывными нарушениями и прорвана интрузиями.

Терексайская антиклиналь имеет асимметричное строение. Пласты грубослоистых мраморов на северо-восточном крыле падают под углом $40-80^\circ$, а на юго-западном — $20-40^\circ$. Шарнир складки погружается на юго-восток под углом $25-35^\circ$. Северо-восточное крыло складки по падению переходит во флексурный перегиб в 250—260 м от оси складки. Юго-западное крыло антиклинали сохраняет пологое падение на значительном удалении от осевой поверхности.

В пределах описываемого месторождения выделяются следующие крупные тектонические разрывные нарушения:

1. Разломы широтного простирания, куда относятся Северо-Кассанский надвиг, Актамджольский и Широтный разломы, Одиночный, Осевой, Крутой и Нижний взбросы.

2. Разломы меридионального и северо-западного простирания: Западно-Терекский разлом, Восточно-Терекский разлом — I и Восточно-Терекский разлом — II. Северо-Кассанский надвиг отделяет месторождение от Кассанского грабена. Плоскость надвига имеет крутое ($60-75^\circ$) падение в северном направлении. Вертикальная амплитуда 1200 м.

Среди крупных тектонических нарушений следует упомянуть взброс Широкий, прослеживающийся на 800 м. На западе он сопрягается с Актамджольским разломом, представляет собой мощную зону перемятых рассланцованных пород. Подвижки по зоне разлома возобновлялись, на что указывает локализация внутри зоны как отдельных сульфидных тел, так и отдельные смещения жил при более молодых подвижках. Широтный взброс является важнейшей структурой, контролировавшей распределение оруденения.

Взбросы Одиночный, Новый, Осевой, Крутой и Нижний имеют крутые плоскости, падающие на северо-запад. Каждый последующий южный блок опущен по сравнению с северным. Они также играли значительную роль в распределении оруденения. Наиболее крупный из них — Осевой — является определяющим нарушением Северо-Кассанского надвига, контролировавшим на протяжении длительного времени магматическую и гидротермальную деятельность на площади прилегающего района.

Западно-Терекский сбросо-надвиг — также крупное нарушение. Восточно-Терекские нарушения I—II являются определяющими Северо-Кассанского надвига. Оба имеют крутое падение на северо-восток. Амплитуда смещения измеряется первыми сотнями метров.

В пределах Южного участка наблюдаются следующие типы разрывных нарушений:

1. Нарушения, ориентированные согласно или под острым углом залегания пород. Эти нарушения приурочены главным образом к перекрывающим породам и представлены раздробленными породами и глиной трения. Мощность этих зон не превышает 0,5—1 м, редко достигает 2 м; длина по падению и простиранию — несколько десятков метров. Обычно нарушения данного типа проходят по контакту кварцевого тела и перекрывающих сланцев. В технологическом отношении они как бы отделяют непосредственную кровлю (кварцевое тело, джаспероиды рудные и нерудные) от основной кровли (сланцев).

2. Нарушения северо-восточного простирания с падением на северо-запад под углом 70—80°. Развиваются главным образом в кварцевом теле, не выходя за его пределы. Представлены зонами брекчий и трещинами отдельностей непостоянной мощности и встречаются повсеместно с различной степенью выраженности и частотой от 1—3 до 10—20 м. Эти нарушения как бы рассекают непосредственную кровлю на отдельные блоки с постоянной ориентировкой.

3. Различно ориентированные сбросы в основном юго-западного падения. Нарушения этого типа довольно редки и прослеживаются как в кварцевом теле, так и во вмещающих породах.

Описанные тектонические нарушения относятся к крупным разрывным нарушениям и выявлены в процессе разведки месторождения. Эксплуатация месторождения, предварительное обследование выработанного пространства позволили установить, что в пределах месторождения имеются системы более мелких тектонических трещин. Эти структурные ослабления не нарушают непрерывность деформации горного массива, но определяют его прочностные и деформационные свойства.

Как видно из приведенного материала, тектоническая характеристика месторождений Киргизии очень сложна, поэтому следует ожидать более сложное распределение напряжений и повышенное горное давление. Это усугубляется сложным рельефом и большими перепадами высот.

3. Рельеф

В Киргизии более 70% поверхности занято горами. Мощные горные кряжи, расположенные на территории республики, составляют горную систему Тянь-Шаня. Сближенность хреб-

тов и серия общих морфологических особенностей рельефа позволяют объединить их в единую географическую область.

Общие гипсометрические условия рельефа Киргизии имеют тенденцию к повышению высотных отметок на востоке и к понижению на западных окраинах.

В рельефе Тянь-Шаня наблюдается своеобразная дисгармония широтно-вытянутых параллельных хребтов, цепей впадин и локально расширенных речных долин. Почти все хребты тянутся на большие расстояния, некоторые из них имеют небольшие отклонения от общего широтного простирания. Главные окраинные хребты круче и значительно приподняты. Чем южнее располагаются впадины, тем на более высоком уровне находится их дно; западные части почти всех межгорных крупных впадин имеют тенденцию к расширению и понижению [30].

Одной из характерных черт рельефа Киргизии является ступенчатое устройство и наличие высотной ярусности. Окологорные равнины обрамляются зоной низких прилавок и адыров, выше адырной зоны лежат предгорья и передовые цепи гор, затем простирается ярус среднегорного и, наконец, высокогорного рельефа.

Среди крупных хребтов Тянь-Шаня имеются и такие, простирание которых не соответствует ориентации других широтно-вытянутых хребтов. Такова природа Ферганского, Ат-Ойнокского и Меридионального хребтов, направление которых либо поперечное, либо диагональное. Многим районам свой-



Рис. 7. Морфологический профиль Тянь-Шаня.

ственны крупные узловые горные системы с массивными оледенелыми сквозными ущельями и глубокими поперечными долинами, врезанными в горные сооружения.

Таким образом, профиль рельефа любой впадины или горного сооружения Киргизии довольно сложный. Цепь высоких и сильно расчлененных гор уступает место глубоким впадинам (рис. 7). По мере передвижения с севера на юг эта картина неоднократно повторяется, причем каждый новый район обладает специфическим рельефом, свойственным только

данной местности. Хребты Тянь-Шаня по геологическому строению, закономерностям простирания группируются в три крупные единицы — дуги: северную, среднюю и южную [18, 89].

1. Северная дуга Тянь-Шаня представляет собой антиклинальные поднятия, сложно построенные в геологическом отношении, а по времени формирования — древнейшие. Северная

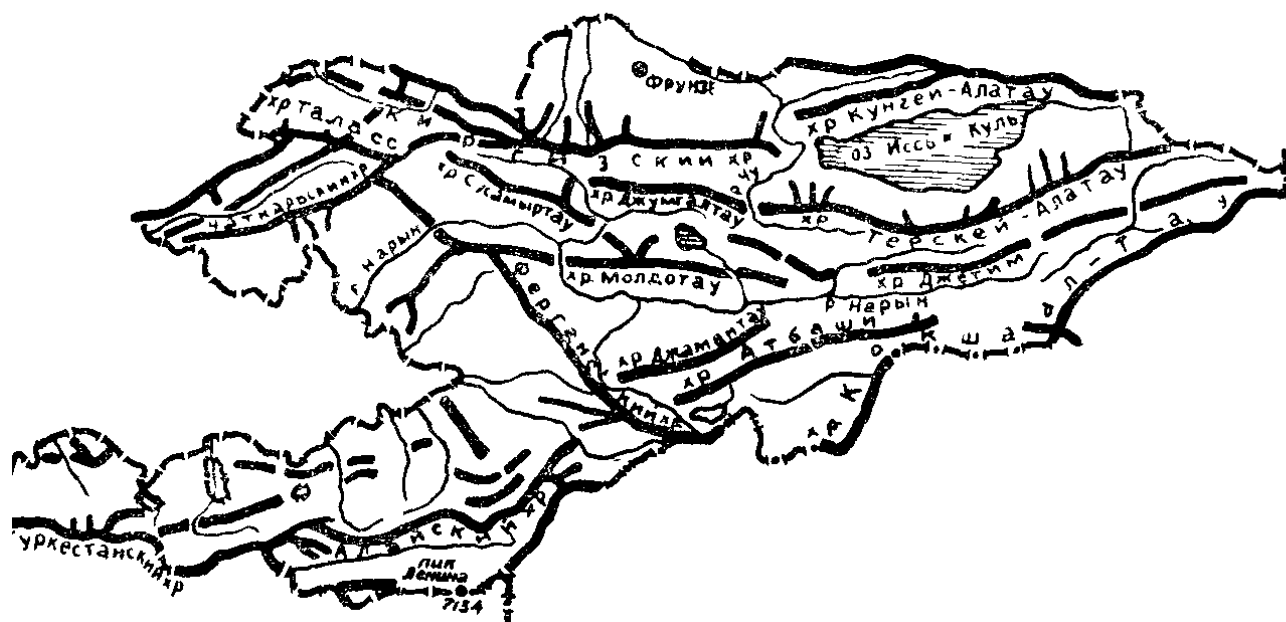


Рис. 8. Орографическая схема Киргизии.

дуга включает Кунгей Ала-Тоо, хребты Киргизский и Таласский (рис. 8). Хребты северной дуги своей выпуклостью обращены на юг. Между ними, как правило, располагаются впадины значительной глубины: Иссык-Кульская, Кочкорская, Сусамырская и др.

2. Средняя дуга, исключительно широтно ориентированная, начинается в районе массива Хан-Тенгри — пика Победы. Хребты этой дуги, возникшие в период каледонского орогенеза, испытали значительную деформацию в герцинском горообразовании. По ширине и длине они уступают северным. На западе соединяются с Ферганским хребтом. Средняя дуга представлена с востока на запад хребтами Терсей Ала-Тоо, Кыз-Арт, Кара-Мойнок и Сусамыр-Тоо. Кроме того, ряд хребтов образует южную цепь средней дуги (Сары-Джаз, Энгильчек) и др.

3. Южная дуга характеризуется наличием малодоступных хребтов, грандиозностью, высокими абсолютными отметками. В строении гор участвуют породы относительно поздних периодов. Горы своим образованием обязаны герцинско-альпийским орогенезам. В отличие от северной зоны структурные депрессии и впадины, расположенные здесь между параллель-

ными хребтами, сужены, приподняты и больше расчленены.

На западе южная дуга Тянь-Шаня состоит из ряда обособленных хребтов, в числе которых самый крайний — Торугарт-Тоо, — соединяется с Ферганским хребтом, замыкающим с запада почти все отроги хребтов северной и средней дуг.

Одним из мощных горных сооружений южной дуги является система хребтов Кок-Шаал. Она выступает как высокий горный барьер на границе Киргизии. На своем протяжении основной хребет образует несколько изгибов, местами он повышается до 600 м над ур. м.

С учетом коренных различий рельефа Киргизии можно выделить крупные геоморфологические провинции [30]: 1) Северного Тянь-Шаня, 2) Южного Тянь-Шаня и 3) Ферганского горного обрамления.

Зона Северного Тянь-Шаня — это районы распространения северных и средних дуг. Длинные хребты осложняются рядом коротких отрогов. В строении горных сооружений разломы имеют второстепенное значение. Впадины Северного Тянь-Шаня — глубоководные, полузамкнутые и выполнены мощными толщами мезокайнозойских отложений. В строении рельефа гор принимают участие породы протерозоя и палеозоя.

Новейшие деформации рельефа Южного Тянь-Шаня представлены неширокими пологими складками, осложненными линиями разломов и трещин. Южные межгорные депрессии образованы третичными и четвертичными отложениями, нередко прикрытыми ледниковыми материалами. Генезис гор — глыбово-складчатый, глыбовый. Хребты в большинстве случаев короткие, часто параллельные, а южный барьерный хр. Кок-Шаал резко приподнят. В пределах Внутреннего и Южного Тянь-Шаня берут начало крупнейшие реки, которые значительно расчленяют современный рельеф края. Повсеместны следы древней и современной ледниковой деятельности. В строении горного рельефа принимают участие средневерхнепалеозойские породы. На юге Киргизии расположены горы Северной

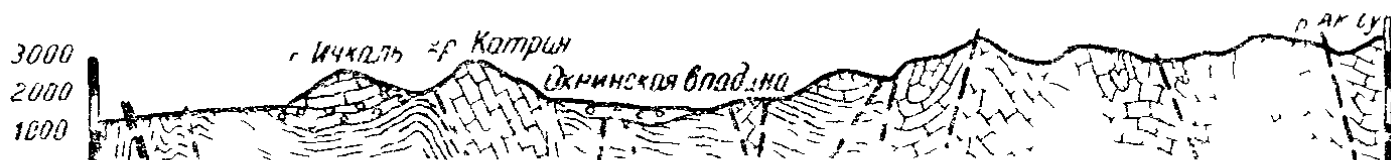


Рис. 9 Геолого-структурный разрез Охнинской впадины.

Ферганы и самостоятельная Алайско-Туркестанская горная система. В рельефе резко выступают непрерывные кристаллические передовые цепи, а между ними — широтные сильно

расчлененные молодой эрозией впадины. Вокруг Ферганской котловины наблюдается ступенчатость рельефа. Кроме того, территория характеризуется интенсивными кайнозойскими тектоническими подвижками (рис. 9). В ряде районов резко приподнятые мезозойские отложения образуют высокогорный рельеф. Основной границей между Тянь-Шанем и Ферганским горным обрамлением служит Ферганский хребет. Эта географическая граница совпадает с геологической, представленной Таласо-Ферганским глубинным разломом, отчетливо прослеживаемым более чем на 700 км [18].

Самым характерным для этого района является Алай, обладающий широкой зоной высоких предгорий, которая состоит из нескольких горных гряд, параллельных осевой линии хребта. Орография Южной Киргизии отличается тем, что почти параллельные гряды Пскемского, Сандалашского и Чаткальского хребтов ориентированы в направлении, перпендикулярном Таласо-Ферганскому барьеру. Главные же горные цепи Тянь-Шаня, расположенные в Северной Киргизии, хотя и имеют отклонения к СВ или СЗ, но образуют широтные кулисы, сближенные между собой.

Алайский хребет резко асимметричен: ширина северного склона, включая передовые гряды, равна 40—60 км, а южного — не превышает 25 км. Передовые гряды отделены от следующей к югу ступени поясом широтно-вытянутых впадин, заполненных неогеновыми и четвертичными образованиями. Вторая ступень составлена короткими горными грядами, которые соединены меридиональными массивами с широтным водораздельным гребнем хребта, а друг от друга отрезаны ущельями основных рек: Соха, Шахмардана, Исфайрама, Киргиз-Алты и их притоков. Указанная ступень, называемая зоной высоких предгорий Алая, имеет ширину 20—25 км; здесь насчитывается более 20 четко обособленных горных гряд: Ходжа-Ачкан, Пешкаут, Арпалык и другие высотой 2500—3500 м (рис. 10). На скалистых перемычках, восходящих к осевому гребню, вершины возрастают до 4000—4500 м, а пики на осевой линии достигают 5100—5500 м. Непосредственным продолжением Алая к западу является Туркестанский хребет, причем местом их стыка условно приняты вершины в верховьях р. Сох. Строение хребта аналогично Алайскому.

Наконец, в рассматриваемом участке Киргизской ССР выделяется специфическая пограничная зона между Тянь-Шанем и Памиром. Это Алайская долина, образование которой, несомненно, связано с обновлением тектонических швов древнего заложения.



Рис. 10. Рельеф района одного из месторождений Киргизии.

Из краткого геологического обзора видно, что месторождения Киргизии имеют ряд особенностей: они состоят из отдельных рудных залежей небольших размеров, сложных форм и с большим количеством тектонических нарушений. Месторождения залегают в долинах, под горами или в их склоне. Массивные горы Тянь-Шаня свидетельствуют об активности тектонических сил Земли в данном районе.

Во всех случаях степень расчлененности и сглаженности 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, и тектонические подвижки и деформации, которые значительно осложняют отработку месторождений.

ГЛАВА II

СИСТЕМЫ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКИ, УСТОЙЧИВОСТЬ ЦЕЛИКОВ И ПОРОД КРОВЛИ

I. Системы разработки на рудниках Киргизии

Разработка месторождений руд цветных и редких металлов в условиях Киргизии имеет характерные особенности, связанные с геологическим строением, горнотехническими факторами, масштабами работ и расположением рудников, обогатительных фабрик и металлургических заводов. Остановимся на основных особенностях [2, 102].

Сравнительно небольшие запасы месторождений и масштабы горных работ и, как следствие, небольшой фронт очистной выемки требуют применения высокопроизводительных систем разработки. Довольно высокое содержание металлов в руде большинства месторождений обуславливает применение систем, при которых разубоживание и потери руды были бы минимальными.

Неравномерное распределение минералов и отсутствие на большинстве месторождений четких контактов рудных тел с вмещающими породами затрудняют применение производительных систем с отбойкой глубокими скважинами из-за высоких потерь и разубоживания руды.

Значительная отдаленность многих рудников и обогатительных фабрик от магистральных транспортных путей и металлургических заводов вызывает необходимость учитывать влияние содержания металлов в концентратах на себестоимость транспортировки их до металлургических заводов и применять системы, обеспечивающие минимальное разубоживание руды.

Многие рудники (Хайдаркан, Чаувай и др.) расположены на большой высоте над уровнем моря, что требует применения менее трудоемких систем, с небольшим объемом ручного труда, так как в высокогорных условиях производительность рабочих резко снижается.

Высокая стоимость и недостаток леса должны учитываться при оценке методов работ и видов крепления выработок; в этих условиях более экономичны системы с небольшим расходом леса.

Основные параметры и характеристика вмещающих пород

Рудник	Вмещающие породы	Угол падения рудных тел, град	Мощность рудного тела, м	Высота этажа, м
Улуу-Тоо	Породы висячего бока неустойчивы, склонны к отслоению	50—70	2—20	40
Кан	Известняково-серпентинитовые брекчии, перемятые неустойчивые серпентиниты	75—80	9—10	40
Кадамджай	Весьма неустойчивые углисто-глинистые сланцы (висячий бок)	50—90	6	30
Сумсар	Тонкоплитчатые доломиты, при обнажении дают отслоения, иногда вывалы	45—90	4—10	40—60

Рудные месторождения, как правило, представлены залежами с весьма сложными элементами залегания и неравномерным содержанием металлов; вмещающие породы обычно недостаточно устойчивы, трещиноваты, а иногда и сыпучи (Кадамджайское, Канское месторождения и др.).

На рудниках Киргизии с крутопадающими участками рудных тел обычно применяют системы с магазинированием. При выдержанных элементах залегания, устойчивой руде и достаточно устойчивых вмещающих породах применение их вполне оправдано. Но выемка с магазинированием в недостаточно устойчивых вмещающих породах (рудники Кан, Кадамджай) часто сопровождается высоким разубоживанием и потерями. Устойчивость боковых пород, обнаженных в процессе очистной выемки и поддерживаемых замагазинированной рудой, несомненно, выше, чем при открытых камерах (система подэтажных штреков). Это подтверждается опытом работы Канского рудника. Тем не менее при неустойчивых вмещающих породах обычные варианты систем с магазинированием неэффективны из-за высоких потерь и разубоживания руды, связанных с вывалами и отслоениями боковых пород в процессе отбойки и выпуска. Во время взрывов породы нарушаются и часто отслаиваются крупными глыбами. При выпуске они перемешиваются с рудой, что приводит к высокому разубоживанию, особенно в конце вы-

при системах с магазинированием на рудниках Киргизии

Средние размеры камеры			Размеры целиков, м			Площадь обнажения, м ²	
длина, м	высота, м	объем, м ³	междукамерный	потолочина	днище	висячего бока	потолочины
40	35	5600	4	8	4	1200	100—160
32	35	700	8	4	5	770	200—250
30	30—25	4500—6000	6	4	0—5	750—900	180
25	30—50	5250—8750	4	4	6	750—1250	170

пуска. Величина разубоживания при выпуске зависит главным образом от устойчивости боковых пород.

На рудниках Киргизии систему с магазинированием применяют в основном при угле падения рудных тел более 60°, что обеспечивает выпуск замагазинированной руды самотеком.

Наличие неровностей и западений в лежащем боку рудных тел вызывает зависания руды при выпуске и увеличение потерь. Потери руды увеличиваются также при наличии апофиз и ответвлений.

В зависимости от мощности рудных тел и устойчивости вмещающих пород подготовка блоков бывает полевой, рудной и комбинированной. Ввиду небольшого выхода негабарита (5—10%) горизонта грохочения обычно не устраивают. Отдельные крупные куски дробят в магазинах, люках и дучках. Устойчивость боковых пород, поддерживаемых замагазинированной рудой, предопределяет общую площадь обнажения висячего бока, которая колеблется от 700 до 1250 м².

Размеры камер и целиков изменяются в зависимости от устойчивости руды и боковых пород: высота — от 30 до 40 м; длина магазинов — от 20 до 60 м, чаще 30 м; ширина междукамерных целиков — от 4 до 6 м; высота надштрековых целиков — от 4 до 6 м, толщина потолочины в камерах не превышает 4 м; применяются варианты с плоским и траншейным днищами (Кадамджай, Улуу-Тоо).

Основные параметры блоков, разрабатываемых с магазинированием, и характеристика вмещающих пород приведены в табл. 1. Из таблицы видно, что размеры камер сравнительно небольшие. Это объясняется недостаточной устойчивостью вмещающих пород и неправильными контурами рудных тел.

До 60-х годов на рудниках Киргизии при отработке крутопадающих рудных тел применялась система с магазинированием руды и мелкошпуровой отбойкой.

В 1963 г., по предложению Института физики и механики горных пород АН Киргизской ССР, на руднике Сумсар была внедрена система с магазинированием руды и отбойкой глубокими скважинами и система поэтажной выемки. С 1967 г. последняя стала основной системой при разработке крутопадающих рудных тел Сумсарского месторождения. Суть ее состоит в следующем [100].

Подготовка осуществляется проходкой рудного и полевого штреков и междублоковых восстающих. Из восстающих посередине высоты блока проходится буровой штрек. Одновременно проходятся выработки для выпуска руды из камер и последующего выпуска руды при отработке целиков.

Для отбойки руды, кроме бурового штрека, в камере проходится на всю высоту отрезной восстающий, на который отбивается отрезная щель. Основной массив отбивается на отрезную щель веерами скважин, пробуренных из бурового штрека. Отработка междублоковых целиков, потолочин и днищ вышележащих блоков производится массовым обрушением на отработанные камеры. При этой системе разработки и принятых параметрах камерные запасы составляют от 50 до 70% от общих запасов блока.

Основные параметры системы приняты следующие (*м*):

Высота этажа	— 30—60
Длина камеры	— 15—30
Ширина междублокового целика	— 6—8
Высота днища	— 6—8
Толщина потолочины	— 4—6

Внедрение отбойки глубокими скважинами позволило несколько снизить потери и разубоживание руды в целом по руднику. Однако на участках с наиболее сложными горно-геологическими условиями, особенно при большой мощности рудных тел, где наблюдается повышенная тектоническая нарушенность пород, и при этих системах разработки потери и разубоживание оставались довольно высокими (табл. 2).

Как видно из этой таблицы, основными причинами потерь и разубоживания руды являются обрушение пород всякого

бока при выпуске, большой удельный вес запасов руды в целиках (30—50%), преждевременное обрушение потолочины.

При разработке пологопадающих и наклонно залегающих рудных тел малой и средней мощности наибольшее распространение на рудниках Киргизии получили сплошные и ка-

Таблица 2

Потери и разубоживание руды на Сумсарском руднике, %

Процесс	Потери		Разубоживание	
	в среднем по руднику	в сложных условиях	в среднем по руднику	в сложных условиях
Отработка камерных запасов	4	6—8	6—8	8—10
в том числе:				
отбойка	2	2—3	1—3	3—5
выпуск	2	3—4	3—5	4—5
Отработка целиков	35—40	45—60	20—40	40—50
По системе	14—16	16—18	14—16	18—20

мерно-столбовые системы. При мощности рудных тел до 3—4,5 м камеры вынимают одним забоем, а при большей — двумя, тремя уступами с частичным магазинированием руды. Независимо от содержания металлов регулярно оставляются рудные целики. Разработка сплошными системами характеризуется нерегулярным оставлением целиков, обычно приуроченных к участкам породных включений или бедных руд. Применяется она в основном при выемке рудных залежей гнездового типа с очень сложными элементами залегания.

Подземная разработка Хайдарканского месторождения с начала эксплуатации по настоящее время ведется сплошными и камерно-столбовыми системами разработки. Сложность геологии месторождения обуславливает своеобразный характер подземных горных работ. На каждом разрабатываемом этаже проходится сеть разведочно-подготовительных выработок.

На руднике применяется вариант сплошной выемки с нерегулярным оставлением целиков и камерно-столбовая с частичным магазинированием руды независимо от мощности рудного тела. Целики стараются оставлять преимущественно из руд с пониженным содержанием металла (табл. 3).

Системы разработки и условия их применения на Хайдарканском руднике

Система разработки	Мощность рудных тел, м	Горизонтальная площадь, м ²	Объем рудных тел, м ³
Сплошная выемка	До 4,0	До 500	До 1800
Сплошная и камерно-столбовая с нерегулярным оставлением опорных целиков	До 5,0	До 800	До 4000
Камерно-столбовая с нерегулярным оставлением опорных целиков и частичным магазинированием руды	Более 5,0	Более 500	Более 4000

Подготовка рудных тел на Хайдарканском руднике производится следующими вариантами:

1) ортами, когда рудное тело залегает на уровне горизонта;

2) вертикальными восстающими с горизонта до кровли рудного тела;

3) наклонными восстающими.

В принципе очистная выемка ведется аналогично при всех трех вариантах подготовки.

Рудные тела после подсечки на всю ширину вынимают потолочоуступно, слоями высотой 2,5—3 м. Руду при подсечке камер отбивают горизонтальными шпурами глубиной 2—3 м, расположенными в шахматном порядке. Удельный вес отдельных видов отбойки руды распределяется следующим образом: подрезка — 50%; отбойка кровли — 41%; торцовка — 2%; посадка потолочин — 7%.

Отбойка руды глубокими скважинами применяется сравнительно редко, только для отбойки верхнего слоя руды при разведанном верхнем контакте рудного тела. Обычно такая отбойка производится на заключительном этапе очистной выемки.

В зависимости от характера оруденения, его размеров и пространственного расположения рудных залежей относительно основных вскрывающих 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. Отработка рудных гнезд значительных размеров или средних разме-

ров с неустойчивой кровлей производится камерами с оставлением опорных целиков (рис. 11).

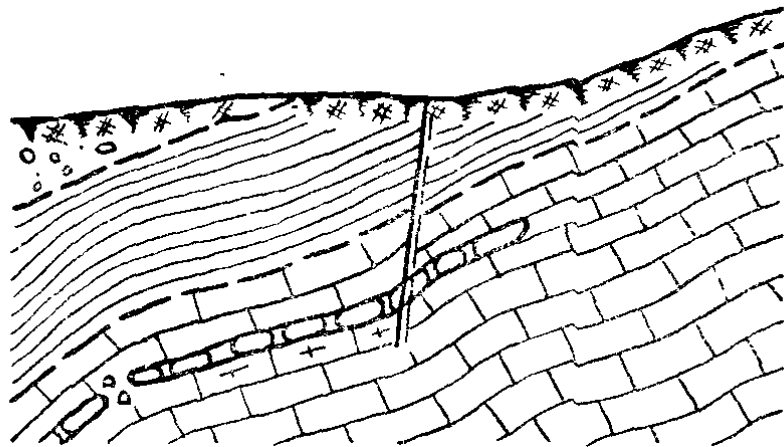


Рис. 11. Схема отработки Заводского рудного поля Хайдарканского месторождения.

Если рудное тело расположено на уровне основного горизонта, то по почве откаточных выработок проходят породную рассечку, а для уточнения размеров рудного тела — рудный восстающий до вышележащего горизонта (рис. 12 а).

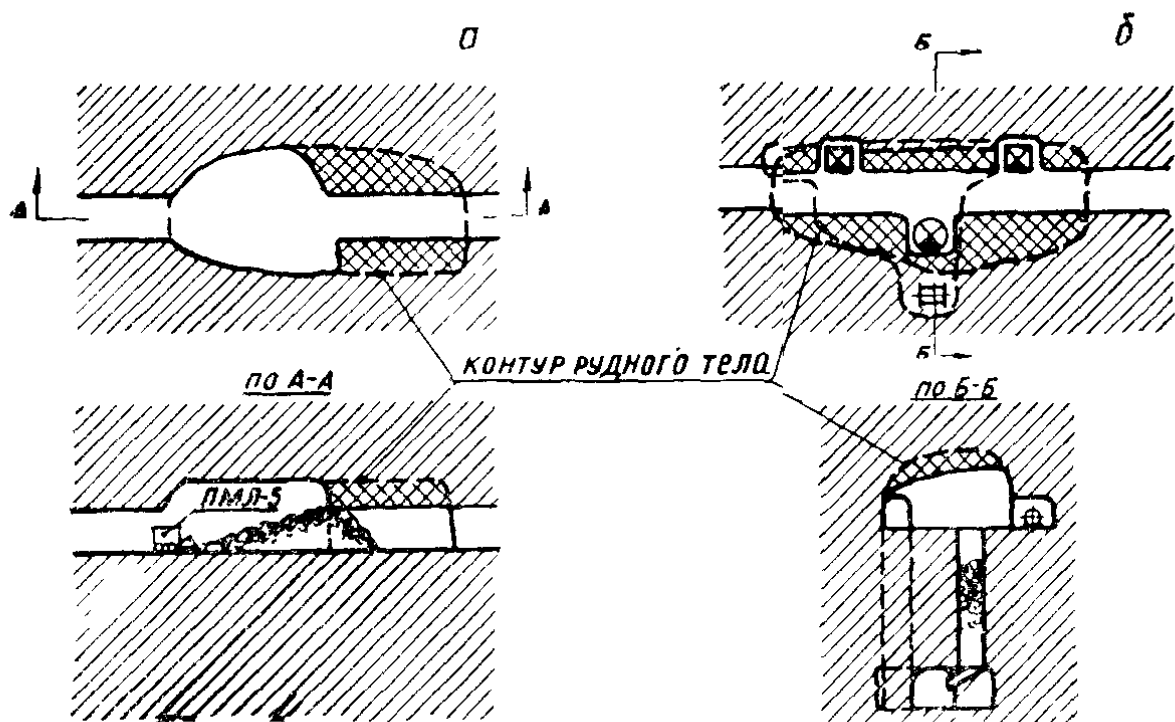


Рис. 12. Варианты системы разработки: а. — рудное тело залегает на уровне горизонта; б — рудное тело залегает выше основного горизонта.

По мере отбойки очистных лент околоштрековые и опорные целики оконтуриваются. В зависимости от мощности рудного тела выемку верхних слоев ведут потолокоуступно с магазинированием части руды и сохранением высоты очистного пространства, равной 2,5—3 м.

Если рудное тело находится выше основного горизонта, из близлежащей подготовительной выработки проходят восстающие с ходовым рудоспускным отделением, а при значительных размерах рудного тела — один или два ходовых или несколько рудоспускных восстающих (рис. 12 б). По почве рудного тела их сбивают подрезным штреком и проходят восстающий на верхний горизонт. Затем широким фронтом пересекают рудное тело и отрабатывают его потолокоуступным забоем. Управление горным давлением в условиях Хайдарканского месторождения сводится к сохранению устойчивого состояния кровли камер путем рационального выбора размеров и местоположения опорных целиков.

По физико-механическим свойствам и структурным особенностям пород выделены три группы пород кровли:

1) устойчивые джаспероиды, массивные недробленные известняки, ненарушенные и необводненные;

2) неустойчивые джаспероиды, слабо дробленные нарушенные известняки, слоистые известняки с малой обводненностью;

3) крайне неустойчивые, сильно нарушенные джаспероиды и известняки, глинистые и углистые сланцы, обводненные и необводненные.

Наибольшей устойчивостью обладают массивные известняки, наименьшей — сланцы.

Параметры камер, применяемые на руднике в последнее время [103] для каждой из трех выделенных групп пород кровли камер, приведены в табл. 4.

Таблица 4

Параметры камер, применяемых на Хайдарканском руднике

Группа пород камер	Допустимая площадь обнажения без целиков, м ²	Расстояние между целиками, м	Размер целиков, м	Длина камеры, м
1	480	18	4	До 70
2	320	12	4	»
3	125	10	4	»

Для уменьшения затрат на проходку разведочных и вскрывающих выработок пустые породы по возможности размещают в отработанных камерах. Это значительно сокращает объем породы, выдаваемой на поверхность.

Учет потерь на Хайдарканском руднике ведется прямым методом. Разубоживание ввиду сложности залегания рудных гнезд, неравномерности минерализации и отсутствия четких границ промышленных руд не планируется и не учитывается при эксплуатации. По ориентировочной оценке разубоживание руды за счет вовлечения в выемку внутриконтурных включений забалансовых руд и прихвата боковых пород достигает 30—40%. Потери составляют 15%, а в отдельных случаях — 33,0%.

На Чаувайском руднике на пологих частях залежей (при углах падения 20—30°) применяется вариант камерно-столбовой системы с частичным магазинированием руды; на крутопадающих частях залежей (при углах падения свыше 50°) — система с магазинированием руды.

При камерно-столбовой системе разработки в зависимости от размеров рудного тела длина камер принимается в пределах 30—40 м. Междуканнерные целики оставляются диаметром 3 м, расстояние между целиками принято равным 6—7 м. Околоштрековые целики имеют ширину 2,5—3 м (рис. 13).

При разработке рудных тел с устойчивыми вмещающими

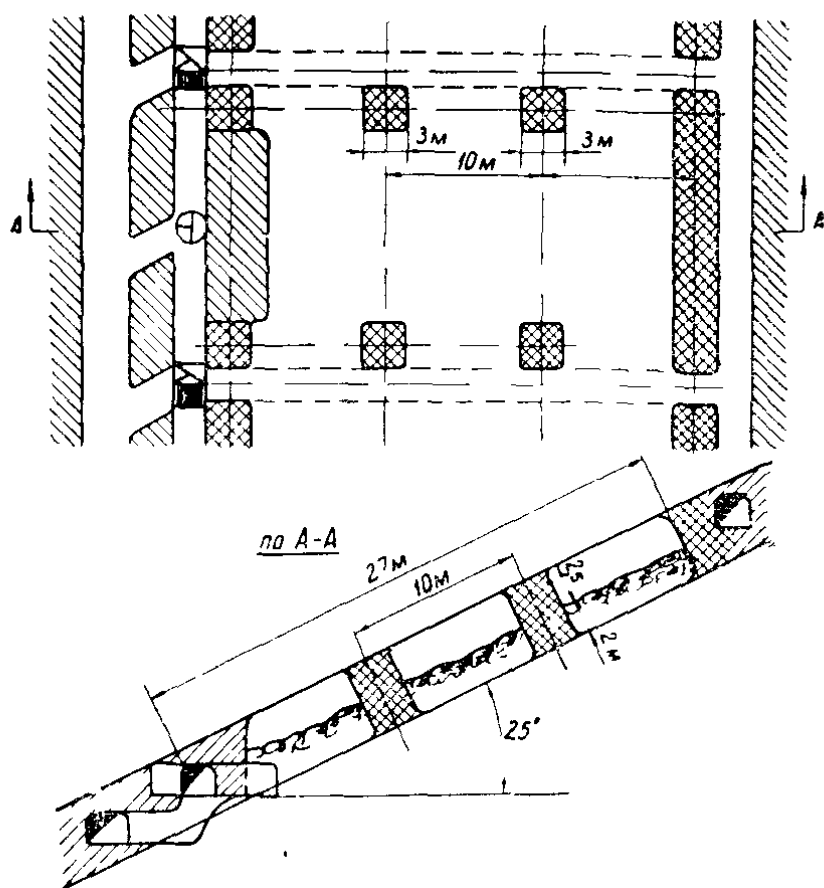


Рис. 13. Камерно-столбовая система разработки на Чаувайском руднике.

породами допускалось обнажение без оставления опорных целиков до 150 м^2 .

Выемка руды ведется слоями высотой $2,5\text{—}3 \text{ м}$ снизу вверх. Одновременно с отбойкой слоев производится оконтуривание целиков.

При мощности рудного тела более 3 м и углах падения $30\text{—}50^\circ$ применяется вариант сплошной системы с частичным магазинированием руды. Междуканальные целики располагаются нерегулярно в зависимости от рудной минерализации поля блока.

На Терексайском руднике ведется доработка Южного и начата отработка запасов Северного участка.

Рудные тела месторождения на участках пологого и наклонного падения разрабатываются сплошной и камерно-столбовой системами, на крутопадающих участках — системой с магазинированием руды.

Сплошная система с нерегулярным оставлением целиков применяется при отработке рудных тел с углами падения до $35\text{—}45^\circ$. Необходимость нерегулярного оставления целиков диктуется неравномерным гнездобразным оруденением рудного тела (рис. 14).

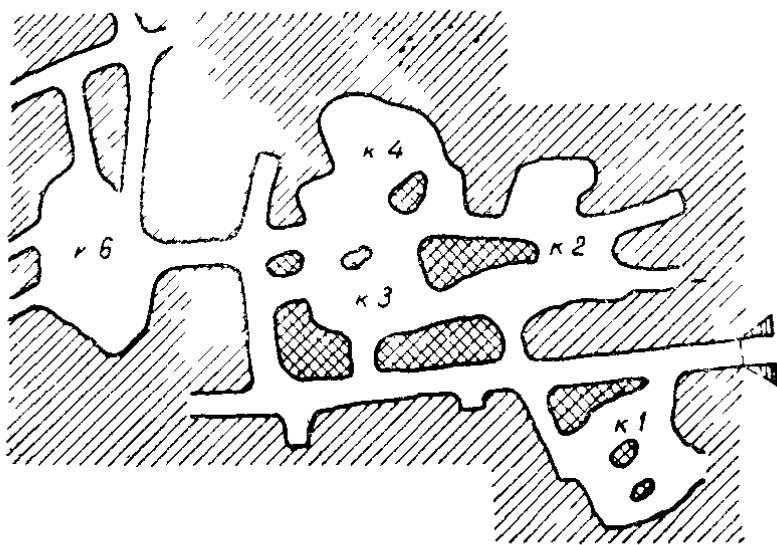


Рис. 14. Схема очистных работ на руднике Терексай.

Средняя длина камер по падению принимается равной 50 м , ширина — 10 м . Диаметр целиков устанавливается в пределах $0,4$ высоты камер, но не менее 3 м , целики располагаются по сетке $10 \times 10 \text{ м}$. Для достаточной устойчивости в кровле оставляется рудная корка мощностью $1,0\text{—}1,5 \text{ м}$.

Очистная выемка ведется обычными методами. Пустоты предусмотрено погашать обрушением висячего бока (кровли)

камер массовыми взрывами глубоких скважин и одновременным обрушением одного или двух рядов рудных целиков.

Потери и разубоживание по руднику за последние годы приведены в табл. 5.

Основные источники потерь руды распространяются следующим образом (%): целики—7,3, от неполноты выпуска — 2,2, в рудной корке — 7,2.

Таблица 5

Потери и разубоживание (при камерно-столбовой системе разработки) на Терексайском руднике, %

Год	Потери	Разубоживание
1966	18,7	13,1
1967	18,5	14,4
1968	15,9	12,7
1971	16,0	15,0
1972	16,7	15,0

Следовательно, основными путями снижения потерь на Терексайском руднике является выемка рудной корки и целиков.

Известно, что одно из обязательных условий применения камерно-столбовых и сплошных систем — наличие достаточно устойчивых вмещающих пород, допускающих образование открытых выработанных пространств. Однако на рудниках республики эти системы широко используют и для выемки сложных рудных тел в неустойчивых вмещающих породах. Так, разработка пологих залежей Кадамджайского месторождения осуществляется камерно-столбовой системой с регулярным оставлением круглых целиков (рис. 15).

Опыт работы рудника показал, что камерно-столбовая система разработки в соответствующих горно-геологических условиях обеспечивает высокие технико-экономические показатели. Однако при неустойчивых породах всякого бока возможности эти используются неполностью. На Кадамджайском месторождении применение камерно-столбовой системы разработки приводит к потерям руды, в 1,5—2 раза большим, чем на других месторождениях, и себестоимость добычи руды также в 1,5—2 раза выше.

На Кадамджайском руднике, кроме камерно-столбовой системы, возможно применение и других систем разработки, что подтверждено экспериментальными работами. Однако главная цель — снижение потерь руды — не была достигнута. При опытных вариантах системы подэтажного обрушения потери составили 30,8%, этажного принудительного обрушения — 43,5, камерно-столбовой системы с полевой подготовкой и с последующим обрушением целиков — 32,5%.

На руднике отработка рудных залежей производится по техническим проектам, выполненным институтами «Гиред-

мет» и «Средазнипроцветмет». Этими проектами обоснована и запроектирована камерно-столбовая система разработки с регулярным оставлением целиков.

Параметры принятых на руднике систем разработки представлены в табл. 6.

Подготовка производится следующим образом. По оси каждой камеры проходится так называемая осевая выработка, а из нее через 10 м — разведочные восстающие до контакта руды с породами висячего бока, что позволяет уточнять мощность рудного тела, характер контакта руды и пород, распределение и содержание металла в руде.

Очистные работы в камере начинаются с подсечки камеры по почве на всю ее ширину и длину с оформлением по подсечному слою целиков. Высота слоя подсечки (подрезки) 2,5 м. При этом отбитая руда полностью убирается. После подсечки камеры производится ее обрушение уступами (слоями) высотой 2—2,5 м. Количество слоев определяется мощностью рудного тела. Отбойка руды в камерах мелкошпуровая. Для бурения шпуров применяются перфораторы ПР-30К и КС-50. В процессе отбойки руды около 30% ее объема убирается, а остальная часть магазинируется. По окончании отработки камеры вся отбитая руда выпускается. Доставка руды по камере производится скреперными лебедками мощностью 28—50 квт, емкость скреперов 0,3—0,5 м³. Длина скреперования (камеры) достигает 70 м. В некоторых случаях для крепления неустойчивой кровли камер применяют железобетонное штанговое крепление по сетке 1×1 м, 1,5×1,5 м при глубине до 2 м.

Структура потерь и разубоживания руды на Кадамджайском руднике приведена в табл. 7.

Анализ данных табл. 7 показывает, что основным источ-

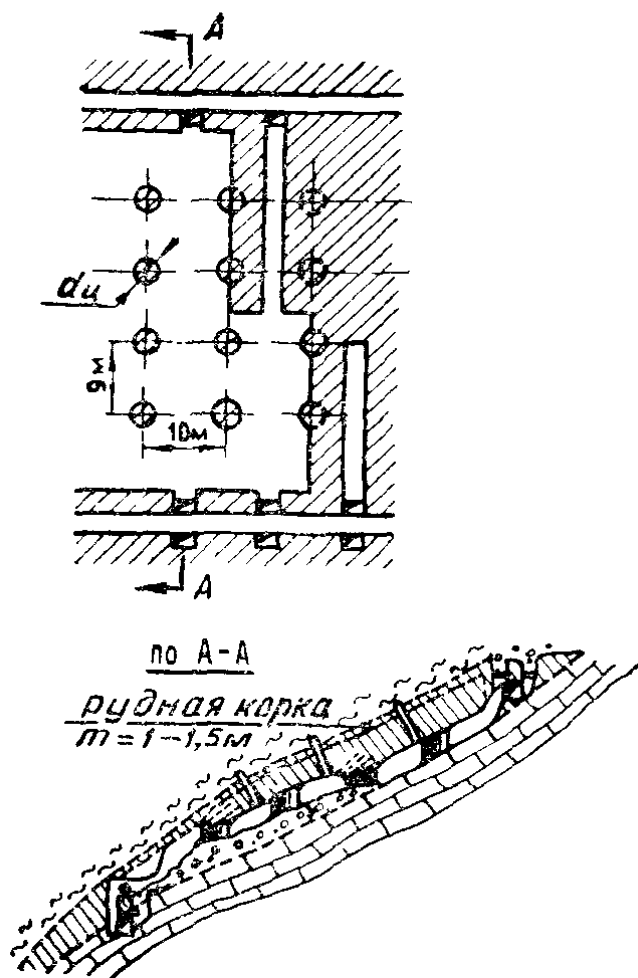


Рис. 15. Вариант камерно-столбовой системы разработки, применяемой на Кадамджайском руднике.

Параметры систем разработки на Кадамджайском руднике, м

Параметры систем	Системы разработки		
	камерно-столовая	с магазинированием руды	
		магазины по стиранию рудного тела	магазины вквост простиранья рудного тела
Высота этажа	30	30	30
Средняя мощность залежи	6,0	8,0	25
Длина камеры (магазина)	50,0	36	30
Ширина камеры (магазина)	10,0	6,0—8	8
Диаметр круглого целика	4,0	—	—
Расстояние между центрами круглых целиков			
по падению	9,0	—	—
по простиранью	10,0	—	—
Ширина междумагазинного целика	—	6,0	6,0
Толщина потолочины	—	4,0	4,0
Высота надштрекового целика	5,0	4,0	6,0

Таблица 7

Структура потерь и разубоживания руды

Виды потерь и разубоживания	Камерно-столовая система	Система с магазинированием руды	Погашение целиков	В среднем по руднику
Потери, %	21,0	19,3	30,1	21,7
в том числе:				
в надштрековых и околоштрековых целиках	2,7	5,8	4,9	4,8
в рудной корке	7,3	4,7	5,2	5,5
потери отбитой руды	2,2	1,7	3,0	2,0
в междукамерных целиках	7,8	6,0	17,0	8,5
по горно-геологическим причинам	1,0	1,1	—	0,9
Разубоживание, %	18,0	16,5	29,0	20,0

ником высоких потерь руды является оставление предохранительной рудной корки и различного типа целиков.

Решение вопроса снижения потерь и разубоживания на Кадамджайском руднике имеет большое значение, поскольку экономический ущерб от потерь в условиях данного месторождения значителен.

Таким образом, при разработке пологопадающих и на-

клоннозалегающих месторождений Киргизии применяют сплошные и камерно-столбовые системы разработки. Подготовка осуществляется рудная и полевая. Параметры очистной выемки на рудниках примерно одинаковы. Наиболее распространенный диаметр оставляемых опорных целиков составляет 3—4 м, расстояние между центрами целиков — около 10 м.

Недостатком сравнительно производительных камерных систем разработки является то, что их параметры ограничены устойчивостью руд и пород. В результате этого значительная часть запасов руды (до 20—30%) оставляется в междукамерных целиках и потолочинах, выемка которых либо совсем не осуществляется, либо производится с большими потерями, что снижает эффективность систем в целом.

2. Характер обрушения кровли камер

Для оценки устойчивости горных пород важно знать характер обрушения: происходит ли оно на всей площади обнажения или постепенно, на небольших участках в виде вывалов отдельных глыб и слоев. Часто породы сразу после их обнажения не проявляют признаков неустойчивости, но через некоторое время под действием горного давления теряют устойчивость и начинают обрушаться. Отслаивание кусков руды от целиков и растрескивание последних — верный сигнал опасности обрушения.

Характер и форма обрушений всяческого бока одной и той же залежи и углы сдвижения изменяются в зависимости от соотношения длины шахтного поля и глубины разработки. Увеличение размеров выработанного пространства усиливает процессы обрушения и сдвижения.

При разработке рудных залежей небольшого простирания обрушение пород всяческого бока может ограничиться только образованием купола обрушения над выработанным пространством, без распространения этого процесса до земной поверхности. При наличии крепких горных пород обрушения могут не происходить и отработанные камеры длительное время будут находиться в устойчивом состоянии.

Для изучения состояния камер и характера обрушений в 1965—1966 гг., а затем в 1968 и 1972 гг. на Хайдарканском, Кадамджайском, Терексайском, Чаувайском и других месторождениях нами совместно с работниками рудников было обследовано состояние действующих и отработанных камер. На Хайдарканском месторождении обследование производили в камерах Южного, Юго-Западного, Главного, Промежу-

точного, Восточной вершины, Северо-Восточного и Заводского рудных полей. Изучению подверглись более 500 камер со сроком существования до 20 лет.

При обследовании измерялись фактические размеры камер и междукамерных целиков, фиксировались время существования и отработки камер, слоистость, трещиноватость, нарушения, обводненность, глубина разработки, площадь и объем обрушений. В 1968 и 1972 гг. дополнительно в камерах, где наблюдались обрушения, фиксировались их размеры, устанавливалось время образования обрушений, наличие и размеры образованных сводов после обрушения кровли камер, производилось масштабное фотографирование [8].

Было установлено, что массового обрушения пород кровли камер и провалов поверхности не происходило, обрушения имели место в камерах с породами кровли только второй и третьей групп; случаев разрушения опорных целиков не было.

Зафиксирован 41 случай одиночных обрушений кровли камер, которые по рудным полям распределяются следующим образом:

Северо-Восточное	— 22
Промежуточное	— 9
Юго-Западное	— 2
Южное	— 4
Восточная вершина	— 4.

По группам пород количество обрушений характеризуется следующими данными:

Первая группа	— Нет;
Вторая группа	— 17 %;
Третья группа	— 83 %.

Наиболее устойчивыми являются массивные известняки и джаспероиды, менее устойчивыми — глинистые и углистые сланцы. Камеры, в которых наблюдались обрушения кровли, составляют 8,2% (1,4 и 6,8% соответственно для второй и третьей групп пород) от общего количества обследованных камер (500). Следует отметить, что кровли многих камер первой, второй и третьей групп в течение 15—20 лет после отработки находятся в устойчивом состоянии, хотя имеют значительные площади обнажения. Пролеты камер в местах обрушений различны и колеблются от 6 до 45—50 м; камеры располагаются на различных глубинах — от 14 до 200 м.

Обрушение пород кровли камер второй группы происходит, как правило, в виде отслоений отдельных глыб и плит в мес-

тах тектонических нарушений или контакта известняков со сланцами. При этом обрушенные глыбы руды или породы почти всегда ограничены плоскостями отдельностей. В большинстве случаев расположение границ обрушений кровли определялось плоскостями тектонического нарушения, плоскостями напластования пород или контактом со слабыми вышележащими породами. В качестве примера можно привести обрушение известняков в камерах № 5515, 1424, 1624.

Обрушаются известняки обычно во время отработки камер (если встречено тектоническое нарушение) или в конце отработки.

