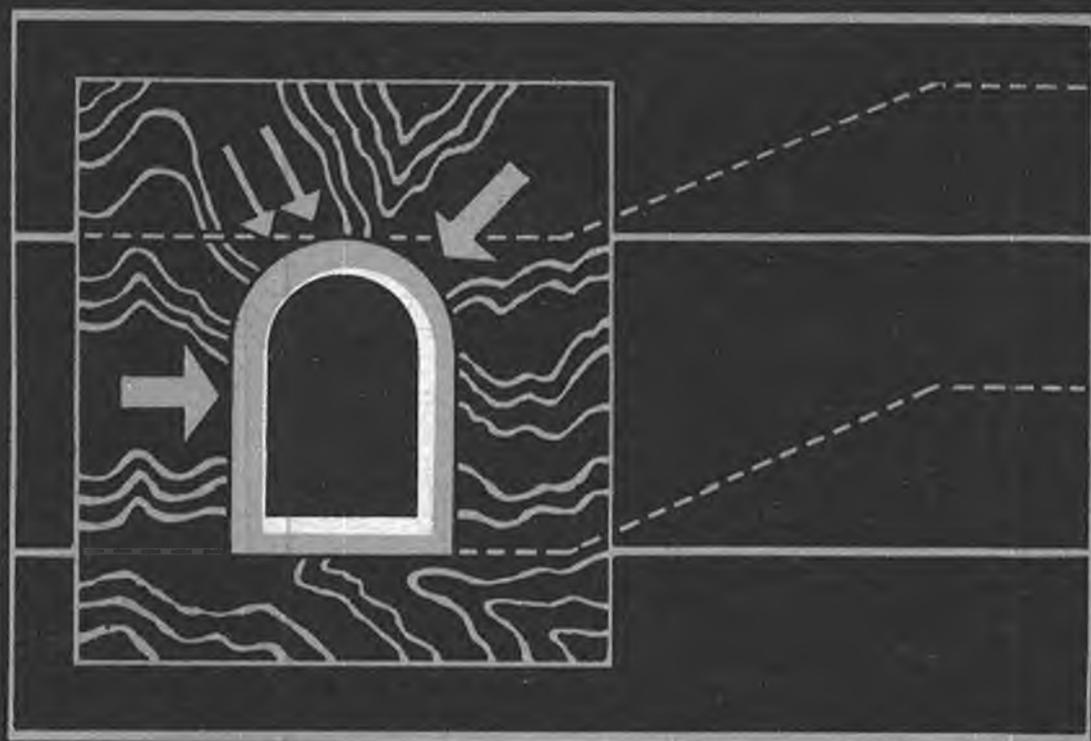


Н. П. Влох

УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ



Н. П. Влох

УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Валентине Алексеевну
Захарову
в знак уважения
автора
Влох
6.06.95г.



МОСКВА "НЕДРА" 1994

ББК 33.14
В 57
УДК 622.831.24

Влох Н.П.
В 57 Управление горным давлением на подземных рудниках: - М.:
Недра, 1994. - 208 с.: ил.
ISBN 5-247-00814-6

Рассмотрен характер проявления горного давления при различных системах разработки: камерной, подэтажном и этажном обрушении, с закладкой выработанного пространства. Даны методика определения напряжения в массиве скальных пород. Изложены методы изучения перераспределения напряжений вокруг выработок различной формы поперечного сечения. Приведены мероприятия по уменьшению вредного влияния горного давления при разработке рудных месторождений подземным способом.

Для инженерно-технических работников предприятий, проектных институтов горнорудной промышленности.

В 2502010400 -171 57 - 94
043(01) - 94

ББК 33.14

ПРОИЗВОДСТВЕННО-ПРАКТИЧЕСКОЕ ИЗДАНИЕ

Влох Николай Петрович

УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ НА ПОДЗЕМНЫХ РУДНИКАХ

Заведующий редакцией *Е.И. Кит*
Редактор издательства *Л.И. Елагин*
Обложка художника *Ю.Г. Черепанова*
Художественный редактор *М.В. Виноградова*
Технические редакторы *Г.В. Лехова, М.Л. Новикова*
Корректор *И.П. Розанова*
Операторы *Н.В. Боброва, Т.В. Бочарова*
ИБ № 7554

Лицензия ЛР № 01045 от 24 декабря 1992 г.
Подписано в печать с репродуцированного оригинал-макета 15.07.93.
Формат 60×88¹/₁₆. Гарнитура Пресс-роман. Печать офсетная. Усл.печ.л.
12,74. Уч.-изд.л. 13,63. Тираж 1030 экз. Заказ 1588/4270-1.
Набор выполнен на компьютерной технике.

Издательство "Недра".
125047 Москва, Тверская застава, 3.

Московская типография №9
Комитета Российской Федерации по печати
109033, Москва, ул. Волочаевская, д.40

ISBN 5-247-00814-6

© Н.П. Влох, 1994

ВВЕДЕНИЕ

На ускорение научно-технического прогресса в разработке месторождений полезных ископаемых большое влияние оказывают уровень развития горной геомеханики и, в частности, эффективность всестороннего исследования свойств массива горных пород и его напряженного состояния, а также правильное использование их в создании методов управления горным давлением. Управлению горным давлением уделяется большое внимание в связи с переходом очистных работ на рудниках на большие глубины. Актуальность его в ближайшем будущем еще больше возрастет из-за перехода разработки рудных месторождений с открытого на подземный способы.

Рудные месторождения обычно сложены скальными породами, имеющими сравнительно большую прочность. Разработка их производится высокопроизводительными и эффективными системами с обрушением и камерными. Другие системы применяются в зависимости от специфики месторождений (ценности руды, необходимости сохранения устойчивости вмещающих пород и др.). При этом указанные системы применяются как для добычи руд черных и цветных металлов, так и для руд химического сырья, редких металлов и др. Геомеханическое их обеспечение будет почти одинаковым и оно основывается на знании свойств скальных горных пород и его напряженного состояния.

Физико-механические свойства горных пород в образцах довольно хорошо изучены и представлены в технической литературе. Однако в практике для создания различных полостей при разработке месторождений, строительстве гидроссоружений, подземных выработок необходимо знать свойства массива горных пород. Из-за сложной структуры и текстуры, которыми обычно обладает массив скальных пород, разбитый тектоническими нарушениями, очень трудно определить его основные прочностные и упругие характеристики. Работы многих ученых и институтов позволили в какой-то мере через вводимые коэффициенты переходить от свойств горных пород в образцах на массив. Такой переход приводит к большим погрешностям при определении параметров различных подземных сооружений и решении проблем управления горным давлением.

В книге приведен опыт по определению модуля упругости массива скальных пород, который широко применяется при решении геомеханических задач для разработки железорудных месторождений Урало-Казахстанского региона.

Известно, что для создания устойчивой конструкции любого сооружения и, в частности, подземных выработок различного назначения необходимо знать напряженное состояние ее элементов и закономерности его изменения в процессе разработки месторождений полезных ископаемых. Но для определения этих

напряжений необходимо также знать исходное (первоначальное) поле напряжений массива горных пород разрабатываемых месторождений.

Зная закономерности перераспределения первоначального напряженного состояния массива горных пород вокруг горных выработок любого назначения, можно создавать инженерные способы по уменьшению концентрации напряжений в тех или иных элементах систем для обеспечения их устойчивости или по увеличению их концентрации для обрушения части или всего массива, вызванного необходимостью разработки месторождения.

Разработка горизонтальных, пологих, наклонных и "слепых" рудных тел, залегающих в крепких вмещающих породах, приводит к образованию пустот, которые могут служить причиной воздушных ударов в случае внезапного самообрушения налегающих пород, опасных для жизни людей и сохранности технических средств. Самообрушение крепких и устойчивых налегающих пород по данным практики обычно происходит, когда площади подработки их достигают нескольких тысяч квадратных метров, а объем пустот - сотен тысяч кубометров, что и определяет катастрофичность последствий для рудников от этих самообрушений.

С целью обеспечения безопасности ведения горных работ на месторождениях указанных выше типов прибегают к погашению пустот путем взрывания налегающих пород в объеме вынужденного полезного ископаемого. Применительно к разработке мощных рудных тел железорудных месторождений такой метод погашения пустот требует значительных материально-трудовых затрат, что отрицательно сказывается на увеличении объема и эффективности добычи железной руды.

Обеспечить получение максимально возможного объема железорудного сырья без увеличения материально-трудовых ресурсов на руднике при выемке указанных рудных тел возможно при использовании такой технологии добычи руды, которая позволит производить ее с минимальными потерями и засорением, причем погашение пустот осуществляется путем применения управляемого самообрушения налегающих пород в необходимом объеме и в определенный период времени.

Практика подземной разработки месторождений полезных ископаемых показала, что такая технология добычи может быть создана лишь при надежном геомеханическом обосновании устойчивости целиков, кровли камер и выработанных пространств базирующемся на изучении геолого-тектонического строения месторождения, физико-механических свойств слагающих его пород, первоначальных напряжений и законов их перераспределения в конструктивных элементах систем разработки.

Опыт разработки месторождений и применения различных технологических схем добычи руды с управляемым самообрушением налегающих пород с использованием результатов аналитических лабораторных и промышленных исследований показал их широкие возможности и перспективность.

Широкомасштабные лабораторно-аналитические исследования, промышленные эксперименты позволили на протяжении последних 25 лет успешно внедрять различные варианты технологии добычи руды с применением податливых целиков и управляемым самообрушением налегающих пород, в результате чего повысилась безопасность ведения горных работ; снизились потери и засорение добываемой руды; исключены непроизводительные затраты на принудительное обрушение налегающих пород для погашения пустот.

Примеры применения предлагаемых методов управления горным давлением на рудниках черной металлургии, приведенной в книге, показали, что там полностью отказались от принудительного обрушения вмещающих пород для погашения выработанного пространства. При этом значительно увеличились площади обнажения в камерных системах и тем самым снизились потери и разубоживание руды, успешно отрабатывались слепые рудные тела. Эти мероприятия обеспечили рудникам за 20 лет уменьшение объема проведения выработок свыше 36 км, бурения скважин более 2000 км и расход ВВ около 17 тыс. т.

Таким образом, управляя напряженным состоянием элементов системы или массива горных пород, окружающего горные выработки, мы управляем фактически горным давлением.

Поскольку решение задач по управлению горным давлением охватывает широкий круг вопросов, с многими еще не выявленными факторами, в книге рассмотрены методы управления напряженным состоянием в элементах камерных систем разработки (кровля и целики) и систем с обрушением (отбиваемый рудный массив и днище), а также в окружающем выработанное пространство массиве горных пород.

Приведенные методы определений напряженного состояния массива горных пород, закономерности его перераспределения в процессе развития горных работ как по простиранию, так и по глубине, инженерные меры по управлению горным давлением для решения различных задач, можно применять при разработке любых рудных месторождений с крепкими горными породами системами с обрушением и камерными.

Отличительной особенностью предлагаемых методов управления горным давлением является то, что для выполнения разработанных технических мер по осуществлению этих методов (таких, как обеспечение устойчивости целиков и обнажений в очистных камерах, погашение выработанного пространства и др.), расходуются не промышленные виды энергии (электричество, ВВ и др.), а широко используется энергия горного давления.

Предлагаемая работа является обобщением части научно-исследовательских работ, выполненных в Институте горного дела г. Екатеринбурга при решении вопросов горного давления в процессе разработки железорудных месторождений.

Поскольку данная монография охватывает довольно широкий

круг задач, в решении которых принимали участие сотрудники лаборатории горного давления ИГД г. Екатеринбурга, автор, будучи научным руководителем и ответственным исполнителем, искренне благодарен всем своим коллегам - сотрудникам лаборатории и, в частности, доктору технических наук А.В. Зубкову, кандидатам технических наук В.Е. Боликову, А.Е. Балеку, В.А. Беркутову, О.В. Зотееву, А.В. Крутикову, Я.И. Липину, П.Ф. Пяткову, А.Д. Сашурину, Ю.Г. Феклистову, Ю.П. Щуплецову, научным сотрудникам Б.П. Жукову, Ю.М. Зубкову, С.В. Худякову, принимавшим участие в проводимых исследованиях и их внедрении на рудниках в различные периоды.

1. ПРОЯВЛЕНИЕ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ НА РУДНИКАХ

Эффективность и безопасность разработки месторождений подземным способом во многом зависят от характера и величины горного давления, а также от принятого метода управления им.

Под горным давлением подразумеваются силы, возникающие в массиве горных пород при любом искусственном нарушении первоначального его состояния и являющиеся функцией напряжений, физико-механических свойств породы и времени.

Поскольку скальные горные породы по своим свойствам с известным приближением могут рассматриваться как упругие тела, при образовании в их массиве любой выемки происходит перераспределение напряжений вокруг нее, а следовательно, происходит изменение горного давления. Формы проявления горного давления могут быть различными и они зависят в основном от свойств пород, величины и характера изменения напряженного состояния их. Еще академики Л.Д. Шевяков, С.Г. Авершин указывали, что базой теории горного давления, решением его задач является учение о напряженном состоянии нетронутых массивов горных пород.

Зная напряженное состояние массива горных пород и его физико-механические свойства можно производить оценку проявления горного давления в том или ином подземном сооружении.

При медленном достижении напряженного состояния массива горных пород предельному его значению, например, при постепенном увеличении выработанного пространства горное давление проявляется в виде образования трещин в кровле или стенках выработок, частичного или полного их обрушения, раздавливания целиков, рудных массивов, поломки крепи выработок и т.д. В этом случае говорят о статическом проявлении горного давления.

При динамическом проявлении горного давления изменения напряжений происходят очень быстро, например, при массовом взрывании целиков, массивов руды и др. Если эти напряжения превышают предельные значения, то происходит мгновенное обрушение больших масс горных пород, создавая ударную нагрузку на днище или другие элементы той или иной системы разработки. При этом, если горные породы высокомодульные и склонны к хрупкому разрушению, то могут наблюдаться проявления горных ударов - от стреляния, интенсивного заколообразования до толчков или собственно горных ударов со всеми вытекающими отсюда последствиями [20, 28].

Таким образом, одним из главных факторов, влияющих на характер и величину горного давления, является напряженное состояние горных пород, окружающих ту или иную выемку, целиков, забоев и т.д. Величина его зависит от коэффициента концентрации напряжений и первоначального напряженного

состояния массива горных пород*. Поэтому насколько правильное будет оно определено, настолько обоснованнее будут решены горнотехнические задачи, обеспечивающие более эффективную и безопасную разработку рудных месторождений подземным способом [5, 22, 31, 39, 44, 45].

О напряженном состоянии массива горных пород нет пока единого мнения. Все гипотезы или теории исходят из принятой модели массива горных пород и, применяя тот или иной математический аппарат, определяют его напряженное состояние. Так, по А. Гейму, горная порода - это изотропное сплошное твердое тело, находящееся в скрыто-пластическом состоянии. От действия гравитационных сил напряжения по всем направлениям благодаря пластическим деформациям выравниваются. Такое напряженное состояние называется гидростатическим.

По А.Н. Диннику, горная порода - также изотропное сплошное твердое тело, но находящееся в упругом состоянии. Напряжения в ней вызываются гравитационными силами и распределяются согласно теории упругости. Поэтому максимальные напряжения направлены вертикально, а горизонтальные равны между собой, но по величине меньше их и определяются через коэффициент Пуассона по известным формулам.

Таким образом, по гипотезам А. Гейма и А.Н. Динника напряженное состояние горных пород определяется их весом, и они подвержены только сжимающим напряжениям.

Однако исследования многих авторов тектонических движений земной коры и измерения напряжений горных пород показывают, что фактическое напряженное состояние их гораздо сложнее, чем по указанным гипотезам [11, 12, 15, 31, 35, 37, 39, 45].

Для объяснения такого явления различными авторами стали выдвигаться дополнительные факторы, оказывающие влияние на напряженное состояние массива горных пород, такие как тектонические движения земной коры, тектонические разломы ее, наличие в массиве горных пород газов и воды, прецессия и нутация и др.

На формирование напряжений в массиве пород, не тронутым выработками, кроме указанных факторов, еще оказывают влияние неоднородность упругих свойств пород, слагающих его, наличие остаточных напряжений в породах и ряд других факторов, которых на данном уровне познания еще не удалось установить.

Для более полного представления о фактическом первоначальном напряженном состоянии необходимо кратко остановиться в первую очередь на причинах возникновения тектонических напряжений и степени их влияния на формирование напряжений в массиве горных пород при разработке месторождений полезных ископаемых.

*Под первоначальным понимается напряженное состояние массива горных пород, нетронутого горными выработками.

Земля, как известно, представляет собой космическое тело, которое по форме напоминает геоид и в разрезе имеет сложное строение. Центральная часть - ядро - охватывает сферу до поверхности раздела, лежащей на глубине примерно 2900 км, и имеет температуру 2000-4000 °С.

За внешней частью ядра идет астеносфера, которая начинается с глубины 2900 км и кончается на глубине в среднем 37 км. Температура здесь находится в интервале 1000-2000 °С. При этом на глубине 37-900 км она находится в кристаллическом состоянии и ее плотность изменяется от 3,32 до 5,68 г/см³. Модуль сдвига в верхней части 10⁵ МПа, а модуль упругости 2,5·10⁵ МПа.

Вслед за астеносферой идет земная кора, называемая литосферой. Толщина ее колеблется от 5 до 75 км. Она сложена из осадочных пород и слоя гранитового (гранодиоритового) состава. Модуль сдвига этого слоя 0,29·10⁵ МПа, модуль упругости 0,7·10⁵ МПа, плотность 2,67 г/см³, коэффициент Пуассона 0,25.

Из вышеизложенного видно, что Земля представляет собой сложное космическое тело, состоящее из различных веществ с различными физико-механическими свойствами и температурой. Являясь частицей Вселенной, это космическое тело находится в движении. Из всех его форм нас будут интересовать только механические движения земной коры, которые происходили и происходят в голоцене.

Длительные наблюдения с применением новейших достижений науки и техники выявили наличие различных видов и форм движения земной коры.

По времени эти движения делятся на вековые (медленные), сейсмические (быстрые) и короткопериодические колебания. Скорости их в различных местах поверхности земной коры не одинаковы. На платформах они составляют несколько миллиметров в год, и редко, когда выражаются в сантиметрах, а в орогенических областях скорости эти измеряются в см/год и даже дм/год.

Движение земной поверхности происходит как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскостях, и они обнаруживаются повсеместно.

В 1955-1956 гг. была составлена карта перемещений земной коры европейской части б. СССР. Согласно этой карте вздымаются Эстоно-Карпатская и Средне-Русская области, включающие в себя поднятия Воронежского массива, Донбасса и Кривбасса. Вместе с тем Ильменско-Днепровская, Тамбово-Кубанская, Прибалтийская и Причерноморская области опускаются. Среднее значение скорости поднятия и опускания Русской равнины составляет 2-4 мм/год, достигая при поднятии 8-10 мм/год.

Опускается территория в направлении от Тернополя к Курску со скоростью до 2,5 мм в год. Вместе с тем здесь имеются

участки поднятия, скорость которых составляет примерно 1,3 мм/год.

Большой и Малый Кавказ испытывают сводовое поднятие, а Предкавказье - опускание. Вдоль берега Азовского моря идет поднятие со скоростью 2 мм/год, по реке Терек - интенсивное опускание.

Вместе с тем Волыно-Подольская плита, вся зона Криво-рожских структур в районе Шепетовки - Новгород - Волынская и северо-западная часть Украинского кристаллического щита испытывает поднятие. Скорость поднятия их составляет 5-7,5 мм/год.

О величине подвижки северной части Сибири можно судить, например, по Таймырскому побережью, которое с 1843 по 1929 гг. поднялось на 1 мм.

Средняя скорость поднятия Кольского полуострова от 5 до 50 мм/год. Отдельные же участки здесь, например, район озера Сейдозеро, испытывает относительное погружение.

Горная часть Урала за последние 40-50 лет испытывает слабое сводообразное поднятие (особенно в южной части) со средними амплитудами 1,5-3,5 мм/год. Непосредственное обрамление Урала опускается (особенно на восточной части его) со скоростью 3-5 мм/год.

В Приуралье и Зауралье наблюдается дифференцированная подвижность с амплитудами $\pm(4-10)$ мм/год.

Большие современные тектонические движения наблюдаются за рубежом. В северной части полушария происходит поднятие острова Шпицберген и Западной Гренландии со скоростью соответственно 30 и 14 мм/год. Скорость поднятия Северной части Балтийского щита равна 9,4 мм в год, а южной - 3,6 мм/год.

Территория Нидерландов опускается со скоростью 2,5 мм/год. Страна в целом испытывает перекося с юга на север. Максимальное опускание отмечено в районе Зейдер-Зе, а поднятие - близ южной границы страны. Земная поверхность Польши испытывает перекося с востока на запад, при средних скоростях поднятия - опускания от 1,5 до -1 мм/год. В Италии наблюдается опускание земной поверхности со скоростью 2-3 мм/год, а в дельте реки По до 10 мм/год. Область Великих Озер (США) испытывает перекося с севера на юг, составляющий в среднем 75 мм на 100 км за 100 лет. Центр Канадского щита поднимается со скоростью 100 мм/год, а побережье Калифорнийского залива опускается со скоростью 300 мм/год.

В районе сброса Сан-Андреас (Калифорния) имеются и горизонтальные движения земной поверхности. Скорость горизонтальных перемещений составила 10-30 мм/год. При этом участки земной коры, расположенные по разным сторонам сброса, движутся в противоположных направлениях. На Малайском архипелаге отмечается большая скорость сдвига земной коры в горизонтальной плоскости. Вулкан Павинихан, расположенный на острове Ява, за 1931-1936 гг. передвинулся на юг около

120 см, и вулкан Талагалель за это время сместился на юго-восток до 200 см. На 200 см переместился на запад-юго-запад Кранчекский массив, имея при этом скорость 24-40 см/год. Тихоокеанское побережье Азии, Ост-Индии, Карибское море, оз. Байкал, Ферганская котловина являются областями современных интенсивных деформаций земной коры.

Почти все современные тектонические движения земной коры являются унаследованными деформациями более древних геологических периодов.

Приведенные примеры свидетельствуют о том, что тектонические движения земной коры происходят повсеместно. Причины этих движений могут быть различные, и они зависят от процессов, протекающих как внутри Земли, так и во Вселенной.

На протяжении последних 200-250 лет появились научные представления о геотектонике Земли. Было создано довольно много гипотез, в той или иной мере объясняющих происхождение земной планеты, ее эндогенных и экзогенных процессов, землетрясений, тектонических движений земной коры и других явлений.

Не анализируя эти гипотезы и не оценивая достоверность их, следует заметить, что почти все современные исследователи сходятся на общепланетарном характере деформаций земной коры, которые вызываются единой системой действующих сил, возникающих как из-за внутриземных процессов (общего контракционного сжатия или расширения Земли, плавающих материков, изостазии, физико-химической и гравитационной дифференциации вещества, радиоактивного распада и др.), так и в результате астрогеологических причин (неравномерного вращения Земли, непрерывного изменения лунно-солнечных приливных сил, влияния прецессии и нутации и др.).

Эти силы постоянно действуют на земную кору, которая поэтому никогда не находится в состоянии полного равновесия, а испытывает те или иные тектонические движения. При этом полный вектор скорости этих движений может быть наклонным и иметь как вертикальную, так и горизонтальную составляющие.

Таким образом, Земля является сложным космическим телом, которое находится под воздействием внутренних и внешних сил, приводящих его в постоянное движение. В земной коре вследствие этих движений возникают деформации как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскостях, приводящих к образованию в ней различного рода напряжений.

Так, согласно действиям контракционного механизма и гравитационных сил напряжения сжатия могут равняться 1000 МПа, а из-за изменения скорости вращения Земли - 100 МПа.

Напряжения от притяжения Луны и Солнца, прецессии и нутации хотя и получают сравнительно небольшими, но они зачастую являются к накапливающимся напряжениям в земной коре "необходимой добавкой", которая может привести к тому, что суммарные напряжения превысят допустимые и произойдет

разрушение массива горных пород. Такие разрушения выражаются в виде землетрясений, обвалов и других явлений. Поэтому большинство землетрясений происходит в период лунных и солнечных приливов, резкого изменения атмосферного давления, прибоя больших океанических волн, в периоды нутации (полумесячный, годовой, восемнадцатилетний) и др.

Возникают очень большие концентрации напряжений в земной коре, вызванные сверхдавлением, которое создается из-за образования в верхней мантии газовых подушек. Эти напряжения зачастую приводят к деформациям земной коры на сравнительно небольших участках.

В связи с тем, что при современных движениях земной коры зачастую поднятия сменяются опусканиями, а горизонтальные перемещения меняют свое направление, напряжения в ней меняют знак и интенсивность. Отсюда напряжения, возникающие в земной коре при ее деформации, могут быть сжимающими, растягивающими, скалывающими и др.

В результате сжимающих напряжений широтного направления образовались, например, узкие вытянутые цепи складчатых структур в районе Бассейнов и Хребтов (США), цепи гор, обрамляющих берега Тихого океана, северо-востоке СНГ, Урала, Скандинавии и др. Сжимающие напряжения меридионального направления привели к образованию гор Атласских, Пиренеев, Карпат, Балкан, Альп, Крыма, Кавказа, Малой и Средней Азии, Гималаев, Южного Тибета и др. Большие растягивающие напряжения, направленные перпендикулярно к сбросам, имеются в районе Бассейнов и Хребтов (США). Эти напряжения приводят к погружению блоков, расположенных между сбросами. В результате действия растягивающих напряжений, вызванных горизонтальными силами, образовался Калифорнийский залив, на площади которого земная кора была постепенно растянута и погружена.

Очень часто в земной коре встречаются напряжения сколового характера. Например, вся Южная и Центральная Калифорния находятся под скалывающим напряжением, так как континент смещается на юго-восток относительно Тихого океана. Скалывающие напряжения здесь охватывают широкую полосу со всевозможными разломами, где напряжения периодически превышают предел прочности и возникают землетрясения. Это подтверждено геодезическими исследованиями в зоне разлома Сан-Андреас, где переместилось юго-западное крыло на северо-запад, а северо-западное - на юго-восток. Напряжения сколового типа могут привести к разрывам в земной коре.

Небольшие разрывы сколового типа, которые образуются на глубине 10-20 км протяженностью 50 м, могут вызывать на поверхности земли землетрясения силой 1-2 балла, а при землетрясении в 9 баллов протяженность разрывов составляет около 50 км.

Наличие на Урале землетрясений силой до 6 баллов за по-

следние 100 лет также свидетельствуют о больших напряжениях сколового типа.

Размер подвижек характеризуется напряженным состоянием земной коры. Если горизонтальные ее движения достигают сотен километров, а вертикальные от одного до десятков километров, то можно утверждать, что горизонтальные напряжения намного превышали вертикальные.

Существует мнение, что со временем упругие деформации, вызванные соответствующими процессами, полностью компенсируются пластическими. Доказано, что упругие деформации земной коры далеко не полностью компенсируются пластическими и что напряжения упругой деформации постепенно накапливаются и приводят к тем или иным подвижкам.

О наличии больших напряжений в земной коре с превалирующими горизонтальными составляющими над вертикальными указывают данные многих авторов, применявших геофизические методы измерений.

О том, что массив горных пород имеет напряжения гораздо больше, чем от гравитационных сил, свидетельствуют также многочисленные результаты непосредственных измерений в шахтных условиях. Так, напряжения в нетронутом массиве горных пород на шахте "Вестерн Диип Левелс" в 2 раза превышали напряжения от собственного веса и составляли 91-105 МПа. На урановых рудниках в окрестностях озера Эллиот (Канада) вертикальные напряжения примерно в 1,5-2 раза, а горизонтальные в 3 раза больше, чем от собственного веса пород. При этом горизонтальные напряжения не равны между собой. По величине на глубине 390-420 м они составили по простиранию месторождения 35 МПа и вкрест простирания 31,5 МПа, а в дайке на глубине 260 м главные нормальные напряжения, направленные почти горизонтально, составили 28 и 105 МПа. При этом было здесь установлено, что горизонтальные напряжения возрастают на 13 МПа на каждые 300 м глубины.

Напряжения, направленные параллельно плоскости жилы, примерно в 1,3 раза выше, чем направленное перпендикулярно, и составили соответственно 28 и 21 МПа.

На другом канадском руднике напряжения вдоль плоскости жилы в 1,5 раза были выше, чем перпендикулярно к этой плоскости, причем горизонтальные напряжения превышали вертикальные. Корреляционной связи между напряжениями и глубиной разработки на этих рудниках установить не удалось. Большое число измерений было проведено на шахтах Скандинавии. Почти во всех результатах горизонтальные напряжения превышали вертикальные.

Измерения напряжений горных пород на рудниках СНГ показали, что величина их также отличается от теоретической.

На руднике Расвумчорр (Кольский полуостров) при измерении напряжений горных пород вне зоны влияния выработок были выявлены большие сжимающие горизонтальные напряжения, до-

стигающие 90 МПа с азимутом 120° . Большие горизонтальные сжимающие напряжения широтного направления были получены и при измерении на Таштагольском руднике (Горная Шория). Эти напряжения примерно в 1,5-2 раза превосходили вертикальные. На многих рудниках наряду с большими сжимающими были обнаружены и растягивающие напряжения.

Большие первоначальные напряжения в массиве горных пород оказывают значительное влияние на устойчивость элементов систем разработки. Так, на одном урановом руднике (Канада), применявшем камерно-столбовую систему разработки, первоначальная ширина камер была 13,7 м. Кровля, сложенная тонкозернистым кварцитом, была неустойчивой, в результате чего происходили частые ее обрушения. Измерение напряжений пород кровли показало наличие в них больших сжимающих напряжений, действующие в плоскости залежи. Для уменьшения их увеличили ширину камер до 30,5 м, в результате чего кровля стала более устойчивой и прекратились ее обрушения.

На другом канадском руднике, применявшем также камерно-столбовую систему разработки, первоначальная ширина камер была 15 м, а ленточных целиков 3 м, которые располагались почти по падению рудного тела. При разработке происходило интенсивное разрушение целиков и кровли из-за их среза.

Для устранения этих разрушений целики стали располагать по направлению действия одного из главных напряжений и увеличили пролет камер, в результате чего прекратились разрушения целиков, и благодаря увеличению пролета уменьшились сжимающие напряжения в кровле, что привело к резкому сокращению числа ее самообрушений.

Из этих примеров видно, что первоначальные напряжения оказывают влияние на устойчивость элементов систем разработки.

Таким образом, можно сделать заключение, что в верхней части земной коры имеются большие напряжения, намного превосходящие от собственного ее веса. Эти напряжения могут быть как сжимающие, так и растягивающие, и они оказывают большое влияние на напряженное состояние элементов систем разработки и их устойчивость и тем самым являются одним из основных факторов, влияющих на величину и форму проявления горного давления.

Вместе с тем напряжения на каждом месторождении даже на одной и той же глубине отличаются друг от друга как по направлению, так и по величине. Поэтому необходимо определять напряжения для каждого месторождения, а для этого следует иметь надежные, достаточно точные и производительные методы определения напряжений в производственных условиях.

2. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД В НАТУРНЫХ УСЛОВИЯХ

Важность проблемы измерения напряжений в массиве горных пород привела к созданию большого числа экспериментальных методов, основанных на самых разнообразных свойствах горных пород. Однако, наибольшее распространение получили методы, использующие упругие деформационные свойства крепких горных пород. Сущность их состоит в следующем. Горные породы в массиве находятся под нагрузкой от гравитационных и тектонических сил. При снятии нагрузки из-за частичного или полного высвобождения их от массива происходит деформация (разгрузка). Поэтому деформации определяются напряжениями, которые были в породе до ее разгрузки. В зависимости от базы измерений и базы разгрузки горных пород применяют частичную и полную разгрузки, метод упругих включений, щелевую разгрузку, частичную разгрузку на большой базе и др. [1, 9, 12, 16, 18, 19, 31, 42, 43].

2.1. МЕТОД ЧАСТИЧНОЙ РАЗГРУЗКИ С НАКЛЕЙКОЙ ТЕНЗОДАТЧИКОВ

Метод частичной разгрузки имеет два варианта. В относительно сухих породах этот метод применяют с непосредственной наклейкой на них тензометров. В обводненных породах очень трудно производить на них наклейку тензометров. В этом случае используют съемные тензометры. В обоих случаях деформация горных пород происходит на отверстие, сделанное в породе. Таким отверстием может быть шпур, скважина или какая-нибудь выемка круглой формы.