Обрушение пород кровли камер третьей группы (в основном глинистых и углистых сланцев) происходит в виде постепенного отслоения сланцев, чаще всего плитами, слоями до образования устойчивого свода естественного равновесия. Затем обрушение затухает и до поверхности не доходит. Высота свода зависит от устойчивости и крепости обрушающихся пород.

Например, в камерах № 102, 120, 164 на больших площадях были вскрыты глинистые сланцы. Породы в этих камерах обрушались отдельными плитами (максимальные размеры плит до 3—4 м мощностью до 1,5 м). В результате площади обрушений составили соответственно 100, 300 и 360 м². Обрушение пород произошло во время отработки камер, после вскрытия контакта известняков со сланцами при ведении взрывных работ и прекратилось после образования свода естественного равновесия.

Следует отметить, что при отработке камеры № 425 (юго-западная часть) постоянно осыпающиеся глинистые сланцы затрудняли ведение очистных работ. Кровлю камеры от осыпания вынуждены были поддерживать деревянной костровой крепью, но полностью камеру отработать не смогли. При осмотре камеры через 11 лет было установлено, что деревянная костровая крепь полностью сгнила, но сохранила подобие своей бывшей формы, при прикосновении разваливается и уже ничего не поддерживает. Породы кровли после обрушения образовали устойчивый свод. В центральной части этой камеры после обрушения из кровли глинистых сланцев также образовался устойчивый свод.

В этом же районе (район камер № 425—423) в 1949 г. была пройдена горизонтальная выработка сечением около 9 м². Для поддержания пород кровли выработка была закреплена деревянной крепью, а затем кое-где усилена костровой крепью. За 19 лет крепь сгнила, глинистые сланцы мелкими плитами, кусками и мелочью, обрушаясь, как бы «обыграли» крепь и выработка, ничем не поддерживаемая, приобрела свод

естественного равновесия. В местах, где выработка была усилена деревянной костровой крепью, также произошло образование устойчивого свода естественного равновесия.

Осмотром установлено, что площади обрушенных пород в камерах различны: от 8 до 400 м², а мощность в большинстве случаев составляет от 0,3 до 2,5—3,0 м. Обрушенная порода размещается на почве камер навалом, очень редко она занимает всю площадь камер. В табл. 8 приведены данные (для 41 камеры, в которых зафиксированы обрушения кровли) о размерах обрушений.

Таблица 8

Площадь обрушения в камерах

Площадь, занимаемая обрушенной породой в камерах, %	Колич. камер	Время после отработки камер, лет
25	24	1—20
30—40	7	1—8
50	7	2—9
75—85	3	7—14

Рассматривая данные табл. 8, можно отметить, что обрушенные породы в большинстве камер занимают менее 25% площади камер. И только в двух сравнительно небольших камерах (камера п/э № 555, площадь 75 м², глубина залегания 150 м; камера п/э № 1546, площадь 150 м², глубина залегания 14 м) обрушенные породы занимают 75—85% площади камеры, что от общего числа камер, в которых зафиксировано обрушение, составляет всего 7,3%, или менее 0,6% от общего числа обследованных камер.

В семи камерах третьей группы обрушение пород кровли по площади занимает 50%. Это в основном камеры средних размеров — от 120 до 700 м² (камеры № 505, п/э 1058, 102, 1575, п/э 554, п/э 550, 481 — 477), их глубина залегания от 45 до 160 м.

Обрушения во всех камерах, породы кровли которых отнесены ко второй группе, по площади очень незначительны (менее 25%) по сравнению с площадью камер.

Объем обрушенных пород в камерах также различен и составляет от 5 до 800 м³. Сравнительные данные объема обрушенных пород и объема камер приведены в табл. 9.

Из табл. 9 видно, что относительный объем обрушений в большинстве камер незначителен и для 34 камер (83% от числа всех камер, в которых зафиксировано обрушение) составляет менее 10% объема камеры.

Таблица 9

Сравнительные объемы обрушения пород

Отношение объема обрушенной породы к объему камер, %	Колич камер	Время после отработки камер, лет
До 10	34	1—20
10—15	4	5—8
30	2	4—7
50	1	14

Объем обрушенных пород, составляющий более 10% объема камер, встречен в семи камерах. Из них только в одной (камера п/э № 1049, объем 600 м³, глубина залегания 14 м), залегающей на малой глубине под наносами, обрушенные глинистые сланцы почти полностью заполнили камеру (камера была отработана 14 лет тому назад).

Объем обрушений в камерах, породы кровли которых относятся ко второй группе, очень незначителен и во всех случаях составляет меньше 10% объема камер.

Обрушение пород происходит в большинстве случаев небольшими плитами (максимальные размеры 3×3 м и мощностью до 2,5 м) и небольшими кусками и мелочью, особенно при обрушении наносов и глинизированных сланцев.

Форма обрушений самая разнообразная, но чаще всего вытянутая овальная в плане и покатая конусообразная в разрезе.

Время, прошедшее после отработки камер (в которых было зафиксировано обрушение пород кровли), различно: от года до 20 лет.

Обрушения пород происходили как во время отработки, так и после нее. Обычно обрушение сравнительно быстро заканчивается после отработки, и через несколько месяцев после окончания очистных работ в камере не наблюдается признаков обрушений.

Обрушения во времени распределяются следующим образом (табл. 10): после отработки камер — 69%, во время отработки — 31%. Из последних около 3/4 происходит во время повторной отработки.

Обрушения, происшедшие во время первичной отработки камер, в основном по объему меньше, однако они очень опасны для работающих в камере людей и значительно повышают разубоживание руды. Большая же часть обрушений произошла после отработки камер.

Время обрушения кровли камер

Обрушения во время отработки камер			Обрушения после отработки камер		
№ камеры	груп-па ка-мер	объем обруше-ний, м ³	№ камеры	груп-па ка-мер	объем обруше-ний, м ³
К-506	3	333	Район п/э 1393	3	32
Район К-1591	3	6	К-120	3	120
К-1576-1565	3	4	К-102	3	540
К-1619,	3	60	К-1266	3	158
п/э 601	2	300	К-515	2	120
К-425	3	24	К-1627-566	3	325
			К-656	3	80
К-164	3	60	К-425	3	96
К-52П	3	8	Район К-423.	3	18
К-1424	2	45	К-164	3	390
К-1624	2	40	К-52П	3	20
Район К-481-467	3	20	К-1424	2	180
			К-1624	2	80
			К-481-467	3	100

Кроме того, опасна повторная отработка камер. На Хайдарканском месторождении довольно часто в отработанных камерах возобновляют очистные работы. Обрушения, которые произошли при повторной отработке, образовались после первых взрывных работ. Примером может служить обрушение сланцев при доработке в 1962 г. камер Центральной зоны, отработанных в 1949—1950 гг. Поэтому камеры необходимо дорабатывать сразу с максимально полной выемкой руды.

Обследованием состояния камер также было установлено, что отработанные камеры первой, второй групп пород кровли и большинство камер третьей группы с течением времени находятся в устойчивом состоянии. На почве камер нет характерных признаков обрушений кровли: свежих следов обрушенных глыб, кусков породы или породной мелочи.

В камерах второй и третьей групп, в которых были зафиксированы обрушения, признаков дальнейшего развития обрушения не наблюдается. Обрушенные породы покрываются пленкой влаги и пыли. В большинстве камер третьей группы после обрушения пород кровли образовался устойчивый свод естественного равновесия.

Своды естественного равновесия образуются не только в слабых породах, например в сланцах, но и в более крепких породах, таких как известняки и джаспероиды.

Так, в камере № 1424 горизонта 1980 м произошло обрушение окремненных известняков в конце отработки камеры.

В кровле камеры проходят небольшие и мелкие тектонические разрывы меридионального простирания с углом падения

Характеристика обрушений кровли камер блока 49-В Кадамджайского рудника

№ камеры	Площадь камеры, м×м м ²	Параметры обрушений		Характеристика обрушений
		пло- щадь по почве, м×м м ²	сред- няя мощ- ность, м	
1	2	3	4	5
К-7 960	25×10 250	10×8 80	1,0	В кровле камеры после отслоения корки рудной брекчии произошло обрушение сланцев. Отдельные плиты размером 1×1,5 м мощностью до 0,7 м. Образовался видимый свод пород кровли
К-8 990	25×10 250	10×8 80	1,0	Обрушение рудной корки от контакта со сланцами. Размеры отдельных плит 2×2 м мощностью до 1 м. Обрушение соединилось с камерой № 7
К-9 990	24×10 250	4×5 20	1,0	На площади 4×5 м обрушение рудной корки и сланцев. Отдельные плиты размером 1×1 м мощностью до 0,8 м. в камере образовался свод пород в кровле после обрушения целика 8. Обрушение идет во время осмотра камеры. Вываливаются отдельные небольшие плиты и мелочь
К-10 990	25×10 250	8×5 40	0,5	Обрушение сланцев со вскрытого контакта в верхней (северной) части камеры. Отдельные плиты до 0,8×0,8 м мощностью до 0,5 м. На снимках видно изменение в камере за 10 дней между двумя наблюдениями (навал камней)
К-11 990	24×10 240	20×6 120	2,0	В камере почти по всей площади обрушение сланцев. Отдельные плиты размером 2×2 м мощностью до 1 м. Свод пород в кровле камеры образовался по всей длине, но окончательно не оформился. Обрушение продолжается
К-12 990	35×10 350	6×6 36	1,5	В камере в нижней (южной части) из кровли обрушились сланцы и образовали свод пород в кровле. Отдельные плиты размером до 1×1 м мощностью до 0,8 м

1	2	3	4	5
К-12 990	35×10 350	20×6 120	1,0	В верхней части камеры обрушение незначительной площади. Размеры отдельных плит до 3×1,5 м и мощностью до 1 м
К-13 990	35×10 350	30×7 210	2,0	Камера более чем на половину завалена обрушенными породами, которые по всей площади обнажения распределились сравнительно равномерно. Отдельные плиты размером до 2×1,5 м мощностью до 1 м

многочисленные примеры, когда еще до окончания выпуска руды из камер сланцы всякого бока обрушались и заваливали большое количество руды (блок 35 — I камеры № 1, 2, 3; блок 43 камеры № 2; блок № 35—II камеры № 9, 10 и др.).

Анализируя результаты наблюдений в камерах блока 49—В горизонта 990 м, можно заметить, что обрушение развивается следующим образом.

В отдельных местах камер, особенно там, где при отработке оставлена рудная корка малой мощности или где были вскрыты сланцы даже на малой площади (и в местах пройденных в кровле разведочных восстающих), начинается местное отслоение и обрушение рудной корки и сланцев вначале на небольшом участке. Обрушение происходит мелкими кусками породы и небольшими отдельными плитами рудной корки. Затем рудная корка начинает отслаиваться и обрушаться большими плитами, глыбами (мощностью до 1—2 м) на большей площади. Вслед за ней начинают обрушаться сланцы. При дальнейшем обрушении камеры заполняются обрушенными породами. Прекращаются обрушения обычно по мере образования свода естественного равновесия или когда сланцы, обрушаясь, подбучивают кровлю.

Почти во всех случаях, когда в камерах проходят тектонические нарушения, замечены обрушения. В зависимости от форм пересечения нарушений и их контактов со сланцами обрушения имеют разнообразную форму и размеры.

При отработке верхних горизонтов обрушения кровли камер происходят очень редко. С понижением горных работ частота, площадь и объемы обрушений резко увеличиваются.

На Терексайском руднике в 1966—1972 гг. производилось обследование состояния отработанных камер Южного рудного поля. Некоторые результаты обследования сведены в табл. 13.

Характеристика обрушений камер Терексайского рудника

№ ка- меры гори- зонт, м	Глу- бина зале- га- ния Н, м	Пло- щадь ка- меры, м×м <hr/> м ²	Параметры обрушений		Характеристика обрушений
			пло- щадь по почве, м×м <hr/> м ²	мощ- ность сред- няя, м	
<u>6</u> 1815	40	<u>10×8</u> 80	<u>10×5</u> 50	0,7	В 1967 г. при ведении взрыв-ных работ вскрыли сланцы, которые стали обрушаться, образуя узкий свод
<u>210—211</u> 1815	42	<u>34×16</u> 839	<u>10×6</u> 60	1,5	По окончании работ были вскрыты сланцы, которые обрушились
<u>1</u> 1795	35	<u>38×22</u> 839	<u>5×4</u> 20	0,8	По тектоническим нарушениям произошло обрушение джаспероидов мелкими кусками, когда очистные работы вели рядом в небольшой камере
<u>205</u> 1760	125	<u>16×8</u> 128	<u>8×8</u> 64	2,5	При обнажении сланцев по нарушению произошло их обрушение и частично обрушились джаспероиды (куски 2×2×1,5 м)
<u>3а</u> 1760	80	<u>15×12</u> 180	<u>12×8</u> 96	3,0	Обрушение сланцев произошло в северо-восточной части камеры с образованием свода естественного равновесия
<u>16,15</u> 1760	80	<u>48×30</u> 1440	<u>35×20</u> 700	1,0	Обрушение сланцев произошло в 1964—1965 гг. и до поверхности (размеры отдельных глыб до 3×2×1,5 м)
<u>21</u> 1730	110	<u>30×12</u> 360	<u>15×8</u> 120	3,0	Обрушение сланцев произошло в месте вскрытия контакта рудной брекчии и сланцев. Обрушение сланцев происходит сводообразно с постоянным увеличением высоты

На данном месторождении к контакту сланцев и рудного тела часто приурочены разломы, заполненные брекчией и глиной трения (мощностью до 1—2 м). С этими разломами связано происхождение крупных вывалов. Площади обрушенных пород составляют 20—700 м², объемы — 16—900 м³.

Обрушения происходили и в том случае, когда оставлена недостаточной мощности рудная корка или в кровле камер были встречены тектонические нарушения и сильно перемятые

породы. Так, в камере № 1 (горизонт 1795 м), кровля которой представлена перетертыми джаспероидами, в месте тектонического нарушения при площади обнажения 800 м² постоянно отмечалось обрушение джаспероидов. Площадь обрушения достигла 50 м² мощностью 1 м. Обрушение происходило в течение длительного времени, при этом большое влияние на интенсивность этого процесса оказывало ведение взрывных работ в соседних камерах.

Основная часть обрушений наблюдается в случаях вскрытия сланцев (рис. 17). Так, в камере № 6 (горизонт 1815 м) в районе камер № 9—13, № 205, № 8а, № 15, № 16 (горизонт 1760 м), в камере № 21 (горизонт 1730 м) обрушения производили после обнажения сланцев.



Рис. 17. Обрушение сланцев с заполнением камеры.

Следует отметить, что при обнажении в кровле кварцево-сланцевых сланцев даже на небольшой площади обязательно происходит обрушение с образованием свода, высота которого постоянно увеличивается, иногда доходя до поверхности, если глубина залегания небольшая (30—60 м).

Таким образом, на Терексайском руднике обрушение происходит в том случае, когда в кровле камер имеются значительные тектонические нарушения или обнажены сланцы кровли.

С целью исследования влияния трещиноватости на устойчивость кровли камер нами было обследовано около 120 отработанных камер Южного участка Терексайского месторожде-

ния. При этом кроме параметров камер и целиков фиксировались характеристика пород непосредственной кровли, угол падения рудной залежи, описывалось состояние обрушенных пород. В обрушившихся районах в доступных измерению и обзору участках отмечались характер обрушения и сводообразования, объем обрушившихся пород и плоскости разрыва. В недоступных камерах параметры обрушения устанавливались по геолого-маркшейдерской документации. Мощность непосредственной кровли, глубина залегания и другие параметры определялись по специальным графикам (изолинии глубины залегания выработанного пространства, изолинии мощности рудной корки непосредственной кровли и т. д.), полученным нами в результате обобщения и обработки геолого-маркшейдерской документации рудника. Данные о камерах с ориентировкой трещиноватости приведены в табл. 14. Как видно из таблицы, большинство отработанных камер месторождения в течение длительного времени сохраняет устойчивость, даже неоднократная доработка отдельных камер не привела к ее потере. В то же время некоторые камеры, находящиеся в таких же технологических условиях, подвергались самообрушению. Обследование показало, что эти камеры располагаются в районах с сильно развитой трещиноватостью.

Во всех случаях самообрушения кровли целики не разрушены и сохраняют несущую способность. Следовательно, причиной обрушения явилась потеря несущей способности непосредственной кровли камер.

В графе 3 табл. 14 приведены фактические эквивалентные пролеты камер, определенные по формуле [83]

$$l_{\text{экв}} = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}} \quad (1)$$

где a и b — соответственно длина и ширина камер.

В графе 7 представлены критические пролеты камер для этих же условий. Нагрузка, действующая на непосредственную кровлю, складывается из её собственного веса и пригрузки от веса вышележащих пород:

$$L = \sqrt{\frac{2h^2 \sigma_{\text{изг}}}{(\gamma_1 h + \gamma_2 H) \cos \alpha}}, \quad (2)$$

где $\sigma_{\text{изг}}$ — предел прочности пород непосредственной кровли на изгиб, $\tau/\text{м}^2$;

$\gamma_1 h$ — объемный вес и мощность непосредственной кровли;

$\gamma_2 H$ — объемный вес и мощность пород налегающей толщи;

α — угол падения залежи рудного тела.

Таблица 14

Устойчивость кровли камер во времени

№ ка- меры	Гори- зонт, м	Эквивалент- ный пролет, л кв. м	Мощность не- посредствен- ной кровли h, м	Мощность налетающих пород H, м	Угол падения залежи α, град	Критический пролет, L, м	Коэффициент структурного ослабления, $K = \frac{L}{l_{кр}}$	Ориентировка трещиноватости относительно камер	Год отгра- ботки	Время обрушения
173	1700	8,3	3	120	40	11,8	0,7	Диагонально и вдоль оси камер	1964—1966	В процессе отработки
174	1700	11,2	3	120	40	12	0,93			
175	1700	11,3	3	110	40	12,4	0,91			
176	1700	11,4	3	108	35	12,4	0,91			
177	1700	10,5	—	90	35					
1	1762	5,1	2	70	10	9,2	0,55	Диагонально и вдоль оси камер	1958—1959	Через 1 год после отработки
2	1762	7,7	3	70	10	13,4	0,57			
3	1762	5,1	3	70	15	13,4	0,38			
14	1747	9,9	2,5	40	40	17	0,58	Диагонально	1961	Через 1,5 года
15	1747	10,2	2,5	40	40	17	0,6	Вдоль оси	1961	»
16	1747	7	3	40	40	20	0,35	»	1961	»
132	1762	10	2,5	90	15	10,2	0,98	»	1961	»
205	1762	6,5	3	120	20	10,7	0,6	Поперек оси	1968	Через 2 года
2	1797	12	2	40	15	12,4	0,96	Поперек оси	1962	Через 6 лет
18	1732	10,9	5	60	10	23,8	0,46	»	1962	Через 9 лет
202	1697	7,9	2,5	80	10	10,6	0,74	»	1966	Сохраняет устой- чивость
204	1697	10,4	2,5	80	10	10,6	0,98	»	1966	»
1	1800	10	2	55	—	10,2	0,98	»	1960	»
4	1762	12	4	75	—	17,3	0,09	»	1958	»
17	1747	17	2,5	20	40	23,2	0,74	Монолитные породы	1961	Через 10 лет
156	1747	11,4	2	40	40	13,5	0,85	»	1961	Через 1,5 года
9—13	1762	20	10	40	20	55,6	0,36	»	1960	Сохраняет устой- чивость
236	1797	9,4	3	80	20	13,2	0,71	»	1969	»
152	1797	11,2	2,5	85	20	11	1,01	»	1970	»

Объемный вес пород и предел прочности на изгиб, принятые при расчете, составляют: для пород непосредственной кровли $\gamma_1 = 2,8 \text{ т/м}^3$ и $\sigma_{\text{изг}} = 2000 \text{ т/м}^2$, для пород налегающей толщи $\gamma = 2,7 \text{ т/м}^3$, $\alpha \cdot \sigma_{\text{изг}} = 500 \text{ т/м}^2$.

Из табл. 14 видно, что потеря устойчивости кровли камер вызвана наличием трещиноватости. При этом наибольшее снижение несущей способности отмечено при расположении трещин вдоль или диагонально оси камеры или же одновременно по нескольким направлениям.

Так, в блоке VIII — В — 10 гор. 1700 м, объединяющего камеры 173—177, трещины пересекают кровлю в двух направлениях: диагонально и вдоль оси камеры. Все камеры блока обрушились в процессе отработки, не достигнув проектных величин пролетов. При этом величины пролетов, при которых произошли обрушения, были меньше величины критического пролета (см. графу 8 табл. 14). Обрушение пород кровли происходило по контактам поверхностей тектонических трещин крупными глыбами. Это подтверждает, что причина обрушения — наличие трещин в породах кровли. Подобная ориентировка нескольких трещин, когда кровля разбивается на отдельные блоки, является наиболее опасной. Оставление целиков под пересечением плоскостей трещиноватости может значительно снизить ослабляющее действие трещин.

Камеры № 1, 2, 3 горизонта 1762 м и № 14, 15, 16 горизонта 1747 м сохраняли устойчивость лишь в течение 1—1,5 лет, хотя их пролеты составляли всего 0,35 — 0,60 величины критического пролета. Обрушение пород происходило по контактам плоскостей трещин. Потолочины из джаспероидов, оставленных в кровле, оказались также расчлененными трещинами по диагонали и вдоль оси камер, что послужило причиной их обрушения. После обнажения сланцев, залежавших над непосредственной кровлей, обрушение получило интенсивное развитие и продолжалось до образования свода естественного равновесия. В камере № 15 обрушение завершилось образованием воронки на поверхности глубиной 5 м. Характерно, что смежная камера № 17 с пролетом, более близким к критическому, сохраняла устойчивость в течение 10 лет. Кровля этой камеры представлена монолитными джаспероидами.

Длительное время сохраняют устойчивость также камеры, кровля которых нарушена трещинами, ориентированными поперек оси камер. К таким относятся камеры № 205, 4 горизонта 1762 м, № 2 горизонта 1797 м, № 18 горизонта 1732 м, № 202—204 горизонта 1697 м, № 1 горизонта 1800 м.

Непосредственная кровля этих камер представлена джаспероидами, а величина эквивалентных пролетов составляет 0,60—0,98% величины критического пролета. В камере № 205 через 2 года после отработки произошло обрушение в виде местных вывалов. По вскрытым сланцам обрушение продолжалось до образования свода естественного равновесия. Обрушения кровли камер № 2 и 18 произошли соответственно через 6 и 9 лет. Камеры № 1 горизонта 1800 м и № 4 горизонта 1762 м сохраняют устойчивость уже на протяжении 12—14 лет. В устойчивом состоянии находится кровля камер № 202—204 несмотря на то, что их пролеты в течение 1969—1970 гг. были увеличены за счет доработки бортов в юго-западном направлении. В настоящее время эти камеры фактически соединились с камерами № 186, 187, 188, расположенными горизонтом ниже. В центре камеры выложен бетонный целик, в котором появились вертикальные трещины, однако в течение 1970—1971 гг. они не получили дальнейшего развития. Результаты обследования устойчивости обнажения пород в камерах, измерение деформаций целиков и кровли свидетельствуют о достаточно больших напряжениях в массиве. Тем не менее кровля камер сохраняет устойчивое состояние.

К устойчивым относятся камеры горизонтов 1762 и 1797 м, непосредственная кровля которых сложена монолитными породами. Так, в камерах № 9—13 площадь обнажения достигает 1000 м². Мощность непосредственной кровли, представленной монолитными джаспероидами, здесь около 10 м, что обеспечивает ее устойчивость на протяжении 12 лет. Этим можно объяснить и устойчивость кровли камер № 236 и 132, хотя величины их пролетов близки с критическим.

Следует отметить, что на руднике в последние годы производилась частичная выемка целиков, но и после удаления ряда целиков описанные камеры находятся в устойчивом состоянии.

Таким образом, на руднике обрушение кровли происходит при наличии трещин. Степень влияния трещиноватости зависит от конкретных условий и ориентировки трещин относительно фигуры камер. Наибольшее снижение устойчивости обнажений пород в кровле имеет место при расположении трещин вдоль и диагонально оси камеры. Из сравнения фактических и расчетных параметров камер следует, что при установлении безопасных размеров пролетов камер необходимо учитывать характер структурного строения кровли. Для этого при определении пролетов камер надо вводить коэффициент структурного ослабления K_c , который для данного месторождения, как видно из табл. 14, принимает значения: при

Характеристика обрушений камер на Чаувайском руднике

№ камеры горизонт, м	Глубина залегания H , м	Площадь камеры, $\frac{м \times м}{м^2}$	Параметры обрушений		Характеристика обрушений
			пло- щадь по почвс, $\frac{м \times м}{м^2}$	мощ- ность сред- няя, м	
64 (бл.—В—П) 1330	60—87	$\frac{50 \times 33}{1770}$	$\frac{12 \times 10}{120}$	1,5	В результате обрушения сланцев образовался свод. Камеры в устойчивом состоянии. Размеры отдельных вывалившихся глыб $2,0 \times 1,5 \times 1,5$ м
63 (бл.—В—П) 1330	35—70	$\frac{50 \times 30}{1500}$	$\frac{5 \times 6}{30}$	2,0	Обрушение между целиками 10 и 16, из тектонического клина обрушились сланцы. Ось клина падает под углом 60° к падению рудного тела и 30° к горизонту. Размеры отдельных глыб $2 \times 2,5 \times 1,5$ м
5 1360	.	$\frac{16 \times 15}{250}$	$\frac{15 \times 7}{105}$	0,3	После отработки произошло обрушение сланцев и образовался свод. Сланцы обрушились мелкими кусками, размер максимальных $0,5 \times 0,4 \times (0,2—0,3)$ м
41—40 1380	30—40	$\frac{35 \times 20}{700}$	$\frac{16 \times 14}{84}$	0,3	Обрушились глинистые сланцы Обрушение сланцев отдельными плитами размером $2 \times 2 \times 1$ м
11 1370	100—105	$\frac{33 \times 24}{800}$	$\frac{8 \times 5}{40}$	1,0	Обрушение в центре камеры. В юго-западной части обрушение углистых сланцев мелкими кусками до 0,2 м.
9 1370	35—70	$\frac{43 \times 23}{1200}$	$\frac{4 \times 2}{8}$	1	Обрушение сланцев в северо-восточной части камеры отдельными глыбами до $1,5 \times 2 \times 0,7$ м
10 1330	100	$\frac{45 \times 25}{1200}$	$\frac{5 \times 4}{20}$	0,4	Частичное обрушение обнаженных сланцев в юго-западной части камеры размером $0,4 \times 0,7 \times 0,8$ м

ориентировке трещин диагонально и вдоль оси камеры $K=0,35\div 0,6$; при ориентировке поперек оси $K=0,6\div 0,9$. Поэтому рациональное расположение фигур камер и опорных целиков относительно направления плоскостей трещиноватости позволяет в известной степени снизить эффект влияния трещиноватости на несущую способность кровли.

На Чаувайском руднике в 1968—1969 гг. производилось обследование состояния отработанных камер пологопадающей залежи Толубай-Кыштау.

В табл. 15 приведена характеристика обрушений. Несмотря на большие объемы подземных пустот и продолжительное время, прошедшее с момента окончания отработки камер (до 20 лет), объем и размеры обрушений незначительны. Площади обрушений в отдельных камерах находятся в пределах $8\text{—}120\text{ м}^2$, а объемы обрушенных пород — $8\text{—}180\text{ м}^3$.

Обрушения в кровле отмечались во всех случаях, когда были вскрыты сланцы или встречены тектонические нарушения. Обрушение обычно происходит плитами, глыбами, камнями и породной мелочью. Размеры отдельных плит достигают $2,5\times 2\times 2\text{ м}$.

Результаты обследования показали, что многие камеры на рудниках Киргизии находятся в устойчивом состоянии длительное время.

Породы кровли обрушаются отдельными глыбами и плитами в местах тектонических нарушений или на контакте со сланцами и при наличии крупной трещиноватости. Обрушение сланцев происходит в виде постепенного отслоения отдельных плит до образования свода естественного равновесия. Высота свода обрушения зависит от величины пролета камер, глубины разработки и физико-механических свойств горных пород.

Объемы обрушений колеблются в значительных пределах, возрастая при слабых вмещающих породах и наличии нарушений, уменьшаясь при крепких вмещающих породах. Частота и размеры обрушений растут с увеличением глубины горных работ (особенно на Кадамджайском месторождении).

Оставление рудной корки не всегда предотвращает обрушение налегающих пород.

3. Анализ работы опорных целиков в различных горно-геологических условиях

При отработке месторождений полезных ископаемых камерно-столбовой и сплошной системами разработки оставляемые целики длительное время поддерживают налегающую тол-

щу вмещающих пород. Поэтому изучение поведения целиков во времени необходимо для определения срока устойчивого состояния целиков и уточнения методов их расчета.

В 1968—1972 гг. нами были изучены состояние и характер поведения опасных целиков и потолочин в действующих и отработанных камерах рудных полей Хайдарканского, Кадамджайского, Терексайского и Чаувайского месторождений.

При обследовании определялись размеры камер, рудного тела (блока); составлены описания состояния и геологической характеристики пород кровли камер, количества целиков в камере (рудном теле), глубины залегания, даты отработки камер; фиксировались размеры целиков; описаны породы, слагающие целик, состояние целика: наличие нарушений, крупных трещин и трещиноватости, угол падения трещин, изменение размеров целика, причины нарушения целика; производилось масштабное фотографирование опорных целиков.

На Хайдарканском месторождении рудные тела представлены гнездовым скоплением полезного компонента среди рудовмещающей толщи, рудные тела небольших размеров значительно удалены друг от друга. Поэтому многие рудные тела отрабатываются без оставления опорных целиков. Последние оставляются в камерах при эксплуатации больших или средних размеров рудных тел при неустойчивых породах кровли. Максимальное расстояние между целиками в камерах, породы кровли которых относятся к первой группе, составляет 20 м, минимальное — 5 м; максимальное расстояние для третьей группы — 8—10 м.

В основном опорные целики сложены крепкими породами: джаспероидами, брекчиями и различного вида известняками, преимущественно с бедным оруденением. Предел прочности этих пород на одноосное сжатие колеблется от 1000 до 2160 кг/см².

Опорные целики для поддержания кровли выработанного пространства оставляют различной формы и размеров, но большей частью в поперечном сечении круглой или слегка вытянутой овальной формы и реже вытянутой прямоугольной.

Число и размеры целиков определяются в зависимости от крепости и устойчивости пород кровли, мощности рудного тела и наличия безрудных участков. Размеры опорных целиков круглого поперечного сечения обычно следующие: диаметр 3—4, иногда 6—8 м, высота целиков в основном 4—5 и редко 10—16 м. Прямоугольные опорные целики в практике отработки рудных тел встречаются сравнительно редко, их размеры: ширина 2—3 м, длина 5—8 м, высота целиков 3—4 м. Целики находятся в действующих и отработанных камерах на различ-

ной глубине от 50 до 300 м; срок службы опорных целиков по времени отработки камер (или по времени оформления целика) от нескольких месяцев (камера № 1619) до 20 лет (камера Центральная зона, камеры № 604—623).

Было установлено, что случаев разрушения или раздавливания целиков в практике отработки Хайдарканского месторождения не наблюдалось.

Обычно очистные работы в камерах ведутся в течение двух лет, в соседних камерах или вблизи них — от 2 до 5 лет, на участке (горизонте) — 5—10 лет. За 10 лет чаще всего участок или горизонт уже полностью отработан. В зависимости от времени отработки камер горизонта рудного поля или участка целики можно разделить на 4 группы (табл. 16):

- I группа — со сроком службы целиков до двух лет;
- II группа — 2—5 лет;
- III группа — 5—10 лет;
- IV группа — 10—20 лет.

Таблица 16

Основные сведения о целиках по группам

Показатели	Группы по сроку службы целиков			
	I	II	III	IV
Количество целиков	9	14	6	5
Группы пород кровли камер	2, 3	1, 2, 3	1, 2, 3	1, 3
Площади опорных целиков, м ²	До 30	2—25	3—16	6—18
Высота целиков, м	3—17	3—16	4—15	2—10
Глубина залегания (до кровли камер), м	144—184	69—202	58—220	53—92

При обследовании состояния опорных целиков первой группы основное внимание было уделено тем целикам, которые находились в камерах с неустойчивыми породами. Большинство опорных целиков этой группы, сложенных массивными известняками, монолитны, без каких-либо признаков разрушенности от горного давления.

Целики I группы имеют различное поперечное сечение (до 30 м²). Глубина расположения опорных целиков от поверхности колеблется от 150 до 220 м, так как очистные работы на руднике в настоящее время производятся на этих глубинах.

Для опорных целиков этой группы характерно отслоение по поверхности и обрушение глыб и кусков породы по плос-

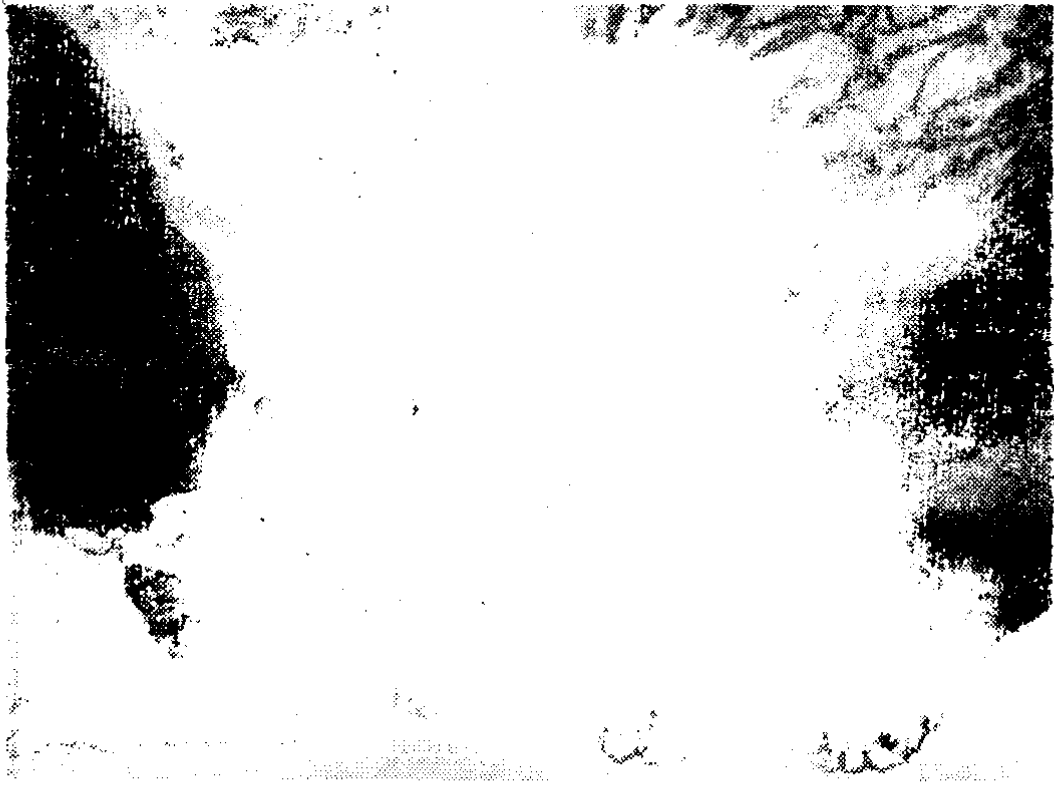


Рис. 18. Целик, нарушенный взрывными работами.

костям отдельностей, образованных взрывными работами при отработке камер (рис. 18). Некоторые целики состоят из пачек двух или даже трех видов пород, причем верхний слой чаще всего сложен слабыми породами (углистые и глинистые сланцы), часто перемятых на контакте. Так, в камере № 1619 верхняя часть опорного целика представлена глинистыми сланцами, а нижняя основная — массивными известняками. По трещинам, образованным взрывными работами (целик после взрывных работ не обобран), и крупным сколовым трещинам наблюдаются отслоения. Трещины по целику проходят под углом $30\text{--}35^\circ$, видны небольшие прослойки кальцита. В камере № 116 (блок п/э № 100, горизонт 1975 м) опорный целик в верхней части состоит из глинистых сланцев, в нижней — из джаспероидов. На контакте глинистые сланцы нарушены и перемяты. По целику проходит довольно крупное геологическое нарушение под углом 20° , наблюдается глыбовая отдельность. Оба опорных целика в камерах № 1619 и 116 находятся в устойчивом состоянии.

На некоторых целиках этой группы по периметру небольшими участками встречается мелкая раздробленность вследствие взрывных работ. Однако несмотря на встречные нарушения все опорные целики I группы находятся в устойчивом состоянии без заметных признаков проявления разрушения.

Состояние опорных целиков I и II групп различается незначительно. Опорные целики находятся в камерах с различными группами пород кровли, на глубинах от 65 до 202 м. Площади поперечного сечения целиков колеблются от 2 до 25 м². В этой группе основная часть целиков сложена массивными известняками и находится в устойчивом состоянии.

Каких-либо различий в состоянии опорных целиков, которые находятся в камерах с породами кровли I, II, III группы нет. В камерах различных групп встречаются целики, по которым проходят геологические нарушения, в основном залеченные кальцитом, трещины отдельности, трещиноватость и кливаж. В отличие от опорных целиков I группы здесь реже встречаются отслоившиеся во время взрывных работ глыбы и куски породы. Обычно после ведения взрывных работ целики не оббирают, поэтому куски постепенно отслаиваются и обрушаются по глыбовым отдельностям. По периметру некоторых целиков отмечаются площадки мелкой раздробленности (0,2—0,3 м²), где в отличие от целиков I группы сравнительно легко отделяются и выламываются отдельные кусочки мощностью до 5 см по трещинам отдельности. В тех случаях, когда целик сложен слоями различных пород (известняки, сланцы, джаспероиды), в местах раздробленности наблюдаются небольшие осыпи мелких кусочков горных пород. случаев разрушения опорных целиков этой группы не зафиксировано.

Анализируя состояние опорных целиков III группы, можно отметить, что целики также находятся в устойчивом состоянии и случаев разрушения не было. Целики этой группы располагаются в камерах с различными группами пород кровли, на разных глубинах (от 58 до 220 м) и различны по площади поперечного сечения (от 3 до 16 м²).

Основная масса опорных целиков, сложенных массивными известняками, монолитна, без признаков каких-либо нарушений. Имеются небольшие трещины отдельности, мелкая трещиноватость. Отваливание глыб по трещинам отдельности почти не наблюдается. Так, встреченные в целике камеры № 467 глыбовые отдельности — устоявшиеся со временем. Только в некоторых целиках есть значительные геологические нарушения. Например, в камере № 1404 по центру целика проходит открытое (мощностью 15 см) нарушение, заполненное местами натечным кальцитом. По периметру отдельных целиков отмечаются небольшие площадки, где встречаются мелкие кусочки отрыва по кливажным плоскостям отдельности (основная причина — раздробленность взрывными

работами и влияние влажного воздуха). Целики начинают покрываться тонкой окисной пленкой.

Особый интерес при обследовании состояния опорных целиков представляли целики IV группы. Их устойчивость в значительной степени влияет на состояние и сохранность пустот в течение длительного времени.

Опорные целики этой группы находятся в камерах различных групп кровли (I, II, III), на различной глубине и длительно сохраняют свое рабочее состояние. Так, в отработанной камере Центральная зона (глубина залегания 92 м) два опорных целика со сроком службы почти 20 лет монолитны, в устойчивом состоянии. Первый целик (северная часть камеры Центральная зона) монолитен, имеет небольшие трещины отдельности (горизонтальные, через 0,7 м). Каких-либо видимых изменений целика не обнаружено. Целик покрыт тонкой пленкой окисления. В другом опорном целике (в центре камеры Центральная зона) наблюдается мелкая трещиноватость и глыбовая отдельность, образованная в результате ведения взрывных работ при оформлении целика. По периметру целика в отдельных местах на небольших площадках отмечается так называемое «шелушение», когда от действия влажного воздуха со временем по мелким трещинам отдельности от целика отваливаются небольшие слои или кусочки пород мощностью 4—5 см на площади 0,2—0,3 м². В целом же целик монолитен и никаких признаков его разрушения не наблюдается.

Небольшие площадки шелушения в местах мелких трещин отдельности были встречены и при осмотре опорного целика в камере № 623—604 (глубина залегания 87 м), отработанной около 20 лет назад. По целику проходят вертикальные трещины через 1 м друг от друга мощностью 0,5—1,5 см, кое-где заполненные кальцитом. Целик в нижней части был отбит и раздроблен взрывными работами, на наклонной части целика по трещинам отдельности после взрывных работ видны отслоившиеся под давлением собственного веса куски пород (рис. 19). Никаких признаков разрушения целика от горного давления не наблюдается.

В камере № 425 (глубина залегания 53 м) два опорных целика со сроком службы более 11 лет монолитны, с небольшими трещинами отдельности. У основания целиков видны осыпи породной мелочи и небольшие площадки шелушения.

Таким образом, после обследования опорных целиков со сроком службы 10—20 лет можно отметить, что они находятся в устойчивом состоянии: каких-либо серьезных нару-

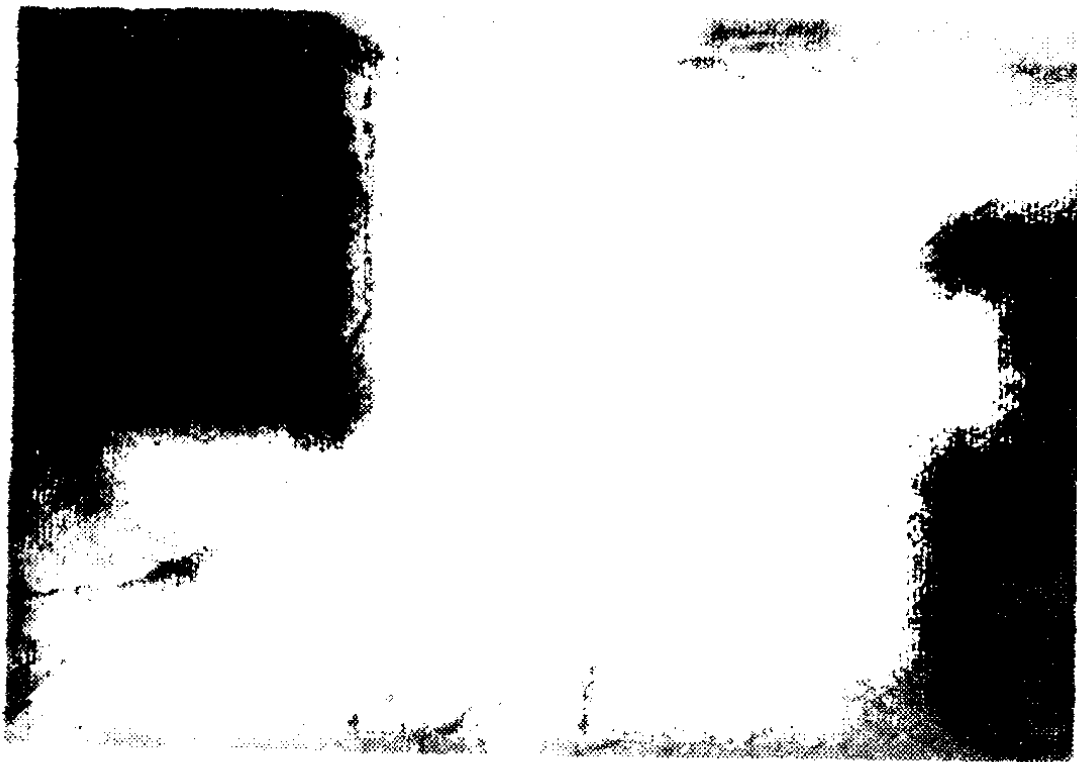


Рис. 19. Вид устойчивого целика после отработки камеры.

шений или признаков проявления горного давления с течением времени не наблюдается. Целики покрыты тонкой окисной пленкой разложения пород.

В табл. 17 представлены характерные для каждой группы стадии изменения состояния целиков на Хайдарканском руднике.

Таблица 17

Характер поведения целиков во времени

Группа целиков	Характеристика поведения опорных целиков
I	Нарушения от взрывных работ, глыбовые отдельности, образование по периметру целиков площадок раздробленности
II	Наблюдаются случаи отваливания глыб отдельностей, образованных взрывными работами. От площадок раздробленности по периметру целика отделение небольших кусочков
III	Отслоение по более мелким трещинам, вываливание мелких кусочков. Отваливание глыб по трещинам отдельности почти не наблюдается. Целики начинают покрываться тонкой окисной пленкой
IV	Наблюдаются случаи мелких отслоений от целиков в виде «шелушения» по старым трещинам отдельности. Целики покрываются пленкой разложения и окисления от влаги до нескольких миллиметров

Таким образом, обследованием опорных целиков на Хайдарканском руднике установлено, что все целики находятся в устойчивом состоянии, нигде не отмечено каких-либо при-

Результаты обследования опорных целиков на Кадамджайском руднике

№ камеры гори- зонт, м	Размеры целика		Глубина залега- ния, м	Характеристика целиков
	высота, м	длина, ширина, м × м		
1	2	3	4	5
К-7	4	3	220	В целике наблюдается отслаивание по трещинам отдельности, трещины вертикальные
990	Круглый			
»	4	d=4 d=3 d=4 Круглый	225	После обрушения рудной корки верхняя часть целика оказалась видимой и состоит из сланцев. По целику проходит вертикальная трещина разрушения. В западной части целика глыбовая отдельность. Целик потрескивает, раздавливается по трещинам отдельностей (происходит как бы шелушение, оттрескивание)
К-8	3—4	2×5	220	В целике (в южной части) наблюдаются трещины отдельности, по ним целик разрушается (треска не слышно). Небольшая глыбовая отдельность
990		Овальный		
»	5—6	3×3,5 2,5×3,5 d=2 Овальный d=2	230	В целике наблюдаются трещины отдельности. В основании откол глыб (целик как бы конусом вниз). При обследовании целик потрескивал — находится под действием горного давления, в предельно напряженном состоянии. Осыпаются мелочь и отдельные куски
»	3,5		220	Целик сравнительно устойчив. Наблюдается развитие трещин. Потрескивания целика не слышно. В нижней части глыбовая отдельность
К-9	4	d=2,5 d=2,5 d=3,0	225	По целику в нижней части прошло горизонтальное нарушение. При обследовании 27.IX 68 целик еще стоял, перед наблюдением 7.X целик начал разрушаться по горизонтальному контакту. Отваливается верхняя часть целика и оставшееся основание. Целик полностью разрушился после отпалки
990				

1	2	3	4	5
»	4	4×4 3×3 3×3	230	По целику проходят трещины, по которым происходят отслоения, но треска не слышно
<u>К-10</u> <u>990</u>	5	Квадратный 3×3,5 3×3 3×3,5	230	В целике слышно слабое потрескивание, происходит развитие трещин, внешне целик устойчив
»	6	Квадратный d=5 d=3,5 d=4	225	По целику в средней части проходит перемятая полоса, что очень хорошо видно со стороны камеры № 10 В нижней части трещины отдельности (растрескавшиеся глыбы), глыбовая отдельность
»	4—5	Круглый 3×9	220	По целику проходят небольшие трещины, в основном целик устойчив
<u>К-10 бис</u> <u>1175</u>	4	Прямоугольный 15×5 Овальный	42	В целике есть небольшие трещины и отслаивание по ним в результате выветривания. В основном целик устойчив. Никаких признаков разрушения его горным давлением нет.
»	4	8×8 Квадратный	42	В целике наблюдаются трещины отдельности, по ним отслоения (результат выветривания и окисления) с течением времени. Целик массивен, в устойчивом состоянии
»	4	5×25 Овальный	42	Целик в основном устойчив, наблюдаются трещины отдельные

наков проявления горного давления и за всю практику отработки месторождения не было случая разрушения целиков.

Целики, которые простояли в отработанных камерах 20 лет и более имеют очень незначительное уменьшение рабочего сечения, что произошло в основном за счет отслоений по трещинам отдельностей, образованных взрывными работами. Нарушенные целики в течение первых нескольких лет уменьшаются в сечении из-за отслоения глыб и кусков по трещинам. Длительная устойчивость целиков, составленных из монолитных и прочных руд и пород, зависит главным образом от способа ведения взрывных работ и времени.

При определении размеров целиков необходимо также учитывать кроме времени естественную трещиноватость и геологические нарушения. Если при монолитных породах уменьшение рабочего сечения целика будет до 5—10%, то при трещиноватых и нарушенных породах уменьшение площади сечения целика во времени может быть более значительным. После отработки в результате взрывных работ в кровле камер образуются заколы, которые большей частью обрушаются в первые годы стояния камер. Со временем кровля камер и опорные целики покрываются пылью и тонкой окисной пленкой влаги, толщина которой в дальнейшем увеличивается.

В 1968 г. на Кадамджайском руднике проводилось изучение характера поведения опорных целиков в отработанных камерах на пологопадающей части месторождения. Методика обследования была аналогична принятой на Хайдарканском месторождении. Результаты наблюдений сведены в табл. 18.

Анализ данных таблиц позволяет отметить, что опорные целики в старых отработанных камерах верхних горизонтов (выше горизонта штольни Капитальная) находятся длительное время в устойчивом состоянии и случаев разрушения их от горного давления не отмечено. Так, в камере № 10 — бис горизонта 1175 м целики, имеющие срок службы 20 лет, стоят без каких-либо внешних признаков разрушения или проявления горного давления. Во всех опорных целиках имеются только небольшие трещины отдельности и отслоения по ним в результате действия влаги и воздуха, по периметру целики покрыты тонкой пленкой окисления. При осмотре междукамерных целиков во вновь отработанной камере № 7 на этом горизонте (камера отработана в конце 1966 г.) наблюдаются мелкая трещиноватость, небольшие глыбовые отдельности, образованные в результате ведения взрывных работ при очистной выемке. Однако целики в целом монолитны, без признаков проявления горного давления.

В ином состоянии опорные целики в действующих в настоящее время горизонтах, где очистная выемка ведется на глубине залегания более 200 м. Так, было установлено, что целики в камерах блока 49-В (горизонт 990 м, глубина залегания 220—230 м) находятся под значительным горным давлением.

Во многих междукамерных целиках наблюдаются явные признаки разрушения целиков: развиваются открытые и глубокие трещины, происходят отслоения по ним с сильным потрескиванием.