Величину напряжений горных пород (МПа) в методе частичной разгрузки с наклейкой тензометров определяют по следующим формулам (рис. 2.1):

$$\begin{aligned} \sigma'_{1,2} &= E[(\epsilon_{aI} K_2''' + \epsilon_{aIII} K_2') \pm (\epsilon_{aIII} K_1 + \epsilon_{aI} K_1'') \times \\ &\times \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 2\varphi}] \cdot (K_1' K_2''' + K_2' K_1''')^{-1}; \\ \operatorname{tg} 2\varphi &= [\epsilon_{aII} (K_1' K_2''' + K_2' K_1''') - K_1'' (\epsilon_{aI} K_2''' + \epsilon_{aIII} K_2')] \times \\ &\times (\epsilon_{aIII} K_1' K_2'' - \epsilon_{aI} K_1'' K_2'')^{-1}, \end{aligned} \quad (2.1)$$

где ϵ_{ai} - деформация соответствующих ($i = I, II, III$) тензодатчиков, измеренная с помощью станции мостикового типа и равна произведению числа деления на тарировочный коэффициент, см.

$$K_1^i = -R_3^2(1 + \mu) [(b^i + B_1)^{-1} - (b^i)^{-1}];$$

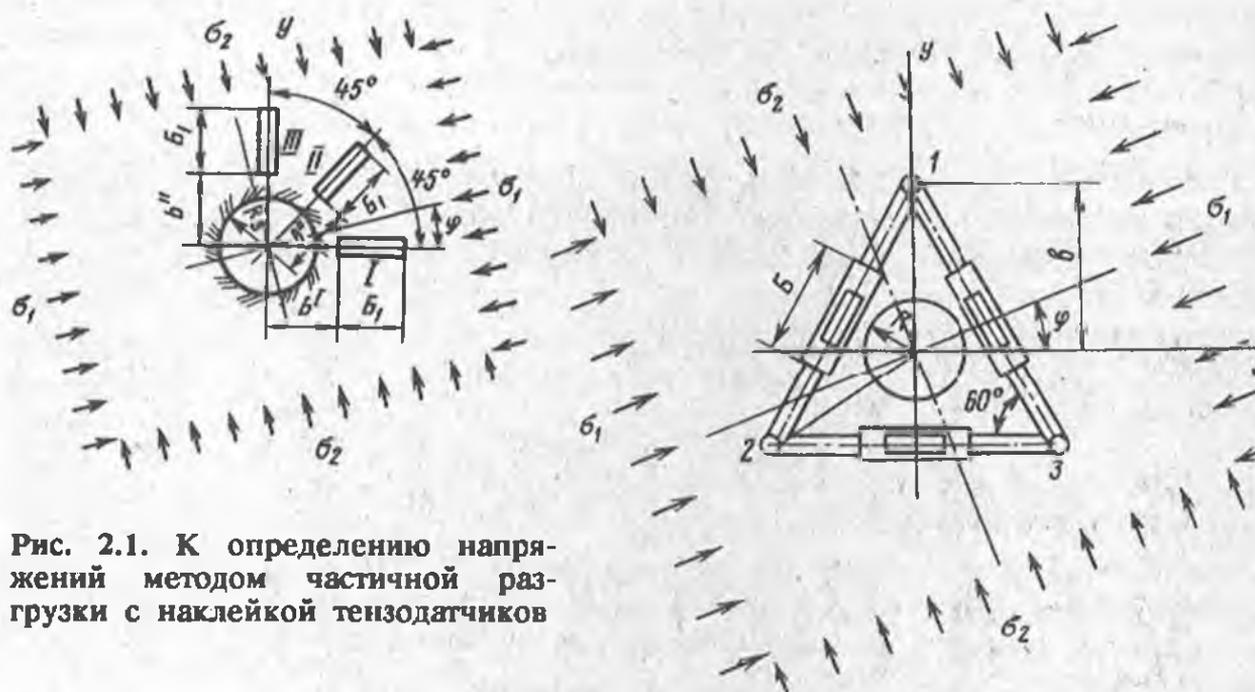


Рис. 2.1. К определению напряжений методом частичной разгрузки с наклейкой тензодатчиков

Рис. 2.2. К определению напряжений методом частичной разгрузки со съёмными тензосметрами

$$K_2^i = 4R_3^2(b^i + B_1)^{-1} (b^i)^{-1} - R_3^2(1 + \mu) [(b^i + B_1)^{-2} (b^i)^{-2}].$$

Остальные обозначения показаны на рис. 2.1.

Величина и направление напряжений в сильно обводненных породах при применении съёмных тензосметров могут быть найдены из следующих формул (рис. 2.2):

$$\begin{aligned} \sigma'_{1,2} &= R_{r1} (\epsilon_{a1,2} + \epsilon_{a2,3} + \epsilon_{a3,1}) \pm \\ &\pm (\epsilon_{a1,2} + \epsilon_{a3,1} + 2\epsilon_{a2,3}) \sqrt{1 + \operatorname{tg}^2 2\varphi}; \\ \operatorname{tg} 2\varphi &= \sqrt{3} (\epsilon_{a3,1} - \epsilon_{a1,2}) (\epsilon_{a1,2} + \epsilon_{a3,1} - 2\epsilon_{a2,3})^{-1/2}; \\ R_{r1} &= 2\sqrt{3}Gb / (9R^2); R_{r2} = R_{r1} / \kappa, \end{aligned} \quad (2.2)$$

где $\epsilon_{a1,2}$, $\epsilon_{a2,3}$, $\epsilon_{a3,1}$ - деформация соответствующих тензо

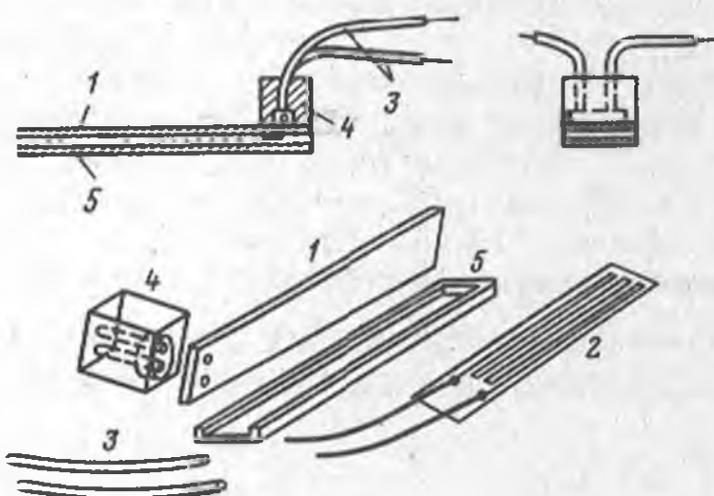


Рис. 2.3. Конструкция приклеиваемых тензосметров: 1 - крышка; 2 - тензорезистор; 3 - кембрик для изоляции проводов; 4 - кулик для сохранения контактов проводов; 5 - "ванночка" для тензорезистора

метров, определяемая как произведение числа деления прибора (Δn), длины рабочего участка деформируемого элемента (B) и тарировочного коэффициента ($K_{\text{тар}}$).

Для производства измерения деформации горных пород на образующее в них отверстие применяют следующие приспособления.

В методе частичной разгрузки с наклейкой тензодатчиков приспособлением является "ванночка", изготавливаемая из полоски органического стекла толщиной 0,7-0,8 мм, в которой выфрезеровывают паз по размерам тензодатчика (рис. 2.3). Толщина дна такой "ванночки" должна быть 0,1-0,2 мм. К ее дну приклеивают тензодатчики. Сверху датчик покрывают крышкой из оргстекла. Концы проводников выводят через отверстия к крышке и припаивают к гибкому многожильному проводу, идущему к прибору. Контакт проводов закрывают кубиком из оргстекла, который приклеивают к крышке "ванночки". Такой датчик в собранном виде имеет сопротивление изоляции 100-150 МОм. Органическое стекло не оказывает влияние на передачу деформации тензодатчику. Погрешность находится в пределах точности прибора как при нагрузке, так и при разгрузке (рис. 2.4). Датчик можно приклеивать к породе при помощи состава, состоящего из 100 весовых частей смолы ЭД и по 10 весовых частей дибутилфталата и полиэтиленполиамина, или при помощи клея Циакрина ЭО.

В варианте метода частичной разгрузки со съёмными тензометрами тензодатчики наклеены на деформируемый элемент, который благодаря шаровым опорам свободно может поворачиваться во всех направлениях (рис. 2.5). Трубка предохраняет деформируемый элемент от механических повреждений. Для разметки расположения анкерных болтов предусмотрены шаблон, а для их центрирования - призонные пластины.

Методика измерения включает в себя выбор места, которое должно находиться на обнажениях монолитных или крупноблочных горных пород. Это должна быть площадка не менее 100×100 мм, расположенная не на заколе или на выступе обнажения. В варианте метода с наклейкой тензодатчиков площадку выравнивают и шлифуют алмазной коронкой при помощи электрической или пневматической ручной дрели. Затем забуривают шпур на

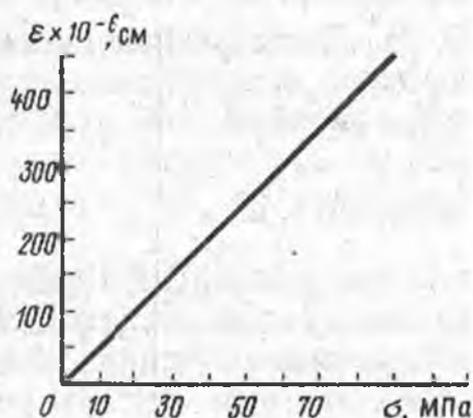


Рис. 2.4. Зависимость "напряжения σ - деформация ϵ " для тензодатчиков, приклеиваемых к породе

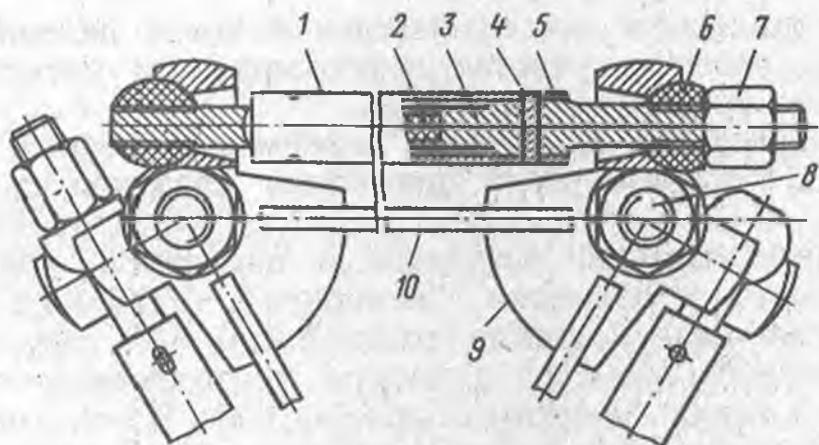


Рис. 2.5. Конструкция съемных тензометров:

1 - съемный тензометр; 2 - тензодатчики; 3 - деформируемый элемент; 4 - шплинт фиксации предохранительной трубки; 5 - предохранительная трубка; 6 - шаровая опора; 7 - гайка для натяжения; 8 - анкерный клин; 9 - коромысло с шаровыми опорами; 10 - призонная пластина

глубину не более 3 мм. Отшлифованную поверхность промывают ацетоном, намечают места и приклеивают тензодатчики. Расстояние между датчиком и контуром скважины должно быть 5-10 мм. Компенсационный датчик приклеивают к куску этой же породы. Затем берут первый отсчет по прибору, выбуривают шпур глубиной, равной 1,1-1,2 максимального расстояния от центра шпура до конца базы тензодатчика. Например, при диаметре шпура 36 мм и базе датчика 20 мм глубина бурения составляет 45-50 мм.

Второй замер берут через 30-40 мин после выбуривания шпура. Величину напряжений определяют по формулам (2.1).

При применении съемных тензометров методика измерения включает в себя, как и в варианте с наклейкой тензометров, выбор места на обнажении породы, которое должно быть относительно ровным. На этом участке забуривают разгрузочное отверстие (шпур) глубиной около 3-4 мм, накладывают на это место шаблон и бурят шпуры диаметром 8 мм и глубиной 30-35 мм. В них вставляют анкеры с коромыслами и распирают при помощи клиньев и натяжной гайки. Между анкерами натягивают тензометры. Первоначальное натяжение их не превышает 200-250 Н. Затем берут первый отсчет и производят разгрузку. Отверстие (шпур) диаметром 40-45 мм выбуривают дрелью с алмазной коронкой или перфоратором на глубину, определяемую формулой

$$h = b + h_1, \quad (2.3)$$

где h - максимальная глубина бурения шпура, см; b - расстояние от центра шпура до оси репера (см. рис. 2.2); h_1 - глубина заложения репера, см.

Обычно глубина шпура равна 95-100 мм при его диаметре

42-45 мм, глубине заложения анкеров 35 мм и расстоянии между ними и центром шпура 60 мм.

После разгрузки берут повторный замер и по формуле (2.2) определяют величину и направление напряжений в плоскости измерения.

Погрешности метода частичной разгрузки зависят от погрешностей измерений исходных величин, входящих в формулы (2.1) и (2.2). Предельная случайная относительная погрешность определяемых напряжений, равная удвоенной средней погрешности измерений исходных величин, не превышает 8%. Такая точность вполне достаточна для решения практических задач при определении напряжений на обнажениях массива крепких горных пород.

2.2. МЕТОД ПОЛНОЙ РАЗГРУЗКИ

Он основан на измерении деформации упругого восстановления пород сплошного или кольцевого керна при помощи тензометрических датчиков сопротивления или фотоупругих тензометров.

Применение тензометрических датчиков сопротивления в этом методе подробно описано в технической литературе и нет необходимости здесь останавливаться на них.

В Институте горного дела г. Екатеринбурга этот метод применяли с использованием фотоупругих тензометров. Величину главных напряжений (МПа) в плоскости измерения определяют из выражения (рис. 2.6)

$$\sigma'_{1,2} = K'_1(\Gamma_{1,2} + \Gamma_{3,4}) \pm (\Gamma_{1,2} - \Gamma_{3,4})K'_2, \quad (2.4)$$

где

$$K'_1 = A' G_{\text{п}} / (\chi_{\text{п}} - 1); \quad K'_2 = B' G_{\text{п}};$$

$$A' = (R_2^2(\chi_{\text{д}} - 1) + 2R_1^2)(8CtG_{\text{д}}R_2^2);$$

$$B' = [(\chi_{\text{д}}R_1^2 + R_2^2)(\chi_{\text{д}}R_2^2 - 3R_2^2R_1^2 + 4R_1^2 - 3R_1^2(\chi_{\text{д}}R_1^2 + R_2^2)) \times \\ \times (R_2^2 - R_1^2)] / [8CtG_{\text{д}}R_2^2(2R_2^2\chi_{\text{д}} + 3R_1^2R_2 - 4R_1^2)],$$

где Γ_i - разность хода поляризованного света в измеряемых точках тензометра, мкм; G - модуль сдвига (индексы "п" и "д" относятся соответственно к породе и датчику), МПа; χ - коэффициент Мухелишвили; C - оптический коэффициент напряжения, $C \cdot 10^{-12}$ м²/Н; t - толщина тензометра, см.

Коэффициенты A' и B' характеризуют фотоупругий тензометр.

В шахтных условиях измеряют величины разности хода поляризованного света. Точность измерения шахтным полярископом с использованием кальцитового поворотного компенсатора КПК-1М может быть достигнута 11 мкм.