Усиленное проявление горного давления и разрушение целиков в блоке 49-В зафиксировано после того, как разрушился целик № 6. При этом площадь обнажения увеличилась, произошло перераспределение горного давления на соседние целики (№ 2, 4, 8, 9), которые оказались под значительной нагрузкой. В табл. 19 произведен расчет коэффици-

Таблица 19

Расчет коэффициента запаса прочности опорных целиков блока 49-В

№ целика	Площадь поперечного сечения целика, м ²	Глубина залегания, м	Площадь кровли, приходящаяся на опорный целик, м ²	Коэффициент запаса прочности целиков	Площадь кровли, приходящаяся на опорные целики (без целика № 6) м ²	Коэффициент запаса прочности
1	8	220	65	2,16	65	2,06
2	8	225	92	1,48	95	1,45
36	10	220	67	2,62	75	2,36
4	7	230	102	1,16	116	1,01
5	4	220	25	2,80	25	2,45
6	8	225	111	1,23	—	—
7	8	220	59	2,37	67	2,08
8	10	230	132	1,28	151	1,11
9	9	225	84	1,83	111	1,44
10	27	220	84	5,62	88	5,36

ента запаса прочности целиков блока 49-В при условии, что на целики давит полный вес налегающих пород, изменяющийся после разрушения целика № 6.

Так, в целике № 2 наблюдаются развитие вертикальных трещин в западной части целика и сильно развивающаяся глыбовая отдельность.

Усилилось характерное потрескивание, от целика отскакивают небольшие кусочки породы, образуются трещины

(рис. 20). То же самое отмечено и при осмотре целика № 4, но здесь горное давление проявлялось интенсивнее. В основании целика произошел откол глыбы, наблюдалось сильное потрескивание в целике с отскакиванием кусков породы и породной мелочи.

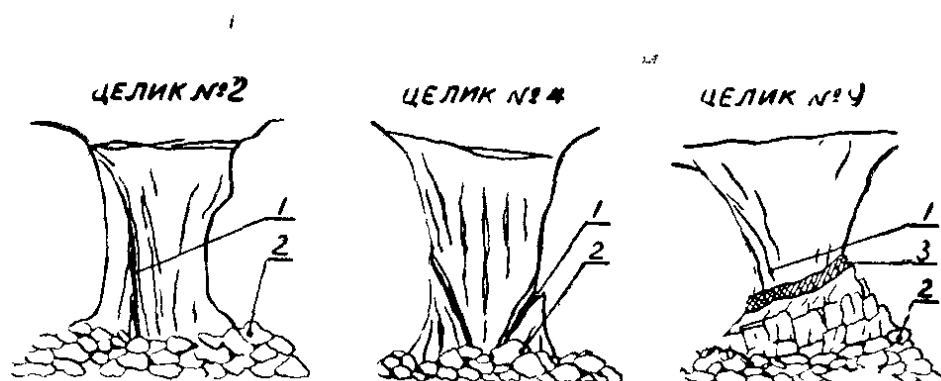


Рис. 20. Схема разрушения целиков на Кадамджайском руднике.

В целике № 9 в средней части (ближе к основанию целика) проходит перемятая полоса пород. Ниже этой полосы зафиксированы интенсивное развитие трещин и глыбовая отдельность. В целике № 8 наблюдается небольшое потрескивание и образование сколовых трещин.

Таким образом, в условиях разработки Кадамджайского месторождения опорные целики в камерах верхних горизонтов длительное время находятся в устойчивом состоянии без признаков проявления горного давления. Со временем целики покрываются пылью и тонкой окисной пленкой влаги. Опорные целики действующих в настоящее время блоков находятся под значительной нагрузкой и разрушаются. Разрушение целиков происходит в результате развития трещин, отделения глыб, кусков породы и породной мелочи.

В 1968—1969 гг. на Терексайском руднике производилось обследование состояния опорных целиков отработанных камер. Основные результаты наблюдений сведены в табл. 20.

На руднике при отработке камерно-столбовой системой оставляют опорные целики в основном круглой формы. Площади поперечного сечения опорных целиков до 20—30 м², а иногда и более, особенно в тех случаях, когда целики приурочены к безрудным участкам.

Большинство целиков, состоящих из плотной кварцевой брекчии, массивны и монолитны (рис. 21). Некоторая часть целиков имеет значительные трещины отдельности, тектоническую нарушенность. По плоскостям нарушений наблюдает-

Характеристика опорных целиков Терексайского рудника

№ камеры горизонт, м	Размеры целика		Характеристика целика
	высота, м	площадь, м ²	
<u>1</u> 1815	3	2,0	Целик рудный, кварцевый плотный, есть слабые трещины отдельности, кливаж слабо выражен
<u>210—211</u> 1815	4	1,2	То же
<u>1</u> 1795	6	12,0	Целик из кварцевой рудной брекчии, трещиноватость слабая
<u>1a</u> 1795	11	16,2	Целик из кварцевой брекчии, массивный без нарушений
<u>2</u> 1795	8	9,0	Целик плотный из кварцевых джаспероидов, есть слабые трещины по послерудным тектоническим нарушениям. В зоне нарушения отваливаются плиточки породы размером 0,3×0,2×0,05 м
<u>9</u> 1760	3—3,5	3,2	Целики 1, 2, 3, 4, 5 из рудной брекчии, слаботрещиноватые, устойчивые, плотные, есть полости выщелачивания и наблюдаются слабовыраженные трещины отдельности, в целике 5 они вертикальны
	4	12,5	
	4—10	12,5	
	8—1	20,0	
<u>9</u> 1760	8	4,5	Целики 1, 2, 3, 4, 5 в результате подработки в них богатых участков нарушены. В целиках есть также нарушения вследствие окисления (выветрился пирит)
	3—4	5,0	
	4	3,0	
	5—7	2,0	
<u>9</u> 1760	3—(5—10)	1,5	
	4—5	2	

ся отслаивание и раздробленность от ведения взрывных работ при оформлении целиков. Со временем по площадкам раздробленности в результате действия влаги и выветривания наблюдается обрушение отдельных небольших кусков породы. Так, в целике 4 камеры 9 (горизонт 1760 м) по площадкам раздробленности происходят обрушения — результат окисления и выветривания пирита. Однако за время отработки месторождения не было отмечено разрушения опорных целиков, хотя значительное количество целиков имеет большой срок службы (до 16—18 лет). Так, в камере № 1 (горизонт 1815 м), отработанной в 1963 г., было оставлено два опорных целика с небольшими площадями поперечного сечения (1,2 и 2 м²). При осмотре после шестнадцати лет службы по поверхности целиков наблюдается мелкая трещиноватость, в целом же целики массивны без признаков проявления горного давления. В камере № 2 (горизонт 1795 м), отработанной в 1953 г., целики, состоящие из рудной брекчии с небольшой



Рис. 21. Расположение целиков в камерах на Терексайском руднике.

трещиноватостью и полостями выщелачивания, также массивны и устойчивы.

На руднике часто производят доработку камер, при этом нередко штупная часть целиков отбивается. В результате в опорных целиках образуются дополнительные трещины отдельности, значительно уменьшается площадь рабочего сечения целиков. Например, в камере № 9 (горизонт 1760 м), отработанной в 1955 г., при повторной отработке в 1967 г. все целики были уменьшены (до 1,5—5 м²) взрывными работами, однако целики устойчивы без проявления признаков разрушения от горного давления.

Значительная устойчивость опорных целиков Терексайского рудника обуславливается их большим коэффициентом запаса прочности. Нами для района камер площадью 10 тыс. м² был произведен расчет запаса прочности опорных целиков на полный вес налегающих пород, среднее значение коэффициента запаса прочности n для всего участка составило 13,7.

Таким образом, опорные целики на верхних горизонтах Терексайского рудника имеют большой коэффициент запаса прочности.

На Чаувайском руднике в 1968-1969 гг. проводилось обследование состояния опорных целиков на участке Толбай-Кыштау. Основные результаты наблюдений приведены в табл. 21. Из таблицы видно, что глубина залегания отработанных

Характеристика опорных целиков Чаувайского рудника

№ камер горизонт, м	Размеры целика		Глубина залегания, м	Характеристика целика
	высота, м	площадь, м ²		
63, 64 (Блок В-П) 1370	6	9,0	60—87	Целик состоит из карбонатно-кремнистой брекчи ($f=10-14$). Крупных на- рушений нет, видна мелкая трещиноватость
41 (Блок В-1) 1380	5	»	»	То же
	6	3,2	»	То же
	4	4,5	30	Весь целик в трещинах, образовавшихся при ведении взрывных работ. Есгь отслоения. В нижней части целика есть трещины и выпавшие от взрыв- ных работ куски породы. Целик состоит из брекчированного известняка. переходящего в брекцию ($f=10-12$)
	2,5	3,75	»	Целик устойчив, состоит из брекчи ($f=10-12$)
A7 (Блок В-6) 1390	8	9,0	»	В целике наблюдаются вертикальные трещины, по этим трещинам при ве- дении взрывных работ происходили отколы. Целик состоит из кварцевой брекчи ($f=10-14$) и устойчив
	4	3,2	80—85	Верхняя часть целика из брекчи, нижняя — известняка, устойчив
	3	12,0	»	Целик состоит из известняково-кварцевой брекчи ($f=10-14$). В целике есть вертикальные трещины. По периметру местами мелкие отслоения
11 1370	2,5	8,0	»	В целике проходит по диагональному сечению контакт верхних брекчиро- ванных сланцев и известняков, устойчив
	6	7,1	100	В целике видны мелкие трещины, но целик устойчив
	5	7,1	»	Целик из известняка ($f=10-12$). В целике в основном мелкие трещины, но есть и крупные (до 1 см), наблюдается шелушение

камер составляет от 0,5 до 36 м. Камеры разделены значительными безрудными участками. Форма опорных целиков в основном круглая или вытянутая, овальная, реже прямоугольная.

Целики на участке сложены крепкими породами: кварцевыми или известняковыми брекчиями, в большинстве случаев монолитны. Срок службы отдельных опорных целиков достигает 16—18 лет, однако на месторождении не отмечено разрушения целиков или раздавливания их горным давлением. В блоке В-1 после отработки на площади 2360 м было оставлено десять опорных целиков различного поперечного сечения. В целике № 106 наблюдаются значительные трещины отдельности и отслоения, образованные при ведении взрывных работ. По вертикальным трещинам отдельности происходили небольшие вывалы кусков породы. Основная часть целиков этого массива имеет небольшие трещины отдельности и мелкую трещиноватость. Однако все целики устойчивы без заметных признаков проявления горного давления. Целики покрыты тонким слоем пыли и окисной пленкой.

При обследовании района камер № 63, 64, камеры блока № 6 установлено, что большинство целиков со значительным сроком службы монолитны, а часть целиков имеет незначительные трещины отдельности. На участке были встречены опорные целики, состоящие из различных пачек пород. Так, в камерах блока № 6 опорный целик № X₂ сложен в верхней части известняками, в нижней — брекчией. Плоскость контакта известняков и брекчии проходит под углом 30° к оси целика. По контакту наблюдаются площади раздробленности и шелушения, целик покрыт потеками, окисной пленкой. Целики № 67 и № X₃ этого же блока в верхней части представлены сланцами, частично брекчированными, в нижней — рудной брекчией. В верхней части целиков по площадкам раздробленности происходит обрушение мелких кусочков породы.

В камере № 9 оставлено 4 опорных целика. Целики в верхней части сложены рудной брекчией, в нижней — известняками. В целиках наблюдаются незначительные трещины отдельности, мелкая трещиноватость, местами встречаются небольшие участки раздробленности. Целики покрыты тонкой окисной пленкой пыли и влаги. Хотя запас прочности целиков, вычисленный по методу Л. Д. Шевякова, самый различный — от 0,55 до 8,25 (табл. 22), все целики находятся в устойчивом состоянии без признаков проявления горного давления.

Таким образом, обследованием установлено, что на всех рудниках, кроме Кадамджайского, целики находятся в ус-

Таблица 22

Запас прочности опорных целиков Чаувайского рудника

№ камеры, район камер	Горизонт, м	Площадь камеры S_k , м ²	Глубина залегания H , м	Объемный вес γ , т/м ³	Предел прочности на одноосное сжатие, кг/см ²	Фактическая площадь целиков $S_{ц}$, м ²	Необходимая расчетная площадь целиков S , м ²	Коэффициент запаса n
63, 64 (Блок В-П)	1330	2800	75	2,6	1200	156	286	0,55
40а, 41, 40	1380	1370	35	2,6	1200	111	107	1,04
47, 1	1390	1730	82	2,6	1200	49,5	30,8	1,59
9	1370	1200	72	2,6	1200	37,0	18,7	1,98
22, 26	1330	2280	40	2,6	1200	123	19,8	6,22
19	1380	520	26	2,6	1200	24,2	2,93	8,25

тойчивом состоянии. Признаков значительного проявления горного давления не отмечено.

Запас прочности целиков на верхних горизонтах неоправданно завышен и составляет 10—15 и более. Есть случаи, когда целики имеют меньший запас прочности, однако це-ти-

ВИДЫ ЦЕЛИКОВ


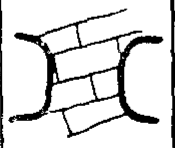
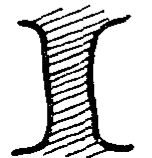
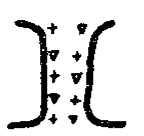
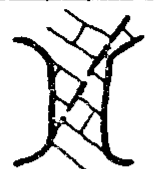



№ камеры	Эскиз целика	Породы целика	Площадь камеры	Площадь целика	Глубина залегания	Высота целика	Запас прочности
586		массивный известняк	1750	10	25	29	4,5
1569		массивный известняк	1050	23	33	5	46,0
1965		сланцы	360	2	158	5	0,4
566		джаспероиды	410	3	114	6	2,7
1565		известняк нарушен разломом	975	2	120	3	0,9
1827		2м-сланцы 4м-известняк	875	27	117	6	3,3
1857		1м-сл известняк 2м-джаспероиды 0,5-известняк	750	7	140	4	1,3
1575		массивный известняк	325	5	135	7	3,3

Рис. 22. Формы и размеры целиков.

ки устойчивы и не разрушались. Это говорит о том, что давление горных пород не всегда равно весу столба пород, а подчиняется иногда другому закону.

Многообразие форм, размеров и геологических особенностей рудных месторождений Киргизии обуславливает большое разнообразие опорных целиков, оставляемых в очистном пространстве. Целики отличаются друг от друга размерами, формой, геологическим строением, запасом прочности, глубиной залегания. На рис. 22 приведена характеристика целиков, оставляемых для поддержания кровли камер. Из рисунка видно, что высота опорных целиков колеблется от 3 до 29 м, площадь целиков — от 2 до 27 м², коэффициент запаса прочности — от 0,4 до 46, крепость слагающих пород — от весьма крепких (джаспероидов) до малоустойчивых (сланцев), от массивных известняков до пород, нарушенных тектоническими разломами, от целиков, состоящих из одной породы и состоящих из нескольких пород.

Как все это многообразие условий учитывается при определении размеров целиков на рудниках Киргизии, в частности Хайдарканского?

Анализ физико-механических свойств и структурных особенностей пород месторождений позволяет разделить целики в зависимости от слагающих их пород на три группы:

I — из устойчивых джаспероидов, массивных известняков не дробленных, не обводненных.

II — из неустойчивых джаспероидов, слабодробленных известняков, слоистых известняков с малой обводненностью.

III — из сильно нарушенных джаспероидов и известняков, глинистых и углистых сланцев.

Для каждой из трех групп целиков в результате статистической обработки фактических данных о 46 целиках по I группе, о 16 целиках по II и 20 по III получен средний коэффициент запаса прочности. Для I группы он равен 11,5; II — 8,1; III — 2,4.

Анализ фактических данных показывает, что коэффициент запаса прочности опорных целиков колеблется от 46 (камеры № 1569—1570) до 0,4 (камера № 1404).

С увеличением глубины залегания рудного тела запас прочности опорных целиков уменьшается согласно уравнению

$$n = 20,3 - 0,12H$$

и при глубине 160 м становится меньше 1. Из уравнения видно, что в настоящее время опорные целики на Хайдар-

канском месторождении оставляются без учета изменения глубины разработки.

По углам наклонов пластов пород, слагающих целики, последние были разделены на три группы:

I — с углом наклона пластов от 0 до 15°.

II — от 15° до 30°.

III — от 30° до 45°.

Для каждой из трех групп целиков в результате статистической обработки фактических данных по I группе о 22 целиках, по II — 35, по III — 12 получен среднеарифметический коэффициент запаса прочности, который составил для I группы 5,9; II — 11,9; III — 8,6.

Из приведенных данных видно, что коэффициент запаса прочности целиков не зависит от угла наклона пластов, слагающих опорные целики.

На основании принятой классификации пород кровли по устойчивости, в результате статистической обработки фактических данных вычислен средний коэффициент запаса прочности опорных целиков, который составил для I группы 11,8; II — 10,8; III — 5,0.

Таким образом, в настоящее время опорные целики на Хайдарканском месторождении оставляются без учета прочности пород кровли. Например, коэффициент запаса прочности целиков для кровли из слабых пород меньше коэффициента запаса прочности целиков, поддерживающих кровлю их крепких пород.

Очень важно установить зависимость изменения площади опорных целиков от увеличения площади камеры. Эта зависимость определена методом математической статистики. Величина коэффициента корреляции $r=0,483$ показывает, что в настоящее время на Хайдарканском месторождении площадь опорных целиков увеличивается по сравнению с увеличением площади камер в два раза меньше, т. е. на 1 м² целика большой камеры приходится нагрузка в два раза больше, чем на 1 м² целика меньшей камеры.

Из графика (рис. 23) видно, что площадь опорных целиков изменяется в зависимости от площади камеры согласно уравнению

$$S_{ц} = 0,0168 S_{к}.$$

Для определения зависимости увеличения площади опорных целиков от увеличения площади камеры для каждой группы пород кровли все камеры были разбиты, согласно принятой классификации, на три группы. Для каждой группы в отдельности была подсчитана регрессия и составлено

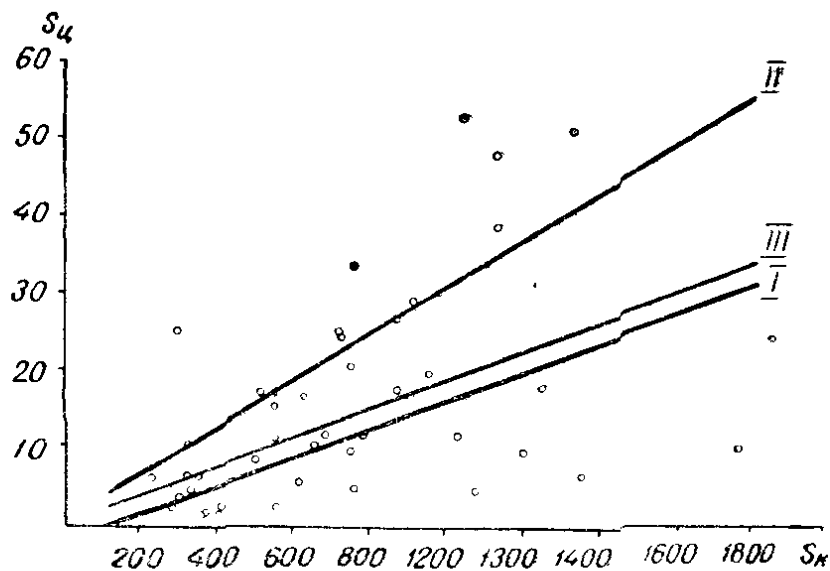


Рис. 23. Изменение площади целиков в зависимости от площади камер. I — общее для всех целиков; II, III — для целиков II и III групп.

уравнение корреляции. Сила связи между увеличением площади целиков от увеличения площади камер соответственно для каждой из групп равна:

I группа — 0

II — 0,665

III — 0,520.

Отсутствие связи для камер I группы дает право утверждать, что в настоящее время на Хайдарканском месторождении площадь опорных целиков, оставляемых в камерах этой группы, не зависит от площади камеры. Оставление опорных целиков для камер II и III групп также производится без должного учета площади камер. Сила связи между площадью опорных целиков и площадью камер для II группы (0,665) и III группы (0,520) показывает, что площадь камеры увеличивается по сравнению с площадью целиков почти в два раза быстрее.

На рис. 23 показаны графики зависимости $S_{ц}$ от $S_{к}$. Для каждой из групп в отдельности зависимость $S_{ц}$ от $S_{к}$ выражается уравнением, для I группы зависимости нет, для II — $S_{ц} = 0,0268S_{к}$, для III — $S_{ц} = 0,017S_{к}$. Как видно из приведенных данных, зависимость $S_{ц}$ от $S_{к}$ для камер II группы больше, чем для III. Это объясняется тем, что площадь обнажения для камер II группы больше, чем для III, и камеры II группы находятся частично в охранных целиках, обработка которых ведется с оставлением регулярных, большей площади, целиков.

Опорные целики, оставляемые в камерах небольшой глубины разработки, имеют очень большой коэффициент запаса

прочности (например, для камеры № 1569 $H=28$ м, $n=46,0$, камеры № 795 $H=39$ м, $n=31,5$), а в камерах, разрабатываемых на большой глубине, — малый коэффициент, для камеры № 1404 $H=215$ м, $n=0,4$, камеры № 1565 $H=120$ м, $n=0,9$).

С увеличением площади обнажения камер площадь опорных целиков на Хайдарканском месторождении изменяется следующим образом. Для камер I группы площадь опорных целиков не зависит от площади камер, для II и III групп прочности площадь целиков зависит от площади камеры согласно уравнениям

II группа камер — $r=0,0268$;
III группа камер — $r=0,017$.

Изменение прочностных свойств пород, слагающих целик, также не учитывается. Целики, состоящие из более крепких пород, имеют запас прочности, равный 11,5, а целики, сложенные малоустойчивыми породами, обладают запасом прочности, равном 2,4. Следовательно, в настоящее время при отработке рудных тел в крепких породах оставляются опорные целики завышенной площади, что приводит к добавочным потерям в опорных целиках.

Кровли камер по своим прочностным свойствам имеют большие различия, которые при оставлении опорных целиков не учитываются. Так, запас прочности целиков, поддерживающих кровлю из более устойчивых пород, равен 11,8, а для целиков, поддерживающих кровлю из менее устойчивых пород, 5,0. Но несмотря на то, что на руднике имеются целики с $n < 1$, с 1945 г. не отмечалось ни одного случая массового разрушения целиков. Опорные целики, оставленные в камерах, не испытывали разрушающих напряжений и не подвергались раздавливанию. Вывалы кровли имеют местный характер, обусловленный трещиноватостью, слоистостью пород, геологическими нарушениями.

Из вышесказанного вытекает, что на месторождениях Киргизии в настоящее время опорные целики оставляются без учета основных факторов: глубины разработки, площади камер, физико-механических свойств вмещающих пород и руды. Поэтому разработка обоснованных методов вычисления опорных целиков с учетом всех влияющих факторов имеет большое значение и позволит снизить потери в целиках при отработке, улучшить технологию добычи, повысить безопасность ведения очистных работ.

ГЛАВА III

ОСОБЕННОСТИ ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ НА РУДНИКАХ КИРГИЗИИ

1. Напряженное состояние целиков при отработке небольших рудных залежей

Рудные тела цветных и редких металлов обычно небольших размеров, не имеют четких границ и распределены в виде мелких изолированных участков. В этих случаях применяется сплошная система разработки с нерегулярным оставлением целиков. Целики стремятся по возможности оставить в бедной руде. Однако потери ценных руд и в этих случаях остаются высокими. С переходом на более глубокие горизонты возрастающее горное давление требует увеличения размеров целиков, в связи с чем потери могут настолько возрасти, что дальнейшее применение камерно-столбовой и сплошной систем разработки может быть нецелесообразным. Но в этих случаях не учитывается один из факторов, который был отмечен рядом исследователей [28, 40, 65, 78], и в практических расчетах используется пока не полностью.

При незначительных размерах площади разработок находящаяся над горными выработками толща пород будет удерживаться не только опорными целиками, но и связью этой толщи по ее периферии с окружающими массивами горных пород [4, 24, 98]. И только начиная с некоторой глубины, при данных геологических условиях на целики будет давить вес всех пород до земной поверхности.

Выявлено [71, 77, 107, 108], что нагрузки на целики при отработке изолированных залежей или при оставлении массивных целиков меньше столба всей толщи налегающих пород, но общая зависимость изменения давления не выяснена. Поэтому установление закономерности изменения давления на целики при отработке небольших рудных залежей имеет научное и практическое значение. Распределение нагрузок нами изучалось в лабораторных и производственных условиях.

В настоящее время существует несколько методов моделирования горных процессов для исследования напряженного состояния массива. Так, метод эквивалентных материалов позволяет проследить за данным процессом вплоть до разрушения массива, но до сих пор не удалось сконструировать прибор,

который мог бы с достаточной надежностью и точностью измерять напряжения при моделировании этим методом. Такое же затруднение возникает и при центробежном моделировании. Наиболее распространенным является оптический метод моделирования, который позволяет с большой точностью определять напряжения, но является сложным и для него необходимо дорогостоящее оборудование.

В настоящей работе применяется простой экспериментальный метод тензометрической сетки или сокращенно «тензосетки». Этот метод разработан ленинградским ученым Н. С. Розановым в лаборатории ОМИН ВНИИГ им. Б. Е. Веденеева и используется для исследования напряженного состояния различных гидротехнических сооружений на строительстве Братской, Красноярской и других ГЭС [70].

Сущность метода тензосетки заключается в том, что модели исследуемых сооружений изготавливаются из податливых материалов, обладающих небольшим по величине модулем упругости E и линейной зависимостью между деформациями и напряжениями. К таким материалам относятся вальцмасса, игдантин, формопласт и другие материалы, имеющие при комнатной температуре модуль упругости $E = 0,5 - 10 \text{ кг/см}^2$.

Тензометрическая сетка наносится типографской краской с помощью специальных клише на поверхности исследуемой модели до ее нагружения. С сетки делают оттиск на кальке или бумаге. Полученный оттиск отвечает недеформированному состоянию рассматриваемого участка поверхности модели. Второй оттиск той же сетки снимается с нагруженной модели. Он соответствует деформированному состоянию участка модели. Размеры сторон ячеек первого и последующего отпечатков сетки подвергаются затем тщательным измерениям на компараторах.

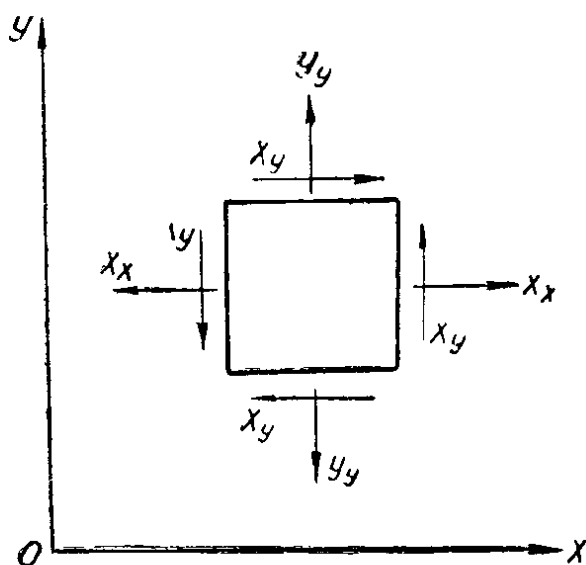


Рис. 24. Сетка с квадратными ячейками.

При экспериментальных исследованиях методом тензосетки напряжения определяются лишь в заранее намеченных сечениях. Так как нас интересуют напряжения X_x и Y_y вдоль осей X и Y , то в этом случае удобно применять сетку с квадратными ячейками, расположенную относительно осей X и Y , как показано на рис. 24.

Для вычисления напряжений по измеренным деформациям сетки воспользуемся зависимостями плоской задачи теории упругости. Напряжения связаны с деформациями обобщенным законом Гука [70].

$$\begin{aligned} X_x &= \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} [(1-\nu)(\epsilon_x + \nu(\epsilon_y + \epsilon_z))]; & Y_x &= S_{xy} \cdot G; \\ Y_y &= \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} [(1-\nu)\epsilon_y + \nu(\epsilon_x + \epsilon_z)]; & Z_y &= S_{yz} \cdot G; \\ Z_z &= \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} [(1-\nu)\epsilon_z + \nu(\epsilon_x + \epsilon_y)]; & X_z &= S_{zx} \cdot G. \end{aligned} \quad (3)$$

Но в нашем случае плоское напряженное состояние, тогда

$$\begin{aligned} Z_y &= Z_x = 0, \\ Z_z &= \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} [(1-\nu)\epsilon_z + \nu(\epsilon_x + \epsilon_y)] = 0, \end{aligned} \quad (4)$$

откуда получаем, что

$$\epsilon_z = \frac{\nu}{1-\nu} (\epsilon_x + \epsilon_y).$$

Подставляя это выражение в обобщенный закон Гука, получаем зависимость напряжений от деформаций для плоского напряженного состояния

$$\begin{aligned} X_x &= \frac{E}{1-\nu^2} (\epsilon_x + \nu\epsilon_y); \\ Y_y &= \frac{E}{1-\nu^2} (\epsilon_y + \nu\epsilon_x); \\ X_y &= \frac{E}{2(1+\nu)} \cdot \delta_{xy}. \end{aligned} \quad (5)$$

Для того, чтобы результаты модельных исследований отвечали напряженному состоянию изучаемого сооружения, долж-

ны быть соблюдены условия геометрического и силового подобия. В качестве коэффициентов подобия удобно выбрать следующие:

$K_1 = \frac{l_n}{l_m}$ — коэффициент геометрического подобия,

$K_2 = \frac{P_n}{P_m} = \frac{\gamma_n l_n^3}{\gamma_m l_m^3}$ — коэффициент силового подобия,

где l_n — линейные размеры в натуре;
 l_m — линейные размеры в модели;
 γ_n — объемный вес материала натуре;
 γ_m — объемный вес материала модели.

Тогда зависимость между напряжениями в натуре и модели можно представить в следующем виде:

$$\sigma_n = \frac{\kappa^2}{\kappa_1} \sigma_m \text{ или } \sigma_n = \frac{\gamma_n \cdot l_n}{\gamma_m \cdot l_m} \sigma_m,$$

где σ_n — напряжения в натуре;
 σ_m — напряжения в модели.

Однако при испытании серии моделей, относящихся к изучению одного вопроса, надо по возможности проводить обработку и анализ полученных данных в безразмерных характеристиках. Поэтому при данном геометрическом масштабе напряжения вычислялись в безразмерных величинах относительно давления в нетронутым массиве $p = \gamma H$, т. е. вычислялась концентрация напряжений.

Модели приготавливались из вальцмассы. Вальцмасса — податливый материал, состоящий из желатина, глицерина и воды. Процесс приготовления вальцмассы достаточно прост и не требует сложного оборудования. Физико-механические свойства вальцмассы зависят от ее состава, способа приготовления, температуры и влажности окружающей среды. Некоторые данные о свойствах вальцмассы приводятся в табл. 23.

Таблица 23

Физико-механические свойства вальцмассы

Показатели	Обозначения	Единица измерения	Величина
Модуль упругости	E	кг/см ²	0,5 — 10
Коэффициент Пуассона	ν	кг/см ²	0,35—0,5
Временное сопротивление	σ	кг/см ²	0,4 — 0,5
Объемный вес	γ	г/см ³	1,25—1,3

Уменьшение модуля E вальцмассы достигается добавлением в нее небольшого количества глицерина с водой.

Модели из вальцмассы изготавливаются путем отливки ее в расплавленном состоянии в специальные формы. Для отливки плоских моделей удобно применять формы, состоящие из двух листов оргстекла толщиной 8—10 мм, которые прижимаются струбцинами к деревянной раме, форма которой воспроизводит внешние контуры отливаемой модели. Для устройства в модели сквозных проемов (выработок) применяются деревянные вкладыши, которые прикрепляются заранее, до отливки вальцмассы, к боковым местам формы. На участке контура, где необходимо жесткое защемление модели, поверхности деревянной рамки делаются шероховатыми, что обеспечивает надежное прилипание к ним вальцмассы. Варка вальцмассы производится в водяной ванне при температуре 80°C. При моделировании составных сооружений из материалов с разным модулем упругости (например, непосредственной кровли камер с различной прочностью) соответствующие части модели отливаются из разных сортов вальцмассы с различной податливостью. Отливка моделей из различных сортов вальцмассы производится несколькими последовательными этапами. Сначала в подготовленной форме отливается (с некоторым запасом по высоте) нижняя часть модели. Затем форма раскрывается и отлитой части модели придается требуемое очертание. Лишняя вальцмасса срезается острым ножом. Далее форма снова собирается, в нее заливается другой сорт вальцмассы и так далее.

Для вычисления напряжений по измеренным деформациям модели, как было сказано выше, необходимо знать две основные механические характеристики материала: модуль упругости E и коэффициент Пуассона ν . Эти характеристики в значительной мере зависят от вида материала, температуры и влажности окружающей среды и от длительности действий нагрузки. Поэтому их определение необходимо производить на тарировочных образцах из того же материала, что и модель, одновременно с проведением опыта, в тех же температурных и влажностных условиях.

Наиболее просто определяются величины E и ν методом тензосетки. Сетка наносится обычным порядком на тарировочных образцах. Такие образцы отливаются в формах одновременно с заливкой модели. Измерение начальных и последующих отпечатков, снятых с образца, позволяет определить величины относительных деформаций ϵ_x , ϵ_y , а по ним величины модуля упругости и коэффициента Пуассона:

$$E = \frac{\gamma \cdot Y + \frac{P}{S}}{\epsilon_y}, \quad \nu = \frac{\epsilon_x}{\epsilon_y},$$

где

U —длина образца;

P —нагрузка на образец;

S —площадь поперечного сечения.

Методом теории упругости было установлено, что при двух камерах напряжения в целиках гораздо меньше, чем напряжения от полного веса налегающих пород, а при бесконечно большом числе камер возникающие в целиках напряжения обусловлены весом вышележащих пород, т. е. с увеличением ширины разработки напряжения в целиках возрастают [16, 109].

Для выявления зависимости напряжений, возникающих в целиках и массиве, от ширины разработки полезного ископаемого, а точнее зависимости U_y от отношения ширины разработки L к глубине H , были выполнены лабораторные эксперименты.

Исследования проводились на плоских моделях методом тензосетки. Размеры модели следующие: ширина 75 см, высота 60 см и толщина 2 см. Размеры сторон ячеек должны быть меньше основных размеров модели, что обуславливает применение для расчета напряжений в модели зависимостей теории упругости, выведенных при изучении деформации бесконечно малых элементов тела. Нами бралась сетка с размерами сторон ячеек 2 мм. Для определения рабочего участка площади модели, т. е. влияния граничных условий, была отработана одна модель. Отработка модели производилась через два дня после ее изготовления, так как в моделях из вальцмассы и других аналогичных ей материалов наблюдается значительная усадка. Последняя обычно продолжается в течение одного-двух дней и зависит от температуры, влажности окружающей среды и от качества исходных материалов. Применение в опытах свежизготовленных моделей приводит к увеличению погрешности эксперимента. Все последующие модели также отработывались через два дня после их изготовления. Данная модель имитировала сплошной массив (не нарушенный выработками). В сплошном массиве, находящемся в объемном напряженном состоянии, напряжения U_y и X_x определяются из следующих выражений:

$$U_y = \gamma H;$$

$$X_x = \frac{\nu}{1-\nu} \gamma H.$$

В нашем случае мы имеем плоское напряженное состояние, для которого значения напряжений Y_y и X_x будут равны

$$\begin{aligned} Y_y &= \gamma H; \\ X_x &= \nu \gamma H, \end{aligned} \quad (6)$$

Напряжения в модели измерялись на глубине 40 см по всей ширине. Коэффициент Пуассона ν вальцмассы, из которой изготавливалась модель, был равен 0,5; модуль упругости E — 1 кг/см². Видно, что напряжения в сплошном массиве в нашем случае должны быть:

$$\begin{aligned} Y_y &= \gamma H; \\ X_x &= 0,5 \gamma H. \end{aligned}$$

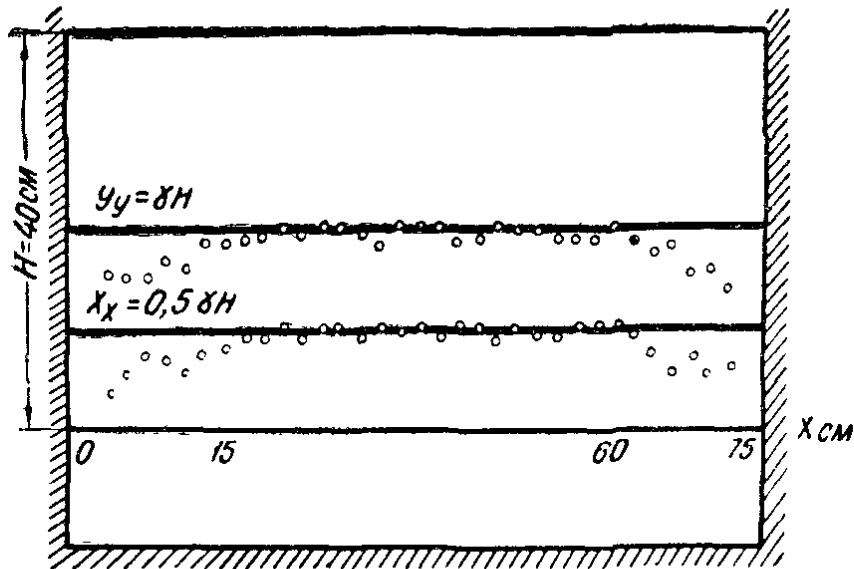


Рис. 25. Распределение напряжений в модели.

На рис. 25 приведен график распределения напряжений по всей ширине модели. Точками обозначены значения напряжений, полученных экспериментально, а сплошной линией — расчетные напряжения, соответствующие сплошному массиву. Из рисунка видно, что напряжения в средней части модели соответствуют напряжениям, возникающим в сплошном массиве, а на расстоянии от краев модели, равном 15 см, напряжения снижаются, т. е. происходит влияние границ модели. Следовательно, ширина рабочего участка модели 40 см.

Надо заметить, что горный массив работает, как правило, на сжатие. Поэтому модели из вальцмассы или других подат-

ливых материалов, обладающих низким модулем деформации, могут потерять устойчивость. Для устранения возможности продольного изгиба моделей, подверженных действию сжимающих нагрузок, внешние сжимающие усилия заменялись равными по величине растягивающими, т. е. модель работала на растяжение. При этом достаточно только изменить знак измеренных деформаций и вычисленных по ним напряжений. Погрешности такой замены становятся ощутимыми лишь при больших конечных деформациях, обычно не допускаемых в модели.

По методике ВНИИГ, повторный отпечаток, характеризующий деформированное состояние модели, снимается через 1—1,5 ч после нагрузки модели, когда интенсивность роста деформаций ползучести вальцмассы заметно снижается. При этом считается, что деформации ползучести не вносят перераспределения напряжений в исследуемом сооружении. Однако в процессе ползучести может нарушиться линейная зависимость между напряжениями и деформациями. Поэтому повторный отпечаток нами снимался сразу же после загрузки модели.

Для выявления зависимости напряжений, возникающих в целиках и массиве, от ширины разработки L было отработано несколько моделей с различным отношением $\frac{L}{H}$. Первая модель представляла собой массив, ослабленный двумя камерами. Размеры камер были следующими: ширина 4,3 см, высота 1,8 см, ширина междукамерного целика 1,4 см. При этих размерах ширина разработки L составляла 10 см, глубина — 40 см, а отношение $\frac{L}{H}$ равно 0,25. На рис. 26 приводится

график распределения напряжений в целике и массиве. Точками обозначены экспериментальные данные, а сплошной линией — значения напряжений, рассчитанных методом теории упругости. Для сравнения представлен график значений напряжений, обусловленных полным весом вышележащих пород, которые для данных размеров целика и камер равны $4\gamma H$. Из графиков видно, что напряжения в целике в два раза меньше рассчитанных по полному весу налегающих пород. Полученные напряжения довольно хорошо совпадают со значениями, вычисленными по методу теории упругости. Резкое возрастание напряжений у контура камеры объясняется тем, что при расчете прямоугольник заменялся сильно вытянутым овалом. Последний имеет большую кривизну контура, а чем

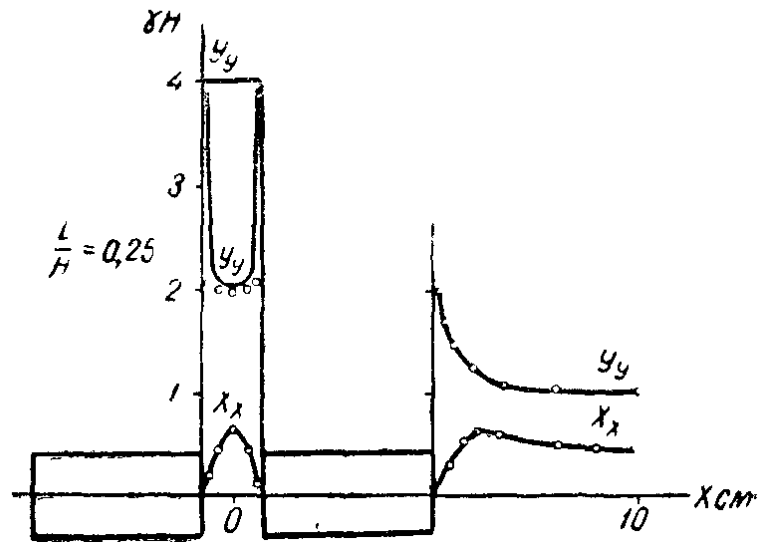


Рис. 26. Напряжения в целике и массиве при $\frac{L}{H}=0,25$.

больше кривизна контура, тем больше на нем значение напряжения.

Значит, при отношении $\frac{L}{H}=0,25$ напряжения, возникающие в целике, обусловлены весом не всей толщи пород, а только ее частью. Напряжения y_y и x_x в массиве имеют примерно такие же значения, как и вокруг одиночной камеры. У контура камеры y_y равно $2\gamma H$, а при удалении от контура уже на расстояние 3—4 см напряжение $y_y = \gamma H$. Графики распределения напряжений в кровле камер приведены на рис. 27. Распределение напряжений в кровле камер такое же, как и вокруг одиночной камеры.

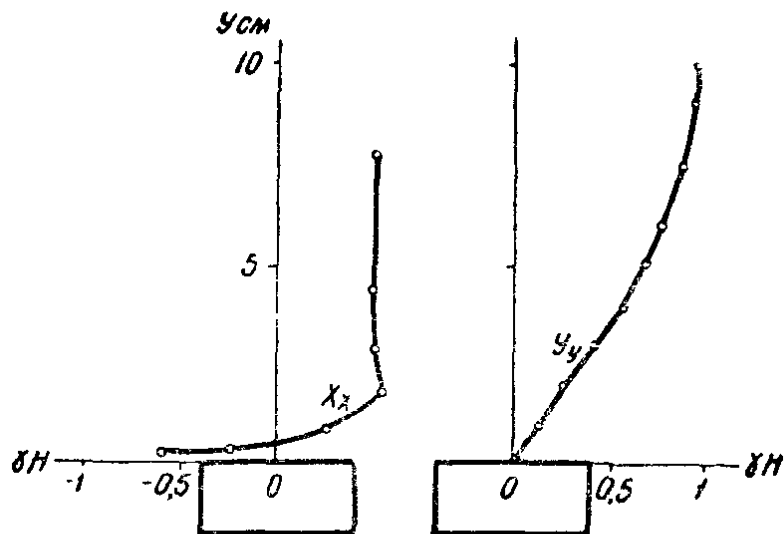


Рис. 27. Величина напряжений в кровле камер.

В следующей модели число камер было увеличено до четырех, в результате чего ширина разработки L увеличилась до 21,5 см. Глубина разработки осталась прежней — 40 см. Отношение $\frac{L}{H}$ составило 0,52. Распределение напряжений для этого случая показано на рис. 28. Так как напряжения в крайних целиках распределены одинаково, то на рис. 28 приводится только правая часть модели. Как видно из графиков, напряжения в целиках и массиве несколько увеличились. Особенно это заметно в центральном целике: с увеличением отношения $\frac{L}{H}$ он нагружается быстрее крайних, однако при $\frac{L}{H} = 0,52$ полной нагрузки еще нет.

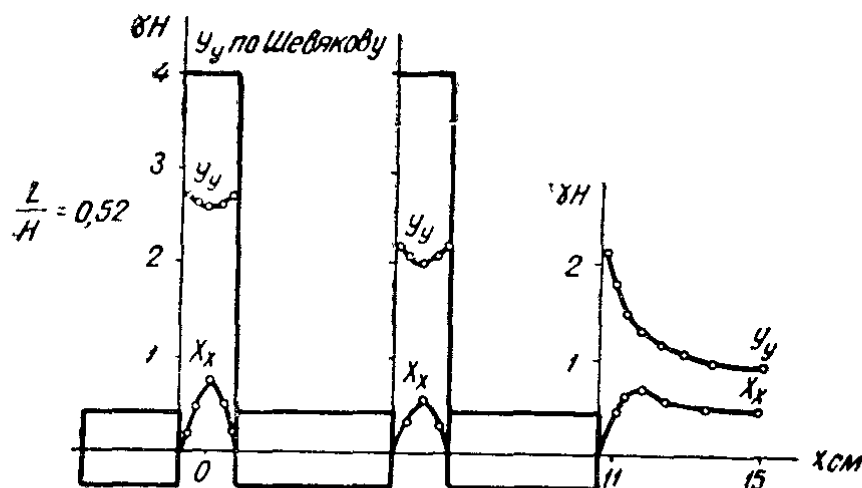


Рис. 28. Напряжения в целиках и массиве при $\frac{L}{H} = 0,52$.

Затем число камер было увеличено до шести. При этом ширина разработки составила 33 см, а глубину H уменьшили до 33 см, в результате чего отношение $\frac{L}{H}$ стало равным 1.

В этом случае напряжения в центральном целике приблизились к расчетным. При удалении от центра напряжения в целиках уменьшаются. Это можно объяснить тем, что при приближении к массиву толща вышележащих пород удерживается не только целиками, но и связью этой толщи с самим массивом.

В следующей модели глубина H была уменьшена до 22 см и отношение $\frac{L}{H}$ стало равным 1,5. При таком отно-

шении центральный целик был полностью загружен вышележащими породами (рис. 29). Попробуем описать такое

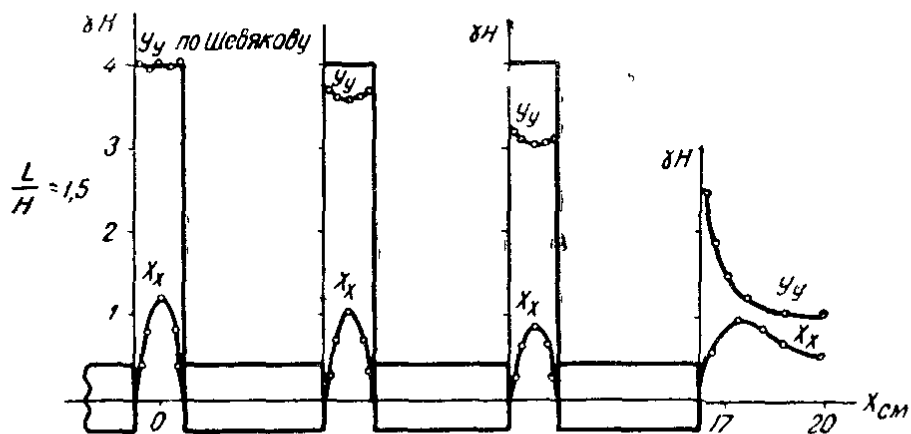


Рис. 29. Напряжения в целиках и массиве при $\frac{L}{H} = 1,5$.

распределение напряжений в центральном и крайних целиках. Для этого воспользуемся теорией «кривой давления», которую ввел для расчета подземных сооружений проф. В. Д. Слесарев [83]. Дифференциальное уравнение кривой давления для выработки безгранично большой длины имеет вид

$$\frac{d^2y}{dx^2} = - \frac{\gamma H}{R}. \quad (7)$$

Интегрируя это уравнение два раза и определяя произвольные постоянные интегрирования, получим окончательное уравнение кривой давления:

$$y = \frac{\gamma H}{2R}(L \cdot X - X^2), \quad (8)$$

где H — глубина залегания выработки (до кровли);
 R — реакции боковых, не подработанных выработкой, массивов;
 L — пролет выработки.

Кривые давления характеризуют напряженное состояние породы в кровле выработки, а следовательно, и характер деформации этих пород.

Построим кривые давления для наших случаев. Для этого в уравнение (8) подставим значения γ , H , L и R . На рис. 30

приводится кривая давления, построенная для $L=10$ см, $H=40$ см. Реакции боковых массивов R являются функцией $R=R(H\sigma)$, где H — глубина, σ — прочностные свойства по-

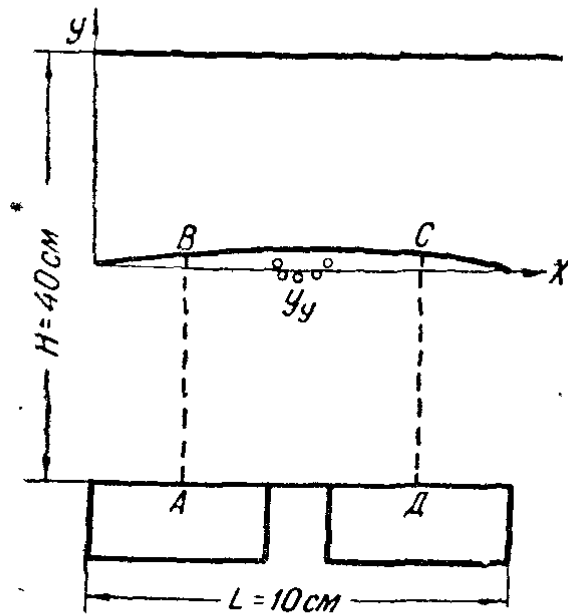


Рис. 30. Схема распределения давления.