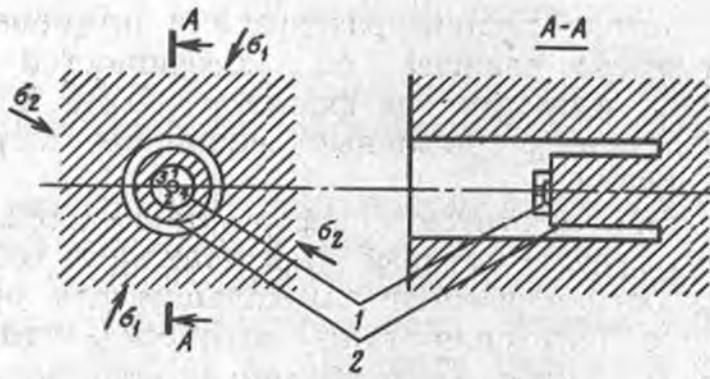


Рис. 2.6. Схема полной разгрузки с фотоупругим тензометром:
1 - фотоупругий тензометр; 2 - керн

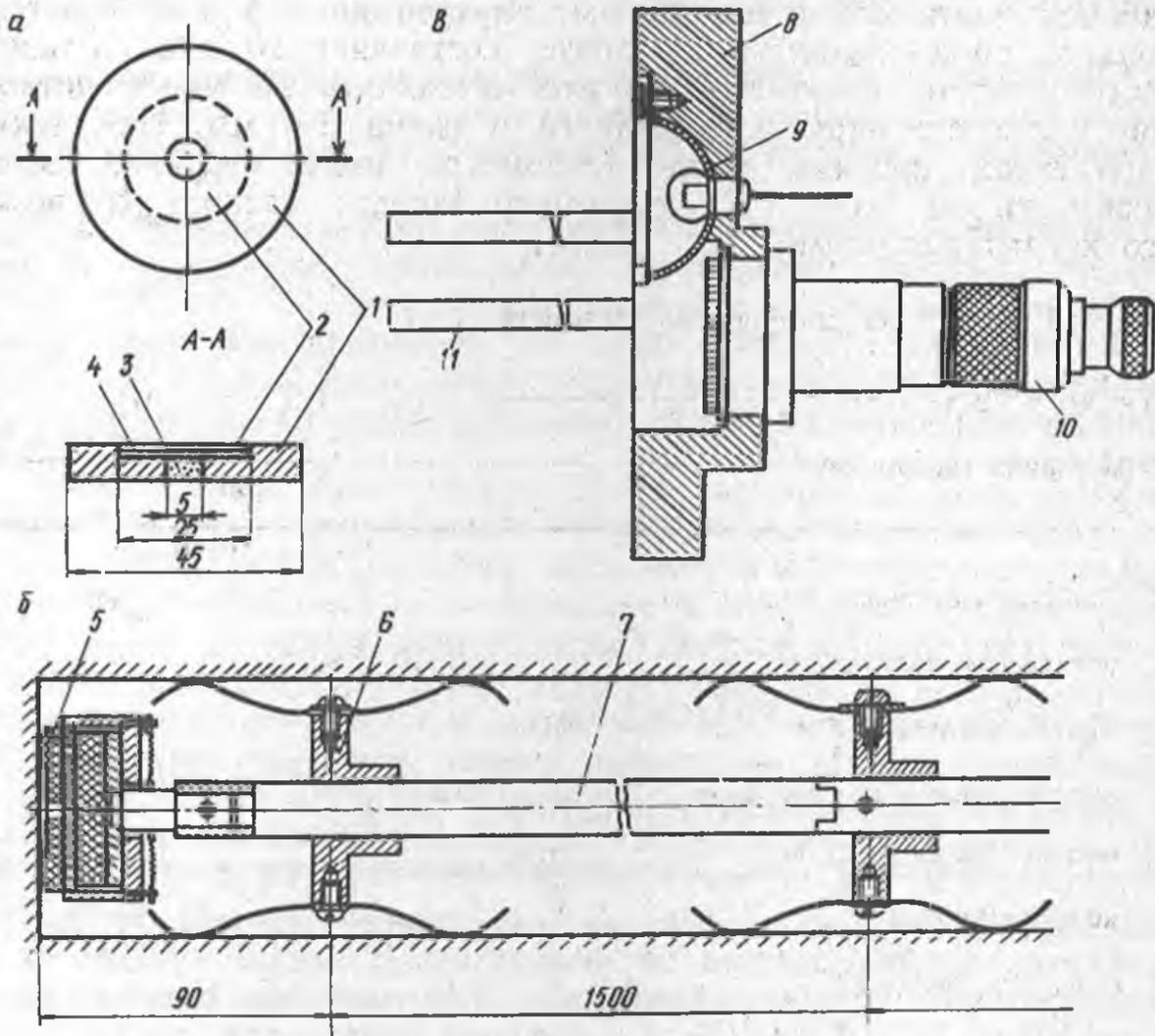


Рис. 2.7. Приспособления для измерения напряжений фотоупругими тензометрами в методе полной разгрузки:
1 - ободок тензометра; 2 - рабочая часть; 3 - отверстие; 4 - зеркало; 5 - фотоупругий тензометр; 6 - направляющие; 7 - штанги; 8 - корпус ориентира; 9 - осветитель; 10 - зрительная труба; 11 - крепежные анkers ориентира в устье скважины

Погрешность метода полной разгрузки с применением фотоупругих тензометров зависит от погрешностей измерения исходных величин, входящих в формулу (2.4), и она может достигнуть 9%. Остальные исходные величины определяют в лабораторных условиях.

В методе полной разгрузки деформацию керна фиксирует фотоупругий тензометр, который представляет собой диск с центральным отверстием и внешним кольцом для приклеивания его к породе. Его изготавливают из оптически-активного материала (рис. 2.7, а). Наиболее приемлемым материалом является эпоксидная смола ЭД-6м, которая в зависимости от количества отвердителя может иметь модуль упругости $(2,5-4,5) \cdot 10^3$ МПа. Ее оптическая чувствительность выше в 4-7 раз, чем у целлюлоида, и в 18 раз, чем у органического стекла. Наружный диаметр тензометра равен 45 мм, причем наружный диаметр рабочей части его равен 25 мм, внутренний - 5 мм. Толщина кольца, приклеиваемого к породе, составляет 10 мм. Толщина рабочей части тензометра должна составлять не менее четвертой части его наружного радиуса и равна 3-4 мм. При таких параметрах рабочая часть тензометра имеет тройной запас прочности на изгиб. На тензометр заводят паспорт со всеми его характеристиками.

Типовой паспорт на фотоупругий тензометр

Тензометр № _____

1. Материал тензометра _____

2. Свойства материала тензометра:

оптическая постоянная $C =$ _____, $C \cdot 10^{-12} \text{ м}^2/\text{Н}$

модуль упругости $E =$ _____, МПа

коэффициент Пуассона $\mu =$ _____, МПа

модуль сдвига $G =$ _____, МПа

коэффициент $\chi =$ _____

3. Размеры тензометра:

радиус отверстия $R_1 =$ _____, см

радиус рабочей части тензометра $R_4 =$ _____, см

толщина рабочей части тензометра $t_1 =$ _____, см

4. Коэффициенты: $A^1 =$ _____
 $B^1 =$ _____

Полевой журнал для измерения напряжений

Тензомер

Глубина скважины

Положение оси компенсатора	Точки замера	Приклеен к керну			Положение оси компенсатора	Отделен						
		а	в	0,5 (а-в)		Гн	а	в	0,5 (а-в)	Го		

Для посылки, наклейки и ориентировки фотоупругого тензо-метра на забое скважины разработаны специальные приспособле-ния. Приклеивание производят при помощи досылочного устрой-ства, в головке которого укрепляют тензомер (рис. 2.7, б). Ориентировку его на забое скважины осуществляют оптическим прибором, позволяющим определять отклонение стрелки на тен-зомере от вертикали (рис. 2.7, в). Точность измерения со-ставляет около 1°.

Для шахтных условий наиболее удачными оказались поляри-метры (полярископы) ШП-Р; изготавливаемые Загорским оптико-механическим заводом. Они имеют 20-кратное увеличение и по-зволяют производить измерения разности хода поляризованного света в датчиках, расположенных на расстоянии до 10 м. Их выполняют во взрывобезопасном и простом исполнении.

Методика измерения включает в себя зачистку и шлифовку торца забоя скважины, промывку его струей воды и сушку там-поном из ваты. На внешнюю сторону тензомера надевают крыш-ку, а на внутреннюю (со стороны забоя) - зеркало. Отверстие в тензомере покрывают пластилином, чтобы вода со шламом не повредила зеркальный слой. Приклеивание тензомера можно производить клеями на основе эпоксидной смолы или диакрином ЭО. Затем определяют ориентировку тензомера по стрелке на крышке с помощью оптического устройства (см. рис. 2.7, в). Поворотом зрительной трубки вокруг своей оси совмещают сетку трубки со стрелкой на крышке тензомера и по лимбу берут отсчет угла поворота.

Затем выбуривают и извлекают керн с тензомером, который закрепляют на штативе, где установлен полярископ, определяют показание тензомера. Результаты измерений разности хода поляризационного света заносят в полевой журнал. Затем скалывают фотоупругий тензомер и производят повторные из-мерения этих показателей, которые также заносят в журнал. Величины напряжений определяют по формулам (2.4).

2.3. МЕТОД УПРУГИХ ВКЛЮЧЕНИЙ

Метод упругих включений применяют для определения вели-чины и направления изменений напряжений в массиве горных пород (рис. 2.8) [18].

Сущность его состоит в том, что по измерению компоненты напряжений в упругом включении определяют величину изменения (приращения) напряженного состояния массива горных пород. Эту величину напряжений (МПа) в плоскости измерения опреде-ляют из выражения

$$\sigma''_{1,2} = K_1''(\Gamma_{1,2} + \Gamma_{3,4}) \pm K_2''(\Gamma_{1,2} - \Gamma_{3,4}), \quad (2.5)$$

где

$$K_1'' = 1/(8CtA''); \quad K_2'' = 1/(8CtB'');$$

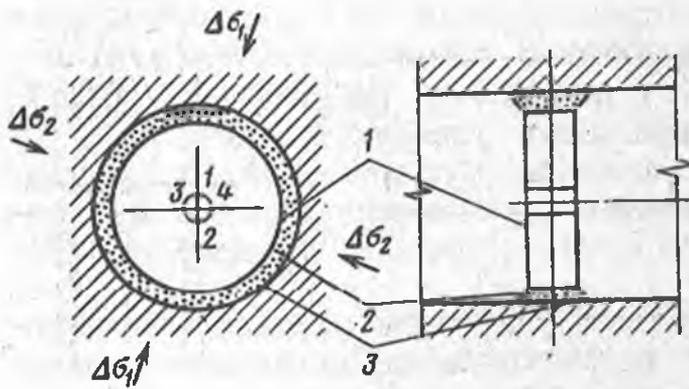


Рис. 2.8. Схема упругих включений с фотоупругим датчиком:
1 - фотоупругий датчик;
2 - бетон; 3 - шпур

$$A'' = G_d R_2^2 R_3^2 (\chi_n + 1) (\chi_6 + 1) / (D'' G_6);$$

$$B'' = 2G_d R_2^6 R_3^2 (\chi_n + 1) (\chi_6 + 1) (6R_1^2 K_2 - 2R_1^2 K_3 - K_1) / (D_1'' G_6);$$

$$D'' = R_3^2 [(\chi_6 - 1) G_n / G_6 + 2] [2R_2^2 - R_1^2] G_d / G_6 + R_2^2 (\chi_n - 1) + 2R_1^2 - 2R_2^2 (G_n / G_6 - 1) [(\chi_6 - 1) (R_2^2 - R_1^2) G_d / G_6 - R_2^2 (\chi_d - 1) + 2R_1^2];$$

$$D'' = K_1 (R_1^4 K_6 - K_5) + K_2 (K_4 - 4R_1^6 K_6 + K_3 (4R_1^6 K_5 - R_1^4 K_4));$$

$$K_1 = R_2^6 (G_n / G_6 - 1) [3R_2^2 G_d / G_6 - 1] (R_2^2 R_3^2 - R_2^4 - R_1^4) - R_2^2 (\chi_6 G_d / G_6 - \chi_d) (R_2^2 - 3R_1^4) - 3R_1^4 (G_d / G_6 - \chi_d) R_3^2 + R_2^2 R_3^2 (\chi_6 G_n / G_6 + 1) [R_2^2 (\chi_d + G_d / G_6) - 3R_1^4 (G_d / G_6 - 1)];$$

$$K_2 = -R_1^2 R_2^2 (G_n / G_6 - 1) [R_3^2 (G_d / G_6 + \chi_d) + R_2^2 (G_d / G_6 - \chi_d)] + R_2^2 (G_n / G_6 - 1) [R_1^2 R_3^2 (\chi_6 G_d / G_6 + 1) + R_2^2 (G_n / G_6 - 1) \times (R_1^2 - R_2^2 + R_3^2)];$$

$$K_3 = (G_d / G_6 - 1) (R_3^2 \chi_6 G_n / G_6 + R_3^6 + R_2^6 G_n / G_6 - R_2^6) - (G_n / G_6 - 1) (\chi_6 + 1) R_2^6 G_d / G_6;$$

$$K_4 = 3R_2^2 R_3^2 (G_n / G_6 + \chi_n) [R_1^4 R_2^2 (\chi_6 G_d / G_6 - \chi_d - 3R_1^4 (G_d / G_6 - 1) (R_2^2 - R_2^2) - R_2^6 (\chi_6 G_d / G_6 + 1) - R_2^2 (\chi_d + G_d / G_6) (R_3^2 - R_2^2)] - 3R_2^2 (\chi_6 G_n / G_6 - \chi_n [R_1^4 (G_n / G_6 + G_d) - R_2^2 (G_d / G_6 + 1)];$$

$$K_5 = -R_2^6 (\chi_6 G_n / G_6 - \chi_n) [R_2^2 (G_d / G_6 + \chi_d) - R_2^2 (G_d / G_6 - 1)] + R_1^4 R_3^2 (\chi_n + G_n / G_6) [R_1^4 (\chi_6 G_d / G_6 - \chi_d) - R_2^2 (\chi_6 G_d / G_6 + 1)] - 3R_1^2 R_3^2 (G_n / G_6 + \chi_n) (G_d / G_6 - 1) (R_3^2 - R_2^2);$$

$$K_6 = -3R_3^2 (G_d / G_6 - 1) (G_n / G_6 + \chi_n) (R_3^2 - R_2^2).$$

Остальные обозначения и размерность такие же, как и в формуле (2.4).

Абсолютные напряжения в точке, где стоит датчик, будут складываться из первоначальных, определенных одним из рассмотренных методов разгрузки, и приращенных по данным фотоупругих датчиков. Сочетание их дает комплексный метод измерения напряжений горных пород.

Величина и направление абсолютных значений главных нормальных напряжений в породе σ_1 , σ_2 , φ находятся путем наложения σ_1'' , σ_2'' и φ'' на σ_1' , σ_2' и φ' по следующим формулам:

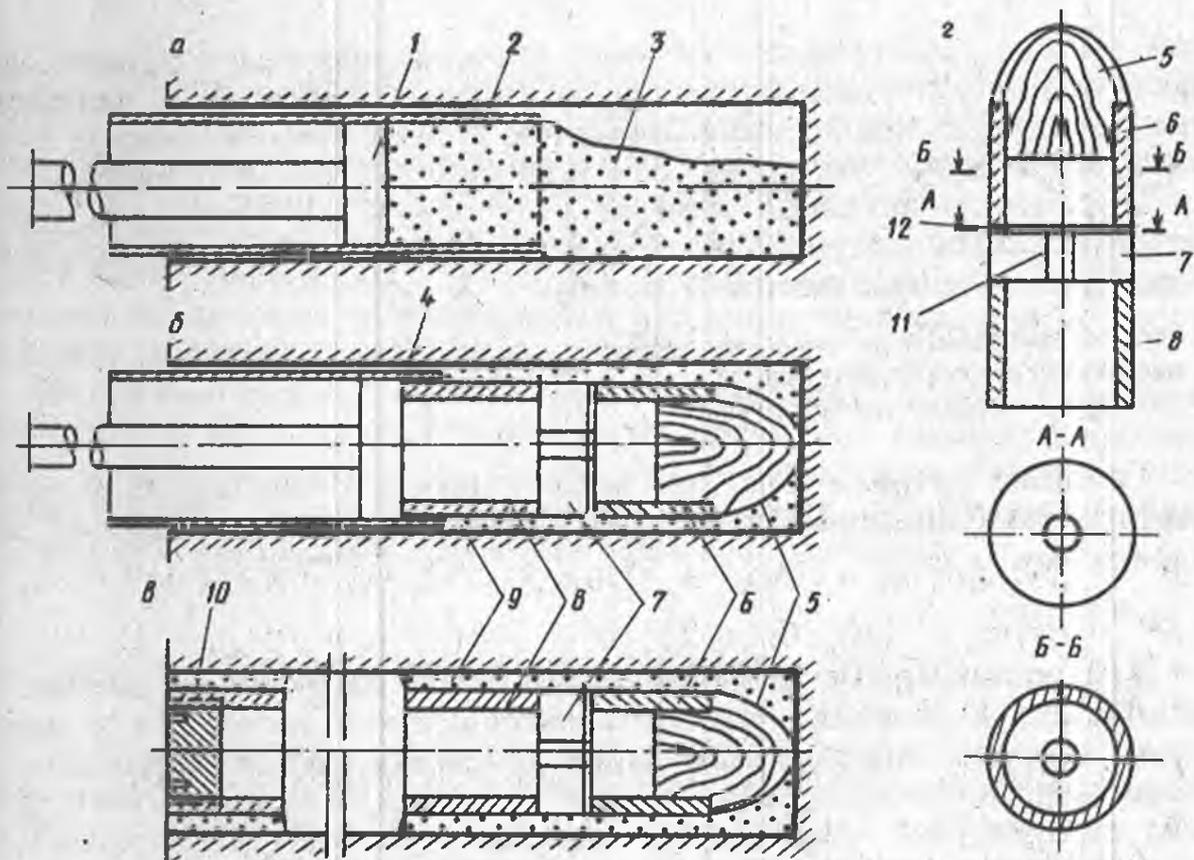


Рис. 2.9. Приспособления для измерения изменения напряжений фотоупругими датчиками:

a - подача бетона в шпур; *б* - установка фотоупругого датчика в шпуре; *в* - измерительная станция с фотоупругим датчиком в сборе; *г* - конструкция фотоупругого датчика; 1, 4 - поршень; 2 - трубка насоса; 3, 9 - бетон; 5 - деревянная или поролоновая пробка; 6, 8 - трубки датчика; 7 - фотоупругий датчик; 10 - пробка шпура (скважины); 11 - отверстие в датчике; 12 - зеркало

$$\sigma_{1,2} = \frac{0,5(\sigma'_1 + \sigma'_2 + \sigma''_1 + \sigma''_2) \pm \sqrt{[0,5(\sigma'_1 - \sigma'_2) + 0,5(\sigma''_1 - \sigma''_2)\cos 2\beta]^2 + [0,5(\sigma''_1 - \sigma''_2)\sin 2\beta]^2}}{1}, \text{ МПа};$$

$$\operatorname{tg} 2\alpha = \frac{(\sigma''_1 - \sigma''_2) / [(\sigma'_1 - \sigma'_2) + (\sigma''_1 - \sigma''_2)\cos 2\beta]}{1}, \quad (2.6)$$

где α - направление абсолютных главных нормальных напряжений, отсчитываемое от σ'_1 до σ_1 ; $\beta = \varphi'' - \varphi'$ - угол между σ'_1 и σ''_1 .

В качестве приспособлений в методе упругих включений являются комплект измерительного элемента и набор досылочно-установочного оборудования. Комплект измерительного элемента (рис. 2.9) состоит из фотоупругого датчика, двух металлических трубок и пробки. Фотоупругий датчик представляет собой стеклянный диск с центральным отверстием. При применении полярископа отражающего типа одну сторону датчика покрывают отражательным слоем, защищенным от коррозии слоями краски и водостойчивого клея (например, на основе эпоксид-

ной смолы). Материалом датчика служит оптическое стекло. Из имеющихся оптических стекол, в которых отсутствует релаксация, наиболее подходящим является стекло К-8, имеющее наибольший модуль упругости, соизмеримый с крепкими породами.

Параметры датчиков зависят от глубины их установки, диаметра скважин (шпуров), четкости картины полос и разрешающей способности полярископов и равны:

глубина установки датчика, м	0,1-2	2-6	6-10
наружный диаметр датчика, м	35	56	90
диаметр отверстия датчика, мм	5	9	15

Толщина датчика (мм) как и фотоупругого тензометра должна определяться в зависимости от наружного его радиуса R_2 из выражения

$$t_d \geq 0,25 R_2.$$

Для равномерной передачи через бетон нагрузки на датчик и работы его в условиях плоского напряженного состояния к нему с двух сторон приклеивают металлические трубки (цилиндры), имеющие такую же жесткость, как и датчик. Толщину (мм) трубок (цилиндров) определяют согласно расчету толстостенных цилиндров из выражения

$$t_{тр} = \frac{R_2(1 - \sqrt{[K_d E_{тр}(1 - \mu_{тр}) - R_2(1 - 2\mu_{тр})] \times [R_2 + K_d E_{тр}(1 - \mu_{тр})]^{-1}}}{(2.7)}$$

где

$$K_d = [R_2^3(1 - \mu_d) + R_1^2 R_2(1 + \mu_d)] [E_d(R_2^2 - R_1^2)]^{-1}.$$

Для датчиков диаметром 35, 56 и 90 мм толщина трубки из стали марки Ст. 3 соответственно будет 6, 9 и 16 мм.

Длина трубки должна быть не менее двух диаметров датчика. Для предотвращения попадания бетонного раствора внутрь трубки и на стенку датчика при его установке предусмотрена пробка из дерева или другого нежесткого материала.

Бетонный раствор подают при помощи специального насоса, состоящего из трубки и поршня, которым выталкивается бетон из трубки в шпуре (скважине).

Этим же насосом после подачи бетона доставляют и устанавливают фотоупругий датчик с трубками в шпуре (скважине). Чтобы сохранить датчик от любого механического повреждения в устье шпура (скважины) бетонируют трубу с завинчивающейся защитной пробкой. Эта труба может служить для закрепления в ней полярископа при производстве измерений разности хода поляризованного света в датчике.

Измерения в оптическом датчике начинают с определения направления действия главных нормальных напряжений по положению нулевых изоклин. Затем определяют разность хода поляризованного света в точках на контуре внутреннего отверстия.

Исследование датчика производят аналогично исследованию фотоупругого тензометра по известной методике определения разности хода поляризованного света поляриметрами. Для определения напряжений (или их приращений) в горных породах еще определяют упругие характеристики породы, бетона, датчика по известным методикам. Затем по формулам (2.5) и (2.6) определяют изменения и абсолютные значения напряжений в исследуемом массиве горных пород.

В рассмотренных методах база измерения мала, а поэтому результаты единичных измерений не могут дать полную информацию о напряжениях даже сравнительно небольших участков массива горных пород. Для увеличения базы разгрузки и базы измерения рекомендуется метод щелевой разгрузки.

2.4. МЕТОД ЩЕЛЕВОЙ РАЗГРУЗКИ

Метод щелевой разгрузки от ранее известного значительно усовершенствован по пути уменьшения трудоемкости и повышения точности измерения.

Известно, что зона разгрузки массива горных пород в этом методе достигает трех размеров щели. Следовательно, в этом случае значительно уменьшается влияние разномодульности горных пород, входящих в эту зону, взаимодействия структурных блоков, их остаточных напряжений и т.д.

Сущность метода щелевой разгрузки состоит в образовании щели (рис. 2.10) радиусом 0,3 м и измерении деформации ее стенок на щель.

Величину напряжений (МПа), действующих перпендикулярно к плоскости щели, определяют по формуле [7].

$$\sigma_{\perp} = U_{AB} E \pi / [8R - \pi l (1 - K_{\perp(l)} + \mu K_{\parallel(l)})], \quad (2.8)$$

где U_{AB} - деформация массива между точками A и B после образования щели, см; E - модуль упругости породы, МПа; R - радиус щели, см; l - расстояние между точками A и B , см; $K_{\perp(l)}$, $K_{\parallel(l)}$ - коэффициенты концентрации напряжений σ_{\perp} в направлениях соответственно перпендикулярно и параллельно щели, которые берут из графиков на рис. 2.11.

В методе щелевой разгрузки для образования щели и производства измерений предусмотрены специальные приспособления. Щель выбуривают перфоратором путем рядом расположенных шпуров. Для равномерного их расположения предложен шаблон, благодаря которому выбуривают на определенном расстоянии от будущей щели отверстия для реперов и затем щель. Репер съемный представляет собой цанговое устройство. Текстолитовые цанги благодаря металлическому клину распираются в шпурах. На боковой наружной части цанги имеется полированное гнездо для штока индикатора.

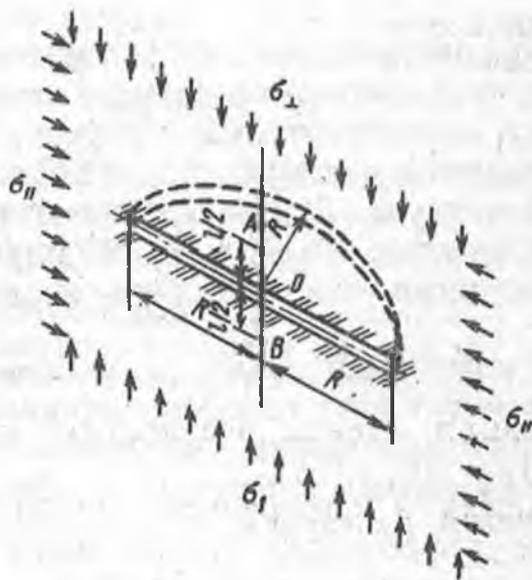


Рис. 2.10. К определению напряжений методом щелевой разгрузки

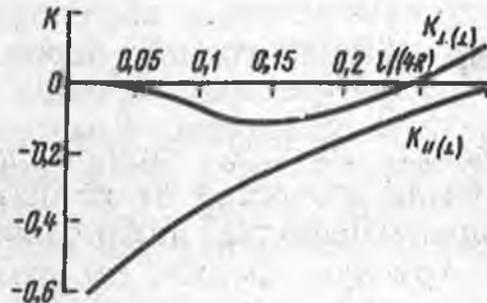


Рис. 2.11. Зависимости коэффициентов концентрации приконтурной части разгрузочной щели K от отношения расстояния между реперами к радиусу щели $e/(4R)$ при действии нагрузки, перпендикулярной к ее плоскости

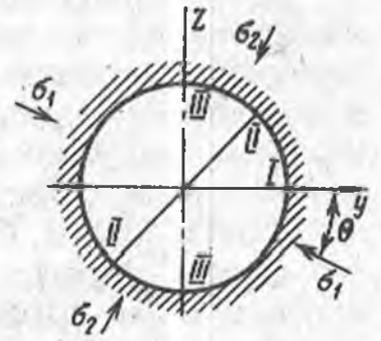
Методика состоит в выборе места, бурении крайних шпуров, укреплении шаблона клиньями в этих шпурах, затем в бурении отверстия для реперов, укреплении репера, взятия первых отсчетов индикатором часового типа с точностью 0,002 мм. После этого, убрав шаблон для реперов, по основному шаблону выбуривают щель радиусом 0,3 м и берут повторный замер индикатором. Разница отсчетов по индикатору определяет деформацию пород на щель. Величину напряжений определяют по формуле (2.8).

Применение метода щелевой разгрузки позволяет получить информацию о напряжении на участке около 1 м. Для получения этой информации на большом участке от одного измерения, особенно когда массив горных пород имеет большую трещиноватость и неоднородность и когда число измерений щелевой разгрузки ограничено по тем или иным причинам, рекомендуется применять метод частичной разгрузки на большой базе измерений.

2.5. МЕТОД ЧАСТИЧНОЙ РАЗГРУЗКИ НА БОЛЬШОЙ БАЗЕ

Метод частичной разгрузки на большой базе основан на том, что горную выработку можно рассматривать как скважину и что при продвижении забоя стенки выработки по ее длине будут деформироваться неодинаково. У забоя деформация их минимальная, а когда забой подвинется на величину не менее диаметра выработки - максимальная. При этом у забоя она

Рис. 2.12. К измерению деформации горных пород методом частичной разгрузки на большой базе



составляет 20-40% полной деформации стенок выработки на расстоянии диаметра от ее забоя [9].

Если выработка любого направления в поперечном сечении имеет круглую форму, то измерение деформации стенок производят в трех направлениях - два взаимоперпендикулярных и одно под 45° к ним (рис. 2.12). Величина σ_{12} и направления θ напряжений в этом случае определяются по следующим формулам:

$$\sigma_{12} = [(\Delta U_I + \Delta U_{III}) \pm \sqrt{(\Delta U_I - \Delta U_{III})^2 + (2\Delta U_{II} - \Delta U_I - \Delta U_{III})^2}] \times E / [2d(A + B)];$$

$$\theta = 0,5 \arctg(2\Delta U_{II} - \Delta U_I - \Delta U_{III}) / (\Delta U_{III} - \Delta U_I), \quad (2.9)$$

где

$$\Delta U_I = U_I - \Delta U_I^T - \sigma_x C d / E; \quad \Delta U_{II} = U_{II} - \Delta U_{II}^T - \sigma_x C d / E;$$

$$\Delta U_{III} = U_{III} - \Delta U_{III}^T - \sigma_x C d / E; \quad A = 3(1 - \mu^2) - K_{II} + \mu K_{\perp};$$

$$B = -(1 - \mu^2) - K_{\perp} + \mu K_{II}; \quad C = -K_0(1 - \mu^2);$$

U_i^T - деформация стенок выработки у забоя, см; U_i - деформация стенок выработки в удалении от забоя, см; d - диаметр выработки, см; θ - угол, отсчитываемый против часовой стрелки от направления σ_1 , градус; K_{II} , K_{\perp} - средние коэффициенты концентрации напряжений на забое выработки соответственно в параллельном и перпендикулярном направлениях действия напряжений; K_0 - то же, но от напряжения, действующего по оси выработки.

Значения коэффициентов концентрации K_{II} , K_{\perp} и K_0 на забое выработки в зависимости от коэффициента Пуассона μ равны следующим значениям:

μ	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5
K_{II}	1,63	1,61	1,57	1,5	1,4
K_{\perp}	-0,1	-0,08	-0,07	-0,08	-0,1
K_0	-0,31	-0,38	-0,46	-0,53	-0,6

Если выработки (обычно горизонтальные и наклонные) имеют не круглую, а, например, прямоугольно-эллиптическую форму поперечного сечения с различным соотношением размеров высоты к ширине и измерение производят в горизонтальном и вертикальном направлениях, то величина напряжений в плоскости сечения может быть определена при известном напряжении вдоль выработки. Если напряжение вдоль выработки не известно, то его можно определить, например, методом щелевой нагрузки. В вертикальных выработках таким напряжением может быть напряжение от веса налегающих пород.

Итак, если известно напряжение вдоль выработки, например σ_x , то напряжения в сечении выработки определяют по формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_y &= [E(\Delta U_z b^2 / B_z - \Delta U_y d^2 / B_y) - (a_3 b_2 - a_2 b_3) \sigma_x] (a_1 b_2 - a_2 b_1)^{-1}; \\ \sigma_z &= [E(\Delta U_z b_1 / B_z - \Delta U_y a_1 / B_y) - (a_3 b_1 - a_1 b_3) \sigma_x] (a_2 b_1 - a_1 b_2)^{-1}, \end{aligned} \quad (2.10)$$

где

$$\begin{aligned} a_1 &= K_{z(z)} (1 - \mu^2) - K_{z(z)}^T + \mu K_{yz}^T; \\ a_2 &= K_{z(y)} (1 - \mu^2) - K_{z(y)}^T + \mu K_{y(y)}^T; \\ a_3 &= K_{z(x)} (1 - \mu^2) - K_{z(x)}^T + \mu K_{y(x)}^T; \\ b_1 &= K_{y(z)} (1 - \mu^2) - K_{y(z)}^T + \mu K_{z(z)}^T; \\ b_2 &= K_{y(y)} (1 - \mu^2) - K_{y(y)}^T + \mu K_{z(y)}^T; \\ b_3 &= K_{y(x)} (1 - \mu^2) - K_{y(x)}^T + \mu K_{z(x)}^T; \end{aligned}$$

$K_{i(i)}$ - коэффициенты концентрации на контуре выработки по направлениям $i = x, y, z$ от напряжений, действующих по этим осям (их берут из графиков на рис. 2.13, 2.14); B_i - база (размер) выработки по оси i , см; $K_{i(i)}^T$ - коэффициенты концентрации на забое (торце) выработки.

Они зависят от формы поперечного сечения выработки и равны следующим значениям.

Коэффициенты концентрации	$K_{z(x)}^T$	$K_{y(x)}^T$	$K_{z(y)}^T$	$K_{y(y)}^T$	$K_{z(z)}^T$	$K_{y(z)}^T$
Выработка:						
круглая	-0,46	-0,46	-0,07	1,57	1,57	-0,07
прямоугольноэллиптическая						
при соотношении высоты						
к ширине						
1:1	-0,46	-0,46	-0,09	1,58	1,57	-0,07
1:1,25	-0,47	-0,47	0,01	1,51	1,63	-0,13
1:1,5	-0,49	-0,39	0,12	1,49	1,82	-0,2

Рис. 2.13. Зависимость условных коэффициентов концентрации напряжений $K_{z,y(x)}$ в выработках по координатным осям y и z при действии нагрузки σ_x по оси x (сплошная линия - для выработок круглой формы и при соотношении высоты к ширине 1:1, штрихпунктирная и пунктирная - для соотношений сторон соответственно 1:1,25 и 1:1,5)

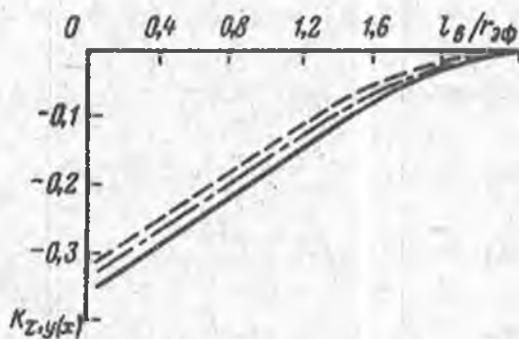
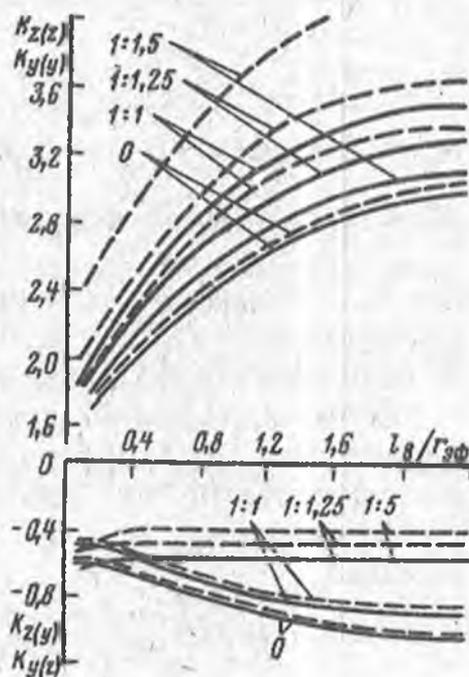