род. Для данной глубины $R=470$ г/см. Здесь же приведены и значения напряжений U_y , возникающих в целике (обозначены точками), в единицах относительно глубины H . Из сравнения распределения напряжений видно, что на целик давит столб породы ABCD, а не весь столб до поверхности. Далее была построена кривая давления для ширины разработки $l=21,5$ см глубины 40 см. В этом случае кривая давления проходит через значения напряжений, возникающих в центральном и крайних целиках для данного соотношения $\frac{L}{H}$

На рис. 31 представлены кривые давления для $L=33$ см и $H=22$ см и $\frac{L}{H}=1,5$. Здесь $R=360$ г/см. График показы-

вает, что кривые давления и в этих случаях проходят через значения напряжений в целиках U_y . Давление над центральным целиком имеет значение y большее, чем возможно для данной глубины H , т. е. давление на центральный целик больше давления полного веса столба пород. Естественно, что этого быть не может, и в этом случае надо понимать, что для центрального целика наступил момент, когда на него давит полный вес вышележащих пород. При дальнейшем увеличении отношения $\frac{L}{H}$ следует ожидать, что давление,

обусловленное полным весом вышележащих пород, будет распространяться и на соседние целики и при достаточно

Больших значениях $\frac{L}{H}$, только крайние целики будут нести нагрузку меньшую, чем нагрузка от полного веса столба пород.

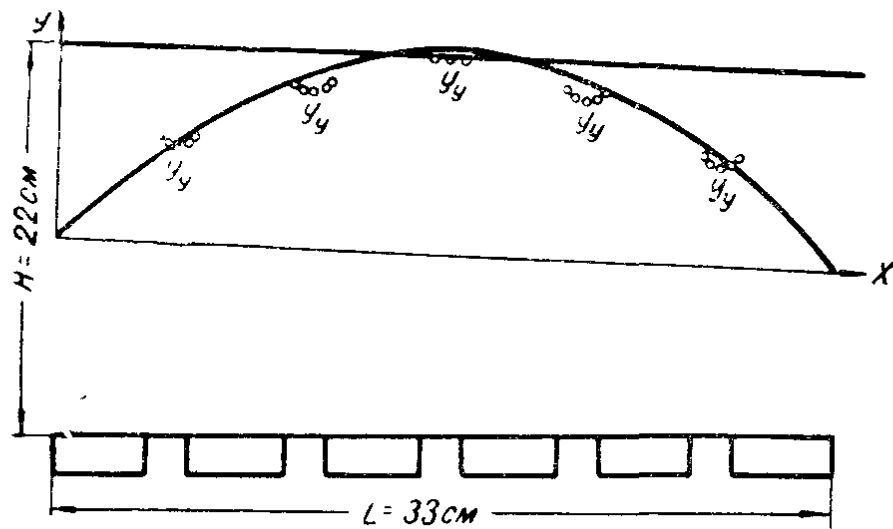


Рис. 31. Распределение напряжений в зависимости от расположения целика в панели.

Таким образом, можно сказать, что распределение нагрузок на целики довольно хорошо описывается уравнением кривой давления.

Рассмотрим теперь непосредственную зависимость напряжений, возникающих в целиках, от отношения ширины разработки к глубине H . На рис. 32 представлена такая за-

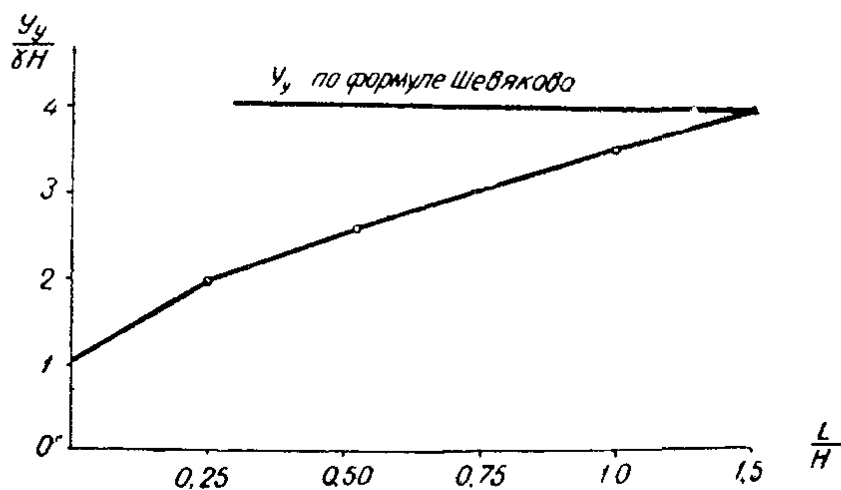


Рис. 32. Изменение напряжений в зависимости от $\frac{L}{H}$.

висимость для центрального целика. Для сравнения приводятся значения напряжений, рассчитанных по формуле

Л. Д. Шевякова, который считает, что максимальное давление на расположенные в средней части выработанных пространств опорные целики может наступить уже при отношении $\frac{L}{H}=0,3—0,5$. Однако, как видно из графика, максимальные напряжения в центральном целике возникают при отношении $\frac{L}{H}=1,5$. Это зависит от горно-геологических условий.

На некоторых рудниках Киргизии целики, имеющие запас прочности меньше единицы, находятся в вполне устойчивом состоянии. Это объясняется тем, что для данных рудников, как правило, отношение $\frac{L}{H}$ составляет 0,1—0,5, реже единицу и крайне редко больше единицы, а для таких небольших отношений напряжения в целиках имеют меньшие значения, чем от γH . Кроме того, на напряженное состояние целиков оказывает заметное влияние прочность непосредственной кровли камер. Было установлено, что при $\frac{L}{H}=0,25$ напряжения, возникающие в целике, в 2 раза меньше напряжений, обусловленных полным весом вышележащих пород. Однако при измерении напряжений в целиках на Хайдарканском месторождении при $\frac{L}{H}=0,2—0,5$ получались значения в 3—5 раз меньше значений напряжений от полного веса пород. При этом было обнаружено, что вышележащие породы, т. е. породы непосредственной кровли, являются более прочными и непосредственная кровля имеет в различных участках разную толщину h . Поэтому нами исследуется напряженное состояние междукамерных целиков в зависимости от толщины непосредственной кровли и ее прочностных свойств. Для этой цели было отработано несколько моделей.

Сначала рассмотрим, как изменяются напряжения в зависимости от толщины непосредственной кровли h . В первой модели она составила 3 см. Глубина залегания была равна 40 см, а размеры камер и целика такие же, как и для случая $\frac{L}{H}=0,25$, изученного в предыдущем разделе. Следует отметить, что при измерении напряжений методом тензосетки мы имеем дело с упругой средой, а основным показателем упругого твердого тела является модуль упру-

гости E . Поэтому для сравнения прочностных свойств брался не предел прочности материала, а его модуль упругости E . В первой модели модуль упругости непосредственной кровли был в 3 раза больше модуля упругости остального массива (1 кг/см^2), т. е. $\frac{E_h}{E} = 3$. Полученные распределения

напряжений в целике и массиве приведены на рис. 33 а. На этом же рисунке построены графики распределения нап-

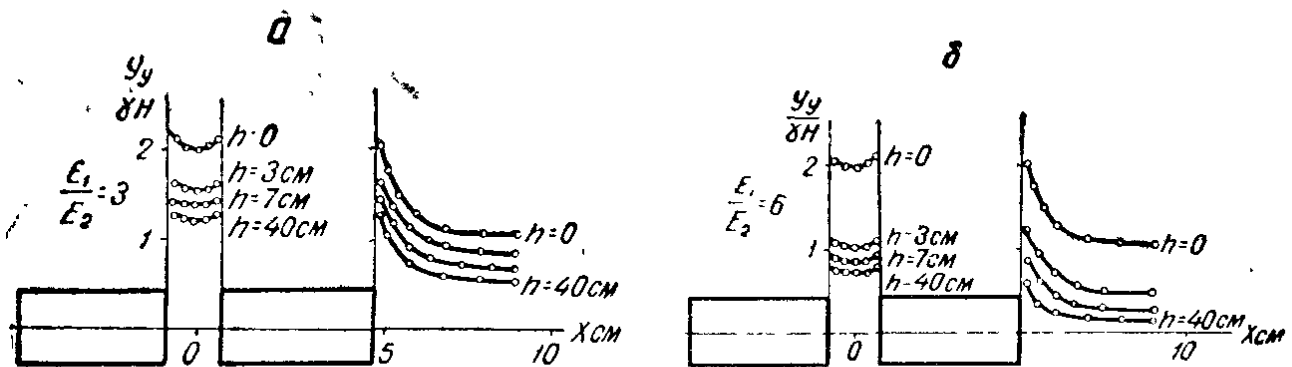


Рис. 33. Изменение напряжений в зависимости от мощности и прочности непосредственной кровли: а — при $\frac{E_h}{E} = 3$; б — при $\frac{E_h}{E} = 6$.

ряжений для $h=7$ см, а также для предельного случая $H=40$ см. Во всех случаях модуль упругости равен 3 кг/см . Для сравнения представлено распределение напряжений для однородного массива. Из графиков видно, что уже при $h=7$ см напряжения в целике значительно меньше, чем в однородном массиве. Далее, при таких же значениях были отработаны три модели с модулем упругости непосредственной кровли, равным 6 кг/см^2 ($\frac{E_h}{E} = 6$). Полученные распределения напряже-

ний приведены на рис. 33 б. Из рисунка видно, что при отношении $\frac{E_h}{E} = 6$, т. е. при увеличении модуля упругости непосред-

ственной кровли, напряжения в массиве и целике становятся еще меньшими, чем при однородном массиве, и гораздо меньшими, чем вычисленные с учетом полного веса вышележащих пород. Такое уменьшение можно объяснить тем, что нагрузку, создаваемую вышележащими породами, несет в первую очередь не целик, а непосредственная кровля. В данном случае непосредственная кровля работает как балка. Нагрузка на целик будет обуславливаться величиной прогиба данной балки, т. е. напряжения, возникающие в целике, пропорциональны деформации целика, а эти деформации зависят от прогиба

данной балки. В свою очередь, прогиб балки зависит от ее модуля упругости E и толщины h . С увеличением E и h величина прогиба будет уменьшаться. Резкое уменьшение напряжений в целике происходит при увеличении h от 0 до 5 см, а при дальнейшем увеличении h напряжения уменьшаются незначительно. Это говорит о том, что даже при небольшой толщине непосредственной кровли, имеющей большую, чем остальной массив, прочность, напряжения в целике значительно снижаются. Так при $h=5$ см и $\frac{F_h}{E} = 3$ напряжения

в целике уменьшились в 1,5 раза, а при $\frac{E_h}{E} = 6$ — более чем в 2 раза.

Значения напряжений, возникающих в целике при наличии непосредственной кровли, по сравнению с напряжением при однородном массиве хорошо описываются следующей эмпирической формулой:

$$U_y = U_{y^0} \sqrt{\frac{E}{E_h}} \sqrt[4]{\frac{H}{h}} \quad (9)$$

где U_y — напряжение при наличии непосредственной кровли;

U_{y^0} — напряжение при однородном массиве;

E_h — модуль упругости непосредственной кровли;

E — модуль упругости остального массива;

h — толщина непосредственной кровли.

Таким образом, непосредственная кровля оказывает большое влияние на величины напряжений в целике и окружающем массиве. При достаточных значениях толщины и прочности непосредственной кровли междукамерные целики можно уменьшать, а в некоторых случаях вообще убирать, так как устойчивость камеры будет обеспечивать непосредственная кровля. А это, как известно, ведет к уменьшению потерь полезного ископаемого и дает значительную экономию средств.

Описанный и примененный в данной работе метод тензо-сетки обладает рядом существенных достоинств, основным из которых является простота. Постановка и проведение исследований не требуют сложной аппаратуры. Возможность использования относительно больших моделей и высокая их податливость делают метод весьма наглядным. Непосредственные визуальные наблюдения за деформациями модели

позволяют в процессе эксперимента установить опасные сечения сооружения. Это обстоятельство во многих случаях значительно сокращает объем экспериментов и, естественно, их стоимость. Точность метода тензосетки зависит от ряда факторов, связанных с изготовлением и загрузкой модели, нанесением и снятием отпечатков сетки, измерением размеров ее ячеек и т. д. При тщательном проведении эксперимента погрешность метода составляет 5—10%. Нами проведены методы тензосетки исследования хорошо изученных и теоретически описанных задач, т. е. конечный результат был заранее известен. При сравнении оказалось, что погрешность не превысила 10%.

Итак, на основании проведенного моделирования можно сделать следующие выводы:

1. При отработке небольших залежей напряжения, возникающие в опорных целиках, меньше напряжений, обусловленных весом всей налегающей толщи пород. При увеличении ширины разработки L напряжения в целиках увеличиваются и достигают максимальных значений при отношении $\frac{L}{H} = 1,5$.

2. Существенное влияние на напряженное состояние целиков оказывает непосредственная кровля, а именно ее прочность и толщина.

Для проверки результатов лабораторных исследований нами выполнены экспериментальные работы по измерению напряжений в целиках на Хайдарканском месторождении в районе Заводского поля. Рудные тела этого поля приурочены к зоне джаспероидных брекчий, представлены пластобразными залежами мощностью 0,5—5 м, расположенными на глубине от 70 до 250 м, и имеют пологое падение (5—25°). Непосредственная кровля в этом районе образована толщиной слоистых известняков мощностью 4—6 м, перекрываемая глинистыми сланцами значительной мощности. С поверхности участок покрыт аллювиальными отложениями Хайдарканской долины, мощность которых местами достигает 30 м. Крепость пород участка представлена в табл. 24 [91].

Обводненность рудного тела и вмещающих пород в пределах участка практически отсутствует.

Экспериментальный участок № 4 расположен на горизонте 1785 м и состоял из камер № 1764, 1728, 1740, 1733 (рис. 34 а). Исследование напряженного состояния проводилось и в целике № 2 и в кровле камеры, в районе этого целика. Глубина залегания H равна 140 м.

К началу работ станок был установлен у целика № 2 со

Физико-механические свойства пород района Заводского поля

Породы	Модуль Юнга, кг/см ²	Коэффициент Пуассона	Предел проч- ности на сжа- тие, кг/см ²
Сланцы глинистые	(4,5—5,2) × 10 ⁵	0,21—0,24	620—790
Известняки слоистые плотные	(6,1—8,6) × 10 ⁵	0,21—0,28	835—1000
Джаспероидная брекчия	(6,6—10) × 10 ⁵	0,17—0,33	1200—1790
Брекчия роговиково-кварцевая	6,5 × 10 ⁵	0,21	2130

стороны камеры № 1740. Площадь обнажения участка составляла около 2000 м² (линейные размеры 50 × 40 м), площадь опорных целиков — 430 м² (табл. 25).

Таблица 25

Характеристика экспериментального участка

№ целика	Поло- жение на 10.VII 69 г.	Положе- ние на 30.VII 69 г.	Положе- ние на 24.IX 69 г.	Положе- ние на 15.X 69 г.
1	32	32	32	14+8
2	26	26	26	26
3	17	9	9	—
4	9	5	5	—
5	41	41	—	31
6	39	33	31	6
6	16	10	6	—
7	50	50	23	—
8	39	16	—	—
9	26	11	—	17
10	39	39	28	—
11	29	26	—	—
12	38	18	—	—
13	30	15	—	—
Общая площадь целиков, м ²	430	360	293	104
Общая площадь участка, м ²	2000	2000	2000	2210

Произведем расчет нагрузок на целики при условии, что они обусловлены весом всей площади налегающей толщи пород:

$$\sigma_v = \frac{\gamma H \Sigma S_k}{\Sigma S_{ц}}, \text{ кг/см}^2, \quad (10)$$

где σ_v — вертикальные напряжения в целиках;
 S_k — площадь камеры;
 $S_{ц}$ — площадь целиков.

Площадь камеры определялась по методу близлежащего района, причем южная граница проведена по надштрековым целикам. В северной части участка из расчета исключался целик № 5 и его район, так как последние являются частью окружающего массива.

Величины напряжений, измеренных методом разгрузки, приведены в табл. 26. Данные по скважине № 1 соответствуют положению на 10 VII 1969 г. После проведения работ по увеличению площади камер (положение на 24.IX 1969 г., рис. 34б) в кровле камеры № 1764 образовались заколы. В камере № 1740 отмечено небольшое обрушение в районе целика № 1. Обрушилось несколько глыб слоистого известняка размером 0,3—0,5 м. После выемки целиков № 10, 11, 12, 13 между камерами № 1764 и 1740 в кровле на месте целиков № 11, 12 образовалась нависшая масса пород размером 7×12 м, имеющая в верхней части по контакту с известняками трещины. Однако обрушения кровли не произошло.

После выемки целиков № 7, 8, 9 (рис. 34в) в камере № 1733, а затем и в камере № 1740 произошли значительные обрушения слоистых известняков. В камере № 1740, в районе целика № 3, зафик-

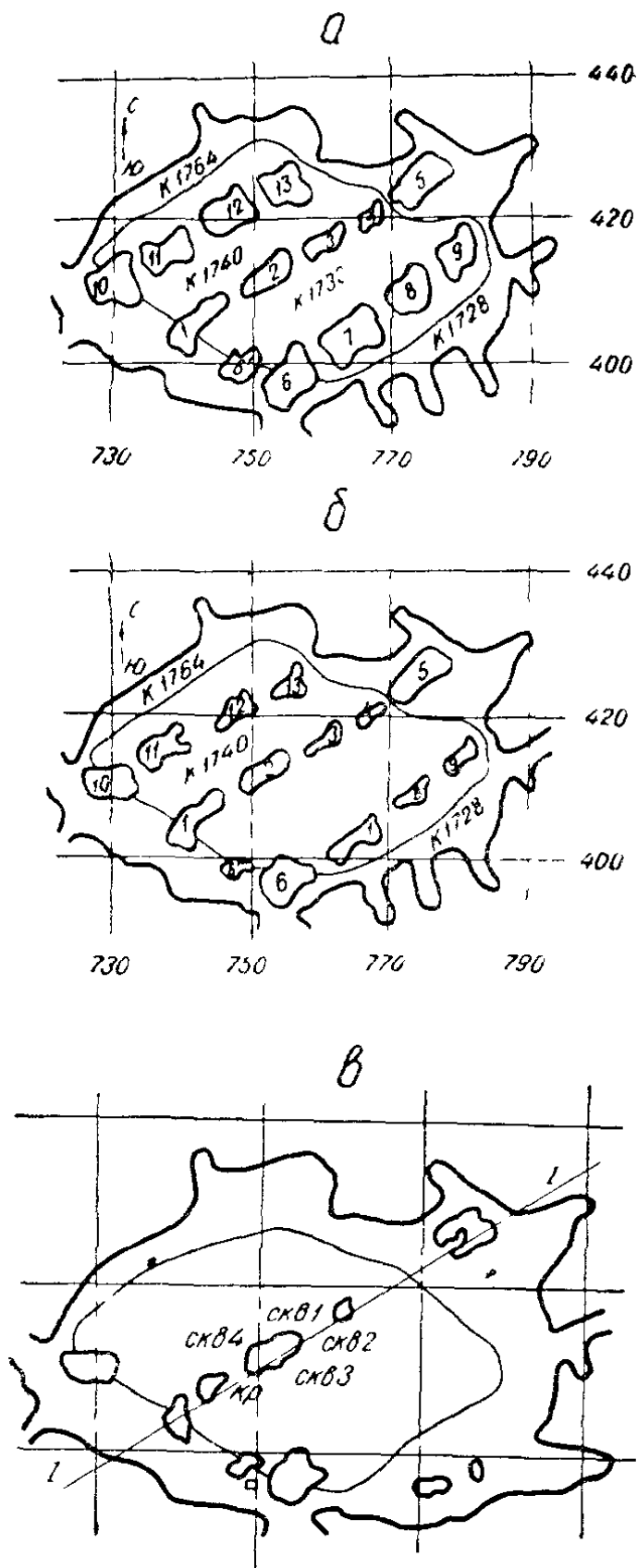


Рис 34 Схема экспериментального участка, положение а — на 10 VII 1969 г, б — на 30 VII 1969 г; в — на 15 IX 1969 г

Измеренные напряжения в целике

Место исследова- ния	$L, м$	ϵ_1 10^{-5}	ϵ_2 10^{-5}	ϵ_3 10^{-5}	A	B	$tg2\alpha$	α	σ_b кг/см	σ_r кг/см ²	σ_{max} кг/см ²	σ_{min} кг/см ²	τ кг/см ²
Сважина № 1	0,8	23,0	12,4	16,5	35,4	5,45	0,151	4°17'	196	140	359	297	31
	1,3	41,0	0,8	-6,0	20,9	33,5	1,355	26°45'	310	82	381	3,0	189
	3,1	6,0	6,0	6,0	6,0	0	0	0	56	56	56	56	0
	4,0	4,2	15,0	24,0	9,6	15,4	2,44	33°50'	58	121	173	3,0	85
Сважина № 2	2,7	5,4	9,0	-30,0	7,5	36,5	-16,0	-43°15'	57	78	27,2	-140	20,6
	4,0	3,0	6,0	12,0	4,2	8,0	5,0	39°20'	33,5	50,8	86,5	-3,7	45
	4,8	16,0	-8,0	-40,0	4,0	45,6	3,67	37°22'	106	-31,4	29,5	-221	25,8
Сважина № 3	0,25	56,8	160,5	37,0	108,6	87,4	-1,48	-28°	720	1310	1490	507	493
	0,95	93,8	7,41	71,6	50,6	47,2	-0,495	-12°55'	722	222	732	198	267
	1,5	123,5	24,6	98,7	74,1	56,8	-0,49	-15°	975	408	1000	360	320
Сважина № 4	0,6	9,8	1,3	15,0	5,5	9,7	-2,21	-37°35'	76	28	86	16	35
	0,9	14,0	5,3	21,0	9,65	12,5	-2,61	-34°30'	115	65,4	160	18	71
	1,5	19,0	42,0	24,0	30,5	12,9	-0,565	-14°45'	220	351	353	207	73
	2,0	128,0	25,0	68,0	76,5	51,4	+0,165	4°42'	1010	420	994	414	290

Целик камер № 1733—1740

сировано обрушение слоистых известняков на площади около 50 м^2 мощностью $0,3—0,5 \text{ м}$. Размеры отдельных плит примерно $1,0 \times 1,0 \text{ м}$ мощностью до $0,5 \text{ м}$.

В камере № 1733 первоначальная площадь обрушения составляла 42 м^2 . Средняя мощность обрушенных пород $0,4—0,7 \text{ м}$. Размеры отдельных плит в плане $1,5 \times 1,0 \text{ м}$ мощностью до $0,4—0,5 \text{ м}$. При дальнейшей отработке участка обрушение развивалось. После обрушения, площадь которого достигла 145 м^2 ($16 \times 12 \text{ м}$), в кровле образовался видимый свод. В целике № 3 отмечены развитие трещин и отслоение породы. При последующих обследованиях состояния целиков и кровли нарушений не наблюдалось (за исключением целика № 3, который в настоящее время почти полностью разрушен).

Исследования напряженного состояния целика проводились в четыре этапа, соответствующих этапам отработки участка. Краевые зоны целика (до $0,8—1,2 \text{ м}$) сильно ослаблены трещинами, поэтому замеров в этой зоне произвести не удалось. Эпюры распределения напряжений в целике наглядно показывают, как с увеличением площади обнажения, поддерживаемой данным целиком, происходит изменение его напряженного состояния.

Для первого положения величина напряжения невелика. При пределе прочности пород, слагающих целик, равном $1400—1800 \text{ кг/см}^2$, коэффициент запаса прочности составляет $4,5—6,0$. Главное напряжение ориентировано приблизительно перпендикулярно падению рудного тела. Из эпюры (рис. 35 а) видно, что вертикальные напряжения распределены по целику несимметрично относительно центра целика. Наблюдается некоторое увеличение напряжений в зоне $1,0—1,8 \text{ м}$ и дальнейшее их снижение к центру целика, причем величина напряжений со стороны камеры № 1740 превышает величину напряжений со стороны камеры № 1733. Это можно объяснить неправильной формой целика (неодинаковая высота). На эпюре (рис. 35 б) приведены кривые распределения напряжений вдоль большей из осей целика. Скважина проходила в зоне, сильно ослабленной трещинами. К моменту проведения замеров по этой скважине участок был частично отработан. Кажется, что следует ожидать увеличения величин напряжений, но из эпюры видно, что величина напряжений по скважине № 2 проходит в части целика с ослабленной несущей способностью. Характер распределения напряжений по сечению целика остается прежним (повышение напряжений в правых зонах и понижение к центру). Кривые распределения напряжений к моменту отработки участка приведены на рис. 35 в. Произошло перераспределение напряжений: горизонтальные напряжения

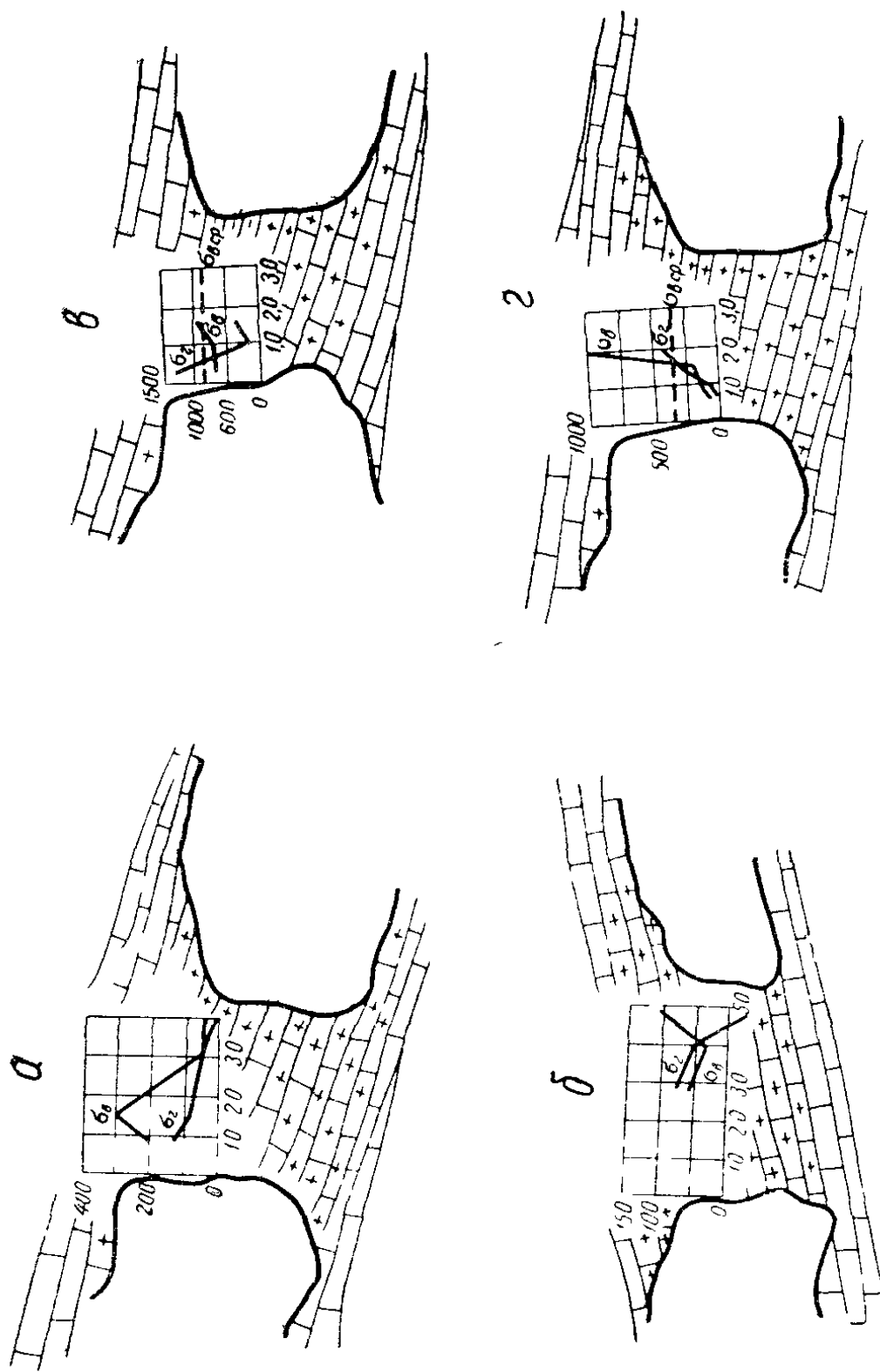


Рис. 35. Напряжения в целике экспериментального участка при разной площади целиков. а — 263 м²; б — 193 м²; в — 126 м², г — 36 м².

в зоне до 1 м превысили вертикальные, но в центре целика максимальными, однако, являются вертикальные напряжения. Величина напряжений значительно повысилась: максимальное $\sigma_v = 975 \text{ кг/см}^2$ при расчетном $\sigma_v = 2100 \text{ кг/см}^2$. Среднее вертикальное напряжение составляет 800 кг/см^2 , что почти в 2,5 раза меньше рассчитанного по полному весу. Коэффициент запаса прочности в данном случае равен 1,4—1,8. Таким образом, материал целика находится в почти предельном напряженном состоянии.

На рис. 35 *а* приведены кривые распределения напряжений по скважине № 4, пробуренной после отработки участка, когда прекратились частичные обрушения кровли, образование свода и т. д. График ярко показывает изменение напряженного состояния целика относительно первоначального положения. Теперь максимально загруженной зоной является центральная зона. Максимальные вертикальные напряжения $\sigma_v = 1010 \text{ кг/см}^2$. Средняя величина напряжений по целику составляет 350 кг/см^2 . Это свидетельствует о том, что в целике произошло развитие деформации по трещинам, микроразломам и т. д., обусловившей снижение нагрузки на целик. Характер направления главных напряжений в основном не изменился.

Экспериментальный участок № 5, горизонт 1785 м, камеры № 1709, 1739, глубина залегания $H = 140 \text{ м}$ (рис. 36). На этом участке исследования напряженного состояния проводились в целике, кровле и массиве. К моменту проведения экспериментальных работ очистные работы на участке были в основном закончены. Величина напряжений в целике, рассчитанные по формулам (4—13) составила $\sigma_v = 2425 \text{ кг/см}^2$. Площадь камер S_k равна 533 м^2 , линейные размеры $27 \times 19 \text{ м}$. Площадь целика $S_{ц} = 8,0 \text{ м}^2$.

Величины напряжений в целике, измеренные методом разгрузки, приведены в табл. 27. Эпюры распределения напряжений по двум разгрузочным скважинам представлены на рис. 37. Висячий бок целика значительно ослаблен трещинами, поэтому замеры в

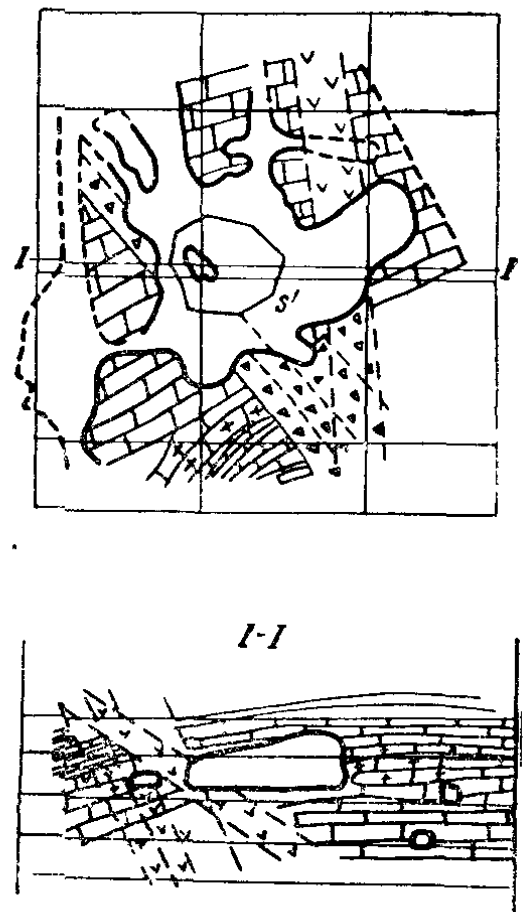


Рис. 36. Схема экспериментальной камеры.

Таблица 27

Измеренные напряжения в целиках камер № 1709 и 1857

Место исследования	$L, м$	$\epsilon_1 \cdot 10^{-5}$	$\epsilon_2 \cdot 10^{-5}$	$\epsilon_3 \cdot 10^{-5}$	A	B	$\operatorname{tg} 2\alpha$	α	$\sigma_{\theta}, \text{ кг/см}$	$\sigma_{\Gamma}, \text{ кг/см}^2$	$\sigma_{max}, \text{ кг/см}^2$	$\sigma_{min}, \text{ кг/см}^2$	$\tau, \text{ кг/см}^2$	
Камера № 1709, Целик	Сважина № 1	1,1	7,5	12,5	10,0	3,5	1,0	22°30	79	107	112	72	20	20
		1,5	15,0	79,0	79,0	47	44,6	22°30	1,0	256	546	684	180	252
		0,8	16,3	13,0	14,5	14,7	2,27	0,09	2°10	146	128	148	122	13
Камера № 1857, Целик	Сважина № 2	1,2	36,0	28,0	21,0	32,0	11,6	2,75	35°	323	276	361	227	67
		1,9	79,0	50,0	36,0	64,5	29,3	1,9	31°8	686	520	758	428	165
		0,25	27,5	83,0	25,5	55,3	40,6	-1,07	23°30	358	676	739	281	229
Камера № 1857, Целик	Сважина № 1	0,8	22,0	25,5	67,0	23,8	43,8	25,6	43°26	212	232	476	19	247
		1,8	27,5	67,0	64,0	47,3	25,8	0,85	20°10	330	555	582	290	146
		1,5	62,0	110,0	64,0	86,0	32,8	-0,195	-21°45	666	940	975	605	185

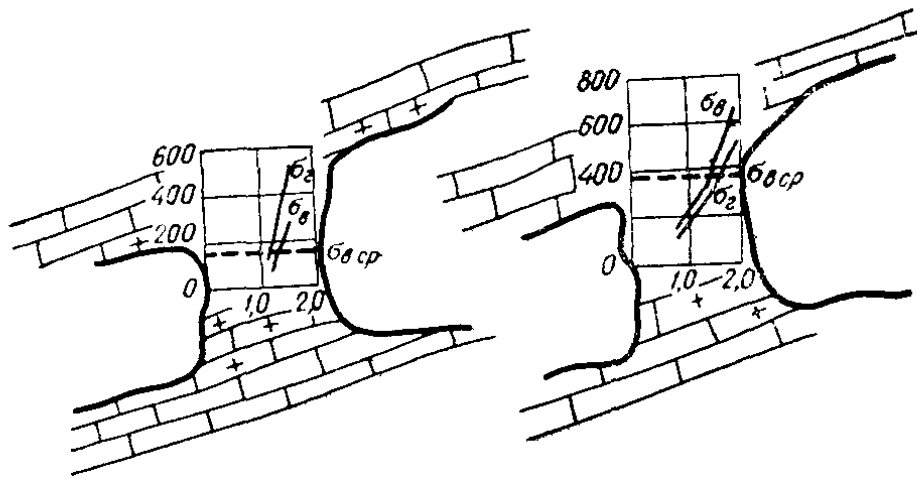


Рис. 37 Эпюры напряжений в целике камеры № 1709.

этой зоне провести не удалось. Напряжения вдоль осей скважин распределены неравномерно. Целик находится ближе к южному борту камеры, в то время как пролет между северным бортом камеры и целиком около 90 м. Из эпюр видно, что напряжения в северной части целика значительно превышают напряжения в центре и южной части целика. Характер распределения напряжений по обоим скважинам и направлениям главных напряжений одинаковый. Горизонтальные напряжения близки к вертикальным. Нужно отметить, что средняя величина напряжений в целике намного меньше расчетных, в то время как $\sigma_{в1} = 170 \text{ кг/см}^2$, $\sigma_2 = 380 \text{ кг/см}^2$, расчетная величина $\sigma_в = 876 \text{ кг/см}^2$. Коэффициент запаса прочности по данному целику составляет 2,1—2,8.

Экспериментальный участок № 6, горизонт 1770 м, камера № 1857. Глубина залегания $H = 145 \text{ м}$. Камера расположена в южном крыле структуры. Исследования напряженного состояния целиков и кровли камеры проводились в 1970—1971 гг.

Таблица 28

Напряжения в целиках камеры № 1857

$\Sigma S_{ск}, \text{ м}^2$	$\Sigma S_{ц}, \text{ м}^2$	$\sigma_в, \frac{\text{кг}}{\text{см}^2}$	$\Sigma S_{ск}', \text{ м}^2$	$\Sigma S_{ц}', \text{ м}^2$	$\sigma'_в, \frac{\text{кг}}{\text{см}^2}$
440	5,0	3320	116	5,0	840
890	29,0	1150,0	520	29,0	680

Исследование напряженного состояния проводилось в два этапа, соответствующих этапам отработки камеры. На первом этапе целик находился в центре камеры. Южный край целика более монолитный, чем северный. Горизонтальные напряжения больше вертикальных (рис. 38 а). В отличие от предыду-

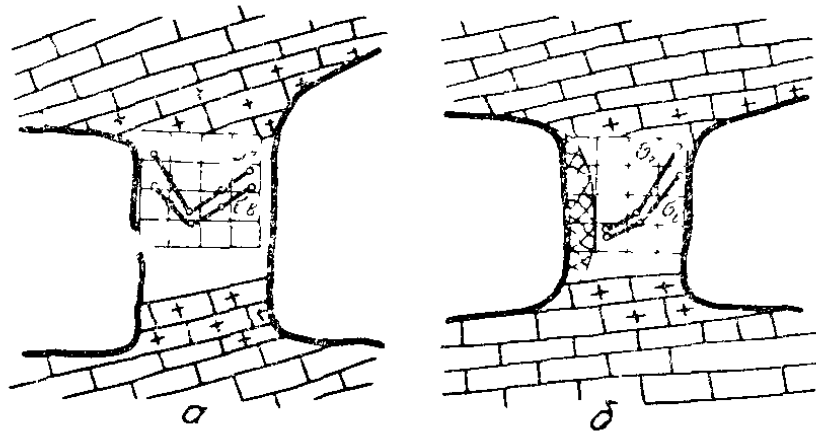


Рис. 38. Распределение напряжений в целике камеры № 1857: *а* — первый этап отработки; *б* — второй этап отработки

щих случаев напряжения в центре целика меньше, чем в крайних зонах. Это свидетельствует о том, что целик загружен не полностью и обладает дополнительным запасом прочности. Для первого этапа измеренные напряжения намного меньше расчетных. На втором этапе отработки проведено значительное увеличение площади камеры. Напряжения в целике при этом возросли (рис. 38 б), горизонтальные напряжения по-прежнему выше вертикальных. Для этого этапа величина измеренных вертикальных напряжений также меньше расчетных (таблицы 27, 28).

Характер распределения напряжений по сечению целика зависит не только от общего напряженного состояния, вызванного весом налегающей толщи, но и от прочих технологических факторов. Целикам правильной формы свойственно симметричное распределение напряжений относительно центра целика. Вид кривой зависит от нагрузки на целик. При небольших нагрузках напряжения в центре целика меньше. При больших нагрузках отмечается увеличение напряжений в центре целика. Такие результаты совпадают с результатами исследований ВНИМИ [55, 56, 57].

Характер распределения напряжений зависит также от наклона целика, высоты его сторон. Величина напряжений увеличивается в более короткой части. Существенное значение имеет внутреннее строение целика (слоистость, трещиноватость). В монолитных частях целика напряжения намного выше, чем в трещиноватых и слоистых частях. Важную роль играет расположение целика в камере. В той части целика, которая поддерживает большой пролет, напряжения соответственно выше.

По результатам проведенных исследований нами составлены зависимости нагрузок на целики от площади обрабатываемых участков (рис. 39 а), а также зависимости коэффициента $K = \frac{\sigma_u}{\sigma_p}$ от площади участков и величины отношения $\frac{L}{H}$ (рис. 39 б). С увеличением площади обнажения и отношения $\frac{L}{H}$ величина напряжений увеличивается, приближаясь к расчетной. При небольших площадях обработки величина измеренных напряжений в 2—3 раза меньше расчетной.

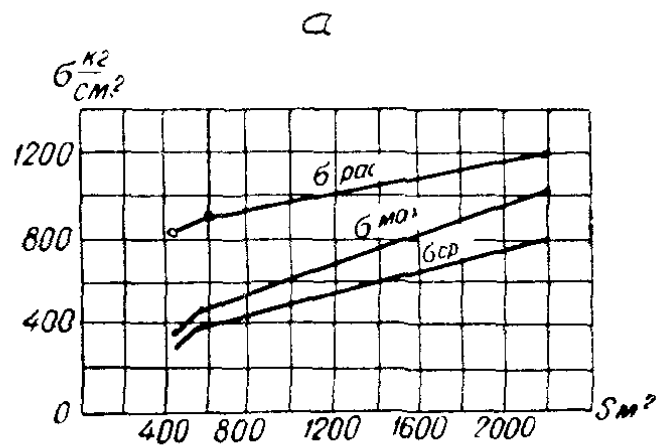
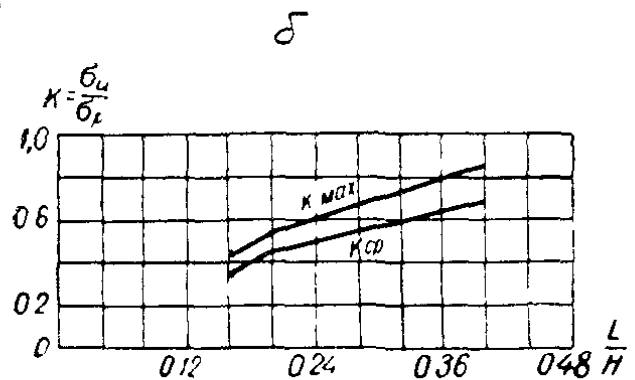


Рис. 39. Зависимость напряжений в целиках: а — от площади обрабатываемых залежей; б — от отношения

шениия $\frac{L}{H}$.



Проведенные исследования напряженного состояния целиков района Заводского поля Хайдарканского месторождения позволили сделать следующие выводы:

1. При обработке небольших рудных залежей нагрузки на целики меньше нагрузок, обусловленных весом всей толщи пород.

2. Нагрузка на целики возрастает с увеличением площади обнажения камеры и с ростом отношения $\frac{L}{H}$.

3. На характер распределения напряжений в целике оказывают влияние форма целика, его наклон, трещиноватость, расположение целика в камере и ряд других технологических факторов.

2. Влияние тектоники на напряженное состояние горных пород

Эффективная разработка рудных месторождений и обеспечение безопасного ведения горных работ во многом зависят от изученности горного давления в этих районах. Величина и направленность горного давления обусловлены рядом факторов тектонического строения.

Анализ суммарных деформаций предороженной поверхности выравнивания и формационных особенностей кайнозойских моласс позволяет в пределах киргизского Тянь-Шаня выделить системы поднятий и впадин почти широтного простирания, которые являются основными новейшими структурными формами [18]. Рисунок изобаз дает возможность определить новейшие деформации как пологие изгибы земной коры, осложненные множеством внутренних разрывов, а также зонами краевых и секущих региональных разломов. Системы поднятий включают сравнительно небольшие и узкие, высоко поднятые редуцированные внутригорные впадины, которые испытывают относительное прогибание на фоне общего интенсивного поднятия. В структурном отношении наиболее значительными поднятиями являются мегантиклинали и горст-мегантиклинали. Пологие большие изгибы обладают складчато-блоковым, блоковым внутренним строением [19, 38, 61]. В этих условиях при оценке напряженного состояния массива горных пород для конкретного участка региона большое значение имеют данные непосредственного измерения напряжений. Исследования по измерению напряжений массива горных пород Институтом физики и механики горных пород начаты в 1965 г. Напряжения измерялись на рудниках Хайдаркан, Улуу-Тоо, Терексай методами разгрузки и прозвучивания [33].

Результаты натуральных измерений напряжений в массиве на различных горизонтах Хаидарканского и Терексайского рудников говорят о наличии сжимающих горизонтальных напряжений, их величина изменяется в значительных пределах.

Измерения, проведенные в кровле ряда камер Хаидарканского месторождения, показали следующее.

Непосредственная кровля камеры № 1733 в основном состоит из слоистых плотных известняков с мощностью пачек

от 0,15 до 0,6 м. Мощность слоев повышается с удалением от контура кровли. По контакту между слоями встречается заполнение тектонической глиной. Результаты замеров приведены в табл. 29. На рис. 40 а, б представлены эпюры распределения горизонтальных напряжений по разгрузочным скважинам. Общая картина распределения напряжений в основном совпадает с аналитическими результатами [9], но име-

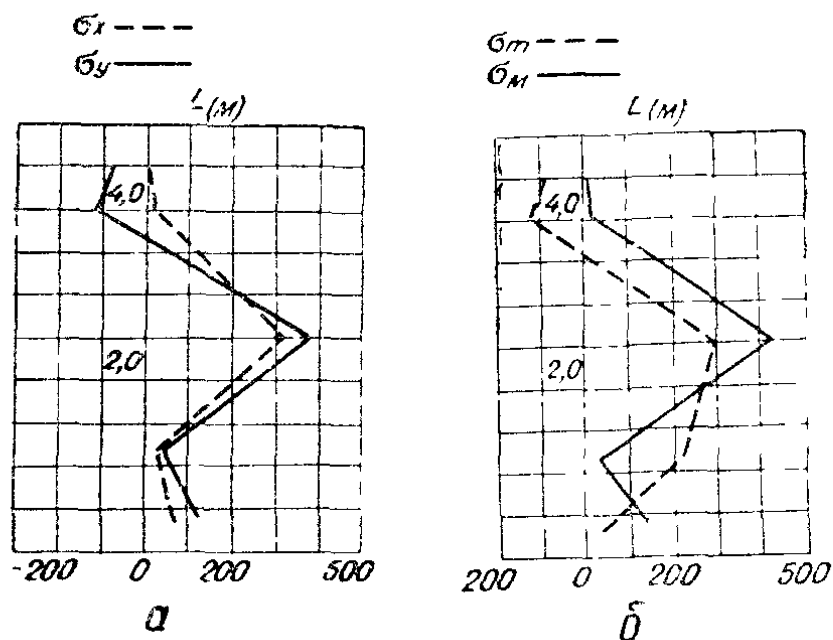


Рис. 40. Распределение напряжений в кровле камеры 1733: а — по осям X и Y; б — по величине

ются и некоторые отличия. Рассмотрим эпюру распределения напряжений по скважине № 1 камеры № 1733 (рис. 40а). Скважина пробурена между первым и вторым целиками. Ось X ориентирована в юго-западном направлении, ось Y — в северо-западном, что совпадает с направлениями вдоль камеры и поперек соответственно. Распределение напряжений характеризуется наличием сжимающих горизонтальных напряжений до глубины 4 м. На этой глубине напряжения, направленные в северо-западном направлении (поперек камеры по падению), принимают отрицательный знак и переходят в растягивающие. Нужно отметить резкое увеличение напряжений на глубине 2,5 м. Максимальные величины напряжений по осям X и Y: $\sigma_x = 322 \text{ кг/см}^2$ и $\sigma_y = 397 \text{ кг/см}^2$. Направления главных напряжений совпадают с направлениями вдоль осей X и Y. Характер распределения главных напряжений соответствует распределению напряжений вдоль осей X и Y. Таким образом, напряжениям по этой скважине свойственно отсутствие растягивающих напряжений вблизи контура кровли.

Результаты измерений кровли камер № 1709 и 1733

Место ис- следования	L , м	ε_1 10^{-5}	ε_2 10^{-5}	ε_3 10^{-5}	A	B	$\operatorname{tg} 2\alpha$	α	σ_B , кг/см ²	σ_{Γ} , кг/см ²	σ_{max} , кг/см ²	σ_{min} , кг/см ²	τ , кг/см ²
Камера № 1733, кровля Сважина № 1	0,3	10,0	21,0	2,0	15,5	14,3	-2,5	-33°55	72	115	150	38	56
	1,2	4,5	6,5	12,0	5,5	64,4	6,5	40°43	29	38	29	220	25,5
	2,5	50,0	69,0	44,5	59,5	17,4	-1,58	-21°50	322	397	431	293	69
	4,0	9,0	-23,0	-7,0	7,0	15,7	0	0	21	-106	19	-105	62
	4,5	5,0	-2,0	-8,0	7,5	12,3	-0,04	-1°8	4,0	-95	3,0	-95	49
Камера № 1709, кровля Сважина № 1	0,2	30,0	74,5	50,0	52,3	22,4	-0,101	-2°23	228	404	406,6	229	88,8
	1,0	6,0	14,0	11,0	10,0	4,13	0,25	7°	44,6	76,4	77	44	16
	2,0	16,3	11,0	16,3	13,65	3,5	1,0	-22°30	93	72	97	67	13
	3,5	16,3	11,0	14,0	13,15	3,27	-0,27	-17°35	92	67,2	92,9	67,1	129
	4,5	15,8	11,0	14,0	13,4	2,48	-0,525	-13°50	91	72	179	16	97

Камера № 1709. Геологическое строение кровли камеры аналогично геологии кровли камеры № 1733. Экспериментальная скважина пробурена между целиком камеры и ее бортом. Направления осей X и Y соответствуют направлениям вдоль камеры и поперек камеры пласта (юго-западное и северо-восточное). Распределение горизонтальных напряжений вдоль скважины характеризуется наличием больших ($220\text{--}400\text{ кг/см}^2$) напряжений сжатия вблизи контура кровли, причем напряжения, направленные вдоль камеры (по оси Y), почти вдвое превышают напряжения σ_x (рис. 41 а). Начиная с глубины около 1 м, происходит выравнивание напряжений.

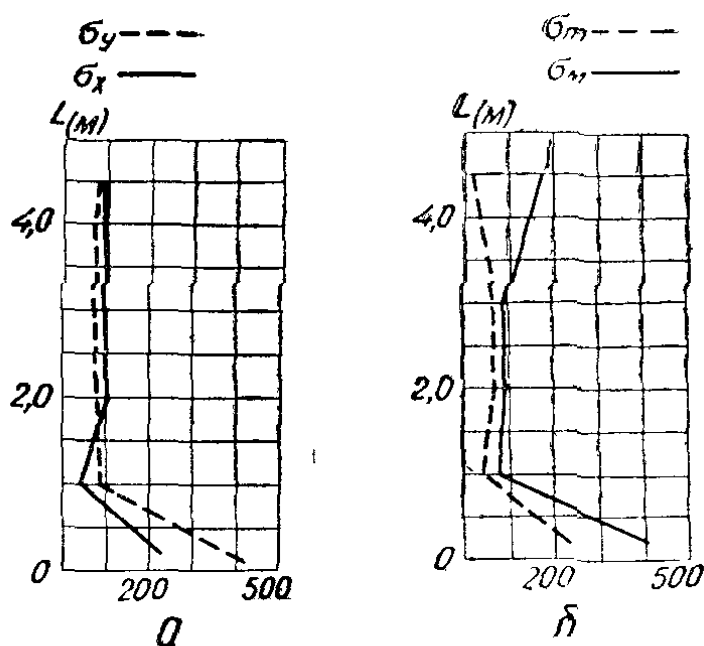


Рис 41. Напряжения в кровле камеры № 1709: а — по осям X и Y; б — по величине.