Рис. 2.14. Зависимость условных коэффициентов концентрации напряжений $K_{y,z(y,z)}$ в выработках по координатным осям y и z от отношения расстояния от реперов до забоя выработки к ее радиусу при действии нагрузок σ_y и σ_z по осям y и z (сплошные линии - для $K_{z(y)}$ и $K_{y(y)}$, пунктирные - для $K_{y(z)}$ и $K_{z(z)}$; соотношение высоты выработки к ее ширине показано на графиках: для круглой выработки графики обозначены 0)



Если принять, что вертикальные напряжения равны весу налегающих пород ($\sigma_z = \gamma H$, где γ - удельный вес пород), то в поперечном сечении вертикальных выработок напряжения определяют по формулам:

$$\sigma_x = [E(b_2 \Delta U_z / B_z - a_2 \Delta U_y / B_y) - (a_1 b_2 - a_2 b_1) \sigma_z] (a_3 b_2 - a_2 b_3)^{-1};$$

$$\sigma_y = [E(b_3 \Delta U_z / B_z - a_3 \Delta U_y / B_y) - (a_1 b_3 - a_3 b_1) \sigma_z] (a_2 b_3 - a_3 b_2)^{-1}. \quad (2.11)$$

Данный метод определения напряжений может быть использован, когда неизвестны все три компонента σ_x , σ_y и σ_z , но выработки проводят перпендикулярно друг к другу. В этом случае напряжения (МПа) равны:

$$\sigma_x = (a_7 b_8 - a_8 b_7) (a_9 b_8 - a_8 b_9)^{-1}; \quad (2.12)$$

$$\sigma_y = (a_4 b_5 - a_5 b_4) (a_6 b_5 - a_5 b_6)^{-1};$$

$$\sigma_z = (a_4 b_6 - a_6 b_4) (a_5 b_6 - a_6 b_5)^{-1};$$

$$\begin{aligned}
\sigma_z &= (a_7 b_9 - a_9 b_7)(a_8 b_9 - a_9 b_8)^{-1}; \\
a_4 &= E(a_{3i} \Delta U_{yi} / B_{yi} - b_{3i} \Delta U_{zi} / B_{zi}); \\
a_5 &= a_{3i} b_{1i} - a_{1i} b_{3i}; \quad a_6 = a_{3i} b_{2i} - a_{2i} b_{3i}; \\
a_7 &= E(b_{2i} \Delta U_{zi} / B_{zi} - a_{2i} \Delta U_{yi} / B_{yi}); \\
a_8 &= a_{1i} b_{2i} - a_{2i} b_{1i}; \quad a_9 = a_{3i} b_{2i} - a_{2i} b_{3i}; \\
b_4 &= E(b_{2j} \Delta U_{zj} / B_{zj} - a_{2j} \Delta U_{xj} / B_{xj}); \\
b_5 &= a_{1j} b_{2j} - a_{2j} b_{1j}; \quad b_6 = a_{3j} b_{2j} - a_{2j} b_{3j}; \\
b_7 &= E(a_{3j} \Delta U_{xj} / B_{xj} - b_{3j} \Delta U_{zj} / B_{zj}); \\
b_8 &= a_{3j} b_{1j} - a_{1j} b_{3j}; \quad b_9 = a_{3j} b_{2j} - a_{2j} b_{3j},
\end{aligned}$$

где i, j - индексы обозначают какой из выработок принадлежат коэффициенты a, b и базы B . Коэффициенты $a_1, a_2, a_3, b_1, b_2, b_3$ определяют по формулам (2.10).

Если измерения деформации стенок выработки производят: первое на некотором удалении от забоя (0,5-1 м), а второе на расстоянии от забоя меньше, чем диаметр выработки, то коэффициенты $a_1, a_2, a_3, b_1, b_2, b_3$, определяют из выражений:

$$\begin{aligned}
a_1 &= (1 - \mu^2)(K''_{z(z)} - K'_{z(z)}); \\
a_2 &= (1 - \mu^2)(K''_{z(y)} - K'_{z(y)}); \\
a_3 &= (1 - \mu^2)(K''_{z(x)} - K'_{z(x)}); \\
b_1 &= (1 - \mu^2)(K''_{y(z)} - K'_{y(z)}); \\
b_2 &= (1 - \mu^2)(K''_{y(y)} - K'_{y(y)}); \\
b_3 &= (1 - \mu^2)(K''_{y(x)} - K'_{y(x)}),
\end{aligned} \tag{2.13}$$

где $K'_{i(i)}, K''_{i(i)}$ - коэффициенты концентрации напряжений в сечении выработки соответственно при первом и втором замерах (их берут из рис. 2.14, 2.15).

В тех случаях, когда реперы линии III (см. рис. 2.12) трудно установить в почву и кровлю выработки, их помещают в ее стенках, но противоположно линии II. Реперные линии в этом случае располагаются под любым углом к горизонтальной оси в измеряемой плоскости и они проходят через ось выработки.

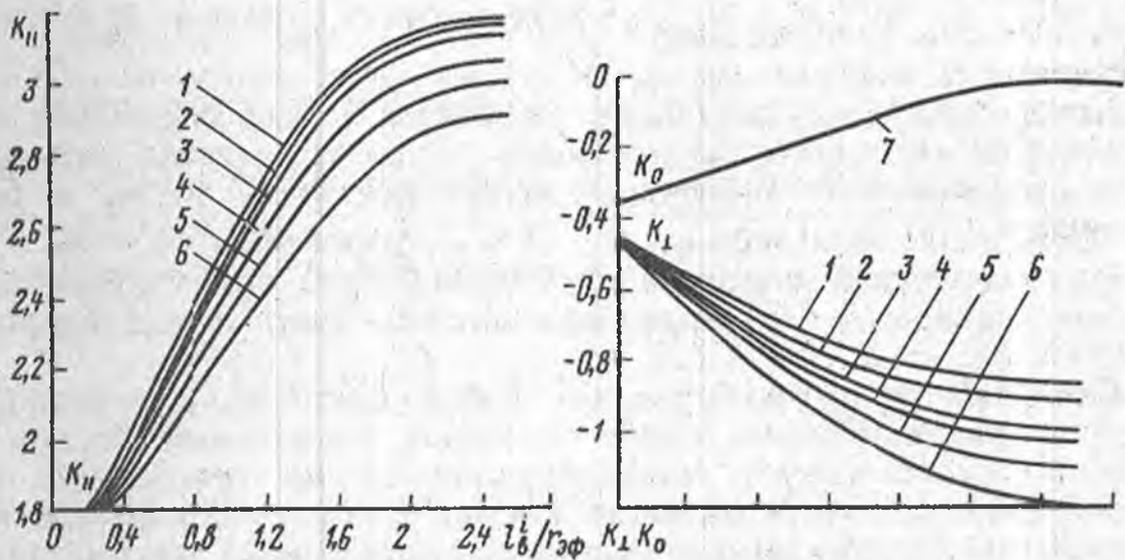


Рис. 2.15. Зависимость коэффициентов концентрации напряжений K_{II} , K_{\perp} , K_0 , действующих соответственно параллельно, перпендикулярно к замерным линиям (σ_{II} , σ_{\perp}) и сечению выработки (σ_0); 1, 2, 3, 4, 6, - соответственно при углах наклона замерной линии к горизонту 0 , 10 , 20 , 30 и 40° ; 5 - для выработки круглого сечения; 7 - значение коэффициента K_0

Величину и направление напряжений определяют по формулам:

$$\sigma_{1,2} = M \pm (\Pi_I - \Gamma_I M) (J_I \cos 2\alpha_1)^{-1};$$

$$\cos 2\alpha_1 = 1 / \sqrt{1 + (L \cos 2\theta_{II} - \Pi_{II} + \Gamma_{II} M)^2 (L \sin 2\theta_{II})^{-2}}; \quad (2.14)$$

где

$$\Gamma_i = \Delta K_{II}^i + \Delta K_{\perp}^i; \quad J_i = \Delta K_{II}^i - \Delta K_{\perp}^i;$$

$$\Phi = \Gamma_{II} J_{III} \sin 2\theta_{III} + \Gamma_{III} J_{II} \sin 2\theta_{II};$$

$$D = J_{II} J_{III} \sin 2(\theta_{II} + \theta_{III});$$

$$\Pi_i = E \Delta U_i [B_i (1 - \mu^2)]^{-1} - \sigma_0 K_0^i;$$

$$F = J_{III} \Pi_{II} \sin 2\theta_{III} + J_{II} \Pi_{III} \sin 2\theta_{II};$$

$$M = (D \Pi_i - J_i F) (\Gamma_i D - \Phi J_i)^{-1};$$

$$L = J_{II} (\Pi_I - \Gamma_I M) J_I^{-1};$$

$\Delta K_j^i = K_{j(2)}^i - K_{j(1)}^i$ - изменение коэффициентов концентрации напряжений σ_j^i в направлении j в месте расположения реперных линий i , соответственно при измерении базы B_i до и после подвигания забоя, K_j^i и K_0^i берут из рис. 2.15 ($i = I, II$,

III; $j = 1, 0$); θ_{II} , θ_{III} - угол между линиями I и соответственно II и III.

Метод частичной разгрузки на большой базе позволяет получать информацию о напряженном состоянии массива размером 30 м, причем база измерения может достигать 10 м, а база разгрузки - 30 м.

При частичной разгрузке на большой базе приспособлениями служат реперы и индикаторная стойка или маркшейдерская рулетка.

Съемный репер представляет собой цанговое устройство, в котором текстолитовые цанги получают радиальный распор от металлического конуса, перемещающегося по резьбе. По оси конуса сделана цилиндрическая выемка с полированным плоским торцом, в который упирается шаровой наконечник индикаторной стойки.

Индикаторная стойка изготовлена из титановых труб с малым коэффициентом температурного расширения. Она представлена телескопически раздвигающимися трубами, на одном конце которых помещен индикатор часового типа с точностью 0,01 мм, а на другом - резьбовое соединение для наращивания труб равной длины. На обоих концах стойки имеются шаровые наконечники, помещаемые в гнезда цанговых реперов при измерении. Длина стойки может быть любой. Обычно в практике она равна 1,5-4,5 м.

Для измерения сечения выработок более 4,5 м применяют маркшейдерскую рулетку с передвижным нониусом, позволяющим производить измерения с точностью 0,05 мм. Натяжение рулетки производят через блок силой 60 Н. В этом случае в цанговых реперах предусмотрены крючья для зацепления рулетки.

Методика измерений состоит в выбуривании по диаметру непосредственно у забоя выработки на ее контуре шпуров глубиной 10-15 см и диаметром 4 см. Затем устанавливаются реперы и производят первый замер индикаторной стойкой или рулеткой. После проведения выработки на расстояние, примерно равное наибольшему поперечному размеру выработки, берут второй замер. Разность замеров определяет величину деформации контура выработки в измеряемом направлении. Базой измерений является диаметр выработки. База разгрузки равна около трех ее диаметров. Величину напряжений определяют по формулам (2.10) - (2.14).

2.6. ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНО-АНАЛИТИЧЕСКИЙ МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ

С целью дальнейшего увеличения базы разгрузки и базы измерения предложен экспериментально-аналитический метод [32]. Метод основан на использовании аналитических зави-

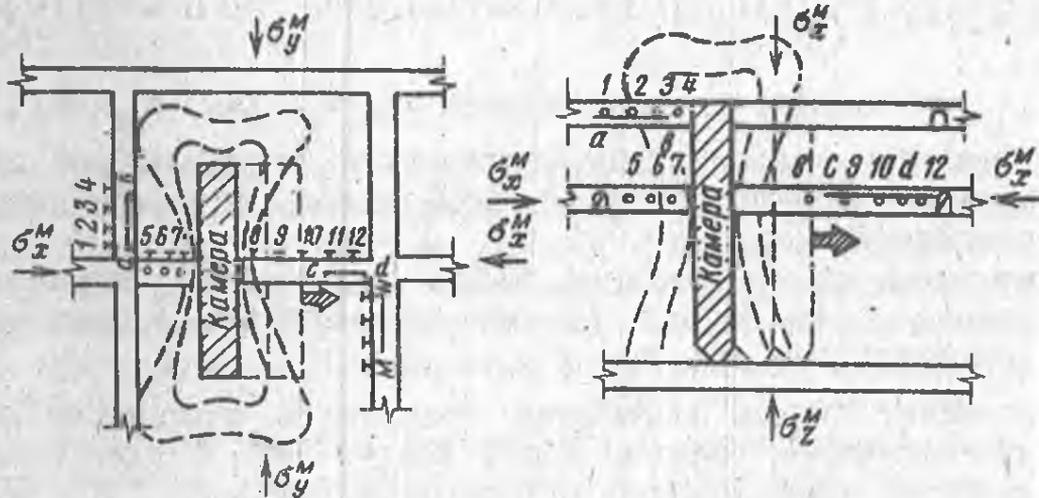


Рис. 2.16. Схема к определению напряжений экспериментально-аналитическим методом:

1, 2, ..., 12 - места установки фотоупругих датчиков; *ab*, *cd* - реперные линии

симостей по определению приращения напряжений вокруг выработки от нагрузок, действующих в нетронутым массиве горных пород, и результатов натуральных измерений приращения напряжений в нем при образовании выработанного пространства и изменении его формы (рис. 2.16).

В нетронутым массиве горных пород первоначальное поле напряжений на значительной площади можно представить в вертикальной плоскости выражениями:

$$\sigma_z^M = -\gamma Z; \sigma_x^M = -\sigma_T - \lambda \gamma Z; \tau_{xz}^M = 0, \quad (2.15)$$

где γ - удельный вес пород, МН/м^3 ; Z - глубина, на которой определяются напряжения, м; σ_T - величина тектонических напряжений вблизи поверхности, МПа ; λ - коэффициент бокового давления в массиве горных пород, зависящий как от коэффициента Пуассона, так и градиента тектонических сил в глубь массива.

Неизвестными здесь являются σ_T и λ , которые необходимо определить.

Аналитический расчет производят по трем видам нагрузок:

I - от сил $\sigma_z^M = -\gamma Z$ при $\sigma_T = \lambda = 0$;

II - от составляющей σ_T при $\sigma_z^M = \lambda = 0$;

III - от бокового давления при $\sigma_z^M = \sigma_T = 0$.

При этом в каждом случае действующие нагрузки берут единичными $\gamma H = \sigma_T = \lambda \gamma H = 1$, где H - глубина расположения выработки. В каждой точке расчетная величина напряжений (МПа) может быть представлена как

$$\sigma = K_{\gamma} \gamma H + K_{\lambda} \lambda \gamma H + K_T \sigma_T, \quad (2.16)$$

где σ - какое-либо из напряжений σ_x , σ_z , τ_{xz} ; K_{γ} , K_{λ} , K_T - коэффициенты концентрации напряжений, определяемые расчетным путем, соответственно от веса пород, бокового давления и тектонических сил.

Поскольку из выражения (2.16) неизвестной является горизонтально-составляющая тензора напряжений, в дальнейшем она и определяется, т.е. $\sigma = \sigma_x$.

Изменение формы выработки приводит к изменению напряженного состояния горных пород вокруг нее и тем самым к изменению коэффициентов концентрации K_{γ} , K_{λ} , K_T . Если в формуле (2.16) напряжения σ изменяются на какую-то величину, то ей будут соответствовать изменения коэффициентов концентрации.

Измеряя, например, методом фотоупругих датчиков приращение напряжений в натуральных условиях [левая часть уравнения (2.16)] и рассчитывая изменение коэффициентов концентрации (в правой части этого уравнения), можем определять искомые величины из уравнения

$$\Delta \sigma_x = \gamma \Delta(K_{\gamma} H) + \lambda \gamma \Delta(K_{\lambda} H) + \sigma_T \Delta K_T. \quad (2.17)$$

Во избежание разброса, обусловленного натурными замерами и неточным определением коэффициентов концентрации, число уравнений следует брать более двух и решать систему по методу наименьших квадратов.

Если невозможно разделить в уравнении (2.15) горизонтальную составляющую на σ_T и $\sigma \gamma Z$, тогда в качестве неизвестной определяется суммарная величина σ_x^M , которая предполагается равномерно распределенной по глубине. В этом случае уравнение (2.17) запишется:

$$\Delta \sigma_x = \gamma \Delta(K_{\gamma} H) + \sigma_x^M \Delta K_T.$$

При экспериментально-аналитическом методе определения напряжений необходимо иметь приспособления, которые нужны при методе упругих включений, маркшейдерскую рулетку и реперы, устанавливаемые на обнажениях выработок.

Методика определения напряжений здесь включает в себя две методики - по определению приращения напряжений и по измерению деформации массива горных пород за тот же период по реперным линиям. Полученные результаты подставляют в формулу (2.17) и определяют искомые напряжения описанным выше способом.

3. ПОГРЕШНОСТИ ПРИ ОПРЕДЕЛЕНИИ НАПРЯЖЕНИЙ ГОРНЫХ ПОРОД

При измерениях в шахтных условиях деформаций и определения напряжений массива горных пород появляются погрешности, величина которых зависит от многих факторов, которые можно объединить в два основные - погрешности, вызванные строением и свойствами массива горных пород, и погрешности, обусловленные разрешающей способностью применяемых приборов и приспособлений.