Далее, в глубь кровли напряжения распределяются равномерно. Величина напряжений составляет соответственно $\sigma_x \parallel 90\text{ кг/см}^2$ и $\sigma_y = 70\text{ кг/см}^2$. Направления и величины главных напряжений близки к измеренным вдоль осей X и Y. В кровле камеры № 1709 также отсутствуют растягивающие напряжения (рис. 41 б).

Камера № 1857. Геологическое строение кровли камеры аналогично строению камер № 1709 и 1933. Следует отметить, что на глубине около 2,0—2,5 м находится пласт мелкослоистого известняка, заполненный по контактам глиной. В кровле камеры пробурено две разгрузочных скважины. Первая была пробурена до отработки участка вблизи целика, вторая — после отработки участка, посередине между целиками. Результаты измерений приведены в табл. 30. Направления X

и У по обеим скважинам соответствуют направлениям вдоль и поперек камеры. Распределение напряжений вдоль скважины характеризуется возрастанием величин напряжений на глубине около 1,5—2,0 м и дальнейшим спадом на глубине более 3 м. Максимальные величины напряжений: $\sigma_x = 125 \text{ кг/см}^2$ и $\sigma_y = 165 \text{ кг/см}^2$. Величины и направления главных напряжений соответствуют (до $+20^\circ - 30^\circ$) величинам и направлениям напряжений, измеренных по осям Х и У. На рис. 42 приведены эпюры распределения напряжений вдоль второй скважины. Из рис. 42 а видно, что величины напряже-

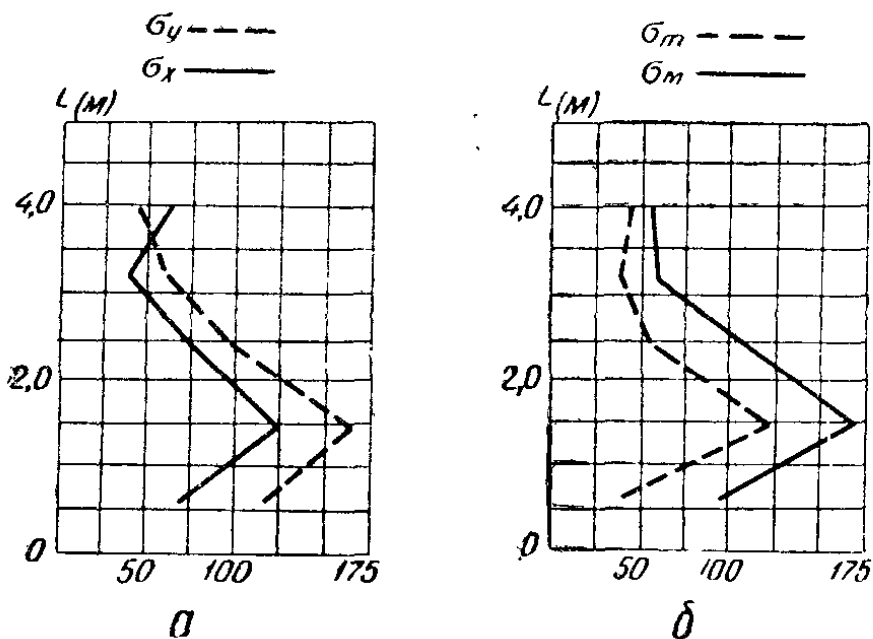


Рис. 42. Напряжения в кровле камеры № 1857 (по скважине 2): а — по осям Х и У; б — по величине.

ний по осям Х и У близки друг другу. Следует отметить резкое снижение величины напряжений на контакте с пластом мелкослоистого известняка. Величина напряжений по скважине составляет примерно 150 кг/см^2 (рис.42 б). Направления главных напряжений образуют с направлением осей Х и У углы $15 - 40^\circ$. Вблизи контура кровли также не зарегистрировано растягивающих напряжений.

Исследования напряженного состояния кровли, проведенные в камерах Хайдарканского рудника, позволили сделать следующие выводы:

Горизонтальные напряжения сжатия значительно превышают геостатическое давление и имеют тектоническое происхождение.

Для кровли указанных камер характерно отсутствие растягивающих напряжений вблизи контура (даже посередине пролета).

Таблица 30

Измеренные напряжения в кровле камеры № 1857

Место ис- следования	L, м	ε_1 10^{-5}	ε_2 10^{-5}	ε_3 10^{-5}	A	B	tg2 α	α	σ_{θ} кг/см ²	σ_2 кг/см ²	σ_{max} кг/см ²	σ_{min} кг/см ²	τ кг/см ²
Кровля камеры 1	0,6	9,1	21,0	17,4	10,5	6,41	0,395	10°45	67,6	114,5	89,4	38,6	25,4
	1,5	19,0	29,0	28,0	24,0	6,41	0,8	19°20	125	165	171	121	25,4
	2,4	11,0	16,0	7,0	13,5	6,95	-0,26	-34°30	71,6	92,0	109,6	54,4	27,6
	3,2	5,0	11,0	8,0	8,0	3,0	0	0	36,6	60,2	60,5	36,7	11,9
	4,6	11,0	7,0	7,2	9,0	2,69	-0,616	15°50	624	46,6	55,4	44,0	10,7
Сквaziна 2	0,5	24,7	22,3	17,3	23,5	6,33	12,4	42°40	147	138	168	118	25
	1,2	24,0	25,2	21,6	24,6	3,3	-34,5	-44°10	147	153	162	136	13
	1,8	3,0	4,1	3,3	3,55	5,7	-0,455	-12°15	19,3	23,6	44,2	-0,6	22,6
	2,8	24,0	21,0	21,6	22,5	1,75	0,6	15°30	142	130	206	68	69
	3,9	28,8	28,8	22,7	28,8	6,1		-45°	174	174	199,2	150,8	24,2

Напряженное состояние горных пород также зависит от разрывов и нарушений, которые вызывают значительные изменения величины и направления напряжений. В таких случаях в массиве горных пород распределение напряжений оказывается намного сложнее.

На рис. 43 приведены эпюры распределения напряжений в массиве, имеющего ряд трещин и разломов различной

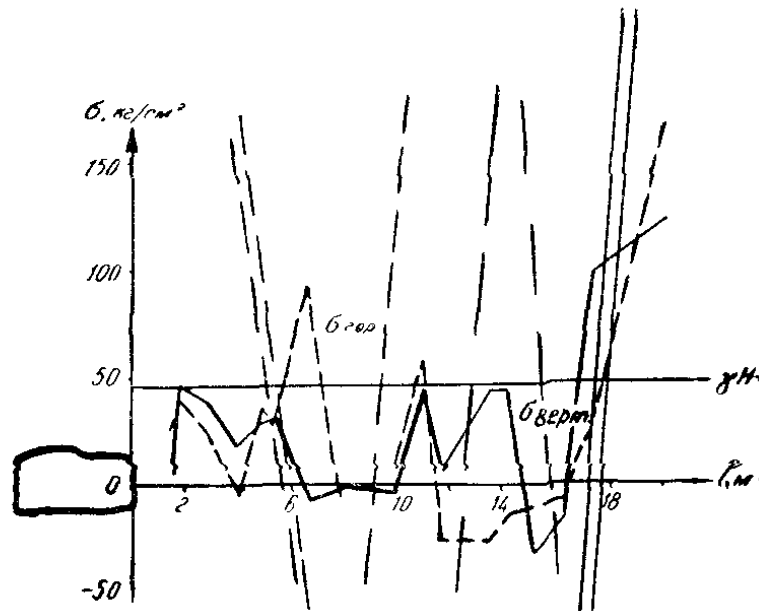


Рис. 43. Распределение напряжений вокруг выработки.

мощности, под различными углами к оси скважины и различным заполнением. Из рисунка видно, что вблизи трещин происходит резкое изменение концентрации напряжений, причем горизонтальные напряжения меняют свой знак на противоположный и по величине выше вертикального.

Экспериментальные работы проводились в штреке № 1715 горизонта 1730 м Заводского поля. Данный штрек проведен в слоистых серых массивных известняках и расположен в южном крыле структуры. В районе исследования массив до поверхности не был нарушен горными работами. Угол падения пачек известняков колебался в пределах 5—25°. В процессе проведения работ было пробурено две разгрузочные скважины. В табл. 30 приведены величины напряжений и деформаций, измеренные методом разгрузки. Если принять что напряженное состояние нетронутого массива обуславливается весом пород налегающей толщи, то величина напряжений σ должна быть близка 47 кг/см^3 . В случае изотропного массива при отсутствии тектонических сил напряжения вблизи горной выработки должны были бы распределяться сле-

Таблица 31

Напряжения вокруг выработок

Место исследо- вания	1	2	3	4	5	6	7	8	α	σ_v , кг/см ²	σ_2 , кг/см ²	σ_{max} , кг/см ²	σ_{min} , кг/см ²	τ , кг/см ²
									9	10	11	12	13	14
	1,0	1,6	28	7,2	5,4	3,9	3,62	0,536	14°10'	162	42,4	43,3	11,3	16,0
	1,8	10,0	0,6	8,0	15,2	9,0	6,3	-6,2	-40°	13,0	60,0	90,7	35,3	27,7
	2,9	9,0	9,0	-4,2	-0,9	2,4	7,35	0,485	13°	46,6	-12,4	51,2	-15,6	32,4
	4,0	5,1	5,1	-2,4	5,9	1,35	5,9	-1,21	-25°15'	26,0	4,0	35,5	-16,5	26,0
	5,0	5,7	5,7	8,4	2,1	7,05	5,16	-3,67	-37°20'	60,0	41,0	72,1	26,7	22,7
	5,6	6,6	6,6	6,0	5,4	6,3	0,95	3,0	35°45'	48,0	43,5	48,18	39,82	4,18
	6,7	-8,9	-8,9	27	15	9,05	18,9	0,331	9°10'	-16,0	145	146,5	-19,5	83
	7,9	-0,6	-0,6	-1,2	-1,2	0,9	0,424	1,0	22°30'	-5,1	-7,5	-4,43	-8,17	1,87
	9,0	-5,7	-5,7	0,6	-3,6	-2,55	3,32	-0,334	-9°20'	-32,1	3,5	-3,1	-32,5	14,7
	10,0	-1,8	-1,8	1,8	0	0	1,8	0	0	-8,1	8,9	+7,9	-7,9	7,9
	11,0	9,0	9,0	13,2	6,0	11,1	5,12	-2,43	-33°45'	68,0	88,0	100,5	55,5	22,5
	11,7	3,6	3,6	-8,7	6,0	-2,55	10,5	-1,25	-25°40'	9,3	-46,0	27,4	-63	45,2
	13,7	9,2	9,2	-9,6	2,6	-0,2	9,8	-0,298	-8°20'	41,0	-43,0	41,6	-44,4	43
	14,3	13,5	13,5	-7,6	8,0	2,95	11,7	-0,48	-12°50'	68,0	-26	72,3	-30,7	51
	15,3	-5,3	-5,3	-1,5	-4,0	-3,4	2,0	-0,316	-8°45'	-32,7	-27,2	-15	-34,6	8
	16,3	-4,6	-4,6	-1,14	-2,0	-2,87	1,95	0,214	6°	-28,0	13	-11,54	-28,66	8
	17,5	26,0	26,0	0,28	-4,1	13,64	22	1,33	26°30'	157	38	193	-1	97
	20,2	23,0	23,0	41,0	34,0	32,0	9,0	0,5	13°20'	188	270	263,6	-184,4	39

Выработка № 1715,
горизонт 1730 м

Продолжение таблицы 31

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
	0,3	17	8	—30	12,5	4,27	9,45	41°35	108	68	90	86	18
	1,6	37	18	24	27,5	10,1	0,369	10°30	234	151	235	149	43
	2,0	27	19	26	23,0	50,0	—0,75	—13°25	179	144	375	—54	215
	3,5	36	23	22	28,5	9,94	1,15	—24°30	236	178	243	151	43
	5,0	12	9	36	10,5	26,0	—17	—43°20	80	67	190	—43	116

Борт камеры № 1709

дующим образом: резкая концентрация напряжений вблизи контура выработки и дальнейшее снижение их до величин, обусловленных весом налегающей толщи пород, на расстоянии около 1,5—3 диаметров выработки.

Рассмотрим эпюры распределения напряжений, приведенные на рис. 43. Из рисунка видно, что у плоскостей нарушений мы имеем пик напряжений величиной примерно $3\gamma H$. С расстоянием между нарушениями происходит выравнивание напряжений. Средняя величина их близка к обусловленной весом пород налегающей толщи. На расстоянии около 20 м скважина прошла через несколько нарушений. Из табл. 31 видно, что вблизи нарушений происходит резкое изменение напряжений, причем напряжения, направленные горизонтально, меняют свой знак на противоположный. Это можно объяснить тем, что вблизи трещин находятся породы с более низким по отношению к окружающей среде модулем упругости. Направления главных напряжений в основном близки к вертикали и горизонтали соответственно и резко изменяются только вблизи трещин.

Анализ результатов измерений по совокупности факторов (превышение максимальных вертикальных напряжений, отсутствие растягивающих напряжений вблизи контура кровли) позволяет измеренные напряжения считать тектоническими.

Для исследования связи тектоники с данными непосредственного измерения напряжений на месторождениях Киргизии нами использованы сведения о тектонике, сейсмичности и геоморфологии территории республики, в частности района месторождения Хайдаркан.

На месторождении наблюдается ряд основных складчатых структур одинакового порядка, на крыльях которых развиваются дополнительные складки. Следует отметить, что основные складки сами являются дополнительными образованиями на крыльях складок более высокого порядка [18, 50, 59]. Кроме того, широко развиты разрывные нарушения различных порядков: взбросы, надвиги, сбросы. Разрывные нарушения по отношению к странам света и основным структурам месторождения можно разделить на три группы: широтные, диагональные и меридиональные.

Если массив рассмотреть в районе ведения горных работ, то он весь разбит трещинами; часто на отдельных участках они полностью раздроблены и местами перемяты. На месторождении развиты восемь основных систем трещин [59], которые в зависимости от складчатости форм выделены относительно элементов залегания пластов (рис. 44). Анализ систем трещин показывает, что на месторождении прослеживается

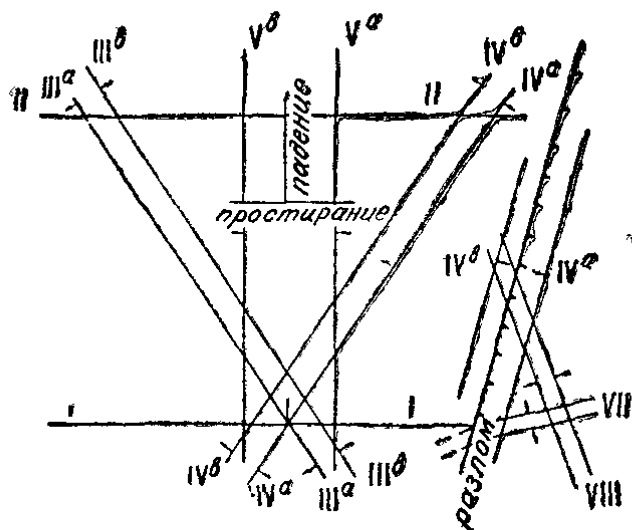


Рис. 44. Основные системы трещин пород Хайдарканского месторождения.

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. 32).

Таблица 32

Удельная трещиноватость вблизи нарушений

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

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.

Это показывает, что данные массивы, по крайней мере в течение истории земли, находились в напряженном состоянии, которое нередко достигало предела прочности слагающих их пород. Кроме того, длительно существовали горизонтальные напряжения [39, 95, 96].

Следует отметить, что абсолютный возраст пород, где проводились натурные измерения, исчисляется, по данным гео-

хронологии, 50—55 млн. лет. Следовательно, по оценкам тектонофизики, сохранение остаточных напряжений в этих породах маловероятно. Однако, по данным М. В. Гзовского [19], система гор Тянь-Шань относится к IV — наиболее подвижной и интенсивно деформируемой области земной коры, где должно наблюдаться наличие современных напряжений в массиве. Потому действительное напряженное состояние горного массива в условиях Хайдаркана складывается из тензора, обусловленного весом налегающих пород, и тензора, связанного с тектоникой района и более мелкими тектоническими особенностями участка измерения. Причем анализ напряжений в натуральных условиях, тектоники района месторождений Хайдаркана, Улуу-Тоо и Кадамжай говорит о наличии горизонтальных напряжений сжатия и о существовании связи между азимутом направлений максимальных напряжений, измеренных в горных выработках, и азимутом направлений максимальных напряжений по сейсмологическим данным [99] для тех же районов Киргизии.

Результаты измерений напряжений в натуральных условиях на рудниках Хайдаркана и Терексая указывают на существование в условиях месторождений Киргизии значительных горизонтальных напряжений сжатия, направленных перпендикулярно к простиранию хребтов. Поэтому для оценки напряженного состояния массива горных пород при решении различных горнотехнических задач необходимо прежде всего выполнить натурные измерения напряжений. При этом следует учесть зональность территории Киргизии в структурном отношении, т. е. на каждом конкретном объекте интерпретацию данных натурных замеров произвести с учетом материалов геотектонической истории района.

Таким образом, величина и направления главных напряжений в регионе Киргизского Тянь-Шаня весьма разнообразны и их соотношения зависят от геологической структуры конкретного участка горного массива, тектонического поля напряжения и рельефа района.

3. Влияние рельефа на величину горного давления

Как известно, многие месторождения руд цветных, редких и благородных металлов находятся в горных местностях и при их освоении должны учитываться специфические особенности этих районов. Данный вопрос имеет особое значение для месторождений Киргизии с ее обширными и мощными горными системами.

Величина и характер горного давления в условиях высокогорья зависят не только от глубины залегания, комплекса тектонических сил и физических свойств налегающих и вмещающих пород, но и от рельефа. Элементы рельефа являются источниками дополнительных факторов, влияющих на характер напряженного состояния в толще вмещающих пород. Поэтому исследование влияния рельефа на напряженное состояние горного массива при разработке месторождений в горных районах — одна из важных задач.

Рассмотрим, как произойдет распределение напряжений в массиве под параллельными цепями высоких гор. Породы, слагающие массив, будем считать упругими, однородными и изотропными. Сделанные предположения позволяют трактовать задачу как плоскую и можно ограничиться рассмотрением плоскости ХОУ (рис. 45). Аналитическое решение данной

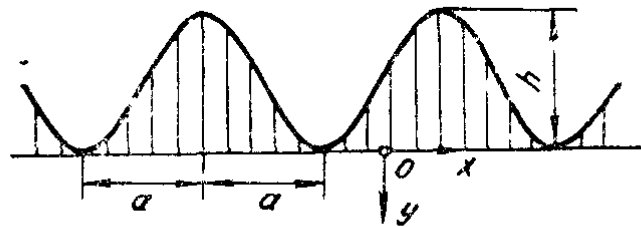


Рис. 45. К расчету напряжений в массиве под параллельными цепями гор.

задачи получено А. Надаи методом теории упругости [54]. При решении в качестве исходных принимались уравнения равновесия

$$\frac{d\sigma_x}{dx} + \frac{d\tau_{xy}}{dy} = 0, \quad (11)$$

$$\frac{d\sigma_y}{dy} + \frac{d\tau_{xy}}{dx} = 0$$

и уравнение совместности компонент деформации $\epsilon_x, \epsilon_y, \epsilon_{xy}$, выраженных через напряжения

$$\left(\frac{d^2}{dx^2} + \frac{d^2}{dy^2} \right) (\sigma_x + \sigma_y) = 0. \quad (12)$$

Условия равновесия (11) удовлетворяются, если компоненты напряжений $\sigma_x, \sigma_y, \tau_{xy}$ приравнять вторым производным функции напряжений Эри $F(x, y)$:

$$\sigma_x = \frac{\partial^2 F}{\partial y^2}; \quad \sigma_y = \frac{\partial^2 F}{\partial x^2}; \quad \tau_{xy} = -\frac{\partial^2 F}{\partial x \partial y}. \quad (13)$$

Условие совместности (12) показывает, что σ_x , σ_y , τ_{xy} можно определить посредством функции Эри $F(xy)$, которая должна удовлетворять однородному линейному дифференциальному уравнению четвертого порядка

$$\frac{\partial^4 F}{\partial x^4} + 2\frac{\partial^4 F}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 F}{\partial y^4} = \Delta \Delta F = 0. \quad (14)$$

Если заданы значения напряжений на границах, то, как это видно из равенства (13), остается найти из уравнения (14) функцию $F(xy)$, принимающую на границах заданные значения.

Предположим, что на граничной плоскости $y=0$ полубесконечного упругого тела действуют нормальные напряжения:

$$\sigma_y = -P \left(1 + \sin \frac{\pi x}{a} \right) \quad (15)$$

и что $\tau_{xy}=0$ при $y=0$. Функция напряжений $F(x, y)$, определяющая такое распределение давлений, имеет вид

$$F = -\frac{1}{2} P x^2 + \frac{P a^2}{\pi^2} \left(1 + \frac{\pi y}{a} \right) l^{-\frac{\pi y}{a}} \cdot \sin \frac{\pi x}{a}. \quad (16)$$

В первом приближении уравнение (15) представляет собой распределение вертикальных напряжений в горизонтальном слое $y=0$, проведенном на уровне поверхности долины, под действием веса правильной параллельной цепи высоких гор, вершины которых отстоят друг от друга на расстоянии $2a$.

При этом предполагается, что $\rho = \frac{\gamma h}{2}$ для гор с одинаковой вы-

сотой h и одинаковым объемным весом горных пород γ . Если предположим, что на больших глубинах ($y > 0$) давление будет гидростатическим, то в уравнение (16) следует добавить два слагаемых. Тогда получим функцию напряжений для уровней, расположенных на поверхности $y=0$, в виде

$$F = -\frac{P}{2} (x^2 + y^2) - \frac{P y^2}{3h} + \frac{P a^2}{\pi^2} \left(1 + \frac{\pi y}{a} \right) l^{-\frac{\pi y}{a}} \cdot \sin \frac{\pi x}{a}. \quad (17)$$

Этой функции соответствует следующее распределение напряжений:

$$\sigma_x = -P \left(1 + \frac{2y}{h} \right) - P \left(1 - \frac{\pi y}{a} \right) l^{-\frac{\pi y}{a}} \cdot \sin \frac{\pi x}{a}; \quad (18)$$

$$\sigma_y = -P \left(1 + \frac{2y}{h} \right) - P \left(1 + \frac{\pi y}{a} \right) l^{-\frac{\pi y}{a}} \cdot \sin \frac{\pi x}{a}; \quad (19)$$

$$\tau_{xy} = -\frac{P\pi y}{a} l^{-\frac{\pi y}{a}} \cdot \cos \frac{\pi x}{a}, \quad (20)$$

где постоянная $p = \frac{\gamma h}{2}$. При достаточно больших значениях глубин эти формулы дают распределение гидростатических давлений. Если же давление в массиве горных пород не гидростатическое, т. е. $\sigma_x \neq \sigma_y$, то выражение (18) можно переписать в виде

$$\sigma_x = -\lambda p \left(1 + \frac{2y}{h} \right) - \lambda p \left(1 - \frac{\pi y}{a} \right) l^{-\frac{\pi y}{a}} \cdot \sin \frac{\pi x}{a}, \quad (21)$$

где λ — коэффициент бокового распора.

Следует заметить, что слагаемое $-\frac{2py}{h}$ в выражении (19)

для σ_y , представляющее собой напряжения силы тяжести, получено без помощи функций напряжений F (которые удовлетворяют однородному уравнению $\Delta \Delta F = 0$) и найдено путем прямого интегрирования уравнения равновесия $\frac{\partial \sigma_y}{\partial y} = -\frac{2p}{h}$.

Итак, из решения задачи о распределении напряжений в горном массиве под параллельными цепями высоких гор получены формулы для определения напряжений в любой точке массива.

Для проверки аналитического решения нами проведены экспериментальные исследования напряженного состояния массива на плоских моделях методом тензосетки. Данный метод использовался в основном в том виде, в каком разработан и применяется в Лаборатории оптических методов исследо-

вания напряжений Всесоюзного научно-исследовательского института гидротехники им. Б. Е. Веденеева [70].

Было изготовлено и отработано две модели, имитирующие массивы горных пород с двумя разными рельефами. Первая модель представляла собой цепь гор высотой $h=20$ см. Расстояние между вершинами (или долинами) составляло $2a=40$ см. Во второй модели соответственно $h=48$ см, а $2a=40$ см, т. е. вторая модель имитировала более резко выраженный рельеф. Модели изготавливались из вальцмассы, объемный вес которой $\gamma=1,25$ г/см³. Коэффициент бокового распора λ в обоих случаях был равным 0,5. Напряжения σ_x и σ_y измерялись по вертикальным сечениям, проведенным через массив под вершиной горы и под долиной. Значения σ_x и σ_y на первой модели обозначены точками на рис. 46. Сплошной линией обо-

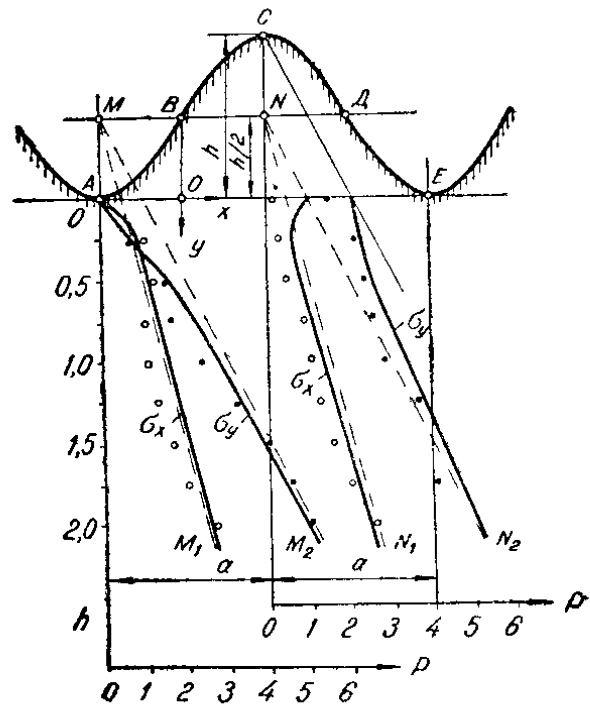


Рис. 46. Распределение напряжений в массиве, под долиной и вершиной горы.

значены напряжения, рассчитанные по формулам (19) и (21)

Следует заметить, что при вычислении напряжений по формулам (19) и (21) мы получаем отрицательные значения (сжатие), а на рисунке напряжения имеют положительные значения. Дело в том, что при исследовании вопросов горного давления обычно за положительные напряжения принимаются напряжения при сжатии, поэтому в дальнейшем со знаком плюс будем считать напряжения при сжатии, а со знаком минус — при растяжении. Значения напряжений, полученных расчетным и экспериментальным методами на второй модели, приводятся на рис. 47.

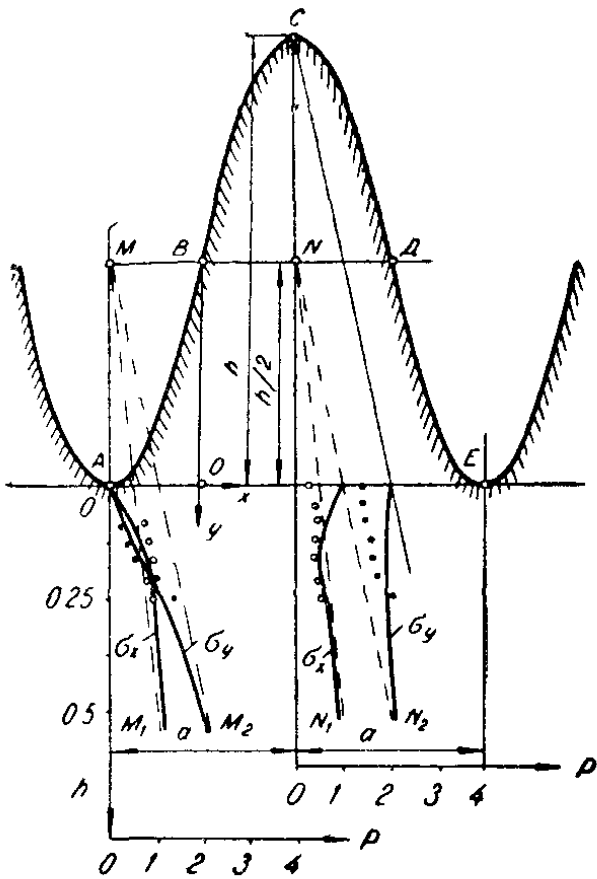


Рис. 47. Распределение напряжений в массиве, полученных на модели № 2.

Как видно из графиков, экспериментальные данные довольно хорошо совпадают с расчетными. Значительное расхождение величины напряжений наблюдается при $y=0$ и при малых глубинах. Это объясняется тем, что на граничной плоскости $y=0$ напряжения задавались в предположении, что под вершиной каждой горы $\sigma_y=2p$ (15). На самом же деле величина σ_y получается несколько меньшей ввиду того, что распределение нагрузок на основание горы более равномерное. Несовпадение горизонтальных напряжений σ_x около граничной плоскости можно объяснить следующим образом. Напряженное состояние горы выше граничной плоскости ($y < 0$) является одноосным, т. е. $\sigma_x=0$. Начиная с отметки $\sigma_x=0$, одноосное напряженное состояние переходит в двухосное, но коэффициент бокового распора для малых глубин меньше и только на определенной глубине достигает своего максимального значения. В расчетной же формуле для σ_x использовалось максимальное значение коэффициента бокового распора. С увеличением глубины расхождение расчетных и экспериментальных данных незначительно.

Наибольший уклон горы в обоих случаях, как видно на рисунке, достигается в точках В ($x=0$). Естественно, кривые для σ_x с увеличением глубины y приближаются к наклонным асимптотам MM_1 и NN_1 , а кривые для σ_y — к асимптотам MM_2

и NN_2 . Действительно, при увеличении глубины y слагаемые, содержащие множитель $1 - \frac{\pi y}{a}$, в формулах (19) и (21) стремятся к нулю и уже на глубине $y > a$ достаточно малы, так что ими можно пренебречь. Тогда формулы для определения напряжений σ_x и σ_y значительно упростятся и примут следующий вид:

$$\sigma_x = \lambda p \left(1 + \frac{2y}{h} \right), \quad (22)$$

$$\sigma_y = p \left(1 + \frac{2y}{h} \right), \quad (23)$$

т. е. выражения (22) и (23) и будут уравнениями данных асимптот.

Преобразуем их, учитывая, что $p = \frac{\gamma h}{2}$.

$$\sigma_x = \lambda \gamma y \left(1 + \frac{h}{2y} \right),$$

$$\sigma_y = \gamma y \left(1 + \frac{h}{2y} \right).$$

Принимая во внимание, что $\gamma y = \sigma_y^0$ и $\lambda \gamma y = \sigma_x^0$ — вертикальное и горизонтальное напряжения на глубине y при отсутствии сил рельефа, $\frac{h}{2} = h'$ — средняя высота давящих на поверхность получим

$$\sigma_x = \sigma_x^0 \left(1 + \frac{h'}{y} \right), \quad (24)$$

$$\sigma_y = \sigma_y^0 \left(1 + \frac{h'}{y} \right). \quad (25)$$

Следовательно, с увеличением глубины напряжения как под вершиной, так и под долиной стремятся к одним и тем же величинам, хотя глубина под вершиной больше на величину высоты горы h .

Аналогичная формула была получена И. З. Лысенко [46] для определения бокового давления в стенках выработок, расположенных под долиной.

Таким образом, соседние горы оказывают существенное влияние на напряженное состояние пород месторождения, находящегося под долиной. Поэтому далее мы рассмотрим изменение напряженного состояния около очистных выработок под влиянием рельефа. Для сравнения изучим напряженное состояние на моделях около выработок с учетом рельефа и при отсутствии гор. Были отработаны модели с точно такими же рельефами, как и на ранее рассмотренных моделях. В модели № 3, рельеф которой соответствует рельефу модели № 1, на глубине $y=2h=40$ см под вершиной и под долиной были сделаны прямоугольные вырезы, которые имитировали разрабатываемые на данной глубине участки месторождения. Ширина вырезов равна 6 см, а высота — 2 см. Расстояние между вертикальными осями, проведенными через вершину горы и долину, составило 20 см, что исключало влияние одной выработки на напряженное состояние другой. Напряжения σ_x и σ_y измерялись в боках выработок по горизонтальному сечению, делящему выработку пополам. Полученные значения напряжений вычислялись в величинах относительно xy , т. е. определялась концентрация напряжений. Графики распределения напряжений σ_x и σ_y приводятся на рис. 48. Для сравнения на этом же рисунке представлены значения напряжений σ_x° σ_y° , полученные на отдельной модели, которая имитировала равнинную местность. Размеры выработок, расстояние между

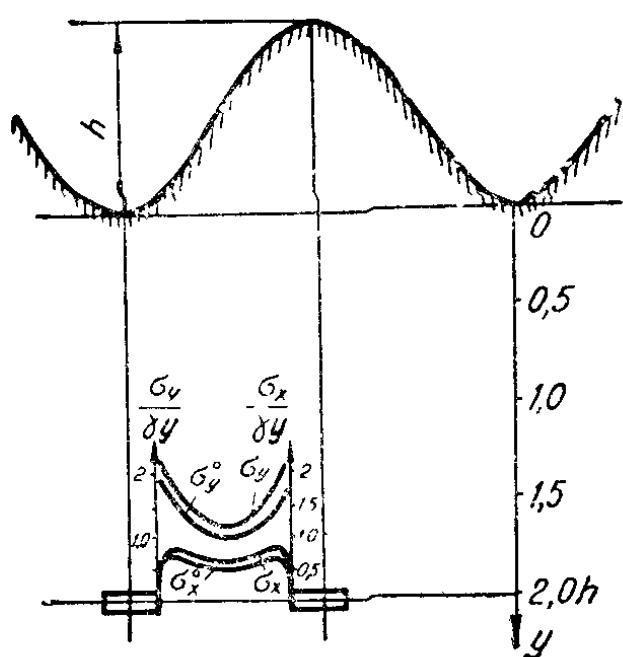


Рис. 48. Напряженное состояние около выработок в зависимости от их расположения.

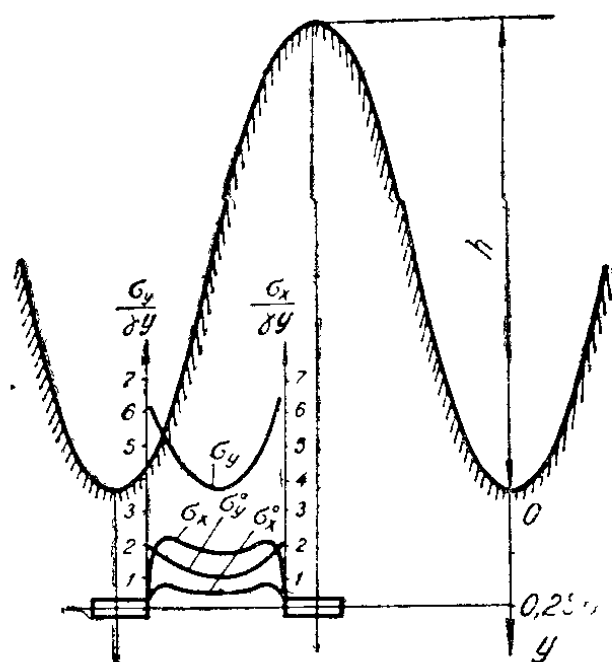


Рис. 49. Напряженное состояние массива около выработок в модели № 4.

ними и глубина залегания были точно такими же, как и в модели № 3.

В модели № 4, рельеф которой соответствует рельефу модели № 2, были сделаны такие же вырезы, но на глубине $y = 0,25h$, $h = 12$ см. Графики распределения напряжений, полученных на этой модели, приводятся на рис. 49. Для получения напряжений σ_x и σ_y была отработана дополнительная модель.

Как видно из графиков, горизонтальные напряжения в выработках, расположенных под долиной, как и под вершиной, имеют равные величины и превосходят напряжения σ_x , полученные для равнинных условий. Это относится и к вертикальным напряжениям σ_y . В табл. 33 приведены максимальные значения напряжений около выработок, расположенных под долиной, рассчитанные по формулам (24) и (25) и полученные экспериментально на моделях № 3 и 4.

Таблица 33

Напряжения в боках выработок, расположенных под долиной

№ модели	Высота гор h , см	Глубина залегания y , см	$\frac{\sigma_x}{\gamma y}$ расчетное	$\frac{\sigma_x}{\gamma y}$ экспериментальное	$\frac{\sigma_y}{\gamma y}$ расчетное	$\frac{\sigma_y}{\gamma y}$ экспериментальное
3	20	$2h$	0,87	0,85	2,5	2,4
4	48	$0,25h$	2,1	2,24	6,0	6,1

Как видно из табл. 33, напряжения, полученные экспериментально на моделях, хорошо совпадают с расчетными, т. е. напряженное состояние горного массива, окружающего подземные выработки, в условиях гористой местности значительно отличается от равнинных. Причем чем резче выражен рельеф поверхности, тем больше будет это отличие. Об этом свидетельствует и тот факт, что на рудниках Киргизии, находящихся в горных районах, в частности на Кадамджайском месторождении, наблюдаются разрушения отработываемых участков, несмотря на то, что расчетные напряжения в опорных целиках меньше, чем допускаемые. Рассмотрим несколько примеров.

На рис. 50 приводится разрез Кадамджайского месторождения, проходящий через блоки 49-В-I и 49-В-III, в которых произошли разрушения целиков.

Блок 49-В-1. Отработывался на горизонте 990 м. Глубина залегания $y = 210$ м. На участке блока, объединяющего камеры № 0, 1, 2, 3, для поддержания кровли было оставлено 15 цели-

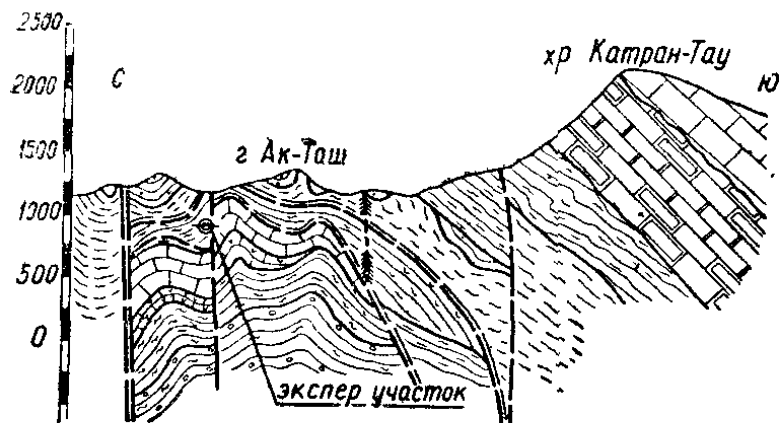


Рис. 50. Геологический разрез Кадамджайского месторождения.

ков суммарной площадью 195 м^2 . Размеры участка $45 \times 50 \text{ м}$. Мощность рудного тела $5\text{--}6 \text{ м}$. Породы, слагающие целики, представлены джаспероидно-кварцевой брекчией. Предел их прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 800\text{--}900 \text{ кг/см}^2$ (кубиковая прочность). Допускаемые максимальные нагрузки на целики будут определяться величиной $\sigma_{доп} = \sigma_{сж} \cdot k_{\phi}$, где k_{ϕ} — коэффициент формы целика, зависящий от отношения ширины целика $d_{ц}$ к его высоте $h_{ц}$. При расчете $\sigma_{доп}$ брался коэффициент формы, предложенный Церном $k_{\phi} = \sqrt{\frac{d_{ц}}{h_{ц}}}$ [97]. Ширина цели-

ков $d_{ц}$ на данном участке составляла 3 м , высота $h_{ц}$ — $5\text{--}6 \text{ м}$, при этом $k_{\phi} = 0,75$. Следовательно, допускаемые нагрузки на целики равны 650 кг/см^2 .

Допускаемые нагрузки σ на целики без учета влияния рельефа, определенные из условия полного веса пород [98], для данного участка составили 450 кг/см .

Несмотря на то, что расчетные нагрузки на целики в $1,45$ раза меньше допускаемых, на этом участке сразу же после его отработки произошло разрушение целиков, а вслед за этим и интенсивное обрушение кровли.

Блок 49-В-III. Отрабатывался на горизонте 990 м . Глубина залегания $y = 250 \text{ м}$. На участке, объединяющем камеры № 30, 31, 32, было оставлено 9 целиков общей площадью 120 м^2 . Мощность рудного тела $5\text{--}6 \text{ м}$. Породы, слагающие целики, также представлены джаспероидно-кварцевой брекчией ($\sigma_{сж} 800\text{--}900 \text{ кг/см}^2$). Допускаемые нагрузки на целики с учетом k_{ϕ} равны 650 кг/см^2 .

В конце отработки также произошло обрушение целиков, а вслед за ними и кровли, хотя расчетные нагрузки σ равны

480 кг/см², что в 1,25 раза меньше допускаемых. Следовательно, в данных блоках наряду с объемными силами γu действуют дополнительные силы. Как видно из рис. 50, эти участки залегают под долиной между двумя возвышенностями. Поэтому рассчитаем значения напряжений, возникающих в массиве пород на указанных участках с учетом действия гор. Для данной глубины залегания напряжения без учета влияния рельефа, считая давление гидростатическим, будут определяться по формуле $\sigma_y = \sigma_x = \gamma u$, а с учетом влияния рельефа — по формулам (19) и (21). Полученные значения напряжений приводятся в табл. 34.

Таблица 34

Напряженное состояние массива исследуемых участков

№ блока	Глубина залегания <i>ц, м</i>	Напряжения для равнинных условий		Напряжения с учетом влияния рельефа		Коэффициент влияния рельефа	
		$\sigma_y^0, \frac{кг}{см^2}$	$\sigma_x^0, \frac{кг}{см^2}$	$\sigma_y, \frac{кг}{см^2}$	$\sigma_x, \frac{кг}{см^2}$	$K_y^p = \frac{\sigma_y}{\sigma_y^0}$	$K_x^p = \frac{\sigma_x}{\sigma_x^0}$
49-В-I	210	54	54	70	80	1,3	1,5
49-В-III	250	65	65	84	90	1,3	1,4

Из табл. 34 видно, что вертикальные напряжения в условиях гор в 1,3 раза больше, чем в равнинных, т. е. коэффициент влияния рельефа $K_p^y = 1,3$. Следовательно, и значения нагрузок на целики с учетом рельефа в 1,3 раза больше рассчитанных по формуле (16).

Для блока 49-В-I $\sigma \approx 600$ кг/см², а для блока 49-В-III — 625 кг/см², т. е. нагрузки с учетом сил рельефа очень близки к допускаемым, запас прочности равен единице, в результате чего и произошло разрушение. Кроме того, на Кадамджайском месторождении в большинстве районов очистных работ наблюдается интенсивное сдвигание горных пород в горизонтальной плоскости, что отрицательно влияет на их устойчивость. При этом в массиве, окружающем выработки, и в околотрековых целиках образуются диагональные трещины. В дальнейшем сдвигание пород происходит по образованным трещинам и с течением времени некоторые целики разрушаются, т. е. в условиях гористой местности действуют и значительные горизонтальные напряжения.

Для проверки аналитического решения и лабораторных данных нами были проведены экспериментальные исследования напряженного состояния массива горных пород на Кадамджайском месторождении. Как видно из рис. 50, район место-

рождения характеризуется гористым рельефом поверхности со значительными перепадами высот. Экспериментальный участок расположен на глубине $H=240$ м и обозначен на рисунке. Для этого участка произведен расчет напряжений без учета сил рельефа и с учетом таковых. В первом случае, считая для данной глубины давление гидростатическим, получим следующие значения напряжений: $\sigma_1 = \sigma_2 = \gamma H = 62 \text{ кг/см}^2$. С учетом влияния рельефа значения напряжений, рассчитанные по формулам (18) и (19), будут иметь такие значения: $\sigma_1 = 72 \text{ кг/см}^2$; $\sigma_2 = 90 \text{ кг/см}^2$. Однако на напряженное состояние участка оказывает влияние хребет Катран. Экспериментальные замеры напряженного состояния массива горных пород месторождения подтвердили эти результаты. Определение напряженного состояния горных пород производилось методом разгрузки [73, 74] на горизонте 960 м Кадамжайского рудника. Предварительно по результатам натурных наблюдений за выработками были вычислены предполагаемые направления главных напряжений. По этим направлениям пробурены три разгрузочные скважины: в вертикальном, южном и восточном направлениях.

Свойства известняка, слагающего участок: $\sigma_{сж} = 700—800 \text{ кг/см}^2$, $E = 4,6 \cdot 10^5 \text{ кг/см}^2$, $\nu = 0,26$. По результатам измерений определены средние относительные деформации за зоной влияния выработки (более 3 м) в направлениях осей измерения.

Вертикальная скважина $\epsilon_1 = 25 \cdot 10^{-5}$ $\epsilon_2 = 16 \cdot 10^{-5}$ $\epsilon_3 = 1 \cdot 10^{-5}$.
Горизонтальная в восточном направлении $\epsilon_1 = 7 \cdot 10^{-5}$ $\epsilon_2 = 22 \cdot 10^{-5}$ $\epsilon_3 = 12 \cdot 10^{-5}$.

Углы направления главных деформаций (соответственно главных напряжений) составляют: в вертикальной плоскости $\alpha = 15—20^\circ$; в горизонтальной плоскости в северо-западном направлении $\alpha = 10—15^\circ$.

Главные напряжения определялись по методике, изложенной в [101]. Коэффициенты концентрации напряжений для данных пород: $K_j = 1,3$, $K_{oc} = 0,57$.

В результате измерений получены следующие значения напряжений:

$$\sigma_1 = 75 \text{ кг/см}^2; \sigma_{2.с.-ю.} = 153 \text{ кг/см}^2; \sigma_{2.з.-в.} = 141 \text{ кг/см}^2.$$

Из сравнения расчетных и экспериментальных напряжений видно, что значения вертикальных напряжений довольно хорошо соответствуют друг другу. Горизонтальное напряжение, полученное экспериментальным путем, несколько выше расчетного. Это объясняется тем, что кроме дополнительных

сил рельефа в массиве действуют тектонические силы, так как процесс горообразования в данном районе продолжается и в настоящее время.

Таким образом, теоретические и экспериментальные исследования показали, что напряженное состояние массива горных пород в условиях высокогорья может быть значительно больше, чем для таких же глубин в равнинных условиях. В частности, для исследуемого участка Кадамджайского месторождения дополнительные силы рельефа увеличивают вертикальное напряжение σ_v в 1,3 раза, а горизонтальное σ_2 — в 2 раза.

При увеличении глубины напряжения как под вершиной, так и под долиной принимают одинаковые значения, несмотря на то, что глубина под вершиной больше, чем под долиной, на величину высоты горы.

Горизонтальные напряжения под долиной при сравнительно небольших глубинах могут намного превышать вертикальные. При разработке месторождений в горных районах эти факторы необходимо учитывать при определении величины горного давления.

4. Напряженное состояние массива горных пород

Изучение величин и характера распределения естественных напряжений в массивах скальных пород на участках разрабатываемых месторождений представляет большой теоретический интерес и имеет важное практическое значение как для решения вопросов проходки и крепления горных выработок и выбора систем разработки, так и обеспечения безопасного ведения всех горных работ.

При проектировании в расчетах вертикальные напряжения принимаются равными весу вышележащей толщи пород, а горизонтальные (с учетом коэффициента бокового распора) — примерно равными 30% от вертикальных.

Применяемые расчетные методы дают удовлетворительную оценку напряженного состояния массива пород при правильной его форме, ровной поверхности, горизонтальном залегании пластов, при отсутствии тектонических процессов и существенных неоднородностей в самом массиве. Реальные массивы горных пород, как правило, не соответствуют указанным требованиям, поэтому в них следует ожидать более сложное распределение напряжений. Особенно большие различия в величинах напряжений возможны в горных районах и в непосредственной близости от мест нарушения. В этих случаях массив горных пород находится в напряжен-

ном состоянии, величина которого обуславливается весом вышележащей толщи пород, интенсивностью тектонических процессов, физико-механическими свойствами горных пород.

В настоящее время существует несколько методов предварительной оценки и измерения напряжений в массиве горных пород, в частности на основе анализа геологического строения, тектоники и сейсмичности района [63].

Визуальное обследование подземных горных выработок позволяет получить предварительные ориентировочные представления о поле напряжений в пределах изучаемого месторождения. Наиболее эффективны визуальные обследования в случаях, когда напряжения достаточно высоки, более 50% прочности породы при одноосном сжатии.

Величину напряжений в массиве приблизительно можно оценить разрушением пород вокруг выработок [101]. При появлении хрупкого разрушения пород в выработках напряжения составляют:

$$\sigma_M = \frac{\sigma_{сж}}{4}, \quad (26)$$

где σ_M — напряжения в массиве;
 $\sigma_{сж}$ — предел прочности образцов пород на одноосное сжатие.

Если при бурении скважин происходит разрушение выбуриваемого керна на диски, значение действующих в массиве максимальных сжимающих напряжений может быть оценено по формуле

$$\sigma_M = \frac{\sigma_{сж}}{2}, \quad (27)$$

а когда забой скважины находится в массиве на удалении от контура выработки

$$l \geq \frac{U}{2},$$

где U — наибольший размер или диаметр выработки, либо по эмпирическим формулам, которые получены из зависимости толщины дисков от величины действующих в массиве напряжений [33]. Однако поле напряжений в массиве, обусловленное влиянием различных факторов, сложно и многообразно, поэтому основным методом его изучения должен быть инструмен-

тальный. В данное время таким методом измерения напряжений в массиве является метод разгрузки [94].

Метод разгрузки ВНИМИ [33] базируется на измерении деформаций упругого восстановления на торце выбуриваемого керна. Область применения способа распространяется на горные породы достаточной упругости. Деформация торца керна измеряется с помощью трехкомпонентной тензометрической розетки, так как для определения величин и направлений главных напряжений необходимо знать три главных относительных удлинения. Получив $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \varepsilon_3$, мы можем вычислить величину и направление главных деформаций [73, 74].

Метод Н. Хаста основан на восстановлении полого цилиндра [6, 33]. В исследуемом массиве бурятся шпуры, в которые помещается деформометр. Скважина обуривается шпурами до появления кольцевой щели. Деформометр последовательно устанавливается в трех направлениях, в результате чего получают три измерения. В целике, представленном однородным массивом, можно ограничиться измерениями по двум направлениям. В более сложных условиях бурятся три скважины в трех взаимно перпендикулярных направлениях.

Метод частичной разгрузки [17, 29] применяется на поверхностях горных выработок. Породная или рудная стенка приравнивается к изотропной плоскости, находящейся в двухосном напряженном состоянии. При образовании в ней отверстия в области, примыкающей к отверстию, происходит перераспределение напряжений. Точки, находящиеся в зоне влияния отверстия, перемещаются в сторону центра. Разность перемещений определяется с помощью тензометрических преобразователей. На стенке выработки зачищается площадка и на ней закрепляются тензодатчики. Разгрузочный шпур пробуривается на глубину 80—100 мм так, чтобы его центр совпал с началом координат.

Метод Е. Я. Лимана, или метод разгрузки с центральной скважиной [105], основывается на работах О. Мора, С. Ольсена, М. А. Слободова. Деформации разгрузки керна определяются по измерениям деформаций стенок центральной скважины.

Всем перечисленным методам разгрузки присущи крупные недостатки: высокая трудоемкость, невозможность многократных измерений в изучаемом месте массива и получения информации по изменению напряжений во времени. Это обуславливает развитие других методов, в первую очередь геофизических [34, 94], базирующихся на изменении физических свойств горных пород от давления. Одним из таких методов является ультразвуковой. В его основе [75, 94] лежит зависимость пара-

метров упругих волн в породах (скорости их распространения и затухания) от давления. Сущность ультразвукового метода заключается в получении акустических характеристик пород в изучаемом участке массива и обработке этих данных с помощью тарировочных зависимостей акустических показателей от давления для тех же пород.

Акустические параметры массива измеряются методами профилирования и прозвучивания. При продольном профилировании скважин заметно влияние структуры стенок, поэтому данный способ целесообразно применять для исследования трещиноватости пород вблизи скважины.

С помощью метода прозвучивания можно исключить зону влияния скважин. Для этого необходимо пробурить две параллельные скважины на расстоянии, большем четырех диаметров скважины. Если считать, что зона влияния скважины на напряжения не составляет более двух диаметров, то между ними будут участки в естественном напряженном состоянии. Поскольку расстояния между скважинами разные, то, измеряя при прозвучивании скорости упругих волн и их поглощение, можно определить акустические параметры нетронутого массива.

Максимальное изменение условий распространения для продольных волн под действием нагрузки происходит при прозвучивании в направлении, перпендикулярном слоистости пород, минимальное — параллельном слоистости. При построении эллипса напряжений направления прозвучивания лучше выбирать так, чтобы они проходили под одним углом к слоистости. Это дает возможность учесть влияние анизотропии массива.

Для определения напряженного состояния массива горных пород методом прозвучивания необходимо также знать влияние влажности, температуры, пористости и трещиноватости на акустические характеристики пород. Труднее всего учесть трещиноватость. При увеличении напряжений в массиве повышаются скорости упругих волн и уменьшается их затухание, а при увеличении трещиноватости происходит обратный процесс. Главные напряжения в массиве измеряют непосредственно.

На протяжении 1969—1973 гг. Лабораторией устойчивости обнажений горных пород Института физики и механики горных пород АН Киргизской ССР проводилось измерение напряжений вблизи различных выработок на Хайдарканском месторождении. Измерения осуществлялись методом разгрузки в варианте упругого восстановления торца скважины (методом ВНИМИ) с помощью тензометров сопротивления.

Разгрузочные скважины бурились станками БСК-100 М и ГП-1 с кольцевой алмазной коронкой диаметром 76 мм. Обработка торца скважины производилась зачистной коронкой сложной формы (форма забоя — усеченно-коническая). Для измерения деформаций применялись тензодатчики сопротивления типа ПКП-15-100. Для крепления тензодатчиков использовались клеи на основе эпоксидной смолы и циакрина 90. Измерения осуществлялись с помощью мостиковой станции на базе гальванометра М-195.

В процессе исследований было проведено около 800 замеров в массиве, целиках, кровле выработок и камер.

Результаты измерений обрабатывались по методикам ВНИМИ [74, 55] и Кольского филиала АН СССР [73]. Расчет полного тензора напряжений в массиве горных пород сделан по результатам исследований в районах выработки 1715 горизонта 1730 м и очистных камер горизонта 1785 м Заводского поля.

В лабораторных условиях находились физико-механические свойства пород. Разброс упругих констант по скважинам не превышал 10—15%, поэтому для расчета были взяты средние значения $E = 3,6 \times 10^5 \text{ кг/см}^2$ и $\nu = 0,25$.

Для определения полного тензора напряжений проводились измерения по двум взаимно перпендикулярным направлениям. Напряжения, измеряемые по скважинам, усреднялись и представлялись как компоненты тензора напряжений по соответствующим граням куба (размеры последних составляли от 4—6 до 15 м). Такой куб выступает в роли элементарного объема исследуемого массива. Это допущение справедливо, если структура, состав и поле напряжений исследуемого массива однородны [73, 101].

Величины напряжений в плоскостях измерения определяются по формулам теории упругости [9]:

$$\sigma_{1,2} = \frac{E}{2} \left[\frac{\varepsilon_0 + \varepsilon_{90}}{1 - \nu} \pm \frac{\sqrt{2}}{1 + \nu} \sqrt{(\varepsilon_0 - \varepsilon_{45})^2 + (\varepsilon_{45} - \varepsilon_{90})^2} \right];$$

$$\tau_{0,90} = \frac{\gamma_{0,90}}{2(1 + \nu)} E;$$

$$\gamma_{0,90} = 2\varepsilon_{45} - \varepsilon_0 - \varepsilon_{90};$$

$$\operatorname{tg} \alpha_{1,2} = \frac{\varepsilon_{90} - \varepsilon_0 \pm \sqrt{2} \sqrt{(\varepsilon_0 - \varepsilon_{45})^2 + (\varepsilon_{45} - \varepsilon_{90})^2}}{2\varepsilon_{45} - \varepsilon_0 - \varepsilon_{90}};$$

$$\tau_M = \frac{\sigma_1 - \sigma_2}{2};$$

$$\sigma_0 = \frac{E}{1-\nu^2} [\varepsilon_0 + \nu \varepsilon_{90}];$$

$$\sigma_{90} = \frac{E}{1-\nu^2} (\sigma_{90} + \nu \varepsilon_0), \quad (28)$$

где $\sigma_{1,2}$ — главные напряжения в плоскости измерения;
 $\sigma_{0,90}$ — напряжения по осям измерения;
 $\alpha_{1,2}$ — углы главных напряжений с осями измерения.

Дальнейшие вычисления составляющих тензора производятся по методу ВНИМИ и Кольского филиала АН СССР [93, 94]. Для пород этого участка определяем коэффициент концентрации напряжений $K_\sigma = 1,35$ и $K_{oc} = 0,57$.

Расчет составляющих тензора напряжений проводится следующим образом:

$$\sigma_z^\phi = \frac{K_\sigma}{K_\sigma^2 - K_{oc}^2} \sigma_z - \frac{K_{oc}}{K_\sigma^2 - K_{oc}^2} \sigma_y;$$

$$\sigma_y^\psi = \frac{K_\sigma}{K_\sigma^2 - K_{oc}^2} \sigma_y - \frac{K_{oc}}{K_\sigma^2 - K_{oc}^2} \sigma_z; \quad (29)$$

$$\sigma_x^\omega = \frac{1}{K_\sigma} \sigma_x + \frac{K_{oc}^2}{K_\sigma(K_\sigma^2 - K_{oc}^2)} \sigma_z - \frac{K_{oc}}{K_\sigma^2 - K_{oc}^2} \sigma_y.$$

Определение составляющих тензора напряжений, обусловленных действием гравитационных сил, производилось так:

а) глубина залегания $H = 178$ м, удельный вес пород $\gamma = 2,6$ т/м³. Вертикальная составляющая тензора гравитационных напряжений

$$\sigma_z = \gamma H = 178 \text{ м} \cdot 2,6 \text{ т/м}^3 = 46,3 \text{ кг/см}^2;$$

б) коэффициент бокового отпора для поля гравитационных напряжений

$$K_B = \frac{\nu}{1-\nu} = \frac{0,24}{0,76} = 0,32.$$

Отсюда горизонтальные составляющие тензора гравитационных напряжений:

$$\sigma_{гБ} = K_B \cdot \sigma_\gamma = 0,32 \cdot 46,3 \text{ кг/см}^2 = 14,8 \text{ кг/см}^2.$$

Таким образом, тензор гравитационных напряжений имеет вид

$$T_{\Gamma} = \begin{vmatrix} K_{\text{Б}} \sigma_{\Gamma} & 0 & 0 \\ 0 & K_{\text{Б}} \cdot \sigma_{\Gamma} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{\Gamma} \end{vmatrix} \quad (30)$$

или как функции от γH

$$T_{\Gamma} = \begin{vmatrix} 0,32\gamma H & 0 & 0 \\ 0 & 0,32\gamma H & 0 \\ 0 & 0 & \gamma H \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 14,8 & 0 & 0 \\ 0 & 14,8 & 0 \\ 0 & 0 & 46,3 \end{vmatrix}. \quad (31)$$

Тензор тектонических напряжений находится как разность тензора полных напряжений T и тензора гравитационных напряжений T_{Γ} . $T_{\tau} = T - T_{\Gamma}$ или в матричной форме

$$T_{\tau} = \begin{vmatrix} \sigma_x & \tau_{xy} & \tau_{xz} \\ \tau_{yx} & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_z \end{vmatrix} - \begin{vmatrix} K_{\text{Б}} \sigma_{\Gamma} & 0 & 0 \\ 0 & K_{\text{Б}} \cdot \sigma_{\Gamma} & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_{\Gamma} \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} K_{\tau} \cdot \sigma & \tau_{xy} & K_{\tau 5} \tau_{xz} \cdot K_{\tau 3} \\ K_{\tau 5} \tau_{yx} & \sigma_{\tau} & K_{\tau 4} \tau_{yz} \\ K_{\tau 3} \tau_{zx} & K_{\tau 4} \tau_{zy} & K_{\tau 2} \sigma_{\tau} \end{vmatrix} \quad (32)$$

Подставив в формулу (32) численные значения, получим

$$T_{\tau} = \begin{vmatrix} 40,1 & 0 & -1,16 \\ 0 & 41,0 & 1,16 \\ -1,16 & 1,16 & 42,2 \end{vmatrix} - \begin{vmatrix} 14,8 & 0 & 0 \\ 0 & 14,8 & 0 \\ 0 & 0 & 46,3 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 25,3 & 0 & -1,16 \\ 0 & 26,2 & 1,16 \\ -1,16 & 1,16 & -4,1 \end{vmatrix}.$$

Определим коэффициенты бокового отпора K_{τ} для поля тектонических напряжений

$$K_{\tau 1,2} = \frac{\sigma_{1,2}}{\sigma_{\tau}}, \quad \text{где } \sigma_{\tau} = 26,2 \frac{\text{кг}}{\text{см}^2},$$

тогда

$$K_{T1} = \frac{25,3}{26,2} = 0,97; \quad K_{T2} = \frac{-4,1}{26,2} = -0,16;$$

$$K_{T3} = \frac{-1,16}{26,2} = -0,04; \quad K_{T4} = \frac{1,16}{26,2} = 0,04;$$

$$K_{T5} = \frac{0}{26,2} = 0.$$

Отсюда

$$T_T = \begin{vmatrix} 0,97\sigma_T & 0 & -0,04\sigma_T \\ 0 & \sigma_T & 0,04\sigma_T \\ -0,04\sigma_T & 0,04\sigma_T & -0,16\sigma_T \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 0,54\gamma H & 0 & 0,02\gamma H \\ 0 & 0,56\gamma H & 0,02\gamma H \\ 0,02\gamma H & 0,02\gamma H & -0,09\gamma H \end{vmatrix}.$$

Запишем полный тензор напряжений в виде суммы тензоров гравитационных и тектонических напряжений

$$T = T_G + T_T = \begin{vmatrix} K_B \sigma_T & 0 & 0 \\ 0 & K_B \sigma_T & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_T \end{vmatrix} + \begin{vmatrix} K_{T1} \sigma_T & 0 & K_{T3} \sigma_T \\ 0 & \sigma_T & K_{T4} \sigma_T \\ K_{T3} \sigma_T & K_{T4} \sigma_T & K_{T2} \sigma_T \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} \sigma_x & 0 & \tau_{xz} \\ 0 & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_z \end{vmatrix} \quad (33)$$

или как функции от γH

$$T = T_G + T_T = \begin{vmatrix} 0,32\gamma H & 0 & 0 \\ 0 & 0,32\gamma H & 0 \\ 0 & 0 & \gamma H \end{vmatrix} + \begin{vmatrix} 0,54\gamma H & 0 & -0,02\gamma H \\ 0 & 0,56\gamma H & 0,02\gamma H \\ -0,02\gamma H & 0,02\gamma H & -0,09\gamma H \end{vmatrix} =$$

$$= \begin{vmatrix} 0,86\gamma H & 0 & -0,02\gamma H \\ 0 & 0,88\gamma H & 0,02\gamma H \\ -0,02\gamma H & 0,02\gamma H & 0,91\gamma H \end{vmatrix}$$

Произведем аналогичный расчет для полного тензора напряжений, полученного при помощи обобщенного закона Гука [9, 101]. Для этого подставим численные значения

$$T_T = T - T_G = \begin{vmatrix} 45,2 & 0 & -1,5 \\ 0 & 46,8 & 1,5 \\ -1,5 & 1,5 & 48,4 \end{vmatrix} - \begin{vmatrix} 14,8 & 0 & 0 \\ 0 & 14,8 & 0 \\ 0 & 0 & 46,3 \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 30,4 & 0 & -1,5 \\ 0 & 32 & 1,5 \\ -1,5 & 1,5 & 2,1 \end{vmatrix}.$$

Определим коэффициенты бокового отпора поля тектонических напряжений:

$$K_{T_1} = 0,95; K_{T_2} = 0,07; K_{T_3} = -0,04; K_{T_4} = 0,04,$$

тогда тензор тектонических напряжений имеет вид

$$T_T = \begin{vmatrix} 0,95\sigma_T & 0 & -0,04\sigma_T \\ 0 & \sigma_T & 0,04\sigma_T \\ -0,04\sigma_T & 0,04\sigma_T & 0,07\sigma_T \end{vmatrix} = \begin{vmatrix} 0,61\gamma H & 0 & -0,03\gamma H \\ 0,65\gamma H & 0,03\gamma H & \\ -0,03\gamma H & 0,03\gamma H & 0,04\gamma H \end{vmatrix}.$$

Запишем полный тензор напряжений в виде суммы тензоров гравитационных и тектонических полей напряжений

$$T = T_G + T_T = \begin{vmatrix} K_B \sigma_T & 0 & 0 \\ 0 & K_B \sigma_T & 0 \\ 0 & 0 & \sigma_T \end{vmatrix} + \begin{vmatrix} K_{T1} \sigma_T & 0 & K_{T3} \cdot \sigma_T \\ 0 & \sigma_T \cdot K_{T4} & \sigma_T \\ K_{T3} \sigma_T & K_{T4} \cdot \sigma_T & K_{T2} \cdot \sigma_T \end{vmatrix} =$$

$$= \begin{vmatrix} \sigma_x & 0 & \tau_{xz} \\ 0 & \sigma_y & \tau_{yz} \\ \tau_{zx} & \tau_{zy} & \sigma_z \end{vmatrix}$$

или как функции от γH

$$T = T_r + T_t = \begin{vmatrix} 0,32\gamma H & 0 & 0 \\ 0 & 0,32\gamma H & 0 \\ 0 & 0 & \gamma H \end{vmatrix} + \begin{vmatrix} 0,61\gamma H & 0 & -0,03\gamma H \\ 0 & 0,65\gamma H & 0,03\gamma H \\ -0,03\gamma H & 0,03\gamma H & 0 \end{vmatrix} =$$

$$= \begin{vmatrix} 0,93\gamma H & 0 & -0,03\gamma H \\ 0 & 0,97\gamma H & 0,03\gamma H \\ -0,03\gamma H & 0,03\gamma H & 1,04\gamma H \end{vmatrix}.$$

Аналогичные результаты были получены при измерении напряжений в массиве на горизонте 1785 м.

$$T = \begin{vmatrix} 1,18\gamma H & 0 & 0,08\gamma H \\ 0 & 1,02\gamma H & 0,08\gamma H \\ 0,08\gamma H & 0,08\gamma H & \gamma H \end{vmatrix}.$$

Результаты проведенных исследований показывают, что массив горных пород в районе Заводского поля Хайдарканского месторождения находится в условиях всестороннего сжатия.

Вертикальная составляющая полного тензора напряжений близка к полному весу пород налегающей толщи ($0,91—1,04 \gamma H$), а коэффициенты бокового отпора составляют: $K_{B_1} = 0,97—1,18$; $K_{B_2} = 0,93—1,02$ (рис. 51а). Причем большее из горизонтальных напряжений ориентировано в меридиональном направлении (азимут $+7^\circ, -2^\circ 30'$) (рис. 51 б).

Измерения напряжений, выполненные на других рудниках Киргизии (Терексай, Улуу-Тоо, Кадамджай), показали, что массивы горных пород в этих районах находятся в состоянии высоких горизонтальных сжимающих напряжений, которые превышают вертикальные в несколько раз.

Кроме того, на некоторых рудниках (Кадамджай, Улуу-Тоо) измеренные вертикальные напряжения на отдельных участках месторождений также больше рассчитанных по γH . Все это говорит о том, что поля напряжений в районах месторождений Киргизии помимо гравитации, т. е. веса налегающих

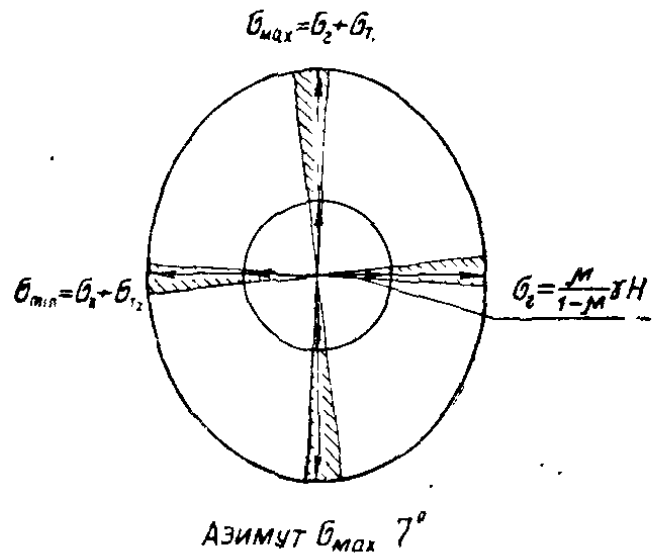
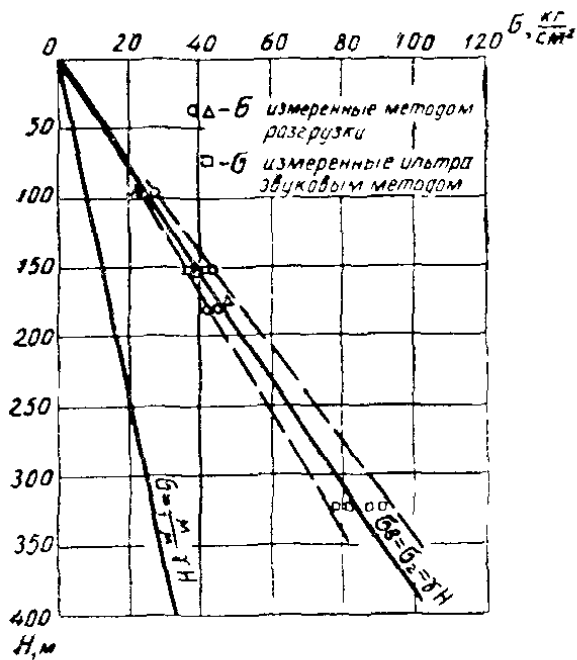


Рис. 51. Напряженное состояние массива горных пород: а — изменение вертикальных и горизонтальных напряжений с глубиной; б — направление главных напряжений в горизонтальной плоскости.

пород, создаются дополнительными факторами, например, неотектоническими движениями. Поэтому при решении того или иного вопроса, связанного с горным давлением, необходимо определить величины и направления напряжений.

ГЛАВА IV

ОПРЕДЕЛЕНИЕ УСТОЙЧИВЫХ РАЗМЕРОВ КАМЕР И ЦЕЛИКОВ

I. Анализ основных факторов, влияющих на устойчивость потолочин

При расчете потолочин для оценки их прочности принимается условие, что главные растягивающие напряжения в потолочине нигде не должны превосходить допускаемые. В противном случае будет происходить образование трещин и отдельные вывалы или полное обрушение потолочины. Следовательно, определение прочных размеров потолочины сводится к отысканию действующих в ней напряжений.

Напряженное состояние кровли и размеры устойчивых пролетов камер зависят от следующих факторов: горно-геологических условий залегания месторождения, физико-механических свойств пород, мощности потолочины (непосредственной кровли), глубины разработки, величины бокового распора, структурных особенностей пород, угла падения залежи.

Полные действующие в потолочине напряжения будут определяться следующим выражением:

$$\sigma_n = \sigma_h + \sigma_q + \sigma_B, \quad (34)$$

где σ_n — полные напряжения;
 σ_h — напряжения от действия собственного веса потолочины;
 σ_q — напряжение от пригрузки вышележащей толщи пород;
 σ_B — напряжение от влияния бокового распора.

Поэтому при расчете потолочин необходимо прежде всего определить возникающие в них напряжения от действия различных факторов.

Впервые метод расчета пролетов камер при различных формах периметра обнажения разработан профессором В. Д. Слесаревым [83, 90], который предложил производить оценку устойчивости кровли выработки произвольной формы по величине эквивалентного ей по устойчивости проле-

та выработки постоянной ширины и неограниченно большой длины.

Значение эквивалентного пролета определяется по формуле

$$l_{\text{экв}} = \frac{a \cdot b}{\sqrt{a^2 + b^2}},$$

где a и b — размеры сторон обнажения.

Критерием устойчивости обнажения является неравенство

$$l_{\text{экв}} < l_{\text{пред}},$$

где $l_{\text{пред}}$ — предельный пролет выработки большой длины, найденный расчетным или опытным путем.

При расчете $l_{\text{пред}}$ потолочина рассматривается как балка мощностью h , заземленная на опорах. В простейшем случае балка считается нагруженной собственным весом и ее предельный пролет определяется по формуле

$$l_{\text{пред}} = \sqrt{\frac{6\sigma_p h^2}{\gamma h}}, \quad (35)$$

где σ_p — предел прочности на разрыв, т. е. максимально возможное напряжение, т/м^2 .

Следовательно, напряжение от действия собственного веса потолочины, найденное из формулы (35), будет равно

$$\sigma_h = \frac{\gamma l^2}{6h}. \quad (36)$$

Если балка нагружена вышележащей толщей пород, то величина предельного пролета без учета собственного веса потолочины составит

$$l_{\text{пред}} = \sqrt{\frac{6\sigma_p \cdot h^2}{q}}, \quad (37)$$

где q — пригрузка от вышележащих пород, т/м^2 .

Из формулы (37) находим, что напряжение от действия этой пригрузки равно

$$\sigma_q = \frac{q \cdot l^2}{6h^2}. \quad (38)$$

Если потолочина является однослойной, то полные действующие в ней напряжения будут возникать только от влияния собственного веса, которые находятся по формуле (36), а пригрузка $q=0$. Величина предельного пролета в этом случае вычисляется по формуле (35).

В практике, как правило, потолочина является не однослойной и поэтому при определении в ней полных напряжений необходимо учитывать напряжения от пригрузки покрывающих пород q . Величина этой пригрузки будет принимать максимальное значение, равное полному весу столба вышележащей толщи $q=\gamma H$, где H — глубина залегания, только при наличии сыпучих или сильно нарушенных вышележащих пород, а также если вышележащие породы обладают небольшой жесткостью. Если жесткость покрывающих пород сравнима с жесткостью потолочины, то $q < \gamma H$. Таким образом, величина пригрузки находится в пределах $\gamma H \geq q \geq 0$ и лишь в некоторых случаях, связанных с тектоникой, влиянием рельефа и другими факторами, $q > \gamma H$. Величина этой пригрузки зависит как от глубины залегания и свойств покрывающих пород, так и от параметров непосредственной кровли.

В. Д. Слесарев [82] рекомендует учитывать пригрузку последнего слоя со стороны вышележащих слоев методом «скользящей» выработки, согласно которому выработки графически перемещаются от самого верхнего до нижнего слоя непосредственной кровли. Давление каждого вышележащего слоя на нижележащий учитывается путем соответствующего повышения объемного веса, который называется «приведенным объемным весом». При этом получается кривая давления на потолочину с максимумом в середине пролета.

Предложенный В. Д. Слесаревым метод является вполне приемлемым, однако при определении пригрузки от вышележащих пород возникают затруднения.

Вопрос об определении нагрузки на непосредственную кровлю рассматривался рядом ученых [11, 15, 36, 65]. Исследования показали, что величины пригрузки на потолочину будут тем больше, чем больше жесткость потолочины по сравнению с вышележащими породами. Жесткость потолочины зависит как от физико-механических свойств слагающих ее пород, так и от ее параметров, т. е. мощности потолочины пролета. Характер изменения пригрузки от изменения этих параметров зависит от конкретных горно-геологических условий залегания. Но при этом исследования большинства авторов показывают, что с увеличением мощности потолочины и уменьшением величины пролета пригрузка от вышележа-

шей толщи будет возрастать. С изменением глубины залегания пригрузка увеличивается пропорционально глубине. Определение величины пригрузки чисто аналитическим путем возможно только в некоторых частных случаях. В основном необходимы экспериментальные исследования и наблюдения, на основании которых можно получить эмпирические зависимости или поправочные коэффициенты с учетом конкретных горно-геологических условий.

Если пригрузка от вышележащей толщи вычислена, то напряжения в потолочине от ее действия можно найти по формуле (38).

Далее при определении полных действующих в потолочине напряжений следует учитывать влияние бокового распора. Обычно принималось, что боковой распор вызывает в потолочине сжимающие напряжения [9, 65]

$$\sigma_B = K_B \gamma H,$$

где K_B — коэффициент бокового распора. При этом растягивающие напряжения в потолочине уменьшатся на эту величину, т. е. боковой распор будет уменьшать полные напряжения в потолочине и улучшать ее работу. Исследования, проведенные В. Р. Рахимовым [65], показали что боковой распор не всегда улучшает работу потолочины.

Под влиянием бокового давления потолочина будет испытывать продольно-поперечный изгиб и формула для определения напряжений от бокового распора имеет вид

$$\sigma_B = K_B \cdot \gamma H \left(\frac{6 \Delta}{h} - 1 \right), \quad (39)$$

где $K_B \gamma H \frac{6 \Delta}{h}$ — растягивающие напряжения при изгибе от действия бокового давления;

Δ — прогиб в середине потолочины, м;

h — мощность нижнего слоя потолочины, м;

$K_B \gamma H$ — сжимающие напряжения.

Имея в виду, что для горных пород предельные растягивающие напряжения при разрыве меньше, чем при изгибе $\sigma_p \approx \frac{\sigma_{изг}}{3}$

[35, 36] и что в качестве предельно допускаемых напряжений нами берется прочность пород на разрыв, то формула (39) примет следующий вид:

$$\sigma_B = K_B \gamma H \left(\frac{2 \Delta}{h} - 1 \right). \quad (40)$$

Подставляя в формулу (34) формулы (36), (38) и (40), получаем выражение для определения полных действующих в потолочине напряжений:

$$\sigma_n = \frac{\gamma l^2}{6h} + \frac{ql^2}{6h^2} + K_B \gamma H \left(\frac{2\Delta}{h} - 1 \right). \quad (41)$$

Если величина $\frac{2\Delta}{h} < 1$, то боковое давление будет уменьшать растягивающие напряжения и улучшать работу потолочины, а при $\frac{2\Delta}{h} > 1$ будет увеличивать их, ухудшая работу.

Таким образом, расчет действующих в потолочине полных напряжений можно производить по формуле (41). При этом необходимо определить пригрузку от вышележащих пород и влияние бокового распора, исходя из конкретных горно-геологических условий залегания месторождения.

Вычислив пригрузку от вышележащих пород q и влияние бокового распора и приравнявая полные действующие напряжения пределу прочности породы на разрыв $\sigma_n = \sigma_p$, получим уравнение относительно пролета камер l .

При определении растягивающих напряжений от действия бокового давления необходимо знать величину прогиба потолочины Δ . По формуле сопротивления материалов [85]

$$\Delta = \frac{(\gamma h + q)l^4}{32Eh^3}.$$

Учитывая, что $\frac{(\gamma h + q)l^2}{6h^2} = \sigma_p$, находим

$$\Delta = \frac{3\sigma_p \cdot l^2}{16 \cdot E \cdot h}.$$

Соответственно максимальный прогиб будет

$$\Delta_{max} = \frac{3\sigma_{раз\ max} \cdot l^2}{16 \cdot E \cdot h}.$$

Максимальные растягивающие напряжения в потолочине определяются пределом прочности на разрыв и величиной бокового давления:

$$\sigma_{max} = \sigma_p + K_B \gamma H,$$

тогда

$$\Delta_{max} = \frac{3(\sigma_p + K_B \gamma H) l^2}{16Eh}.$$

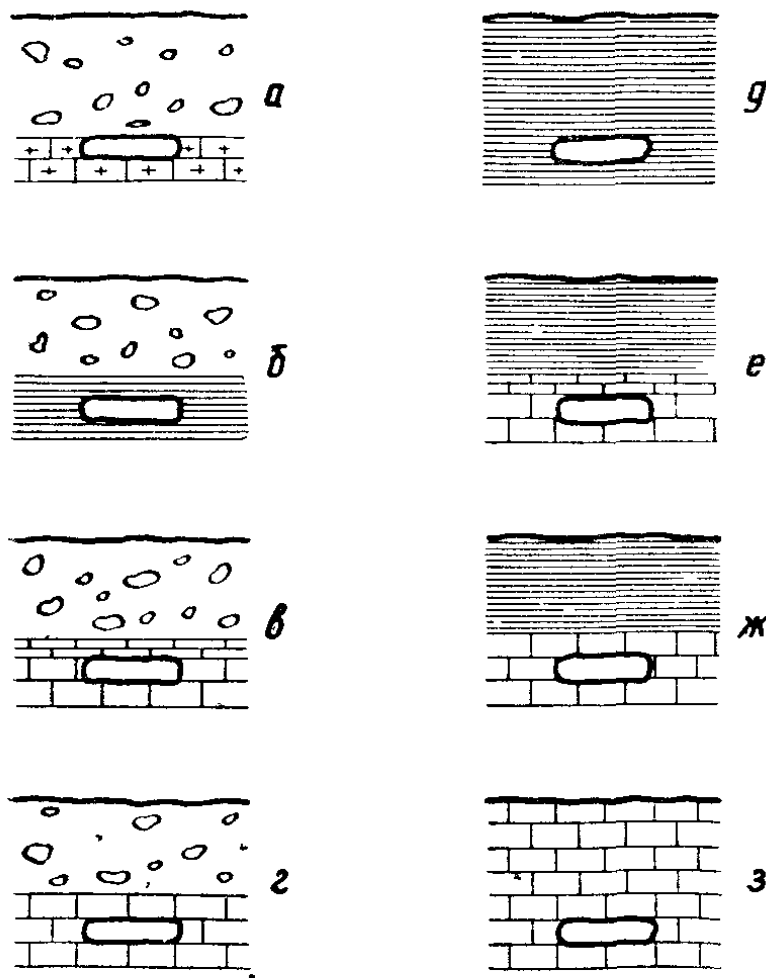


Рис 52 Горно-геологические условия залегания рудных тел.

Таким образом, величина прогиба кровли зависит от горно-геологических условий и физико-механических свойств руд и пород.

Для месторождений Хайдарканского комбината можно выделить следующие наиболее характерные горно-геологические условия залегания рудных тел:

1. Рудосодержащие породы представлены сланцами, массивным известняком или джаспероидами, а кровля до поверхности — наносами (рис. 52 а).

2. Рудосодержащие породы и непосредственная кровля — сланцы, а налегающая толща — наносы (б).

3. Рудосодержащие породы — массивный известняк или джаспероиды, непосредственная кровля — слоистый известняк, а вышележащая толща — наносы (в).

4. Рудосодержащие породы и непосредственная кровля — массивные известняки или джаспероиды, а покрывающие породы — наносы (г).

5. Рудосодержащие породы и кровля до поверхности — сланцы (д).

6. Рудосодержащие породы — джаспероиды или массивный известняк, непосредственная кровля — слоистый известняк, а вышележащие породы — сланцы (е).

7. Рудосодержащие породы и непосредственная кровля — массивный известняк или джаспероиды, а покрывающие породы — сланцы (ж).

8. Рудосодержащие породы и кровля до поверхности — массивный известняк или джаспероиды (з).

Физико-механические свойства пород изменяются в широких пределах (табл. 35).

Таблица 35

Физико-механические свойства пород месторождений
Хайдарканского комбината

Порода	Объемный вес, т/м ³	Прочность на одноосное сжатие, т/м ²	Прочность на разрыв, т/м ²	Модуль упругости, 10 ⁶ т/м ²
Наносы	1,6	1000—1500	—	—
Серпентиниты	2,6	700—2250	270	—
Глинистые сланцы	2,6	4000—6000	260	3
Углисто-глинистые сланцы	2,6	6000—8000	400	4
Слоистый известняк	2,6	10000—12000	690	4,9
Массивный известняк	2,6	12000—15000	810	6,6
Джаспероиды	2,6	12000—15000	810	6,8
Листвениты	2,7	и более 14000—35000	1550	8—10 и более

Наиболее слабыми являются наносы и глинистые сланцы, наиболее прочными — массивные известняки и джаспероиды.

Как говорилось выше, для месторождения характерно слоистое строение горного массива. Причем мощность отдельных слоев различна для различных пород. Из практики отработки месторождения и на основании проведенных наблюдений [102] можно сделать выводы о слоистости отдельных видов пород (табл. 36).

Поэтому при расчете пролетов камер следует учитывать, что потолочина представляет собой не монолитный слой, а пачку слоев. При этом оказалось, что фактические прогибы в 2—3 раза больше расчетных. Это объясняется тем, что при расчете брался модуль упругости, полученный на образцах пород. Исследования многих ученых [14, 36] показали, что модуль упругости в массиве в 2 и более раз меньше модуля, свойственного образцам. Поэтому при расчете прогибов потолочины величину модуля упругости пород, полученную на образцах (табл. 35), следует уменьшить в 3 раза.

Мощность отдельных слоев для различных пород месторождений комбината

Порода	Мощность отдельных слоев, м	Средняя мощность отдельных слоев, м
Углисто-глинистые сланцы	0,2—0,3	0,25
Глинистые сланцы	0,1—0,3	0,2
Слоистый известняк	0,2—1,0	0,6
Массивный известняк и джаспероиды	0,6—1,0	0,8

Подставляя значение Δ в формулу (41), находим

$$\sigma_p = \frac{\gamma l^2}{6h} + \frac{q l^2}{6h^2} + K_B \gamma H \left(\frac{2K \Delta}{h} l^2 - 1 \right), \quad (42)$$

где

$$K_{\Delta} = \frac{3(\sigma_p + K_B \gamma H)}{16E_M \cdot h};$$

$E_M = \frac{E_{об}}{3}$ — модуль упругости пород потолочины в массиве.

Определение величины пригрузки от вышележащей толщи пород следует производить для конкретных горно-геологических условий.

Лабораторные исследования, проведенные нами на моделях из эквивалентных материалов, показали, что при слоистом массиве пригрузка на нижний слой при не очень мощных потолочинах ($\frac{h}{l} \leq 0,25$) прямо пропорциональна его мощности, глубине залегания и объемному весу покрывающих пород и обратно пропорциональна величине пролета, т. е.

$$q = K_n \frac{h}{l} \gamma H, \quad (43)$$

где K_n — коэффициент пропорциональности, определяющий величину пригрузки, в зависимости от соотношения физико-механических свойств пород потолочины и вышележащей толщи и от трения между отдельными слоями.

Если кровля до поверхности представлена одними поро-

дами, то значение коэффициента K_n будет зависеть только от трения между отдельными слоями.

При определении значения коэффициента K_n для условий Хайдарканского месторождения используем данные натуральных наблюдений. Обследование состояния камер показало, что величина предельного пролета камер, кровля которых до поверхности состоит из углисто-глинистых сланцев, на глубине $H=100$ м составляет 10 м.

Величина коэффициента бокового распора, согласно данным экспериментальных исследований на месторождениях Киргизии методом разгрузки, самая различная — от 0,5 до 2—3. Для Хайдарканского рудника боковой распор равен единице.

Подставляя формулу (41) в уравнение (42) и решив его относительно K_n , получим

$$K_n = \frac{6h_1(\sigma_p + K_B \gamma H) - \gamma l^2 - 12K_\Delta l^2 K_B \gamma H}{\gamma H l}, \quad (44)$$

где h_1 — средняя мощность одного слоя (0,25 м);
 σ_p — предел прочности углисто-глинистых сланцев на разрыв (400 т/м²);
 K_B — коэффициент бокового распора, равный 1,

$$K_\Delta = \frac{3(\sigma_p + K_B \cdot \gamma H)}{16E_m \cdot h_1};$$

$E_m = \frac{E_{об}}{3}$ — модуль упругости пород потолочины в массиве.

Подставляя численные значения в формулу (44), получим

$$K_n = \frac{6 \cdot 0,25(400 + 260) - 2,6 \cdot 100 - 12 \cdot 0,00037 \cdot 100 \cdot 260}{2,6 \cdot 100 \cdot 10} \approx 0,24.$$

Следовательно, пригрузку на потолочину для данных условий залегания следует вычислять по формуле

$$q = 0,24 \frac{h}{e} \gamma H. \quad (45)$$

Аналогичным образом определим пригрузку на потолочину для условий, когда непосредственная кровля (потолочина) состоит из сравнительно прочных пород (слоистого известняка, массивного известняка или джаспероидов), а налегающие породы более слабые (обычно глинистые сланцы, которые на контакте часто раздроблены и перемяты). При этом следует

учесть тот фактор, что непосредственная кровля будет представлять собой не монолитный слой, а пачку слоев и, естественно, слоистая потолочина будет работать хуже, чем монолитная такой же мощности. В этом случае, как показали исследования А. А. Борисова [11], при расчете напряжений, возникающих в потолочине от действия пригрузки, надо вместо h^2 подставлять величину, равную $n \cdot h_1^2$, где n — число слоев в пачке, h — мощность одного слоя, т. е. вместо

$$\sigma_q = \frac{q \cdot l^2}{6h^2}$$

будем иметь

$$\sigma_q = \frac{ql^2}{6n \cdot h_1^2}.$$

Из сравнения этих формул видно, что пачка слоев соответствует одному монолитному слою, равному

$$h = h_1 \sqrt{n}.$$

Следовательно, при расчете потолочины исходное уравнения примет следующий вид:

$$\sigma_p = \frac{\gamma \cdot l^2}{6 \cdot h^4} + \frac{ql^2}{6nh_1} + K_B \gamma H \left(\frac{2K \Delta}{h^4} l^2 - 1 \right), \quad (46)$$

а величина пригрузки будет определяться формулой

$$q = K_n \frac{h \sqrt{n}}{l} \gamma H. \quad (47)$$

Наблюдения на руднике за состоянием камер, непосредственная кровля которых сложена более крепкими породами (слоистым известняком), а вышележащая толща — глинистыми сланцами, показали, что при мощности потолочины (пачки слоев) $hn = 4—5$ м на глубине $H = 150$ м величина предельного пролета $l_{пред}$ составляет 20 м.

Подставляя формулу (47) в уравнение (46) и решив его относительно K_n , получим

$$K_n = \frac{6\sqrt{n} \cdot h_1 (\sigma_p + K_B \gamma H) - \gamma l^2 \sqrt{n} - 12K \Delta l^2 K_B \gamma H \sqrt{n}}{\gamma H l} = 0,86.$$

Следовательно, пригрузку на потолочину для данных условий залегания определяем по формуле

$$q = 0,86 \frac{h_1 \sqrt{\bar{n}} \gamma H}{l} \quad (48)$$

Если вышележащая толща состоит из наносов, то, как показывает практика отработки месторождений Хайдарканского комбината, даже при незначительных обнажениях наносов (2—4 м²) последние обрушаются. Причем обрушение развивается до поверхности, на которой образуются провалы. Наносы являются крайне неустойчивыми породами и ведут себя аналогично сыпучей среде. Поэтому их обнажение недопустимо и необходимо оставлять потолочину из более крепких пород. Пригрузку на потолочину, когда вышележащая толща представлена наносами, следует принимать равной полному весу, т. е.

$$q = \gamma H.$$

Таким образом, нами определены значения пригрузки на потолочину для конкретных горно-геологических условий залегания рудного тела (табл. 37).

Таблица 37

Значения пригрузки на потолочину для различных горно-геологических условий

Характеристика пород непосредственной кровли (потолочины) и вышележащей толщи	Коэффициент пригрузки K_n	Величина пригрузки
Непосредственная кровля представлена сланцами или слоистым известняком, массивными известняками или джаспероидами. Вышележащая толща — наносы	—	$q = \gamma H$
Непосредственная кровля — слоистый или массивный известняк или джаспероиды. Вышележащая толща — сланцы (чаще всего глинистые)	0,86	$q = K_n \frac{h_1 \sqrt{\bar{n}}}{l} \gamma H$
Кровля до поверхности представлена одинаковыми породами (прочными сланцами, массивным известняком или джаспероидами)	0,24	$q = K_n \frac{h_1}{l} \gamma H$

После того, как пригрузка от покрывающих пород определена, предельный пролет камер вычисляется по формуле (42) или (46).

Когда непосредственная кровля представлена более прочными породами (сланцами, слоистыми или массивными

известняками, джаспероидами), а налегающая толща — наносами, предельный пролет определяется из уравнения (46), куда подставляется значение пригрузки для данных условий из табл. 37. После преобразований формула для предельного пролета имеет следующий вид:

$$l_{пред} = \sqrt{\frac{6nh_1^2(\sigma_p + K_B \gamma_2 H)}{\gamma_1 nh_1 + \gamma_2 H + 12K_B \gamma_2 H nh_1 K_\Delta}}, \quad (49)$$

где γ_1 — объемный вес пород потолочины, $т/м^3$;
 γ_2 — объемный вес вышележащей толщи (наносов), $т/м^3$,

а так как число слоев, слагающих потолочину, $n = \frac{hn}{h_1}$,

где h_n — мощность потолочины (пачки слоев),
 h_1 — мощность одного слоя, то можно записать

$$l_{пред} = \sqrt{\frac{6hn \cdot h_1(\sigma_p + K_B \gamma_2 H)}{\gamma_1 hn + \gamma_2 H + 12K_B \gamma_2 H h_n \cdot K_\Delta}}. \quad (50)$$

Если непосредственная кровля состоит из слоистого или массивного известняка или джаспероидов, а вышележащая толща — сланцев, то по уравнению (46), куда также подставляется значение пригрузки для данных условий, из табл. 37, находим

$$l_{пред} = \frac{-0,86H + \sqrt{0,74H^2 + \frac{24hn(\sigma_p + K_B \gamma H)(1 + 12K_B H \cdot K_\Delta)}{\gamma}}}{2 \sqrt{\frac{hn}{n_1}(1 + 12K_B H \cdot K_\Delta)}}. \quad (51)$$

Когда кровля до поверхности представлена одними породами (сланцами, слоистым или массивным известняком или джаспероидами), из уравнения (42), куда подставляем значение пригрузки для данных условий из табл. 37, получим

$$l_{пред} = \frac{-0,24H + \sqrt{0,057H^2 + \frac{24h_1(\sigma_p + K_B \gamma H)(1 + 12K_B H \cdot K_\Delta)}{\gamma}}}{2(1 + 12K_B H \cdot K_\Delta)}. \quad (52)$$

Эти расчетные формулы наиболее полно учитывают горно-геологические особенности месторождений и физико-ме-

ханические свойства вмещающих пород и напряженное состояние массива горных пород.

2. Определение размеров камер при отработке пологопадающих рудных залежей

Величина пролета камер существенно зависит от величины бокового распора. На рис. 53 приведены графики зависимости $l_{пред}$ от величины K_B для условий, когда кровля до поверхности представлена массивными известняками. Из графиков видно, что боковой распор заметно влияет на величину пролета, особенно с возрастанием глубины залегания. Поэтому при определении параметров камер необходимо знать значения бокового распора. Для Хайдарканского месторождения $K_B = 1$.

Нами был произведен расчет предельных пролетов камер при различных условиях залегания, данные которого были сопоставлены с фактическим (табл. 38).

Таблица 38

Величина пролетов камер на рудниках Хайдарканского комбината

№ камеры	Глубина залегания, м	Породы, слагающие кровлю камер	Фактический эквивалентный пролет, $l_{экв}$, м	Расчетный предельный пролет, $l_{пред}$, м	Характеристика устойчивости кровли
1	2	3	4	5	6

Хайдарканское месторождение

К-505	65	Глинистые сланцы до поверхности. Нарушения отсутствуют	7,5	7,7	Устойчива
К-515	145		7,0	6,1	Обрушение
К-164	155		11	6,1	Обрушение мощностью 5—6 м
К-715	38	Углисто-глинистые сланцы до поверхности	11,1	12,4	Устойчива 10 лет
К-1037	42		13,4	12,2	Обрушение 1,5—2 м
К-716	50	Трещины и разломы в кровле отсутствуют	9,3	11,8	Устойчива 15 лет
К-1447	75		15,6	10,7	Обрушение кровли
К-1627	117		9,2	9,5	Устойчива 6 лет

1	2	3	4	5	6
К-1497	155		13,7	8,8	Обрушение 4—5 м
Қ-1990-534	163		10,2	12	Устойчива 8 лет
К-1801	100	Слоистый известняк, $h=4-5$ м, вышележащая толща — сланцы	16	22,4	Устойчива
Қ-1764-1740	145	Непосредственная кровля — слоистый известняк, $h=4-5$ м, вышележащая толща — сланцы	18	20	Устойчива 4 года
Қ-1733-1728	145	»	22	20	Обрушение кровли
Қ-1753	145	»	21	20	Обрушение мощностью до 10 м
Қ-1709	150	Непосредственная кровля — слоистый известняк, $h=2-4$ м, вышележащие породы — сланцы	17	18,2	Устойчива 4 года
Қ-1857	150	Непосредственная кровля — слоистый известняк, $h=3-4$ м, вышележащие породы — сланцы	12	18,9	Устойчива 4 года
Қ-1502	32	Потолочина из массивного известняка, $h=3$ м, вышележащая толща — сланцы	14,5	33,8	Кровля устойчива
Қ-207	86	Потолочина из массивного известняка, $h=5-6$ м, вышележащая толща — сланцы	14,3	30,6	Устойчива
Қ-1427	127	Потолочина из массивного известняка, $h=1-3$ м	20,5	22,1	Устойчива 8 лет
Камера штольни 13	33	Кровля данных камер до поверхности представлена массивными известняками	32,5	36,2	Устойчива 10 лет
Қ-623	50		21,2	35,1	Устойчива 10 лет
Қ-709	63		28	34	Устойчива
П/э 1737	76		28	33,5	Устойчива
К-2000	108		18,5	32	Устойчива
Қ-1404	215		25	28	Устойчива

Чаувайское месторождение

Қ-5	34	Песчано-глинистые сланцы до поверхности	10,4	12,6	Устойчива
Қ-19	25	Глинистые сланцы до поверхности	9,0	9,3	Устойчива
Қ-27	60	»	7,5	7,9	Устойчива
Қ-17	80	»	8,4	7,3	Небольшие обрушения

1	2	3	4	5	6
---	---	---	---	---	---

Месторождение Сымап

К-134	15	Потолочина из джаспероидов, $h=0,5$ м. Выше — наносы	7,6	7	Обрушение потолочины, после чего образовался провал до поверхности
-------	----	--	-----	---	--

Как видно из табл. 38, все камеры, имеющие фактические пролеты меньше предельных, находятся в устойчивом состоянии. В камерах, пролет которых превышает предельный, произошло обрушение кровли. Следовательно, предлагаемая нами методика расчета потолочин хорошо согласуется с практическими данными.

В табл. 38 приведены камеры, кровля которых не имеет трещин, разломов и крупных нарушений. При наличии в кровле камер нарушений в расчет потолочин должны вводиться соответствующие поправки. Специальные многочисленные исследования, проведенные рядом авторов [14, 16, 104], показали, что величина пролетов камер за счет трещин и тектонических нарушений может уменьшаться в 2 и более раза по сравнению с ненарушенной кровлей. При этом уменьшение

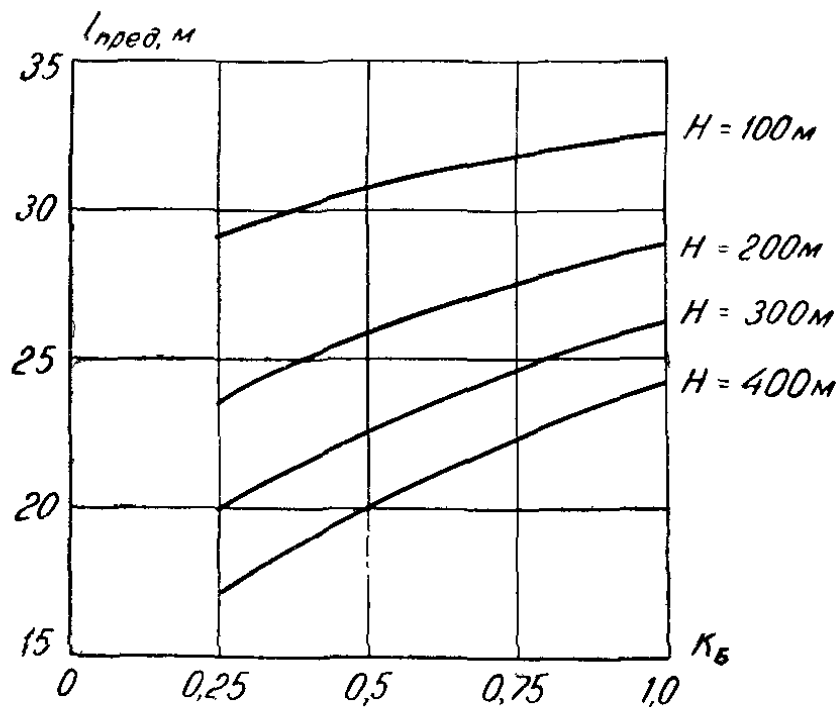


Рис. 53. Изменение предельного пролета от величины бокового давления.