Известно, что массив горных пород представлен, как правило, различным минералогическим и петрографическим составом, имеющими свои упругие и прочностные характеристики, разбит сетью трещин на отдельные структурные блоки всевозможных размеров. Поэтому для определения напряженного его состояния необходимо выбирать соответствующий метод измерения, учитывающий перечисленные особенности массива пород. В общем все рассмотренные методы измерения напряжений горных пород применимы для определения напряженного состояния массива их. Однако точность их зависит от числа и базы измерений, влияния внешних и внутренних факторов (температура, влажность и др.). При этом следует заметить, что чем меньше база измерений, тем большее требуется производство замеров, тем больше влияют влажность и температура изучаемой среды. Во всех механических методах (частичной и полной разгрузках) показания тензометров сильно зависят от температуры, особенно этому подвержены тензометры из фотоупругих материалов, применяемые в методе полной разгрузки, а при применении тензодатчиков сопротивления еще уделяется внимание надежности их изоляции.

3.1. ВЛИЯНИЕ ТЕМПЕРАТУРЫ

Использование фотоупругих тензометров по сравнению с тензодатчиками имеет то преимущество, что в нем исключено применение в измерительных схемах электрических цепей, и, следовательно, отпадает необходимость постоянного контроля изоляции. Однако на точность измерения напряжений существенно влияет различие температур на отдельных стадиях эксперимента, который включает в себя подготовку и наклеивание тензометра на торец скважины, выбуривание керна, измерение разности хода поляризованного света в наклеенном на керна тензометре и повторный замер в сколотом с керна тензометре. Когда тензометр и керна соединены клеем в единое целое, различие их температуры ведет к изменению разности хода поляризованного света в тензометре, что вызвано неодинаковыми коэффициентами линейного расширения рассматриваемых объектов.

Коэффициенты линейного расширения различных типов пород находятся в пределах $(6-10) \cdot 10^{-6} \text{ } 1^\circ \text{C}$, а у тензомера он равен $40 \cdot 10^{-6} \text{ } 1^\circ \text{C}$. Поэтому изменение температуры на 1°C в породах с модулем упругости $(0,5-1) \cdot 10^5 \text{ МПа}$ и коэффициентом Пуассона $0,2-0,3$ приведет к изменению разности хода поляризованного света в тензомере, соответствующей изменению напряжений в керне на $2-5 \text{ МПа}$.

При последовательном выполнении операций измерений тензомер проходит через следующие температурные интервалы. Подготовленный к наклейке тензомер имеет температуру окружающей среды $t_{\text{тенз}}$. Досланный в скважину тензомер, приклеиваясь к ее торцу, начинает воспринимать его температуру $t_{\text{скв}}$. В какой-то период, когда клей еще не схватился, тензомер, воспринимая температуру торца, деформируется свободно без возникновения в нем напряжений, а с какого-то момента, когда клей наберет прочность в тензомере, при изменении температуры начнут расти напряжения. В процессе бурения происходит одновременное изменение температуры керна и тензомера и, вынутые в выработку, они имеют температуру, при которой производят замер ($t_{\text{изм}}$). В сколоте тензомере температура остается той же ($t_{\text{изм}}$).

Если $t_{\text{тенз}}$, $t_{\text{скв}}$, и $t_{\text{изм}}$ можно измерить с достаточной точностью, то значение температуры в тензомере на начало появления в нем напряжений при приклеивании определить практически невозможно. Она будет зависеть от разности $t_{\text{тенз}}$ и $t_{\text{скв}}$ и от теплопроводности породы. К тому же при различных температурах время полимеризации клея Циакрин различно, изменяется оно и при старении клея. Поэтому необходимо добиться того, чтобы тензомер вместе с досылочным устройством помещался бы в скважину, но не в измерительную, а специально для этого пробуренную.

Нанесение на тензомер клея и его полимеризация при приклеивании на показания тензомера не сказываются.

В случае, когда тензомер и керн на отдельных стадиях проведения эксперимента будут иметь две температуры $t_{\text{скв}}$ и $t_{\text{изм}}$, введение поправки на различие этих температур не представляет особого труда. Для этого помещая керн с наклеенным тензомером, например, в воду с различной температурой и измеряя разность хода поляризованного света в тензомере, можно найти величину ее при измерении температуры на 1°C для данной породы ($\Delta \Gamma_{t-1}$).

Истинная величина разности хода (мкм) поляризованного света в датчике

$$\Gamma = \Gamma_{\text{изм}} - \Delta \Gamma_{t-1} (t_{\text{скв}} - t_{\text{изм}}).$$

Следует отметить, что при шлифовке забоя скважины и промывке ее водой, которая может иметь температуру, резко отли-

чающуюся от температуры породы в массиве, для каждого типа пород необходимо определить время, за которое торец скважины принимает температуру массива.

3.2. ВЛИЯНИЕ ВЛАГИ

Влага также оказывает влияние на напряжения в фотоупругом тензомере. Так как эпоксидная смола, из которой изготовляют тензометры, набухает от влаги в течение 1-2 сут, последние перед использованием необходимо держать в скважине не менее 2 сут, стенки которой имеют влажность окружающих пород. Набухание приводит к изменению разности хода поляризованного света в тензомере на 100-200 мкм, что равнозначно напряжениям в породе 3-7 МПа. Поэтому нежелательно, чтобы процесс набухания тензометра происходил в процессе эксперимента.

На результаты измерений напряжений большое влияние оказывает влажность горных пород. Горные породы, обладая пористостью и микротрещиноватостью, при изменении влажности окружающей среды способны насыщаться водой или отдавать ее. Поэтому влажность пород непостоянная. Она, например, на контуре выработки в 1,5 раза меньше, чем в глубине массива.

При насыщении горной породы водой происходит деформация расширения, а при отсутствии деформации в породе увеличиваются сжимающие напряжения. Все это происходит в результате того, что вода, проникая в поры и микротрещины, оказывает расклинивающее действие на их стенки. Чем меньше сечение пор, тем больше величина расклинивающего давления на их стенки. Так, при ширине щели, равной двум молекулярным диаметрам, расклинивающее давление воды может достигать 230 МПа.

Следовательно, если на каком-то участке горная порода будет иметь большую влажность, чем окружающий массив, то в ней увеличиваются сжимающие напряжения, если меньшую, то произойдет снятие части этих напряжений. Такие изменения напряжений происходят и при методе разгрузки. Так, при выбурировании керна с промывкой последний (из-за насыщения водой) получает дополнительную деформацию. Величина ее возрастает, если перед наклейкой тензометров забой скважины просушивают нагревательными приборами. Если же разгрузку проводят без промывки, то происходит обратное действие, т.е. при бурении из-за нагревания керна влажность породы уменьшается, что сказывается на степени ее деформации.

Для определения величины деформации различных пород при изменении их влажности были проведены эксперименты в лабораторных и промышленных условиях.

На образцы различных пород призматической формы размерами 6×3×3 см наклеивали тензодатчики, имеющие достаточно хорошую гидроизоляцию. Образцы пород, на которые наклеивали компен-

Таблица 3.1

Упругие характеристики пород

Испытываемые породы	$E \cdot 10^{-5}$, МПа	μ
Скарн магнетитовый	0,9	0,21
-"- гранатовый	1,1	0,25
-"- магнетитовый	0,72	0,27
Магнетит	0,8	0,3
Скарн оруденелый	0,86	0,25
Микросиенит	0,71	0,21
Туф порфирита	0,72	0,21
Известняк	0,53	0,27

сационные датчики, покрывали парафином, чтобы исключить их намокание. Испытываемые образцы опускали в воду, причем одни из них погружались полностью, а другие частично, но так, чтобы вода на 2-3 мм не доходила до горизонтальной плоскости, где были наклеены датчики. Были также определены упругие характеристики испытываемых пород, которые приведены в табл. 3.1.

Деформацию исследуемых пород измеряли периодически на протяжении 7 сут при намокании образцов и в течение такого же периода при их высыхании (рис. 3.1).

Замеры, сделанные до и сразу после опускания образцов в воду, были в пределах точности измерений.

Водонасыщение образцов породы или их высыхание приводит к резкой деформации (рис. 3.2). При этом основная часть деформаций большинства образцов приходится на первые десятки минут. Однако скорость деформации образцов при намокании выше, чем при высыхании, т.е. при одной и той же температуре, близкой к комнатной, скорость намокания выше, чем высыхания. В шахтных условиях эта разница, очевидно, будет проявляться еще больше из-за высокой влажности рудничной атмосферы и ее невысокой температуры.

Скорость деформации образцов, которые первоначально (в течение 5 ч) не полностью погружались в воду, практически не отличалась от полностью погруженных образцов. Вместе с тем было отмечено, что скорость и величина деформации были выше у образцов менее плотных пород, например, у известняка и скарнов.

Деформация образцов породы, вызванная их намоканием и высыханием, может создать напряжения от 5 до 16 МПа.

Для выяснения влияния намокания стенок скважин на величины изменения их деформации были проведены эксперименты в шахте, где в пробуренные перфоратором шпуров вставляли специальные деформометры. Чтобы не нагревать породу, скорость бурения была минимальной, и бурили на глубину 2 м без промывки.

В качестве деформируемого элемента применяли диск из орг-

Рис. 3.1. Зависимость относительной деформации образцов горных пород от времени их намокания и высыхания:

1, 2, 3, 5 - соответственно магнетитовый, гранатовый, магнетитовый и оруденелый скарны; 4, 6, 7, 8 - соответственно магнетит, микросиенит, туф порфирита, известняк

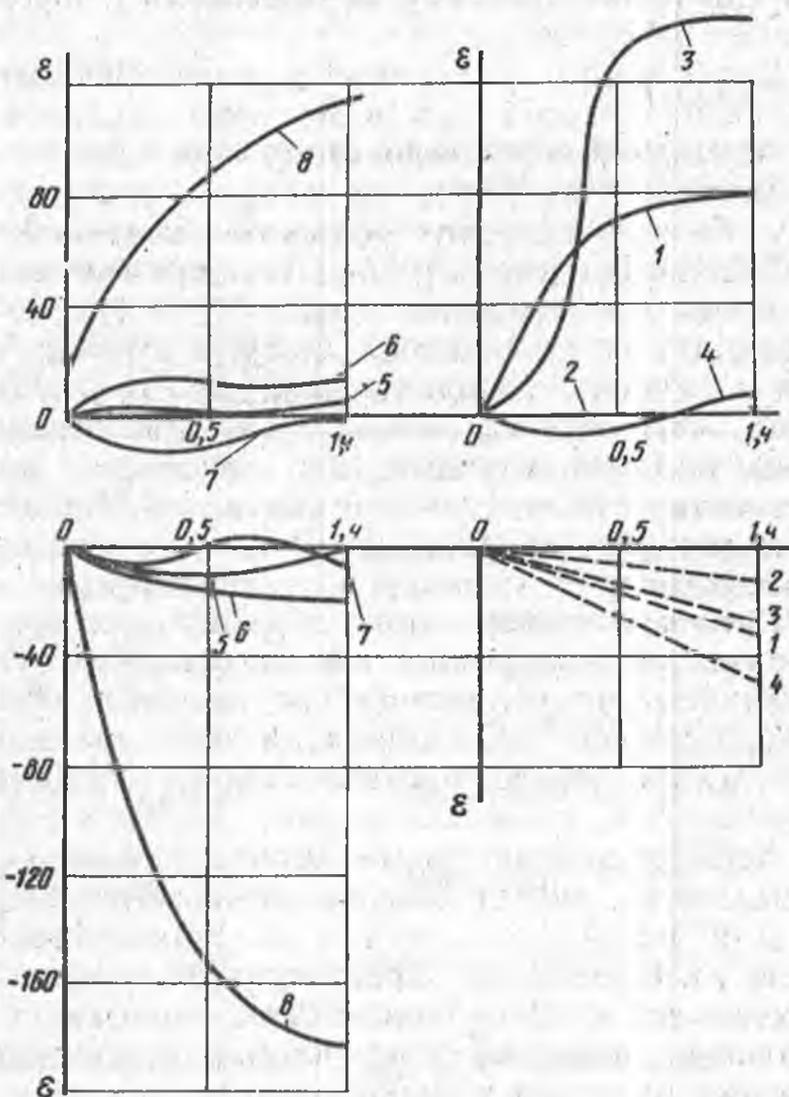
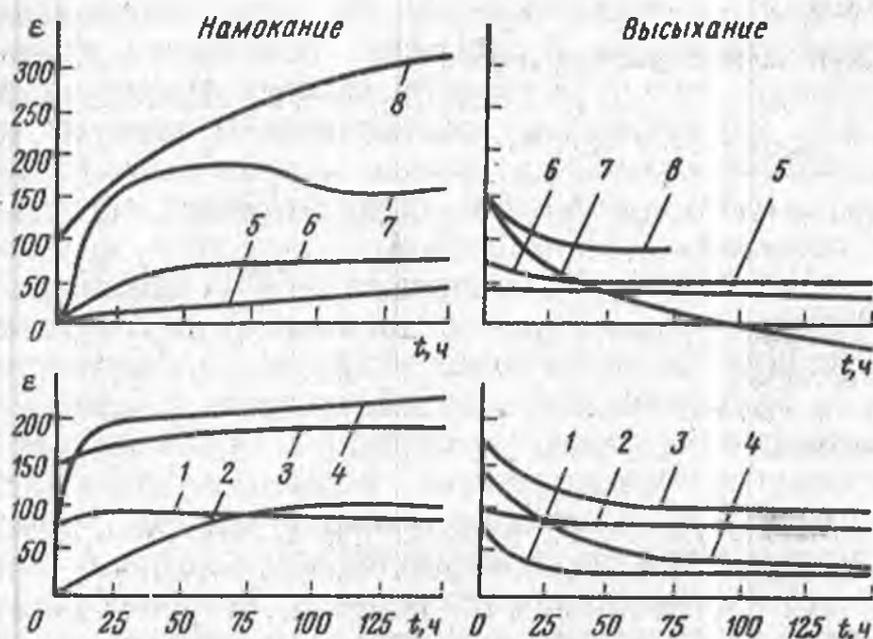


Рис. 3.2. Относительная деформация образцов горных пород при изменении влажности в течение 1 ч:

а - при намокании; б - при высыхании; 1-8 - обозначают те же породы, что и на рис. 3.1

стекла с наклеенными на него тензодатчиками. Конструкция деформометра позволяла создавать предварительный распор этому диску, размещать компенсационные датчики, наклеенные на оргстекло, и обеспечивать полную гидроизоляцию всем тензодатчикам.

После установки деформометра, задания предварительной нагрузки деформируемому элементу и взятия первоначального отсчета в шпур заливали воду. Подобные эксперименты проводили в массиве различных пород (магнетитах, туфах порфиритов и гранатовых скарнах), имеющих разную влажность.

Эксперименты показали, что основная деформация стенок шпуров проходит в первые минуты и заканчивается, как правило, в течение 1 ч. Величина деформации свидетельствует, что из-за намокания вокруг шпура происходили приращения напряжений от 3 до 10 МПа.

Следовательно, если не учитывать влажность, то определение напряжений в массиве горных пород методами разгрузки может производиться с погрешностью, величина которой зависит от различия влажности породы в точке измерения и в массиве.

Таблица 3.2

Погрешность определения напряжений в массиве горных пород, вызванная их влажностью, МПа

Метод измерения	Погрешности напряжений, действующих	
	перпендикулярно к оси скважины (выработки)	параллельно оси скважины (выработки)
Частичная разгрузка на контуре выработки	$0,5\sigma^* (W_m - W_k)$	$\sigma (W_m - W_k)$
Полная разгрузка по схеме ВНИМИ:		
без сушки забоя	$0,7\sigma (W_m - W_n)$	-
с сушкой забоя	$0,7\sigma^* (W_c - W_n)$	-
Полная разгрузка по схеме Лимана:		
без сушки стенок скважин	$0,5\sigma (W_m - W_n)$	$\sigma (W_m - W_n)$
с сушкой стенок скважин	$0,5\sigma (W_c - W_n)$	$\sigma (W_c - W_n)$
Полная разгрузка по схеме Хаста	$\sigma (W_m - W_n)$	$\sigma (W_k - W_n)$

Примечание. $\sigma^* (W_i - W_j)$ - напряжения, вызванные изменением влажности породы от W_i до W_j ; W_k , W_m , W_c и W_n - влажность соответственно контура выработки, массива горных пород, породы после сушки и промывки водой.

Величина измеренных в точке напряжений является суммой напряжений, вызванных активными силами и изменением влажности. Используя формулы Хаста, Лимана и ИГД г. Екатеринбург для перехода от измеренных напряжений в точке к их величине в массиве горных пород, можно найти погрешность определения напряжений в массиве, вызванную влажностью пород (табл. 3.2).