пролета за счет трещин тем больше, чем они интенсивней и чем меньше мощность слоев пород, составляющих потолочину. Наименьшее влияние на устойчивость кровли камер оказывают трещины с ориентировкой поперек оси камер, наибольшее — вдоль и диагонально оси. Поэтому при расчете потолочин, нарушенных трещинами, разломами, крупными нарушениями, в расчетные формулы следует вводить коэффициент структурного ослабления K_c .

На рудниках Хайдарканского комбината были обследованы камеры, в кровле которых имеются вертикальные нарушения и разломы. В камерах, где породы кровли нарушены трещинами, наблюдаются обрушения, несмотря на то, что их пролеты меньше предельных, рассчитанных без учета трещиноватости. На основе обработки этих данных в табл. 39 приведены рекомендуемые нами значения коэффициента структурного ослабления для пород, составляющих кровлю камер.

Таблица 39

Рекомендуемые значения коэффициента структурного ослабления

Породы, составляющие кровлю камер	Характер нарушенности кровли	Значение коэффициента структурного ослабления K_c
Углисто-глинистые и глинистые сланцы	При наличии 2—3 трещин или разломов	0,6—0,8
	При более интенсивной трещиноватости	0,4—0,6
Слоистый известняк	При сильно нарушенных породах (дробленных, перемятых)	0,3—0,4
	При наличии 2—3 трещин	0,7—0,8
	При более интенсивной трещиноватости	0,5—0,7
Массивный известняк или джаспероиды	При сильно нарушенных породах	0,3—0,5
	При наличии 2—3 трещин	0,8—0,9
	При более интенсивной трещиноватости	0,6—0,8
	При сильно нарушенных породах	0,4—0,6

При расчете трещиноватой кровли полученные значения пролетов камер следует умножить на коэффициент структурного ослабления.

При ориентировке трещин поперек оси камеры из таблицы следует брать наибольшие значения K_c , а при ориентировке трещин диагонально или вдоль оси камер — наименьшие.

Устойчивость обнажения зависит также от угла падения залежи. Экспериментальные исследования влияния угла падения залежи на устойчивость обнажений [10, 31] показали, что с ростом угла падения при всех прочих равных условиях предельные размеры обнажения увеличиваются. При этом характер возрастания предельных размеров обнажений зависит от условия защемления пород по контуру. Результаты опытов показали, что зависимость между предельными размерами обнажений при наклонном l_α и горизонтальном l_o залеганиях может быть выражена следующими эмпирическими формулами:

$$\frac{l_\alpha}{l_o} = \frac{1}{\sqrt{\cos \alpha}} \text{ — для консольных обнажений;}$$

$$\frac{l_\alpha}{l_o} = \frac{1}{\cos \alpha} \text{ — при двустороннем защемлении;}$$

$$\frac{l_\alpha}{l_o} = \frac{1}{\sqrt{\cos^2 \alpha}} \text{ — при трех- и четырехстороннем защемлении.}$$

Эти формулы достаточно хорошо отражают опытные данные при углах падения до 55° . При более крутом падении кривые выполаживаются.

Повышение устойчивости обнажений с увеличением углов падения подтверждается также результатом опытов, выполненных ИГД им. А. А. Скочинского с целью исследования характера обрушений непосредственной и основной кровли [31, 69].

Ввиду того, что расчет кровли камер ведется нами по величине эквивалентного пролета выработки постоянной ширины и неограниченной длины, то влияние угла падения залежи следует учитывать по формуле для двустороннего защемления.

Следовательно, коэффициент, учитывающий влияние угла падения залежи, имеет вид

$$K_\alpha = \frac{1}{\cos \alpha} \quad (53)$$

и при определении величины предельного пролета камер при наклонном залегании надо найти значение пролета при горизонтальном залегании и умножить его на данный коэффициент.

При вычислении устойчивых пролетов камер необходимо учитывать кроме прочих факторов коэффициент запаса прочности. Параметры камер должны быть такими, чтобы

с одной стороны они обеспечивали необходимую устойчивость кровли, а с другой — не были бы завышенными, так как это ведет к увеличению потерь полезного ископаемого.

Опыт отработки месторождений комбината и результаты наблюдений показали, что значение коэффициента запаса прочности K_3 должно быть равным 1,5.

При расчете устойчивых пролетов камер в формулы (50), (51) и (52) следует ввести значения коэффициента структурного ослабления K_c , коэффициента влияния угла падения залежи K_α и коэффициента запаса прочности K_3 .

Таким образом, принимая во внимание перечисленные выше факторы, расчет устойчивых пролетов камер рекомендуем производить для конкретных горно-геологических условий следующим образом.

1. Когда непосредственная кровля (потолочина) представлена прочными породами, слоистыми или массивными известняками, джаспероидами или прочными сланцами, а налегающая толща — наносами, величину устойчивого эквивалентного пролета следует определять по формуле

$$l_{\text{эkv}} = K_\alpha \cdot K_c \sqrt{\frac{6hnh_1 \left(\frac{\sigma_p}{K_3} + K_B \gamma H \right)}{\gamma_1 h n + \gamma_2 H + 12 K_B \gamma_2 H h n K_\Delta}}, \quad (54)$$

- где σ_p — предел прочности данной породы на разрыв, т/м^2 ;
- γ_1 — объемный вес пород, слагающих потолочину, т/м^3 ;
- γ_2 — объемный вес пород вышележащей толщи, т/м^3 ;
- hn — мощность потолочины (пачки слоев), м ;
- h_1 — средняя мощность одного слоя породы, слагающей потолочину, м ;
- H — глубина залегания, м ;
- K_α — коэффициент влияния угла падения залежи (изменения K_α в зависимости от угла падения приведены на рис. 54);
- K_c — коэффициент структурного ослабления;
- K_3 — коэффициент запаса прочности;
- K_B — коэффициент бокового распора (для Хайдаркана $K_B = 1$);

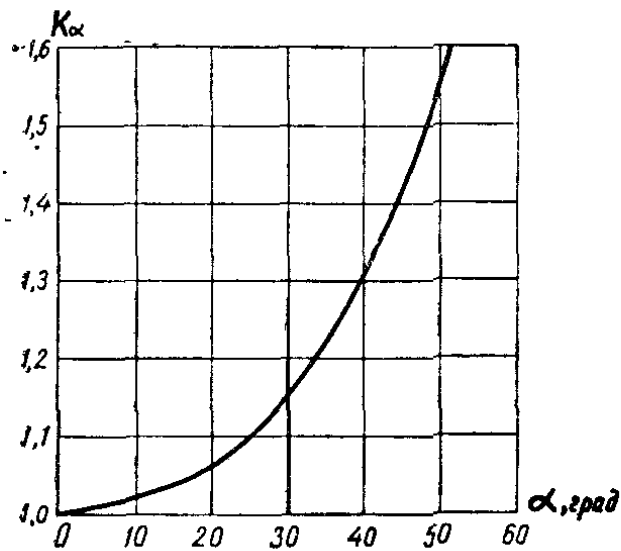


Рис. 54. Зависимость K_α от угла падения залежи.

$$K_\Delta = \frac{3 \left(\frac{\sigma_p}{K_3} + K_B \gamma H \right)}{16 E_M \cdot h_1}$$

Значения K_Δ в зависимости от глубины залегания H при $K_3 = 1,5$ и $K_B = 1$ для различных пород приводятся на рис. 55.

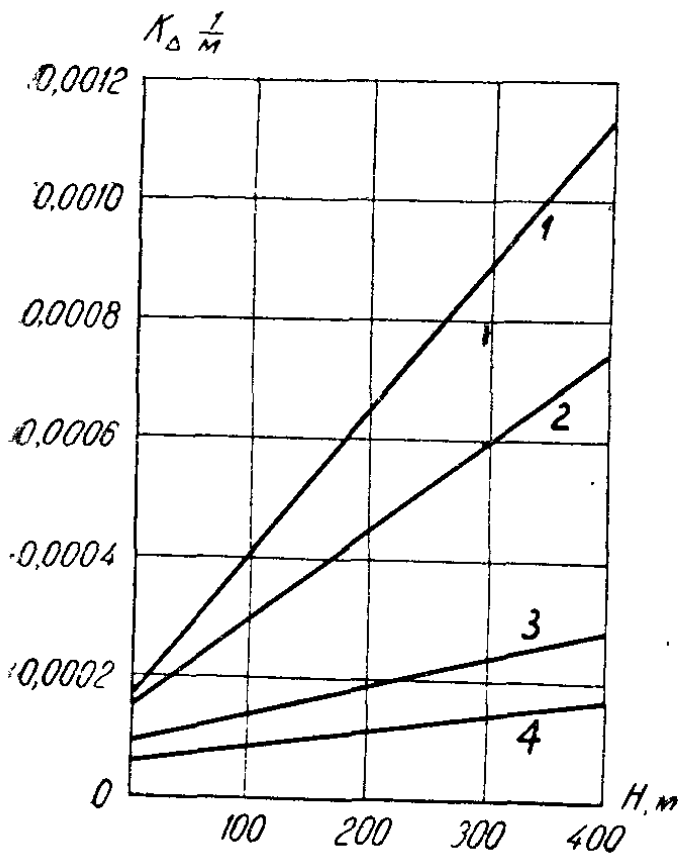


Рис. 55. Изменение коэффициента K_Δ с глубиной залегания H для различных пород: 1 — глинистых сланцев; 2 — углисто-глинистых сланцев; 3 — слоистого известняка; 4 — массивных известняков и джаспероидов.

2. Когда непосредственная кровля (потолочина) представлена слоистыми или массивными известняками или джаспероидами, а покрывающие породы — сланцами, величину устойчивого эквивалентного пролета находим по формуле

$$l_{эkv} = K_{\alpha} \cdot K_c \times \sqrt[3]{\frac{0,74H^2 + \frac{24hn \left(\frac{\sigma_p}{K_3} + K_B \gamma H \right) (1 + 12K_B H K_{\Delta})}{\gamma}}{2 \sqrt{\frac{hn}{h'} (1 + 12K_B H \cdot K_{\Delta})}}} - 0,86H} \quad (55)$$

Условные обозначения те же, что и в предыдущем случае.

3. Если вся кровля до поверхности представлена одними породами (сланцами, слоистым или массивным известняком или джаспероидами), то величина устойчивого эквивалентного пролета определяется из выражения

$$l_{эkv} = K_{\alpha} \cdot K_c \times \sqrt[3]{\frac{0,057H^2 + \frac{24h_1 \left(\frac{\sigma_p}{K_3} + K_B \gamma H \right) (1 + 12K_B H \cdot K_{\Delta})}{\gamma}}{2(1 + 12K_B H \cdot K_{\Delta})}} - 0,24H} \quad (56)$$

Формулы (54), (55) и (56) дают нам значения эквивалентных пролетов камер. Фактическая ширина камер находится из выражения

$$a = \frac{v \cdot l_{эkv}}{\sqrt{v^2 - l_{эkv}^2}}, \quad (57)$$

где a — ширина камеры;

v — длина камеры, которая определяется размерами залежи и технологическими особенностями (для условий рудников Хайдарканского комбината принято $v = 70$ м).

Следовательно, при расчете, исходя из конкретных условий, сначала вычисляется устойчивый эквивалентный пролет

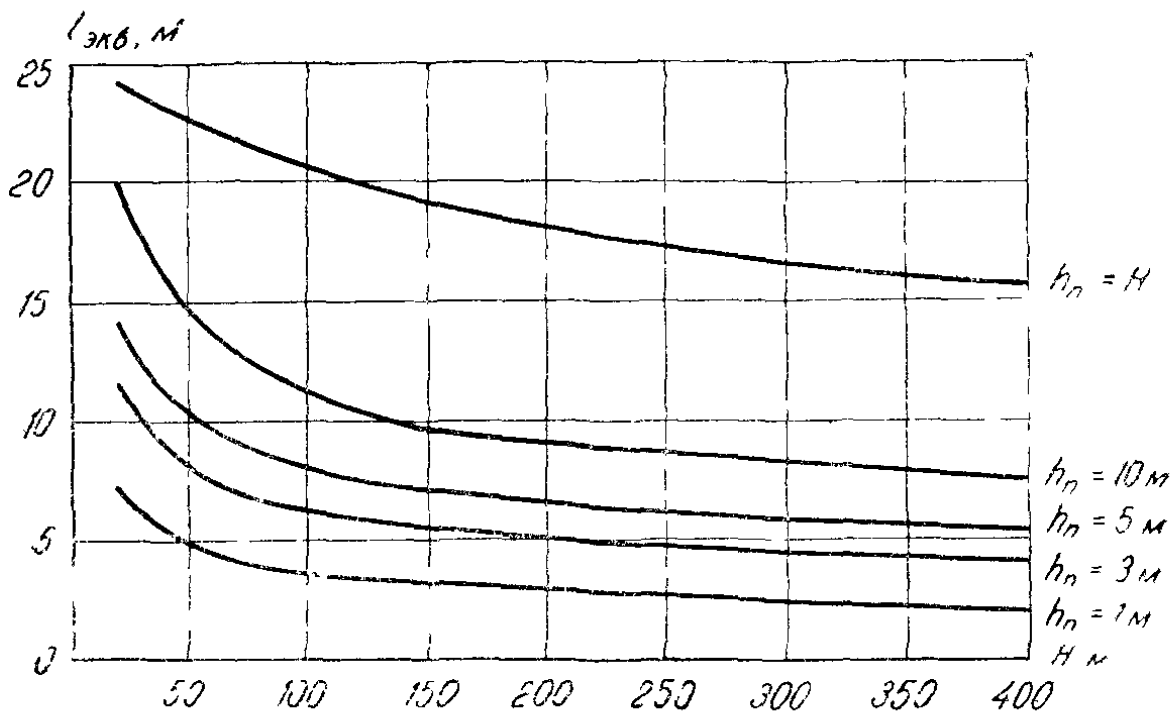


Рис. 56. Изменение эквивалентного пролета камер от глубины залегания.

камер, а после подстановки его в формулу (57) определяется фактическая ширина камеры.

На рис. 56 приведены графики изменения величины устойчивого эквивалентного пролета камер от глубины залегания и мощности потолочины для условий, когда непосредственная кровля представлена известняками, а покрывающие породы — сланцы при $K_B = 1$. При этом имелось в виду, что в кровле камер отсутствуют трещины и разломы и угол падения залежи $\alpha = 0^\circ$, т. е. при значениях $K_c = 1$ и $K_\alpha = 1$.

Данными графиками можно пользоваться при определении размеров камер. Для этого нужно, исходя из конкретных условий залегания, определить по соответствующему графику величину эквивалентного пролета. При наличии в кровле трещин или разломов и при угле падения залежи $\alpha > 0^\circ$ найденную величину эквивалентного пролета следует умножить на соответствующие коэффициенты структурного ослабления K_c и влияния угла падения залежи K_α . Подставляя полученное значение $l_{\text{экв}}$ в формулу (57), определим ширину камеры.

3. Методы расчета целиков

При разработке месторождений камерно-столбовой или сплошной системами основной задачей является определение

устойчивых размеров опорных целиков. Для этого необходимо вычислить нагрузки на целики и определить запас прочности. На напряженное состояние междукамерных целиков оказывают влияние горно-геологические условия залегания месторождения; площадь обнажения кровли камер; площадь поперечного сечения целиков; прочностные и деформационные свойства пород, слагающие целики; прочностные и деформационные свойства пород налегающей толщи; глубина разработки; местоположение целика в отрабатываемой камере; форма целика; структурные особенности пород.

До сих пор при разработке месторождений достаточно большой площади, а именно при $\frac{L}{H} > 1$, где L —

ширина разработки, H — глубина, давление на целики определяют исходя из полного веса пород покрывающей толщи. В действительности, распределение нагрузок на целики гораздо сложнее.

Первым методом оценки прочностных размеров целиков, основанном на предположении, что опорные целики несут нагрузку от веса всей покрывающей толщи пород, является метод Турнера, предложенный в 1884 г. для камерной системы разработки строительных материалов [31]. Поэтому для проверки прочности целиков использовано условие

$$\frac{S_{ц}}{S_{к}} \geq \frac{\gamma H}{\sigma_{сж}}, \quad (58)$$

где $S_{ц}$ — суммарная площадь целиков, m^2 ;
 $S_{к}$ — площадь обнажения кровли, m^2 .

Этот метод получил дальнейшее развитие в работах К. Кегеля, М. Стаматиу, Л. Д. Шевякова и др. [90, 98].

Академик Л. Д. Шевяков формулирует основные предпосылки для расчета целиков следующим образом:

а) наибольшая возможная нагрузка на опорные столбы обуславливается весом всей толщи пород до земной поверхности;

б) вертикальные напряжения в горизонтальных сечениях целиков считаются равномерно распределенными, при этом фактическая неравномерность покрывается вводимым в расчет запасом прочности;

в) в расчеты вводятся полученные в результате лабораторных испытаний величины сопротивления горных пород целиков сжатию с поправками на форму целиков;

г) игнорируются некоторое возрастание прочности при

увеличении абсолютных размеров образцов, повышение прочности при сжатии образцов, высота которых меньше их основания, а также повышение прочности материалов при двухосном сжатии по сравнению с одноосным. Это вносит в дальнейшие расчеты для соответствующих случаев некоторый запас прочности. Тогда условие прочности целиков запишется в следующем виде:

$$\frac{S_{ц}}{S_{к}} \geq \frac{K_3 \gamma H}{\sigma_{сж} \cdot K_{ф}}, \quad (59)$$

где K_3 — коэффициент запаса прочности;
 $K_{ф}$ — коэффициент формы — отношение ширины целика к его высоте.

В последнее время все большее внимание уделяется изучению напряженного состояния целиков в зависимости от размеров обрабатываемого рудного тела. Отмечается, что при незначительных размерах площади разработки находящаяся над горными выработками толща пород будет удерживаться не только опорными целиками, но и связью этой толщи по ее периферии с окружающими массивами горных пород. Начиная только с некоторого значения $\frac{L}{H}$ на центральные целики будет давить вес всей толщи пород. Чем слабее породы, тем при меньшей величине $\frac{L}{H}$ наблюдается их максимальное давление на опорные целики.

Работами МГИ [15, 81] установлен значительный (от 25 до 75%) эффект разгрузки междукамерных (податливых) целиков жесткими (панельными, барьерными, массивными) целиками. Некоторые факторы, влияющие на величину эффекта разгрузки междукамерных целиков, изучались на моделях из эквивалентных материалов. Исследования влияния прочности налегающей толщи на величину разгрузки междукамерных целиков показали, что в случае слабой налегающей толщи уже при небольших значениях $\frac{L}{H}$ давление на

междукамерные целики растет и при $\frac{L}{H} = 0,5$ практически достигает полного веса налегающей толщи. При прочных кровлях, наоборот, вплоть до $\frac{L}{H} = 1$ междукамерные целики

почти не испытывают нагрузки (давление на центральный целик панели менее 25% от веса налегающей толщи).

Экспериментальные работы, проведенные в Джезказгане, также подтвердили, что большую часть нагрузки от веса налегающих пород до ($2,7 \gamma H$) несут массивные опорные целики, т. е. снижают часть нагрузки с междукамерных целиков. Последние несут не всю нагрузку, а ее часть, составляющую 30—60% от γH .

Обследования медно-никелевых месторождений Печенги и Талнаха [60] показывают, что для данных месторождений расчет целиков следует производить с учетом изменения нагрузки в зависимости от отношения $\frac{L}{H}$. Нагрузки на целики для данных месторождений достигают величины полного веса вышележащих пород уже при $\frac{L}{H} = 0,5$.

На примере опыта отработки Джездинского месторождения утверждается, что величина давления на междукамерные целики в значительной мере зависит от общей площади выработанного пространства и глубины разработки [71]. Установлено, что целиками воспринимается нагрузка от полного веса столба вышележащих пород при соотношении пролета и глубины разработки $\frac{L}{H} \sqrt{\frac{1}{3}}$, при $\frac{L}{H} < \frac{1}{3}$ нагрузки на целики составляют только часть веса вышележащего массива. Аналогичные результаты получены ВНИМИ [23].

Исследования, выполненные нами [104] на плоских моделях методом тензосетки, показали также, что напряжения в целиках зависят от $\frac{L}{H}$. Так, при $\frac{L}{H} = 0,25$ нагрузки на центральные целики составляли 50% от полного веса налегающей толщи, при $\frac{L}{H} = 0,5$ были равны 62% и только при $\frac{L}{H} = 1,5$ нагрузки достигали полного веса вышележащей толщи пород. На периферийные целики нагрузки при этом отношении были меньшими.

В результате статистической обработки фактических данных получен коэффициент запаса прочности для целиков, сложенных различными породами и находящихся в разных условиях. Оказалось, что коэффициент запаса прочности для целого ряда целиков, рассчитанный по методу

Л. Д. Шевякова при $\frac{L}{H} > 1$, имеет значение меньше единицы ($K_3 < 1$), т. е. данные целики с таким коэффициентом запаса давно бы уже разрушились, если бы несли нагрузку, равную полному весу вышележащих пород. Однако в большинстве случаев разрушения этих целиков от горного давления не наблюдалось.

Следовательно, расчет, основанный на давлении всего столба пород для условий, когда $\frac{L}{H} < 1$, дает завышенные значения нагрузок на целики. Проведенные эксперименты по определению нагрузок на целики методом разгрузки также показали, что при отработке небольших рудных тел напряжения в целиках гораздо меньше рассчитанных по полному весу налегающих пород.

Из приведенного выше обзора существующих методов расчета целиков и анализа работы целиков на рудниках Киргизии следует, что нагрузки на целики при отработке небольших рудных тел могут быть меньшими, чем по расчету на полный вес покрывающих пород. Причем снижение нагрузок существенно зависит от конкретных горно-геологических условий залегания рудного тела.

В 1962 г. К. В. Руппенейтом был предложен метод расчета целиков, основанный на общих принципах, используемых в теории сооружений [78]. Сущность метода заключается в применении условий совместности перемещений вмещающих пород и собственных деформаций целиков в статически неопределимой системе, которую образуют целики, взаимодействующие с кровлей и почвой.

Выражение для определения нагрузок на целики имеет следующий вид:

$$V_i(\gamma H) - V_i(\sigma_1, \sigma_2, \dots, \sigma_n) = V_{1i}(\sigma_i), \quad (60)$$

где n — число целиков;

$\sigma_1, \sigma_2, \dots, \sigma_n$ — нагрузки на целики;

$V_i(\gamma H)$ — смещение кровли и почвы над и под i -тым целиком под действием объемного веса;

$V_i(\sigma_1, \sigma_2, \dots, \sigma_n)$ — смещение над и под i -тым целиком от действия напряжений в нем самом и во всех других целиках;

$V_{1i}(\sigma_i)$ — укорочение i -того целика под действием нагрузки σ_i . Уравнений будет столько же, сколько целиков.

Для определения давлений на целики при разработке не-

больших рудных тел изолированными панелями метод решения разработан Ю. М. Либерманом и Ц. Гомесом [44].

При этом необходимо вычислить: смещение на контуре общего выреза от действия собственного веса массива; смещение на контуре выреза от реактивного воздействия целиков; собственные деформации целиков.

Тогда выражение (60) с некоторыми упрощениями примет следующий вид:

$$\left[\frac{mi(1-\nu^2)}{E} \cdot \sqrt{S_i} + \frac{hi}{E_{ц}} \right] \sigma_i + \frac{(1-\nu^2)}{\pi E} \sum_{k=1}^{n_1} \frac{S_k \cdot \sigma_k}{r_{ik}} = \frac{2(1-\nu^2)\gamma H L_{экв}}{E} \times \\ \times K_{x_i y_i} + \frac{h_i(1-2\nu)\gamma H}{E_{ц}},$$

где штрих у знака суммы означает, что при суммировании пропускается член с K_i ;

S_i и S_k — площади поперечного сечения целиков;

m — коэффициент, зависящий от форм поперечного сечения целика;

E , $E_{ц}$ — модули упругости вмещающих пород и целиков;

$K_{x_i y_i} = \sqrt{\left[1 - \left(\frac{x_i}{l} \right)^2 \right] \left[1 - \left(\frac{y_i}{l_1} \right)^2 \right]}$ — коэффициент, учитывающий местоположение целика в панели;

x_i, y_i — координаты целика относительно центра панели;

$l = \frac{L}{2}$ — половина ширины панели;

$l_1 = \frac{L'}{2}$ — половина длины панели;

r_{ik} — расстояние между i -тым и k -тым целиками.

Выражение (61), представляющее собой систему n -линейных уравнений с n -неизвестными, является исходным для расчета напряжений в целиках. Как видно из этого уравнения, напряжения, возникающие в целиках, зависят не только от силового фактора (в данном случае от $\gamma H, L_{экв}$ и $S_{ц}$), но и от деформационных свойств как кровли, так и целиков (от величины $E_{ц}$ — модуля упругости целика, от h — высоты целика, E — модуля упругости вмещающих пород), а также от местоположения целика в панели. Причем значения напряжений зависят не только от абсолютных величин E и $E_{ц}$,

а от их отношения. Чем выше деформационные свойства целика, податливость, т. е. чем больше его высота и меньше модуль упругости $E_{ц}$ по сравнению с модулем упругости кровли E , тем меньше напряжения будут возникать в нем. И, наоборот, чем меньше податливость (чем больше жесткость), т. е. чем меньше его высота и больше модуль упругости $E_{ц}$ по сравнению с модулем упругости кровли E , тем больше и напряжения, возникающие в целике.

Как указывалось выше, для Хайдарканского и ряда других месторождений наиболее характерными являются такие горно-геологические условия залегания рудного тела, когда рудосодержащие породы и породы кровли одинаковые (сланцы, массивные известняки или джаспероиды) или рудосодержащие породы представлены массивными известняками и джаспероидами, а породы кровли — слоистым известняком или сланцами. Другими словами, условия залегания таковы, что целики и вышележащая толща имеют одинаковые физико-механические свойства или же кровля состоит из более слабых пород, обладающих менее упругими свойствами [91].

Если целики и вышележащая толща сложены одинаковыми породами, то E и $E_{ц}$ следует принимать равными друг другу ($E_{ц}=E$) и расчет целиков вести по формуле (61), где они во всех членах уравнения взаимно уничтожаются.

Для условий, когда рудосодержащие породы представлены известняками или джаспероидами, а породы вышележащей толщи — сланцами, снижение упругих свойств реального массива, состоящего из сланцев, будет определяться в гораздо большей степени, чем массива, сложенного известняком или джаспероидами [12, 36, 66].

В этом случае в формуле (61) слагаемые $\frac{h_i}{E_{ц}}$ и $\frac{h_i(1-2\nu)\gamma H}{E_{ц}}$ при средней высоте целиков $h_{ц}=5-6$ м достаточно малы по сравнению с остальными и при расчете ими можно пренебречь и тем самым создастся небольшой дополнительный запас прочности. Тогда расчет для условий, когда целики состоят из более крепких пород (массивных известняков и джаспероидов), а покрывающие породы — из сланцев, следует производить по формуле

$$\frac{m_i(1-\nu^2)\sqrt{S}\cdot\sigma_i}{E} + \frac{(1-\nu^2)}{\pi E} \sum_{\kappa=1}^{n_1} \frac{S_{\kappa}\cdot\sigma_{\kappa}}{r_{i\kappa}} = \frac{2(1-\nu^2)\gamma HL_{экв}}{E} K_{xiyi}. \quad (62)$$

Значения модуля упругости E , как видно из уравнения, во всех членах взаимно уничтожаются.

Значение напряжений в целиках для различных условий залегания

№ ка- меры	Глу- бина зале- гания $H, м$	Экви- валентный пролет $L_{экв}, м$	От- но- ше- ние $\frac{L_{экв}}{H}$	Породы, слагающие целики и вышележащую толщу	Напряжения в целиках по Ше- вякову, $\sigma^m, т/м^2$	Напряжения в целиках по Руп- пенитцу, $\sigma^p, т/м^2$	Коэффициент запаса по Шева- кову K_3	Коэффициент запаса по Руппе- нитцу, K	$\frac{\sigma^p}{\sigma^m}$	Характеристика целиков
640	52	20	0,4	Целики и вышележащая толща данных камер пред- ставлены массивными из- вестняками или джаспе- роидами	6300	700	0,87	7,5	0,11	В устойчивом сос- тоянии 13 лет
1158	105	17	0,15		8700	1320	0,9	6	0,15	Устойчив 12 лет
1565	120	15,4	0,13		13260	1340	0,38	4,1	0,1	Устойчив 8 лет
164	145	27,6	0,2		11000	1930	0,6	3,3	0,18	Устойчив 4 года
1404	220	27	0,12		32000	2770	0,19	2,15	0,09	Устойчив 9 лет
1590	101	21	0,2	Целики и вышележащие	6070	1250	0,5	2,4	0,2	Устойчив 8 лет
1965	158	14	0,1	породы данных камер	15400	2010	0,2	1,45	0,13	Устойчив 8 лет
1990	163	13,2	0,09	представлены сланцами	4500	2090	0,97	2,1	0,46	Устойчив 8 лет
1037	42	17,8	0,4	Целики составлены более	2540	1600	2,1	3,2	0,63	Устойчив 6 лет
231	60	17,5	0,3	прочными породами	6700	2250	0,48	1,4	0,33	Устойчив 8 лет
207	86	19,2	0,22	(джаспероидами, массив-	4200	3320	2,1	2,7	0,8	Устойчив 8 лет
2072	112	21	0,19	ными известняками), а	4120	3800	2,3	2,4	0,92	Устойчив 8 лет
566	114	15,6	0,13	кровля представлена сланцами	6900	4200	0,9	1,4	0,6	Устойчив 6 лет

По формуле (61) нами произведен расчет напряжений в целиках для условий залегания, когда целики и вышележащая толща представлены одинаковыми породами и по формуле (62) — когда целики сложены более прочными породами (массивными известняками или джаспероидами), а вышележащая толща — сланцами (табл. 40). Для сравнения в таблице приводятся значения напряжений и коэффициента запаса прочности, рассчитанные по методу Л. Д. Шевякова. Как видно из таблицы, нагрузки на целики для условий залегания, когда целики и вышележащая толща представлены одинаковыми породами, рассчитанные по методу К. В. Руппенейта (формула 61), составляют 10—50% от полного веса, а для условий залегания, когда целики состоят из более крепких пород, а вышележащая толща — сланцы, нагрузки, рассчитанные по формуле (62), составляют 33—93% от полного веса.

Коэффициенты запаса прочности для некоторых целиков по полному весу меньше единицы ($K_z < 1$), а по К. В. Руппенейту, $K_z > 1$, т. е. имеют реальные значения, чем и объясняется тот факт, что данные целики уже на протяжении нескольких лет находятся в устойчивом состоянии.

Расчет целиков для условий, когда непосредственная кровля представлена более прочными породами, а вышележащая толща — сланцами, следует производить по формуле (62). Однако при этом следует дополнительно учитывать влияние непосредственной кровли.

В Лаборатории устойчивости обнажений горных пород ИФиМГП АН Киргизской ССР на моделях проводились специальные исследования влияния непосредственной кровли на напряженное состояние целиков. Результаты исследований показали, что при наличии прочной (жесткой) непосредственной кровли нагрузки на целики могут значительно снижаться по сравнению с нагрузками при отсутствии такой кровли. Причем чем больше ее мощность $h_{н.к}$ и упругие свойства $E_{н.к}$ по сравнению с упругими свойствами вышележащей толщи E , тем заметнее это снижение. Наиболее резкое снижение нагрузок на целики происходит при увеличении мощности непосредственной кровли $h_{н.к}$ до $0,5 L$ экв., а при дальнейшем увеличении $h_{н.к}$ напряжения уменьшаются незначительно, т. е. даже при небольших мощностях $h_{н.к}$ напряжения в целиках могут заметно снижаться.

Оценивая жесткости отдельных структурных элементов пород кровли, получим, что при средней мощности отдельных слоев сланцев $0,2—0,3 м$ и слоистых известняков $0,6 м$ отно-

шение их жесткостей $\frac{E_u \cdot h_u^2}{\gamma^u} : \frac{E_c \cdot h_c^2}{\gamma^c} = 4 \div 10$, т. е. при условной замене реального массива на однородный отношение модулей упругости $\frac{E_{н.к}}{E} = 4 \div 10$.

Если через σ_0 обозначим нагрузки на целики при отсутствии более прочной непосредственной кровли ($h_{н.к} = 0$) а через $\sigma_{н.к}$ — напряжения в целиках при ее наличии, то величина $\frac{\sigma_{н.к}}{\sigma_0} = K_{н.к}$ явится коэффициентом влияния непосредственной кровли. На рис. 57 приводится полученный экспериментально график зависимости $K_{н.к}$ от отношения мощности непосредственной кровли к эквивалентному пролету обрабатываемой панели $\frac{h_{н.к}}{L_{э.к.}}$.

Этим графиком следует пользоваться для практических расчетов.

Таким образом, расчет нагрузок на целики для данных условий надо производить по формуле (62) и найденные значения напряжений умножить на коэффициент влияния непосредственной кровли $K_{н.к}$, определенный по графику на рис. 57.

В табл. 41 приводятся данные, полученные расчетным методом и экспериментальными замерами напряжений методом разгрузки. Из таблицы видно, что расчетные данные хорошо согласуются с экспериментальными.

При обработке небольших рудных тел, когда вышележащая толща представлена упругими породами, для расчета целиков следует использовать метод К. В. Руппенейта. Значение напряжений, вычисленных данным методом, ближе к действительности. Так, коэффициенты запаса для целого

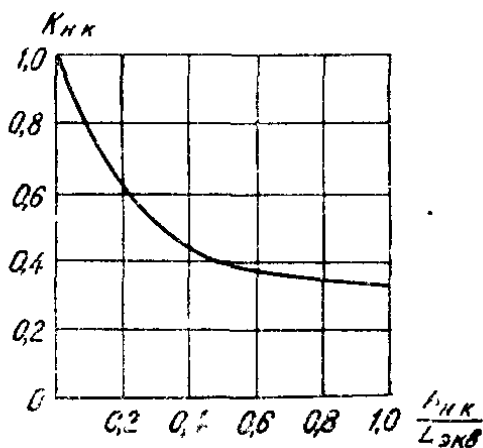


Рис. 57. График зависимости $K_{н.к}$ от мощности поглотины и эквивалентного пролета обрабатываемой панели.

Таблица 41
 Значение напряжений в целиках при наличии более прочной, чем вышележащая толща, непосредственной кровли

№ ка- меры	Глу- бина залегания Н, м	Эквива- лентный пролет $L_{экв}, м$	$\frac{L_{экв}}{H}$	Характеристика пород, слагающих целики и вышележащую толщу	Напря- жения в целиках по фор- муле (42) $\sigma_0, т/м$	$\frac{h_{н.к}}{L_{экв}}$	Кoeffи- циент влияния непос- редст- венной кровли $K_{н.к}$	Напря- жения в целиках с учетом влияния непос- редст- венной кровли $\sigma_{н.к} =$ $\sigma_0 \cdot K_{н.к}$ $т/м^2$	σ экспер- опреде- ленное методом разгруз- ки, $т/м^2$
1709	150	17,5	0,12	Целик состоит из массивного извест- няка, кремневого. Непосредствен- ная кровля представлена слоистым известняком $m=2-4 м$, вышележа- щая толща — сланцами	3800	0,15	0,75	2850	3100
1857	150	14,1	0,1	Целик состоит из массивного извест- няка. Непосредственная кровля пред- ставлена слоистым известняком $m=$ $3-4 м$, вышележащая толща — слан- цами	4950	0,25	0,6	2950	3020

ряда целиков, находящихся в устойчивом состоянии, рассчитанные данным методом, имеют реальные значения ($K_3 > 1$). Влияние непосредственной кровли и ряд других факторов на нагруженность целиков следует учитывать по предлагаемой нами методике.

Таким образом, расчет целиков, исходя из конкретных условий залеганий, следует производить по формулам (61) и (62).

Зная геологические условия и физико-механические свойства пород рудных месторождений Киргизии, а также значения постоянных величин, входящих в эти формулы, приведем их к более простому виду.

Значения коэффициентов Пуассона $\nu = 0,15 \div 0,35$. Среднее значение $\nu = 0,25$. Следовательно, величина $(1 - \nu^2) = 0,94$, а $(1 - 2\nu) = 0,5$.

Формулы (61) и (62) представляют собой системы n -линейных уравнений с n неизвестными, где n — число целиков, входящих в панель.

Если в панель входит всего один целик, то второе слагаемое в левой части выражения (61) и (62), учитывающее суммарное влияние всех остальных целиков, равно нулю и для определения напряжения в целике достаточно решить одно уравнение. Если же в панель входят несколько целиков, то необходимо решать систему уравнений, что при большом числе целиков без применения ЭВМ — очень трудоемкая задача. Поэтому для практических расчетов выражения (61) и (62) были преобразованы нами к такому виду, чтобы при вычислении напряжений в целиках решать не систему, а n независимых уравнений [25, 51].

Для условий залегания, когда целики и вышележащая толща состоят из одинаковых пород, вместо системы уравнений (61) можно применять формулу

$$\sigma_i = \frac{C_i}{(0,94m_i\sqrt{S_i} + h_i) + \frac{0,94}{\pi} \sum_{k=1}^{n_1} \frac{S_k(0,94m_k\sqrt{S_k} + h_k)C_k}{r_{ik}(0,94m_k\sqrt{S_k} + h_k)C_i}}, \quad (63)$$

где

$$C_i = \gamma H(1,88L_{э\kappa\beta} \cdot K_{x_i y_i} + 0,5h_i);$$

$$C_k = \gamma H(1,88L_{э\kappa\beta} K_{x_k y_k} + 0,5h_k).$$

Для условий залегания, когда целики состоят из более крепких пород (массивных известняков, джаспероидов), а покрывающие породы — из сланцев, вместо системы уравнений (62) можно пользоваться выражением

$$\sigma_i = \frac{1,88\gamma HL_{экр} K_{xlyi}}{0,94 m_i \sqrt{S_i} + \frac{0,94}{\pi} \sum_{\kappa=1}^{n_1} \frac{S_{\kappa}}{r_{ik}} \cdot \frac{m_i \sqrt{S_i} K_{xkyk}}{m_{\kappa} \sqrt{S_{\kappa}} K_{xlyi}}} \quad (64)$$

Когда непосредственная кровля представлена более прочными породами, а вышележащая толща — сланцами, расчет нагрузок на целики также следует производить по формуле (64) и полученное значение умножить на коэффициент влияния непосредственной кровли, найденный по графику на рис. 57. Если непосредственная кровля имеет значительную мощность ($h_{н.к} \geq 0,5L_{экр}$), то для расчета следует использовать формулу (63). При расчетах проектных размеров целиков приходится решать обратную задачу, т. е. по известным допустимым напряжениям определять устойчивые размеры целиков. В этом случае выражения (61) и (62) будут представлять системы n уравнений 2-ой степени с n известными, решение которых весьма затруднительно. Однако размеры целиков можно найти решая эти уравнения не как систему, а как независимые квадратные уравнения относительно одного неизвестного [51].

При разработке месторождений камерно-столбовой системой опорные целики обычно оставляются круглого сечения.

Формула для определения диаметров целиков d примет следующий вид:

$$d_i + 0,29d_i^2 \sum_{\kappa=1}^{n_1} \frac{1}{r_{ik}} \left(\frac{C_{\kappa}}{C_i} \right) = C_i \quad (65)$$

откуда

$$d_i = \frac{\sqrt{1 + 1,16D_i \cdot C_i} - 1}{0,58D_i}$$

Когда целики и вышележащая толща сложены одинаковыми породами,

$$C_i = \frac{\gamma H (2,35L_{экр} K_{xlyi} + 0,62h_i)}{\sigma_{сж}} - 1,25h_i$$

Если целики состоят из более крепких пород (массивных известняков или джаспероидов), а вышележащая толща — сланцы,

$$C_i = \frac{2,35\gamma H L_{\text{экв}} K_{xiy_i}}{\sigma_{сж}}$$

Когда непосредственная кровля представлена более прочными породами, а вышележащая толща — сланцами,

$$C_i = \frac{2,35\gamma H L_{\text{экв}} K_{xiy_i} K_{нк}}{\sigma_{сж}}$$

Для всех условий $D_i = \sum_{k=1}^{n_1} \frac{1}{r_{ik}} \left(\frac{C_k}{C_i} \right)^2$, причем это слагаемое,

учитывающее влияние всех остальных целиков на напряженное состояние расчетного i -го целика.

Под знаком суммы будет находиться $n-1$ слагаемых, где n — число целиков и при большом количестве целиков решение очень неудобно. Поэтому для практических расчетов формулу (65) целесообразно упростить. Для этого вместо расстояния между i -тым и k -ми целиками r_{ik} , которое для каждого k -го целика будет различным, введем среднее значение расстояния между i -тым и всеми остальными целиками:

$$r_{икср} = \frac{r_{iБ} + r_{in}}{2},$$

где $r_{iБ}$ — расстояние от расчетного i -го целика до ближайшего k -го целика;

r_{in} — расстояние от расчетного i -го целика до самого периферийного от него целика.

Вместо C_k , которое также будет иметь различные значения, введем среднее значение $C_{ср}$

$$C_{ср} = \frac{C_{ц} + C_{пер}}{2},$$

где $C_{ц}$ — значение C_k для целика, ближе всего расположенного к центру;

$C_{пер}$ — значение C_k для самого периферийного целика.

Тогда в формуле (65) слагаемое, учитывающее влияние всех остальных целиков на напряженное состояние расчетного i -го целика, примет вид

$$D_i = (n-1) \frac{1}{r_{иксп}} \left(\frac{C_{сп}}{C_i} \right)^2$$

Специальные расчеты показали, что при таком упрощении изменение размеров целиков будет составлять не более 10%, что приемлемо для практических решений.

Проведенные преобразования позволили получить уравнения, по которым расчет нагрузок на целики, а также, что особенно важно, размеров целиков значительно упрощается. Причем для каждого конкретных горно-геологических условий залегания рудного тела получены свои расчетные зависимости.

При расчете необходимо принимать во внимание влияние структурных ослаблений и формы целиков. Соответственно, в расчетные зависимости следует вводить коэффициенты, учитывающие эти факторы, — коэффициент структурного ослабления K_c и коэффициент формы целика K_ϕ .

Коэффициент структурного ослабления K_c при наличии в породах целиков трещин и разломов будет меньше единицы. При этом его значение будет зависеть от интенсивности трещиноватости, трения по трещинам, угла падения трещин. Исследования, проведенные во ВНИМИ, МГИ [12, 36], а также наши работы показали, что величина K_c существенно зависит от угла падения трещин. Как видно из графика на рис. 58, значение коэффициента структурного ослабления находится в пределах 0,5—1,0. Наибольшее снижение прочности происходит при углах наклона трещин $\alpha = 45-60^\circ$.

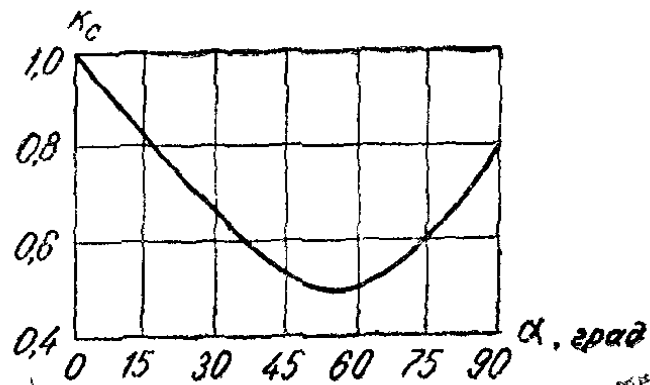


Рис. 58. Зависимость коэффициента структурного ослабления от угла падения трещин.

Ввиду того, что график построен по данным, полученным на образцах из эквивалентных материалов, где сцепление по трещинам меньше, чем в породах, он дает нам значения K_c для наиболее неблагоприятных условий. Поэтому графиком следует пользоваться при наличии в целиках крупных трещин и разломов, проходящих через все сечения целика. Если в целиках имеется микротрещиноватость, значение K_c близко к единице.

Влияние формы целика будем учитывать коэффициентом формы, предложенным Церном. Для круглого целика $K_{\phi} = \sqrt{\frac{d}{h}}$.

При расчете целиков прочность пород $\sigma_{сж}$ следует умножать на этот коэффициент.

Когда целики и вышележащая толща состоят из одинаковых пород,

$$d(\kappa\phi) = \left(\sqrt[3]{A + \sqrt{A^2 + B}} + \sqrt[3]{A - \sqrt{A^2 + B}} \right), \quad (66)$$

где

$$A = \frac{d\sqrt{h} + 1,25\sqrt{h^3}}{2};$$

$$B = \left(\frac{h}{2,4} \right)^3.$$

Если целики состоят из более прочных, чем вышележащая толща, пород,

$$d(\kappa\phi) = \sqrt[3]{d^2 h}. \quad (67)$$

Напряженное состояние, а следовательно, и размеры целиков зависят от угла падения залежи. Исследования, проведенные рядом авторов [31], показали, что при наклонном залегании рудного тела наиболее благоприятное расположение целиков будет под углом β к напластованию. Этот угол определяется по формуле

$$\beta = \alpha - \arctg(K_B \cdot \operatorname{tg} \alpha), \quad (68)$$

где α — угол падения залежи;

K_B — коэффициент бокового распора.

Из формулы (68) видно, что расположение целика зависит как от угла падения залежи, так и от величины бокового давления. В табл. 42 приводятся значения угла β для различных K_B .

Изменение угла наклона целиков в зависимости от величины бокового давления

Угол	$K_{\sigma}=0,5$				$K_{\sigma}=1$				$K_{\sigma}=1,5$			
	α	β	α	β	α	β	α	β	α	β	α	β
	0°	10°	20°	30°	0°	10°	20°	30°	0°	10°	20°	30°
	0°	5°	10°	14°	0°	0°	0°	0°	0°	-5°	-9°	-11°

Для Хайдарканского месторождения $K_B = 1$. В этом случае, как видно из табл. 42, угол $\beta = 0$, т. е. целики должны располагаться перпендикулярно падению залежи.

Коэффициент влияния угла падения залежи определяется по формуле

$$K_{\alpha} = \frac{K_B \cdot \sin \sigma}{\cos \beta \cdot \sin(\alpha - \beta)} \quad (69)$$

При вычислении размеров целиков в расчетные зависимости следует вводить данный коэффициент.

При определении устойчивых размеров целиков в формулы необходимо вводить коэффициент запаса прочности K_z . Расчеты напряженного состояния целиков показали, что они находятся в устойчивом состоянии в течение 6—10 лет и более, имея коэффициенты запаса, равные 1,5—2. Поэтому коэффициент запаса, обеспечивающий необходимую устойчивость, можно принимать равным 1,5. Кроме перечисленных факторов следует учитывать также фактор времени, так как горные породы способны деформироваться во времени без увеличения нагрузок, т. е. проявлять свойства ползучести. Породы Хайдарканского месторождения проявляют заметные свойства ползучести при нагрузках, составляющих 90% и более относительно разрушающих. При нагрузках, равных 50—80% от разрушающих, ползучесть пород отсутствует. Ввиду того, что при $K = 1,5$ нагрузки на целики составляют 65% от разрушающей, влияние времени незначительно. Так, целики с запасом прочности, равным 1,5—2, находятся в устойчивом состоянии 10 и более лет.

4. Методика расчета целиков при обработке небольших рудных залежей

Принимая во внимание перечисленные выше факторы, расчет устойчивых размеров целиков для конкретных горно-

геологических условий следует производить следующим образом:

1. Когда породы, слагающие целики и вышележащую толщу, одинаковые, размеры целиков определяются из уравнения

$$d_i + 0,29D_i d_i^2 = C_i. \quad (70)$$

Если в панели оставляется всего один целик, то из (70) его диаметр будет равным

$$d_i = C_i; \quad (71)$$

при наличии двух и более целиков

$$d_i = \frac{\sqrt{1 + 1,16D_i C_i} - 1}{0,58D_i}, \quad (72)$$

где

$$C_i = \frac{\gamma H (2,35h L_{\text{экв}} \cdot K_{x_i y_i} + 0,62h_i)}{\sigma^1} - 1,25h_i; \quad (73)$$

$$\sigma^1 = \frac{\sigma_{\text{сж}} \cdot K_c}{K_z \cdot K_\alpha}; \quad (74)$$

K_c — коэффициент структурного ослабления (определяется по графику на рис. 58);

K_z — коэффициент запаса прочности;

K_α — коэффициент влияния угла падения залежи;

$K_{x_i y_i}$ — коэффициент, учитывающий координаты i -го целика относительно центра панели, определяется по графику на рис. 59;

$x_i y_i$ — координаты i -го целика относительно центра панели, м;

$$D_i = (n-1) \frac{1}{r_{i \text{к ср}}} \left(\frac{C_{\text{ср}}}{C_i} \right)^2;$$

$r_{i \text{к ср}}$ — среднее значение расстояния между i -тым и всеми остальными целиками, м;

$r_{i \text{б}}$ — расстояние от расчетного i -го целика до ближайшего целика, м;

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_{\text{ц}} + C_{\text{пер}}}{2};$$

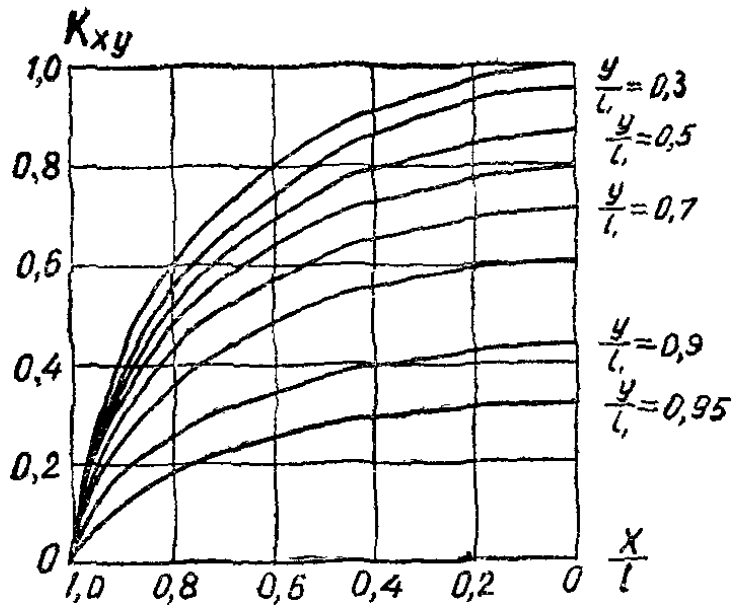


Рис 59 Значение K_{xy} в зависимости от местоположения целика относительно центра обрабатываемой панели

$S_{ц}$ — значение S для целика, ближе всего расположенного к центру,

$S_{пер}$ — значение S для самого периферийного целика

S с учетом коэффициента формы окончательные размеры целика определяются по формуле

$$d_i = (кф) = \left(\sqrt[3]{A_i + \sqrt{A_i^2 + B_i}} + \sqrt[3]{A_i - \sqrt{A_i^2 + B_i}} \right)^2, \quad (75)$$

где

$$A_i = d_i \frac{\sqrt{h_i} + 1.25\sqrt{h_i^3}}{2};$$

$$B_i = \left(\frac{h_i}{2.4} \right)^3.$$

2. Если породы, слагающие целики, более прочные (джаспероиды или массивные известняки), а вышележащая толща — сланцы, размеры целиков определяются по формулам (70), (71) или (72). Значение S_i находится из выражения

$$S_i = \frac{2,35 \gamma H L_{экр} \cdot K_{xyi}}{\sigma_1}. \quad (76)$$

Остальные обозначения те же, что и в предыдущем случае.

С учетом коэффициента формы получаем окончательные размеры целика:

$$d_i(\text{кф}') = \sqrt[3]{d_1^2 \cdot h_i}. \quad (77)$$

3. Когда целики и непосредственная кровля представлены более прочными породами, а вышележащая толща — сланцы, расчет также следует производить по формулам (71), (72). Значение C_i вычисляем из (76), а σ' — из уравнения

$$\sigma' = \frac{\sigma_{сж} \cdot K_c}{K_3 \cdot K_\alpha \cdot K_{нк}}, \quad (78)$$

где $K_{нк}$ — коэффициент, учитывающий влияние непосредственной кровли, определяемый из графика на рис. 57.

С учетом коэффициента формы окончательные размеры целиков определяются по формуле (77).

Если непосредственная кровля имеет значительную мощность ($h_{нк} > 0,5 L_{эжв}$), то весь расчет следует производить, как в первом случае

Напряженное состояние целиков, а следовательно, и его размеры зависят от положения целика в панели, определяемого величиной $K_{хiy_i}$. Причем, как показали расчеты, при всех прочих равных условиях зависимость между размерами целиков (диаметром) и величиной $K_{хiy_i}$ линейна:

$$d_i = a \cdot K_{хiy_i},$$

где a — коэффициент пропорциональности.

Чем ближе целик к центру обрабатываемой панели, тем больше его размеры. Поэтому при расчете достаточно определить размеры целиков, наиболее близкого к центру, а также самого удаленного от него. По двум полученным значениям строится график зависимости d_i от $K_{хiy_i}$. Размеры остальных целиков, если известно их местоположение, находятся по данному графику. При большом количестве целиков это значительно сокращает объем вычислений.

4. Когда вышележащая толща представлена очень слабыми породами (наносами), расчет целиков следует производить с учетом давления полного веса пород.

Расчетная формула примет вид

$$d = \sqrt{\frac{4\gamma HS_k}{\pi\sigma'}}, \quad (79)$$

где S_k — площадь обнажения кровли, приходящаяся на один целик, m^2 .

Остальные обозначения те же, что и в предыдущих случаях. С учетом коэффициента формы находим окончательные размеры целика

$$d(\kappa\phi) = \sqrt[5]{d^3 h}. \quad (80)$$

Покажем на конкретных примерах, как следует производить расчет устойчивых параметров камер и целиков при различных условиях залегания рудного тела с использованием рекомендуемой методики.

Пример 1. На глубине $H=300$ м обрабатывается залежь, имеющая размеры $L \times L_1 = 50 \times 50$ м. Обрабатываемая мощность залежи $h=5$ м. Нарушения и разломы отсутствуют. Угол падения залежи $\alpha=0^\circ$.

Рудное тело и вышележащая толща до поверхности представлены массивными известняками. Предел прочности $\sigma_{сж} = 12000$ т/м², $\sigma_p = 810$ т/м². Величина устойчивого эквивалентного пролета для данных условий определяется по формуле (56) или по графику на рис. 53 и составляет $L_{экр} = 23$ м. Эквивалентный пролет $L_{экр}$ панели, согласно табл. 43, равен 35,4 м, поэтому его надо разделить на камеры с $l_{экр}$, не превышающим 23 м. Ширина камер с $l_{экр} = 23$ м, расположенных как вдоль, так и поперек панели, определяется по формуле (57) и равна 26 м. Следовательно, данную панель надо разбить на камеры, ширина которых не превышает 26 м.

Число таких камер составляет $\frac{L}{a} = \frac{L_1}{a_1} = \frac{50}{26} \sim 2$, т. е. получается две камеры. Значит, в центре панели надо оставить один целик.

Размеры целиков для данного условия залегания определяются из уравнения (70). Так как остается всего один целик, то его размеры вычисляются по формулам (70) — (74):

$$d = c_i.$$

Для данных условий $K_{xy} = 1$, потому что целик находится в центре и его координаты $x=0$; $y=0$.

$$\sigma' = \frac{12000 \cdot 1}{1,5 \cdot 1} = 8000 \text{ т/м}^2;$$

$$C = \frac{2,6 \cdot 300(2,35 \cdot 35,4 \cdot 1 + 0,62 \cdot 5)}{8000} - 1,25 \cdot 5 = 2,16;$$

$$d = 2,6 \text{ м.}$$

Таблица 43
Значения эквивалентных пролетов при различных размерах обрабатываемых участков, м

Длина обрабатываемой панели L, м	Ширина обрабатываемой панели L, м														
	5	10	15	20	25	30	35	40	45	50	60	70	80	90	100
5	3,5	4,50	4,70	4,90	4,90	4,90	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00	5,00
10	4,5	7,1	8,3	9,0	9,3	9,5	9,6	9,7	9,8	9,8	9,9	9,9	9,9	10,0	10,0
15	4,7	8,3	10,6	12,0	12,9	13,5	13,8	14,0	14,2	14,4	14,6	14,7	14,8	14,8	14,8
20	4,9	9,0	12,0	14,1	15,6	16,6	17,4	17,9	18,2	18,5	19,0	19,3	19,4	19,5	19,6
25	4,9	9,3	12,9	15,6	17,7	19,2	20,3	21,2	21,9	22,4	23,1	23,5	23,9	24,1	24,3
30	4,9	9,5	13,5	16,6	19,2	21,2	22,8	24,0	25,0	25,8	26,9	27,6	28,1	28,5	28,8
35	5,0	9,6	13,8	17,4	20,3	22,8	24,8	26,3	27,7	28,7	30,7	31,3	32,2	32,7	33,1
40	5,0	9,7	14,0	17,9	21,2	24,0	26,3	28,3	29,9	31,3	33,3	34,8	35,8	36,6	37,2
45	5,0	9,8	14,2	18,2	21,9	24,0	26,3	29,9	31,9	33,5	36,1	37,9	39,3	40,3	41,1
50	5,0	9,8	14,4	18,5	21,9	25,0	27,7	29,9	33,5	35,4	38,5	40,7	42,4	43,8	44,7
60	5,0	9,9	14,6	19,0	22,4	25,8	28,7	31,3	36,1	38,5	42,4	45,6	48,0	50,0	51,4
70	5,0	9,9	14,7	19,3	23,1	26,9	30,7	34,8	37,9	40,7	45,6	49,5	52,7	55,3	57,3
80	5,0	9,9	14,8	19,4	23,5	27,6	31,3	35,8	39,3	42,4	48,0	52,7	56,6	60,0	62,5
90	5,0	10,0	14,8	19,5	24,1	28,5	32,7	36,6	40,3	43,8	50,0	55,3	60,0	63,7	66,9
100	5,0	10,0	14,8	19,6	24,3	28,8	33,1	37,2	41,1	44,7	51,4	57,3	62,5	66,9	70,7

С учетом коэффициента формы κ_{ϕ} окончательный размер целика $d(\kappa_{\phi}) = 3,6$ м.

Для сравнения рассчитаем диаметр целика, исходя из условий давления полного веса пород:

$$d = \sqrt{\frac{4\gamma HS_{\kappa}}{\pi\sigma'}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 2,6 \cdot 300 \cdot 625}{3,14 \cdot 8000}} = 8,8.$$

Следовательно, по предлагаемому методу площадь целика должна быть в 6 раз меньше, чем вычисленная по полному весу.

Теперь предположим, что данная залежь имеет угол падения $\alpha = 25^\circ$ и через кровлю проходит ряд разломов, ориентированных по падению, расстояние между которыми приблизительно 10 м. В этом случае значение $l_{\text{экр}} = 23$ м, найденное по формуле (56), необходимо умножить на коэффициенты влияния угла падения K_{α} и структурного ослабления K_c . Поскольку расстояние между трещинами равно 10 м, то через кровлю камер, имеющих $l_{\text{экр}} = 23$ м, будет проходить три разлома. Находим, что для данных условий $K_c = 0,8 - 0,9$. Для камер, расположенных по падению, следует принимать $K_c = 0,8$, так как разломы будут ориентированы вдоль оси; для камер, расположенных по простиранию, $K_c = 0,9$, потому что разломы ориентированы поперек оси.

Значение K_{α} находим по формуле (53) или из графика на рис. 54 (оно равно 1,1). Причем это значение следует принимать для камер, расположенных по простиранию. Для камер, расположенных по падению, $K_{\alpha} = 1$.

Определим $l_{\text{экр}}$ с учетом коэффициентов K_{α} и K_c . Для камер, расположенных по падению, $L_{\text{экр}} = 23 \cdot 0,8 \cdot 1 = 18,4$ м. Для камер, расположенных по простиранию, $l_{\text{экр}} = 23 \cdot 0,9 \cdot 1,1 = 23$ м.

Ширина камер вычисляется по формуле (57) и имеет следующие значения: по падению $a = 19$ м, по простиранию $a_1 = 26$ м.

Число камер, расположенных по падению, будет $\frac{L}{a} = \frac{50}{19} \sim 3$,

причем, если ширина двух камер 19 м, то ширина третьей — 12 м, т. е. запас прочности последней будет больше, чем у остальных. В этих случаях целесообразно все камеры оставлять одинаковой ширины, равной 17 м. Число камер, расположенных по простиранию, будет $\frac{L_1}{a_1} = \frac{50}{26} \sim 2$. Следовательно, целики оставляются по сетке 25×17 м относительно углов.

панели, где 25 м — расстояние между целиками по падению, 17 м — по простиранию. Всего на данном участке два целика.

Размеры целиков для данного условия залегания также определяем из уравнения (70). Ввиду того, что число целиков $n > 1$, их размеры находим из формулы (72):

$$d_i = \frac{\sqrt{1 + 1,16 D_i C_i} - 1}{0,58 D_i},$$

где

$$C_i = \frac{\gamma H (2,35 h L_{\text{экв}} \cdot K_{x_i y_i} + 0,62 h_i)}{\sigma'} - 1,25 h_i.$$

$$\sigma' = \frac{\sigma_{\text{сж}} \cdot K_c}{K_3 \cdot K_a}.$$

Сначала вычисляем безразмерные координаты каждого целика, причем для целиков, расположенных симметрично относительно центра панели, они окажутся одинаковыми:

$$\frac{x_1}{l} = \frac{x_2}{l} = \frac{8,5}{25} = 0,34; \quad \frac{y_1}{l_1} = \frac{y_2}{l_1} = \frac{0}{25} = 0.$$

Установив безразмерные координаты целиков, по графику на рис. 59 для каждого целика находим

$$K_{x_i y_i} = K_{x_2 y_2} = 0,95.$$

Ввиду того, что оба целика имеют одинаковые значения K_{xy} , их размеры будут одинаковыми. Поэтому достаточно определить диаметр одного из них.

$$\sigma' = \frac{12000 \cdot 1}{1,5 \cdot 1} = 8000 \text{ т/м}^2;$$

$$C_1 = C_2 = \frac{2,6 \cdot 300 (2,35 \cdot 35,4 \cdot 0,95 + 0,62 \cdot 5)}{8000} - 1,25 \cdot 5 = 1,76;$$

$$C_{\text{ср}} = \frac{C_1 + C_2}{2} = 1,76.$$

Далее находим $D_i = (h-1) \frac{1}{r_{\text{иср}}} \left(\frac{C_{\text{ср}}}{C_i} \right)^2$. Так как в панели всего два целика, то

$$r_i, K_{\text{ср}} = r_{1,2} = 17 \text{ м};$$

$$D_1 = (2 - 1) \frac{1}{17} \cdot \left(\frac{1,76}{1,76} \right) = 0,059.$$

Подставляя найденные значения в формулу (72), получим

$$d_1 = \frac{\sqrt{1 + 1,16 \cdot 0,059 \cdot 1,76} - 1}{0,58 \cdot 0,059} = \frac{1,058 - 1}{0,034} = 1,7.$$

С учетом коэффициента формы K_ϕ определяем окончательный диаметр целика

$$d = 3,3 \text{ м.}$$

Таким образом, размеры целиков должны быть:

$$d_1 = d_2 = 3,3 \text{ м.}$$

Размеры целиков по полному весу пород

$$d_1 = d_2 = \sqrt{\frac{4\gamma HS_k}{\pi\sigma'}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 2,6 \cdot 300 \cdot 17 \cdot 25}{3,14 \cdot 8000}} = 7 \text{ м.}$$

Следовательно, площадь целиков в нашем случае будет в 4,7 раза меньше.

Пример 2. На глубине $H = 400 \text{ м}$ отрабатывается залежь, имеющая размеры $L \times L_1 = 25 \times 25 \text{ м}$. Высота целиков $h = 4 \text{ м}$. Рудное тело и вышележащая толща до поверхности представлены углисто-глинистыми сланцами, $\sigma_{сж} = 6000 \text{ т/м}^2$, $\sigma_p = 400 \text{ т/м}^2$. Угол падения залежи $\alpha = 0^\circ$. Нарушения и разломы отсутствуют.

Величина устойчивого эквивалентного пролета обнажений для данных условий определяется по формуле (56) и равна $l_{экр} = 6,4 \text{ м}$. Эквивалентный пролет отрабатываемой панели $l_{экр}$ определяется из табл. 43 и составляет $17,7 \text{ м}$, поэтому его надо разделить на ряд камер $sl_{экр}$ в не более $6,4 \text{ м}$ междукамерными целиками.

Ширина камер, расположенных как вдоль, так и поперек панели, определяется по формуле (57) и равна $a = a_1 = 6,5 \text{ м}$.

Число камер будет $\frac{L_1}{a} = \frac{L_1}{a_1} = \frac{25}{6,5} = 4$. Целики надо остав-

лять по квадратной сетке $6,5 \times 6,5 \text{ м}$ относительно углов панели. Следовательно, на данном участке необходимо оставить 9 целиков.

Расчет размеров целиков для данных условий залегания

производится из уравнения (70). Ввиду того, что число целиков $n > 1$, их диаметры определяются по формуле (72)

$$d_i = \frac{\sqrt{1 + 1,16D_i C_i} - 1}{0,58D_i},$$

где

$$C_i = \frac{\gamma H(2,35L_{\text{экв}} K_{x_i y_i} + 0,62h_i)}{\sigma'} - 1,25h_i;$$

$$\sigma' = \frac{\sigma_{\text{сж}} \cdot K_c}{K_3 \cdot K_a}.$$

Порядок расчета следующий. Сначала определяем безразмерные координаты каждого целика, причем для целиков, расположенных симметрично относительно центра панели, они имеют одинаковые значения:

$$\frac{x_1}{l} = \frac{x_3}{l} = \frac{x_7}{l} = \frac{x_9}{l} = \frac{6,5}{12,5} = 0,5;$$

$$\frac{y_1}{l_1} = \frac{y_3}{l_1} = \frac{y_7}{l_1} = \frac{y_9}{l_1} = \frac{6,5}{12,5} = 0,5;$$

$$\frac{x_2}{l} = \frac{x_8}{l} = \frac{0}{12,5} = 0; \quad \frac{y_2}{l} = \frac{y_8}{l} = \frac{6,5}{12,5} = 0,5;$$

$$\frac{x_4}{l} = \frac{x_6}{l} = \frac{6,5}{12,5} = 0,5; \quad \frac{y_4}{l_1} = \frac{y_6}{e_1} = \frac{0}{12,5} = 0; \quad \frac{x_5}{e} = 0, \frac{y_5}{e_1} = 0;$$

где

$$l = \frac{L}{2} = 12,5;$$

$$l_1 = \frac{L_1}{2} = \frac{25}{2} = 12,5.$$

Определив безразмерные координаты целиков, по графику на рис. 59 находим для каждого целика значение $K_{x_i y_i}$:

$$K_{x_1 y_1} = K_{x_3 y_3} = K_{x_7 y_7} = K_{x_9 y_9} = 0,75;$$

$$K_{x_2 y_2} = K_{x_4 y_4} = K_{x_6 y_6} = K_{x_8 y_8} = 0,87; \quad K_{x_5 y_5} = 1.$$

Целики с одинаковыми значениями K_{xiyi} будут иметь и одинаковые размеры.

Как указывалось выше, достаточно рассчитать размеры целиков, ближе всего расположенного к центру (целик № 5) и самого периферийного, а затем по построенному графику зависимости d_i от K_{xiyi} определяются диаметры остальных целиков.

$$\sigma' = \frac{6000 \cdot 1}{1,5} = 4000 \text{ м/м}^2;$$

$$C_1 = \frac{2,6 \cdot 400(2,35 \cdot 17,7 \cdot 0,75 + 0,62 \cdot 4)}{4000} - 1,25 \cdot 4 = 3,75;$$

$$C_5 = \frac{2,6 \cdot 400(2,35 \cdot 17,7 \cdot 1 + 0,62 \cdot 4)}{4000} - 1,25 \cdot 4 = 6,46;$$

$$C_{cp} = \frac{C_u + C_{пер}}{2} = \frac{C_1 + C_5}{2} = \frac{3,75 + 6,46}{2} = 5,1.$$

Определяем

$$D_1 = (n-1) \frac{1}{r_{иксп}} \left(\frac{C_{cp}}{C_i} \right)^2$$

Среднее расстояние между целиком № 1 и остальными целиками

$$r_{иксп} = \frac{r_{1,2} + r_{1,9}}{2} = \frac{6,5 + 18}{2} = 12;$$

$$D_1 = (9-1) \frac{1}{12} \left(\frac{5,1}{3,75} \right)^2 = 1,23.$$

Подставляя найденные значения в формулу (72), находим

$$d_1 = \frac{\sqrt{1 + 1,16 \cdot 1,23 \cdot 3,75} - 1}{0,58 \cdot 1,25} = \frac{2,51 - 1}{0,71} = 2,13.$$

Определяем окончательное значение диаметра целика с учетом K_{ϕ}

$$d = 3,1 \text{ м.}$$

Далее

$$d_5 = (n-1) \frac{1}{r_5 K_{\phi}} \left(\frac{C_{cp}}{C_5} \right)^2;$$

$$r_{5к\phi} = \frac{6,5 + 9}{2} = 8; \quad D_5 = (9-1) \frac{1}{8} \left(\frac{5,1}{6,46} \right)^2 = 0,62.$$

Следовательно, диаметр целика № 5 будет

$$d_5 = \frac{\sqrt{1 + 1,16 \cdot 0,62 \cdot 6,46} - 1}{0,58 \cdot 0,62} = \frac{2,37 - 1}{0,36} = 3,8.$$

Находим окончательное значение диаметра целика с учетом K_{ϕ}

$$d_5(K_{\phi}) = 3,9.$$

По полученным данным d_1 и d_5 строим график зависимости d от K_{xy} (рис. 60).

По этому графику находим диаметры всех остальных целиков:

$$d_1 = d_3 = d_7 = d_9 = 3,1 \text{ м};$$

$$d_2 = d_4 = d_6 = d_8 = 3,5; \quad d_5 = 3,9.$$

Для сравнения рассчитаем диаметры этих же целиков по полному весу пород

$$d = \sqrt{\frac{4\gamma H \cdot S_k}{\pi \cdot \sigma'}} = \sqrt{\frac{4 - 2,6 \cdot 400 \cdot 6,5 \cdot 6,5}{3,14 \cdot 4000}} = 3,75$$

и с учетом K_{ϕ}

$$d(K_{\phi}) = \sqrt[5]{d^4 h} = \sqrt[5]{3,75^4 \cdot 4} = 3,8.$$

Следовательно, по этому методу все целики должны иметь одинаковый диаметр

$$d = d_1 = \dots d_9 = 3,8.$$

Сравнивая суммарные площади целиков, получим по полному весу пород

$$\Sigma S_{ц} = 102 \text{ м}^2,$$

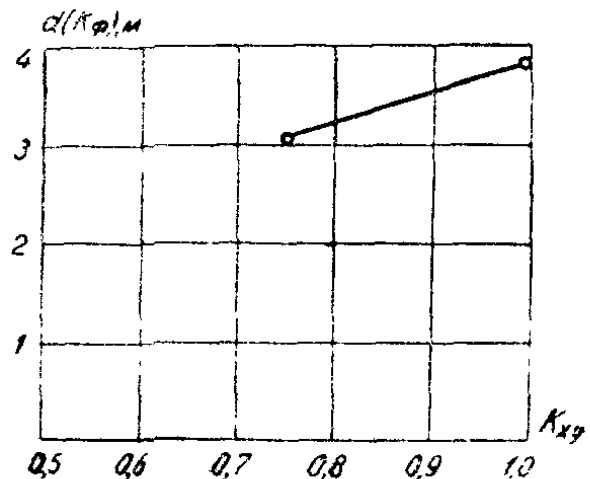


Рис. 60. Зависимость диаметра целика от его местоположения в панели (к периметру № 2).

по предлагаемому методу —

$$\Sigma S_{ц} = 80 \text{ м}^2,$$

т. е. суммарная площадь целиков, вычисленная по предлагаемому методу, в 1,3 раза меньше.

Пример 3. На глубине $H=200$ м обрабатывается залежь размерами 50×50 м. Высота целиков $h=5$ м. Рудное тело представлено массивными известняками, $\sigma_{сж} = 12000 \text{ т/м}^2$. Непосредственная кровля (потолочина) h мощностью 5 м состоит из слоистого известняка, $\sigma_p = 690 \text{ т/м}^2$, а вышележащая толща — сланцы. Угол падения залежи $\alpha = 0$. Нарушения и разломы отсутствуют.

Величина устойчивого эквивалентного пролета обнажений $l_{эжв}$ для данных условий залегания определяется по формуле (55) и равна 16,5 м. Эквивалентный пролет обрабатываемой панели определяется из табл. 43 и составляет 35,4, поэтому его надо разделить на ряд камер с $l_{эжв}$ не более 16,5 м междукамерными целиками.

Ширина камер, расположенных как вдоль, так и поперек панели, равна $a = a_1 = 17$ м. Число камер будет

$$\frac{L}{a} = \frac{L_1}{a} = \frac{50}{17} = 3.$$

Целики оставляются по квадратной сетке 17×17 м относительно углов панели. Следовательно, на данном участке необходимо оставить 4 целика.

Расчет целиков для данных условий залегания, когда целики и непосредственная кровля представлены более прочными породами, а вышележащая толща — сланцами, производится по формуле (72):

$$d_i = \frac{\sqrt{1 + 1,16 D_i C_i} - 1}{0,58 \cdot D_i},$$

где

$$C_i = \frac{2,35 \gamma H L_{эжв} \cdot K_{хiyi}}{\sigma'};$$

$$\sigma' = \frac{\sigma_{сж} \cdot K_c}{K_z \cdot K_a \cdot K_{н.к}}.$$

Порядок расчета следующий. Сначала определяем безразмерные координаты каждого целика. Ввиду того, что все че-

четыре целика расположены симметрично относительно центра панели, их координаты будут одинаковыми:

$$\frac{x_1}{l} = \frac{x_2}{l} = \frac{x_3}{l} = \frac{x_4}{l} = \frac{8,5}{25} = 0,34;$$

$$\frac{y_1}{l_1} = \frac{y_2}{l_1} = \frac{y_3}{l_1} = \frac{y_4}{l_1} = \frac{8,5}{25} = 0,34.$$

По графику на рис. 59 находим значения $K_{x_i y_i}$:

$$K_{x_1 y_1} = K_{x_2 y_2} = K_{x_3 y_3} = K_{x_4 y_4} = 0,88.$$

Поскольку значения K_{xy} для всех целиков одинаковые, то их размеры будут одинаковыми и поэтому достаточно рассчитать диаметр одного из целиков.

Далее находим значение $K_{н.к}$. Так как мощность непосредственной кровли $h_{н.к} = 5$ м, а эквивалентный пролет панели $L_{экр} = 35,4$ м, то отношение $\frac{h_{н.к}}{L_{экр}} = 0,14$. Величина $K_{н.к}$ определяется по графику на рис. 57 и для данного отношения составляет 0,75.

$$\sigma' = \frac{12000 \cdot 1}{1,51 \cdot 0,75} = 10500 \text{ т/м}^2;$$

$$C_1 = \frac{2,35 \cdot 2,6 \cdot 200 \cdot 35,4 \cdot 0,88}{10500} = 3,62;$$

$$C_{ср} = 3,62.$$

$$\text{Далее } D_1 = (n-1) \frac{1}{r_{1ксп}} \left(\frac{C_{ср}}{C_i} \right)^2.$$

Среднее расстояние между целиком № 1 и всеми остальными

$$r_{1ксп} = \frac{r_{1,2} + r_{1,4}}{2} = \frac{17 + 23}{2} = 20;$$

$$D_1 = (4-1) \frac{1}{20} \left(\frac{3,62}{3,62} \right)^2 = 0,15.$$

Подставляя найденные значения в формулу (72), находим

$$d_1 = \frac{\sqrt{1 + 1,16 \cdot 0,15 \cdot 3,62} - 1}{0,58 \cdot 0,15} = \frac{1,27 - 1}{0,087} = 3,1.$$

Окончательное значение диаметра целика с учетом K_{ϕ} будет

$$d_1(K_{\phi}) = 3,5 \text{ м.}$$

Следовательно, диаметры целиков

$$d_1 = d_2 = d_3 = d_4 = 3,5.$$

Для сравнения рассчитаем диаметры целиков по γH :

$$d = \sqrt{\frac{4\gamma H \cdot S_{\kappa}}{\pi \cdot \sigma'}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 2,6 \cdot 200 \cdot 17 \cdot 17}{3,14 \cdot 8000}} = 4,9 \text{ м}$$

и с учетом K_{ϕ} диаметр

$$d_{(K_{\phi})} = \sqrt[5]{d^4 \cdot h^4} = \sqrt[5]{4,9^4 \cdot 5^4} = 5,0 \text{ м.}$$

Следовательно,

$$d_1 = d_2 = d_3 = d_4 = 5 \text{ м.}$$

Сравним суммарные площади целиков:

$$\begin{array}{l} \text{по полному весу} \\ \Sigma S_{ц} = 78 \text{ м}^2, \end{array}$$

по предлагаемому методу

$$\Sigma S_{ц} = 38 \text{ м}^2,$$

т. е. площадь целиков по предлагаемому методу в 2 раза меньше.

Из приведенных примеров видно, что размеры целиков необходимо определять с учетом величины обрабатываемых залежей и физико-механических свойств как руды, так и вмещающих пород. Если вышележащая толща представлена слабыми породами (сланцами) или мощность непосредственной кровли мала, суммарная площадь целиков, рассчитанных по предлагаемой методике, в 1,1—1,3 раза меньше, чем из расчета на полный вес покрывающих пород.

Когда кровля сложена прочными породами достаточной мощности, размеры целиков будут в 2 и более раза меньше, чем при расчете на полный вес покрывающих пород.

ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Детальное ознакомление с геологией и рельефом месторождений, анализ опыта отработки и выполненные исследования на рудниках Киргизии показывают, что разнообразие геологических и горнотехнических условий разработки рудных месторождений Киргизии обуславливает многообразие форм проявления горного давления, а также сложность и своеобразие вопросов, связанных с их изучением. В зависимости от размеров выработанного пространства, глубины разработки, рельефа поверхности и тектонических особенностей горное давление и его направление изменяются в широких пределах. Однако эти важные положения не изучены, не отмечены в нормативных документах и не учитываются на практике.

Месторождения Киргизии имеют ряд особенностей, обусловленных геологическим строением и свойствами руд и вмещающих пород. Месторождения состоят из отдельных рудных тел небольших размеров, сложной формы и богатых по содержанию. Рудные тела разбросаны по всей площади и отстоят друг от друга на значительном расстоянии. Месторождения находятся в сложных горно-геологических условиях, связанных с тектоническими движениями ранних и новейших эпох.

Тектонические процессы в Тянь-Шане продолжаются и в настоящее время и проявляются в землетрясениях и деформациях, которые осложняют отработку месторождений.

Физико-механические свойства горных пород изменяются в широких пределах. Прочность пород на одноосное сжатие колеблется от 200 (углистые сланцы) до 2500—3000 кг/см² (джаспероиды, кварц). Прочность пород на разрыв изменяется от 26 (глинистые сланцы) до 250 кг/см² (известняки плотные, кремненные). Также значительны изменения коэффициента Пуассона и модуля упругости. Изменение физико-механических свойств наблюдается как по месторождениям, так и по отдельным участкам и глубине.

Длительное применение различных вариантов сплошной, камерно-столбовой систем разработки и систем с магазинированием руды на рудниках Киргизии (Хайдаркан, Кадам-

джай, Чаувай, Терексай и др.) показывает, что параметры очистной выемки примерно одинаковы. Как правило, на верхних горизонтах размеры камер уменьшены, а целиков увеличены. На нижних же горизонтах принятые параметры обнажений пород не всегда обеспечивают устойчивое состояние последних.

Все более активное проявление горного давления, вызванное понижением горных работ и особенностями геологического строения месторождений Киргизии, оказывает существенное влияние на технологию работ как при очистной выемке, так и при проходке горных выработок. Отмечено ухудшение технико-экономических показателей, участились случаи разрушения целиков и обрушения камер при очистных работах и снизилась устойчивость выработок. Основной причиной обрушения пород кровли и разрушения целиков является то, что параметры целиков и камер приняты по аналогии с другими месторождениями без изучения горного давления. А в условиях гористой местности с неотектоническими процессами величина напряжений на месторождении, а иногда даже на отдельных его участках значительно больше, чем в равнинной местности.

Величина и характер горного давления в условиях месторождений Киргизии зависят не только от веса налегающих пород, но и от комплекса тектонических сил, сложения и рельефа тяготеющих к рудному телу горных массивов. Элементы рельефа являются источниками дополнительных нагрузок, влияющих на величину и характер напряженного состояния пород. На основе выполненных измерений можно отметить, что горное давление на рудниках, в частности на Кадамджайском, в 2—4 раза превосходит давление от веса налегающих пород. Кроме того, горное давление по величине и характеру осложняется появлением в толще массива дополнительных горизонтальных напряжений.

В связи с продолжающимся горообразованием и современными тектоническими процессами на месторождениях действуют большие внутренние напряжения, которые и приводят к разрушению целиков и кровли камер на сравнительно небольших глубинах (200—300 м). Горное давление особенно усиливается, когда разработке подвергаются участки, находящиеся в сложных горно-геологических условиях и когда массив расчленен многочисленными тектоническими нарушениями. На таких участках необходимо переходить на другой класс систем разработки (системы с закладкой, системы с обрушением и др.), потому что системы с магазинированием руды и камерно-

столбовая в этих случаях не обеспечивают безопасность горных работ.

На основе выполненных исследований нами рекомендуются для ряда рудников Киргизии методы расчета пролетов камер и целиков с учетом горно-геологических особенностей месторождений. Так как величина и характер горного давления в условиях Киргизии зависят не только от глубины залегания, физико-механических свойств горных пород, но и от комплекса тектонических сил и рельефа, то последние являются иногда основными факторами, влияющими на характер напряженного состояния массива горных пород. Поэтому для правильного выбора и совершенствования систем разработки, а также для разрушения других технологических задач необходима постановка широких исследований напряженного состояния массива горных пород и выявления особенностей проявления горного давления в условиях гористой местности с современными тектоническими процессами.

ЛИТЕРАТУРА

1. Авершин С. Г. Горные работы под сооружениями и водоемами. Углетехиздат, 1954.
2. Агошков М. И., Борисов С. С., Боярский В. А. Разработка рудных и россышных месторождений. М., Госгортехиздат, 1962.
3. Агошков М. И., Малахов Г. М. Подземная разработка рудных месторождений. М., «Недра», 1966.
4. Акимов А. Г. [и др.]. Сдвигение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений. М., «Недра», 1970.
5. Алымкулов Ж. Физико-механические свойства пород рудников Киргизии. Фрунзе, «Илим», 1965.
6. Байконуров О. А., Мельников В. А. Основы горной геофизики. Алма-Ата, 1970.
7. Бакаев М. Т., Жеребко Л. Н. [и др.]. Методика целиков и потолочин камер для некоторых типов залежей Дзезказганского месторождения. В сб.: «Проявление горного давления и сдвига пород на рудниках Казахстана», № 44, Алма-Ата, 1970.
8. Балаганский П. А., Ялымов Н. Г. Изоляция подземных пустот на рудниках. Фрунзе, «Илим», 1972.
9. Безухов Н. И. Основы теории упругости, пластичности и ползучести. М., 1968.
10. Борисенко С. Г., Копица Ф. А. Камерная система разработки в горнорудной промышленности. Госгортехиздат, 1960.
11. Борисов А. А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. М., «Недра», 1964.
12. Борщ-Компониец В. И. Механика горных пород, массивов и горное давление. М., 1968.
13. Борщ-Компониец В. И., Урумов Т. М. [и др.]. Некоторые итоги исследования проявления горного давления в условиях камерно-столбовых систем разработки. Научн. тр. М., МГИ, 1971.
14. Борщ-Компониец В. И. Учет трещиноватости при оценке прочностных и деформационных свойств структурных горных пород. «Технология и экономика угледобычи», 1966, № 6.
15. Борщ-Компониец В. И. Комплексные исследования проявления горного давления при разработке Дзезказганского меднорудного бассейна камерно-столбовыми системами. Автореф. докт. дисс. МГИ, 1967.
16. Васильев В. З. Напряжения в упругом изотропном полупространстве вблизи торца вертикальной выработки. «Прикладная механика», 1967, № 7.
17. Влох Н. П. Об измерении напряжений на железорудных месторождениях Урала. Новосибирск, ИГД СО АН СССР, 1970.
18. Геология СССР, т. XXV. Киргизская ССР, книги 1 и 2. М., «Недра», 1972.

- 19 Гзовский М В Современные возможности оценки тектонических напряжений в земной коре Тектонофизика и механические свойства горных пород М, «Недра», 1971
- 20 Гзовский М В Тектонофизические представления о напряженном состоянии земной коры В кн «Современные проблемы механики горных пород» М, «Наука», 1972
- 21 Гзовский М В, Турчанинов И А, Марков Г А, Батугин С А, Влох Н П, Френзе Ю К, Чабдарова Ю И, Казикаев Д М Напряженное состояние земной коры по данным измерений в горных выработках и тектонофизического анализа В сб «Напряженное состояние земной коры» М, «Наука», 1973
- 22 Геология и геохимия ртути и сурьмы Киргизии Фрунзе, «Илим», 1972
- 23 Горное давление, сдвигание горных пород и методика маршайдерских работ Сб ВНИМИ, 72 Л, 1970
- 24 Гулевич Г Е Возможности уменьшения потерь в результате применения камерной системы разработки с опорными целиками В сб «Потери при разработке полезных ископаемых и меры по их снижению (материалы совещания ГОСИНТИ)» М, 1964
- 25 Динник Н Распределение напряжений вокруг подземных выработок Тр Совещ по упр горным давлением М, Изд во АН СССР, 1938
- 26 Дубяга А П Исследование параметров опорного давления при отработке изолированных залежей Дзезказганского месторождения Автореф канд дисс Караганда, 1971
- 27 Ержанов Ж С Теория ползучести и ее приложение Алма Ата, «Наука», 1964
- 28 Ержапов Ж С, Серегин Ю Н, Смирнов Ю Н Расчет нагруженности опорных и поддерживающих целиков Алма-Ата, «Наука», 1973
- 29 Иливицкий А А, Сашурин А Д Измерение главных нормальных напряжений на стенках горных выработок «Горный журнал», 1964, № 11
- 30 Исаев Д И, Глушкова М И, Алиев З А, Данилина А П, Токомбаев Ш Т Рельеф Киргизии Фрунзе, «Илим», 1964
- 31 Ильштейн А М [и др] Методы расчета целиков и потолочин камер рудных месторождений М, «Наука», 1967
- 32 Исследования проявления горного давления при камерно-столбовой системе разработки В сб «Научные основы создания высокопроизводительных комплексно-механизированных рудников» М, 1971
- 33 Измерение напряжений в массиве горных пород Новосибирск, «Наука», СО АН СССР, 1968, 1970, 1972 гг
- 34 Кириченко Г С Богданов Г И, Костюченко Л М Определение параметров системы и порядок разработки богатых руд Талнахского месторождения В сб «Результаты исследований по разработке рудных месторождений» М, «Наука», 1971
- 35 Короблев А А Современные методы и приборы для изучения напряженного состояния массива горных пород М, «Наука», 1969
- 36 Космодамианский А С О напряженном состоянии изотропной пластинки, ослабленной бесконечным рядом эллиптических отверстий Изв АН СССР, Механика, 1965, вып 4
- 37 Космодамианский А С О напряженном состоянии горного массива, ослабленного большим количеством выработок квадратного сечения Сб ВНИМИ, т 45, 1962

- 38 Кропоткин П Н Напряженное состояние земной коры по измерениям в горных выработках и геофизическим данным В сб «Проблемы теоретической и региональной тектоники» М, «Наука», 1971
- 39 Кропоткин П Н Тектонические напряжения в земной коре по данным непосредственных измерений В сб «Напряженное состояние земной коры» М, «Наука», 1973
- 40 Кузнецов Г Н, Будько М Н, Васильев Ю И Шклярский М Ф, Юревич Г Г Моделирование проявлений горного давления М, «Недра», 1968
- 41 Кузнецов Г Н Аналитические расчеты на базе механики раздельно блочной среды В сб «Горное давление, сдвигание горных пород и методика маркшейдерских работ», т 78 ВНИМИ, 1970
- 42 Левина Ц О, Михлин С Г К вопросу о расчете напряжений в междукламерных целиках Тр Сейсмологического института АН СССР, № 94, 1941
- 43 Левина Ц О Дополнительные исследования напряжений в междукламерных целиках Изв АН СССР, № 7, 1942
- 44 Либерман Ю М, Гомес Ц Метод определения давлений на целики при разработке изолированными панелями В сб «Физико механические свойства, давление и разрушение горных пород» Изд во АН СССР, 1962
- 45 Лиман Е Р Опыт использования в мировом масштабе измерительного оборудования для измерений одностороннего давления, разработанного ЮАСНПИ М, ИНТИ, 1970
- 46 Лысенко И З Принципы разработки высокогорных месторождений Алма-Ата, «Наука», 1966
- 47 Малахов Г М, Арсентьев А И, Фаустов Г Т Влияние времени отработки камер и глубины горных работ на устойчивость потолочин и висячего бока «Горный журнал», 1964, № 4
- 48 Матвеев Б В О работах по исследованиям реологических свойств горных пород Сб ВНИМИ, № 49, 1965
- 49 Мусин А Ч, Бакаев М Т Устойчивость кровли и параметры камер и целиков в условиях Джезказганского месторождения В сб «Методы определения разломов опорных целиков и потолочин» М, ИГД АН СССР, 1962
- 50 Мухин М Е, Шестаков В А, Ялымов Н Г Системы подземной разработки на рудниках Киргизии Фрунзе, «Илим», 1965
- 51 Мухелишвили Н И Некоторые основные задачи математической теории упругости М, «Наука», 1966.
- 52 Модестов Ю А Совместный расчет междукламерных и межблоковых (барьерных) целиков при разработке пластовых месторождений В сб «Методы определения размеров опорных целиков и потолочин» М, Изд во АН СССР, 1962
- 53 Мячкин В И Ультразвуковые исследования напряженного состояния и свойств горных пород в массиве М, «Наука», 1966
- 54 Надаи А Пластичность и разрушение твердых тел, т 2 М, «Мир», 1969
- 55 Нестеренко Г Г [и др] Совершенствование метода разгрузки для определения напряжений в крепких трещиноватых породах ВНИМИ, сб 62, 1966
- 56 Нестеренко Г Г, Барковский В М О возможности оценки напряженного состояния земной коры по натурным измерениям напряжений в шахтах и рудниках В сб «Напряженное состояние земной коры» М, «Наука», 1973
- 57 Нестеренко Г Г Методика и некоторые результаты исследования параметров камерно-столбовой системы разработки Методы оп-

- ределения размеров опорных целиков и потолочин М, Изд-во АН СССР, 1962
- 58 Никифоров Н А Ртутно-сурьмяное орудение Южного Тянь Шаня Фрунзе, «Илим», 1969
- 59 Никифоров Н А Структура рудных полей Хайдарканского месторождения Автореф канд дисс М, 1958
- 60 Орлов Ю Д Исследование несущей способности и определение размеров рудных целиков при разработке пологих и наклонных залежей неоднородного строения Печенгского и Талнахского медно-никелевых месторождений Автореф канд дисс Л, 1971
- 61 Очерки структурной геологии сложно дислоцированных толщ М, «Недра», 1970
- 62 Пантелеев М Г Устойчивость камер и целиков в Джебказгане по данным натурных исследований В сб «Методы определения размеров опорных целиков и потолочин» Изд во АН СССР, 1962
- 63 Пейве А В, Кропоткин П Н Новый подход к изучению напряжений в земной коре В сб «Напряженное состояние земной коры» М, «Наука», 1973
- 64 Рахимов В Определение давлений на междукамерные и барьерные целики, образующие периодическую последовательность В кн «Физико-механические свойства, давление и разрушение горных пород» Изд во АН СССР, 1962
- 65 Рахимов В Р Исследование механических процессов в массиве горных пород при камерно столбовой системе разработки Автореф, докт дисс М, 1972
- 66 Рац М В, Чернышов С Н Трещиноватость и свойства трещиноватых пород М, «Недра», 1970
- 67 Развитие технологии разработки мощных рудных месторождений Научн тр МГИ, 1973
- 68 Ржевский В В, Новик Г Я Основы физики горных пород М, «Недра», 1970
- 69 Ривкин И Д, Кучер В М, Халайдовский Н Я Инструктивные указания по определению параметров этажно-камерных систем разработки по условиям проявления горного давления с увеличением глубины ведения горных работ на шахтах Кривбасса Кривой Рог, 1965
- 70 Розанов Н С Метод тензосетки и его приложение к исследованию напряженного состояния гидросооружений М, Госэнергоиздат, 1968
- 71 Роот Э Г Исследование проявлений горного давления с целью определения оптимальных пролетов камер и размеров междукамерных целиков (на примере Джебдинского рудника) Автореф канд дисс Караганда, 1970
- 72 Руководство по применению метода разгрузки с центральной скважиной для определения напряжений в осадочных горных породах. Новосибирск, ИГД СО АН СССР, 1969
- 73 Руководство по измерению напряжений в массиве скальных пород методом разгрузки Апатиты, 1970
- 74 Слободов М А Руководство по применению метода разгрузки для определения напряженного состояния горных пород ВНИМИ, 1965
- 75 Руководство по определению напряженного состояния горных пород в массиве ультразвуковым методом Апатиты, 1970
- 76 Руппенейт К В, Либерман Ю М Введение в механику горных пород Углетехиздат, 1960
- 77 Руппенейт К В, Давыдова Н А Обоснование инженерного метода определения давлений на междукамерные целики В сб ·

«Физико механические свойства, давление и разрушение горных пород»
Изд во АН СССР, 1962

78 Руппенейт К В Определение давлений на междукамерные и барьерные целики В сб «Методы определения размеров опорных целиков и потолочин» Изд во АН СССР, 1962

79 Руппенейт К В Некоторые вопросы механики горных пород Углетехиздат, 1954

80 Рузга З Электрические тензометры сопротивления М, «Мир», 1964

81 Рыжов Н А, Соцков Н А Моделирование деформаций и давления налегающей толщи применительно к району Джезказгана В сб «Вопросы маркшейдерско геологической службы» МГИ, 1968

82 Сагындыков К, Шукуров У, Черепанова В А Новые данные по Татасо Ферганскому разлому ДАН СССР, т 206, № 4, 1972

83 Слесарев В Д Определение оптимальных размеров целиков различного назначения Углетехиздат, 1948

84 Слесарев В Д Управление горным давлением при разработке угольных пластов Донецкого бассейна Углетехиздат, 1952

85 Смирнов А Ф [и др] Сопротивление материалов М, «Высшая школа», 1969

86 Сероштан В С Вольхин Б А Снижение эксплуатационных потерь руды на СУБре В сб «Совершенствование геолого маркшейдерской службы на предприятиях цветной металлургии М, 1971

87 Сдобников А А Исследование устойчивости выработанного пространства и выделение неустойчивых участков на Южно Джезказганском руднике Автореф канд дисс Алма Ата, 1969

88 Сборник трудов по вопросам исследования горного давления и сдвижения горных пород 43, Л, ВНИМИ, 1961

89 Советский Союз Геогр описание в 22 томах Киргизия М, «Мысль», 1970

90 Стаматиу М Расчет целиков на соляных рудниках, Госгортехиздат, 1963

91 Терметчиков М К Физико механические свойства горных пород рудника Хайдаркан В сб «Исследование по механике горных пород» Фрунзе, «Илим», 1967

92 Тимошенко С. П Сопротивление материалов, т 1, 2 М, 1965

93 Трумбачев В Ф, Мельников Е А Распределение напряжений в междукамерных целиках и потолочинах Госгортехиздат, 1961

94 Турчанинов И А Состояние и направление совершенствования методов определения свойств и напряженного состояния массивов горных пород В кн «Современные проблемы механики горных пород» М, «Наука», 1972

95 Турчанинов И А, Марков Г А, Иванов В И, Козырев А А Поле тектонических напряжений по данным измерений в Хибинском массиве В сб «Напряженное состояние земной коры» М, «Наука», 1973

96 Турчанинов И А, Марков Г А Влияние новейшей тектоники на напряженное состояние пород в Хибинских апатитовых рудниках Изв АН СССР, Физика земли, № 8 1966

97 Шевяков Л Д Разработка месторождений полезных ископаемых Госгортехиздат, 1963

98 Шевяков Л Д Избранные труды, т 2 М, «Наука», 1968

99 Широкова Е И О напряжениях, действующих в очагах

землетрясений Средней Азии Изв АН СССР, серия геофизическая № 5
1961

100 Шестаков В А Сравнительная сценка систем разработ-
ки месторождений цветных металлов Фрунзе, «Илим», 1966

101 Экспериментальное определение полного тензора напряжений
в массиве горных пород Апатиты, 1973

102 Ялымов Н Г, Балаганский П А Влияние фактора
времени на состояние целиков Фрунзе, «Илим», 1972

103 Ялымов Н Г, Балаганский П А, Недорезов Б М
Характер обрушения кровли камер на Хайдарканском руднике Фрунз,
«Илим», 1972

104 Ялымов Н Г, Роготников О В Распределение нагрузок
на целики при отработке небольших рудных залежей В кн «Деформации
массивов горных пород» Фрунзе, «Илим», 1975

105 Ялымов Н Г, Рогожников О В Влияние рельефа на на-
пряженное состояние горного массива Изв АН Киргиз ССР, 1974, № 2

106 Leeman E R Experience throughout the World with the Csu
«Dooistopper» Rock stress Measuring Equipment Proceedings of the second
Congress of the International Society for Rock Mechanics Beograd, 1970

107 Li Bjorn Natural stress—values obtained in Different Part of
the Fennoscandian Rock Masses Proceedings of the Second Congress of
the International Society for Rock Mechanics Beograd, 1970

108 Roberts A Mining Magazine, 1967, 116, № 3

109 Koichi Anal Experimentelle Forschung uber anisotropische
Eigenschaften von kristallinen Schiefen Berichte zum Zweiten Kongress
der Felsmechanik, 1970

110 Grobbelaar R The Theoretical strength of Mine Pillars Pro-
ceedings of the Second Congress of the International Society for Rock
Mechanics, 1970

111 Pallister G F, Gay N S, Cook N W Measurements of
the Virgin State of stress in Rock at Depth Proceeding of the Second Con-
gress of the International Society for Rock Mechanics Beograd, 1970

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Следует читать
28	10 сверху	600	6.000
99	8 сверху	Нами проведены методы тензосетки исследования	Нами проведены исследования методом тензосетки
191	1 снизу	(к периметру № 2)	(к примеру № 2)
203	11 сверху	Роготников О. В.	Рогожников О. В.

Нариман Галимович Ялымов

ИССЛЕДОВАНИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КИРГИЗИИ

Редактор издательства *Л. В. Тарасова*
Обложка художника *В. Ф. Роека*
Технический редактор *Э. К. Гаврина*
Корректор *Л. Жинова*

Сдано в набор 30/VIII 1974 г. Подписано в печать 12/I 1976 г.
Формат бумаги 60×90 1/16 Бумага типографская № 1.
Объем 12,75 п. л. Уч.-изд. 12,5 л. Тираж 500 экз. Д—01806.
Заказ 2559. Цена 1 руб. 35 коп.

Издательство Академии наук Киргизской ССР,
г. Фрунзе, Ленинский проспект, 265а

Типография Академии наук Киргизской ССР,
г. Фрунзе, ул. Пушкина, 144