Если судить по величинам деформаций, вызванных намоканием пород, то погрешности определения напряжений в массиве горных пород будут примерно одного порядка с определяемыми величинами. При измерении напряжений методом частичной разгрузки определяемые сжимающие напряжения в массиве горных пород будут меньше, а растягивающие больше существующих в натуре.

В методах полной разгрузки из-за изменения влажности выбуриваемых кернов сжимающие напряжения будут больше, а растягивающие меньше реально существующих в массиве.

3.3. ВЛИЯНИЕ ОСТАТОЧНЫХ НАПРЯЖЕНИЙ, ТЕКТОНИЧЕСКИХ ТРЕЩИН И УПРУГИХ ВКЛЮЧЕНИЙ

При применении методов с малыми базами измерений получается большой разброс замеров даже при небольших расстояниях между местами измерений. Для выяснения причин такого разброса необходимо рассмотреть структуру массива горных пород. Как отмечалось, земная кора, находясь в постоянном движении, испытывает соответствующие напряжения и деформации, приводящие к разломам глобального значения (назовем их условно разломами первого порядка). Части земной коры, находящиеся между этими разломами, под действием тех же сил разбиты на разломы меньшего масштаба (обозначим их разломами второго порядка), которыми могут быть взбросы и сбросы с образованием складок, приводящие к неровной горообразной поверхности. Участки массива горных пород между тектоническими нарушениями второго порядка, как правило, разбиты системами трещин третьего порядка на мелкие блоки, которые можно назвать структурными. Напряжение каждого такого структурного блока формируется от действия на него соседних блоков (внешняя нагрузка) и своих, так называемых остаточных напряжений [31, 38]. О наличии последних в горных породах и их распределении в структурном блоке достаточно полно изложено в технической литературе.

Погрешность определения фактических напряжений будет зависеть от отношения остаточных напряжений к напряжениям от внешней нагрузки. Для выявления влияния остаточных напряжений при применении метода с малыми базами измерений были проведены лабораторные эксперименты, изготовлены двумерные модели из блоков произвольной формы, склеенных в условиях

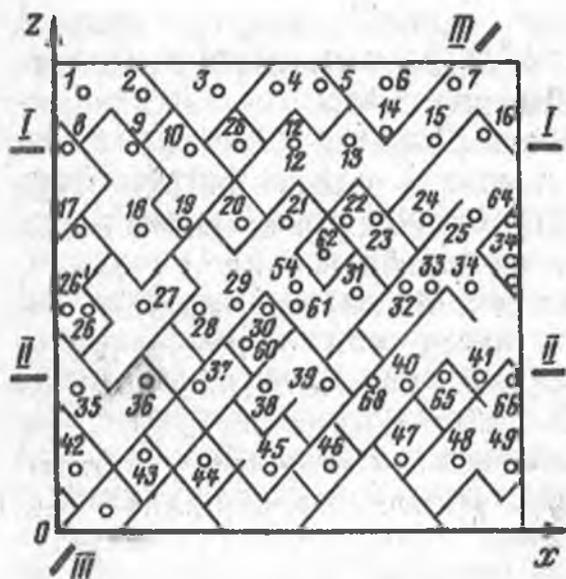


Рис. 3.3. Блочная модель массива горных пород

двустороннего сжатия с целью создания в них остаточных напряжений (рис. 3.3). Материал моделей - фотоупругий полиуретановый каучук, наполнитель трещин - клей на каучуковой основе. Размеры собственно блочной модели 300×300 мм, толщина 15 мм. С двух противоположных сторон на торцы модели задавали контролируемую одноосную нагрузку через буферные пластины размером 150×300 мм. Чтобы исключить влияние гравитационных сил, все исследования проводили с помощью координатно-синхронного поляриметра при горизонтальном положении моделей. В произвольно выбранных точках по одной на каждом структурном блоке были пробурены отверстия, на контурах которых измеряли напряжения. Первоначально около этих отверстий были определены главные нормальные напряжения, за-

Таблица 3.3

Результаты измерения остаточных напряжений без внешней нагрузки ($\sigma_{z_{зад}} = 0$) по линии I-I, II-II, III-III (рис. 3.3)

Номер точки	Напряжения, кПа			Главные напряжения, кПа		Направление σ_1 (от x до σ_1), градус
	σ_x	σ_z	τ_{xz}	σ_1	σ_2	
8	-13,5	4,7	8,8	8,2	- 17	112
10	-40,7	-29,3	-22,7	-11,6	-58,3	52
12	33,6	-42,5	0	33,6	-42,5	0
14	-28,9	58,1	-7,7	55,8	-29,6	85
16	15,9	17,5	-23	27,6	-29,2	27
35	41,4	13,8	16,4	49	6,2	155
38	24	6,6	-15,1	32,6	-2,1	150
68	-3,4	-12,2	-17,6	10,3	-25,9	38
15	-6,1	-12,9	-19,1	9,9	-28,8	40
22	-15,8	-8,7	10,3	-1,0	-23	125
54	44,3	19,3	-21,5	56,7	6,9	30
37	14,2	-21,2	-6,4	15,3	-22,3	10

тем по формулам теории упругости найдены напряжения сплошного тела модели по условно принятым осям x и z .

Напряжения в модели определялись без внешней нагрузки (табл. 3.3) и при нагрузке по оси z , равной $-37,5$ кПа (табл. 3.4) и $64,1$ кПа (табл. 3.5). Обобщенные результаты измерений приведены в табл. 3.6, из которой видно, что в модели без внешней нагрузки сумма значений напряжений во всех блоках близка к нулю, в то время как экстремальные значения напряжений в отдельных блоках, рассматриваемые как остаточные, достигают $55,8$ и $-42,5$ кПа (см. табл. 3.3). Это указывает на то, что схема моделирования остаточных напряжений выбрана верно. В дальнейшем модель исследовали при

Таблица 3.4

Результаты измерения напряжений в модели при внешней нагрузке $\sigma_{z\text{зад}} = -37,5$ кПа по линиям I-I, II-II, III-III

Номер точки	Напряжения, кПа			Номер точки	Напряжения, кПа		
	σ_x	σ_{xz}	τ_{xz}		σ_x	σ_z	τ_{xz}
8	-27,7	-33,3	15,6	35	6,6	-23,4	12,6
10	-34,4	-83,3	-17,6	38	6,1	-38,5	18,7
12	28,9	-88,9	-10,4	68	-22,9	-62	-16,4
14	11	-41,4	-11,5	15	-27,4	-37,2	7,2
16	-18,6	-46	18,9	22	-20,4	-32,3	5,9
				54	14,7	-12,3	30,3
				37	11,7	-55	-12

Таблица 3.5

Результаты измерения напряжений в модели при внешней нагрузке $\sigma_{z\text{зад}} = -64,1$ кПа по линиям I-I, II-II, III-III

Номер точки	Напряжения, кПа			Главные напряжения кПа		Направление σ_1 (от x до σ_1), градус
	σ_x	σ_z	τ_{xz}	σ_1	σ_2	
8	-14,4	-45,5	13,1	-9,3	-50,5	160
10	-19,9	-76,5	-23,7	-11,3	-85,1	20
12	52	-86,2	-27,9	51,4	-91,6	11
14	-37,5	-27,1	-1,9	-26,7	-37,8	80
16	12	-66	0	-12	-66	2
35	0,1	-60,8	17,6	4,8	-65,6	165
38	8,8	-56	14,3	11,3	-69,6	170
68	-42,3	-96,3	-19,6	-35,9	-102,6	18
15	-9	-62,9	0	-9	-62,9	0
22	25,2	-78,4	9,7	-23,4	-80,1	170
54	33,3	-41,7	21,7	39,1	-47,4	15
37	15,2	-51	-12	17,3	-53,1	10

Таблица 3.6

Общие результаты измерений

$\sigma_{z_{зад}}$, кПа	$\bar{\sigma}_z$, кПа	$\sigma_{x'}$, кПа	$\bar{\tau}_{xz}$, кПа	S_{σ_z} , кПа	$\frac{(S_{\sigma_z} - \bar{S}_{\sigma_z})}{S_{\sigma_z}}$	α (от x σ_1), градус	n
0	0,7	-5,5	-2,4	$\pm 21,4$	5	-	30
-37,5	-37,5	-1,7	1,1	$\pm 20,2$	-1	1,75	61
-64,1	-61,1	-1	-0,6	$\pm 19,6$	-4	0,88	31

Обозначения: $\sigma_{z_{зад}}$ - напряжение, измеренное в буферных пластинах; $\bar{\sigma}_x$, $\bar{\sigma}_z$, $\bar{\tau}_{xz}$ - средние значения нормальных и касательных напряжений по n замерам; S_{σ_z} - среднее квадратическое отклонение единичного замера напряжения; \bar{S}_{σ_z} - среднее значение S_{σ_z} ; $\bar{\alpha}$ (от x до σ_1) - $\bar{\alpha}$ (от z до σ_2) - среднее отклонение σ_1 от оси x или σ_2 от оси z при нагружении модели (отсчет по ходу часовой стрелки "+").

действию нагрузки по оси z и рассматривали только эту компоненту напряжений.

Обработка результатов измерений показала, что отклонения среднего интегрального напряжения в блочной модели от направления задаваемой нагрузки составили $\bar{\alpha} = -1,75^\circ$ (при $\sigma_{z_{зад}} = -37,5$ кПа); $\bar{\alpha} = 0,88^\circ$ (при $\sigma_{z_{зад}} = -64,1$ кПа), т.е. находились в пределах точности отсчета.

Среднее значение σ_z близко по величине к заданным внешним напряжениям, в то время единичные замеры колебались от 30 до -88,9 кПа и от -23,6 до -96,9 кПа при внешних напряжениях соответственно -37,5 и 64,1 кПа.

При различных напряжениях квадратическое значение отклонения единичного замера одноименной компоненты напряжения S_{σ_z} практически не изменяется (см. табл. 3.6). Это постоянство можно объяснить следующим образом. В то время, когда менялась величина внешних напряжений, остаточные напряжения оставались неизменными, создавая разброс результатов, характеризующийся одной и той же величиной среднего квадратического отклонения. Дополнительная проверка этого вывода показала, что среднее квадратическое отклонение по всем проведенным замерам $S_{\sigma_z} = \pm 20,2$ кПа. При различных внешних напряжениях остаточные напряжения в силу своего постоянства обеспечивают одно и то же отклонение величины суммарных напряжений в измеряемых точках модели от среднего значения внешнего напряжения.

Для определения погрешности значения компоненты σ_z в модели в зависимости от числа замеров при различном отношении уровня остаточных напряжений (стандартного отклонения) и активного (внешнего) напряжения был использован t -критерий

Рис. 3.4. Зависимость относительной погрешности Π при определении внешней нагрузки от числа единичных замеров n при различных коэффициентах влияния остаточных напряжений K^0 ; сплошная линия - при надежности $\beta_1 = 0,90$, штрихпунктирная линия - при надежности $\beta_2 = 0,95$, относительная погрешность $\Pi = (\Delta\sigma_z/\sigma_z) 100\%$

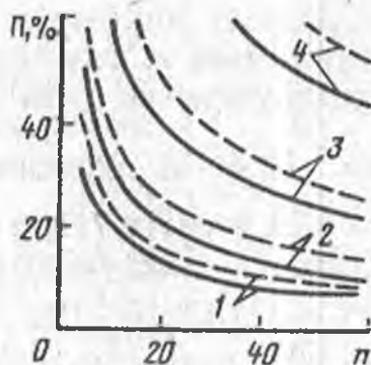
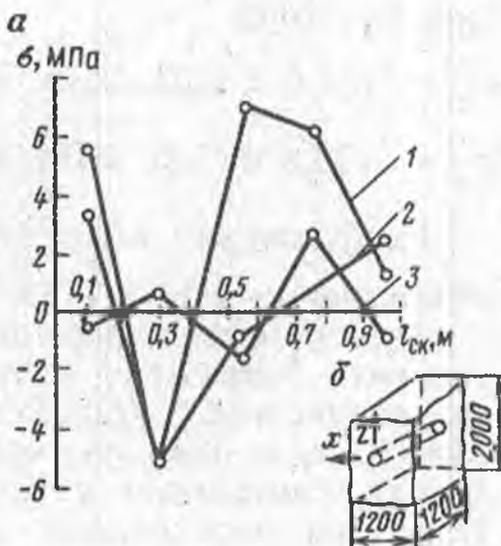


Рис. 3.5. Результаты измерения остаточных напряжений в структурном блоке туфа порфирита (а) и его размеры (б):

1, 2, 3 - соответственно напряжения σ_z , σ_x и τ_{xz} , определенные по длине скважины $l_{ск}$



распределения Стьюдента при надежности $\beta_1 = 0,9$ и $\beta_2 = 0,95$. Кривые 1 и 2 построены для апробированных условий рассматриваемой модели с уровнем остаточных напряжений $S_{\sigma_z} = \pm 20,2$ кПа и коэффициентом влияния их, равном $K_1^0 = |20,2|/|37,5| = 0,54$ и $K_2^0 = |20,2|/|64,1| = 0,3$ (рис. 3.4).

Кривые 3 и 4 построены по аналогии с первыми для случаев, когда внешнее напряжение $\sigma_{зад}$ равно остаточным напряжениям) и половине их ($K_3^0 = 1$ и $K_4^0 = 2$). Следовательно, с ростом K для определения величины напряжения необходимо увеличивать число замеров при сохранении относительной погрешности на одном уровне.

В качестве подтверждения сказанного выше рассмотрим два примера. На шахте "Южная" (Средний Урал, г. Кушва) в производственных условиях на глубине 360 м от поверхности были определены методом полной разгрузки с использованием фотоупругих тензометров остаточные напряжения σ в отбитом от массива куске туфа порфирита размерами $2 \times 1, 2 \times 1,2$ м, $E = 0,7 \cdot 10^5$ МПа, $\mu = 0,24$ (рис. 3.5).

Среднее значение напряжений в куске по пяти замерам $\bar{\sigma}_x = 0,9$ МПа, $\bar{\sigma}_z = 2,2$ МПа, $\bar{\tau}_{xz} = 0,4$ МПа, в то время как среднее квадратическое значение их: $S_{\sigma_x} = \pm 4,2$ и $S_{\sigma_z} = \pm 4,6$ МПа.

Среднее значение вертикальной (по оси z) компоненты напряжения в массиве пород по десяти замерам методом полной разгрузки на том же участке месторождения составляет $\bar{\sigma}_z = -14,6$, а горизонтальной (в широтном направлении) $-\bar{\sigma}_x = -23,8$ МПа. При надежности $\beta = 0,9$ данные величины находятся в следующих интервалах: $\sigma_z = -(14,6 \pm 2,6)$ МПа, или $P = (\Delta\sigma_z/\bar{\sigma}_z)100 = (2,6/14,6)100 = \pm 18\%$; $\sigma_x = -(23,8 \pm 2,6)$ МПа, или $\Delta\sigma_x/\sigma_x = 2,6/23,8 = \pm 11\%$.

При $\beta = 0,95$

$\sigma_z = -(14,6 \pm 3,2)$ МПа, или 22%;

$\sigma_x = -(23,8 \pm 3,2)$ МПа, или 13%.

Коэффициент влияния остаточных напряжений K_i^0 равен соответственно 0,31 и 0,19.

Анализ многочисленных замеров напряжений (около 1500) в условиях Хибинских апатитовых рудников показал, что среднее квадратическое отклонение единичного определения равно ± 14 МПа, а одно из горизонтальных напряжений на месторождениях Расвумчоор и Кукисвумчоор составляет -60 и 28 МПа. Если при определении напряжений делают 15-18 замеров, то доверительный интервал при надежности $\beta = 0,9$ составляет ± 10 и $\pm 21\%$ соответствующих величин напряжений, а коэффициент влияния остаточных напряжений в этом случае равен 0,23 и 0,5.

Таким образом, при определении напряжений в массиве крепких горных пород методами разгрузки (с малыми базами измерений) основной причиной разброса результатов являются остаточные напряжения. Величиной, характеризующей разброс служит среднее квадратическое значение отклонения единичных замеров. Эта величина может рассматриваться как уровень остаточных напряжений.

С увеличением числа единичных замеров средняя величина напряжений приближается к истинному значению ($\lim_{n \rightarrow \infty} \sigma_i = \sigma_{\text{акт}} = \text{const}$), средняя величина остаточных напряжений стремится к нулю ($\lim_{n \rightarrow \infty} \sigma_{\text{ост}} = 0$), а среднее квадратическое отклонение единичных замеров - к постоянной величине, характеризующей уровень остаточных напряжений ($\lim_{n \rightarrow \infty} S\sigma_i = \text{const}$).

Необходимое число замеров при определении напряжений методами разгрузки с заданной степенью надежности и относительной погрешностью зависит от отношения уровня остаточных напряжений и активных нагрузок (коэффициента влияния остаточных напряжений K). При возрастании этого отношения сле

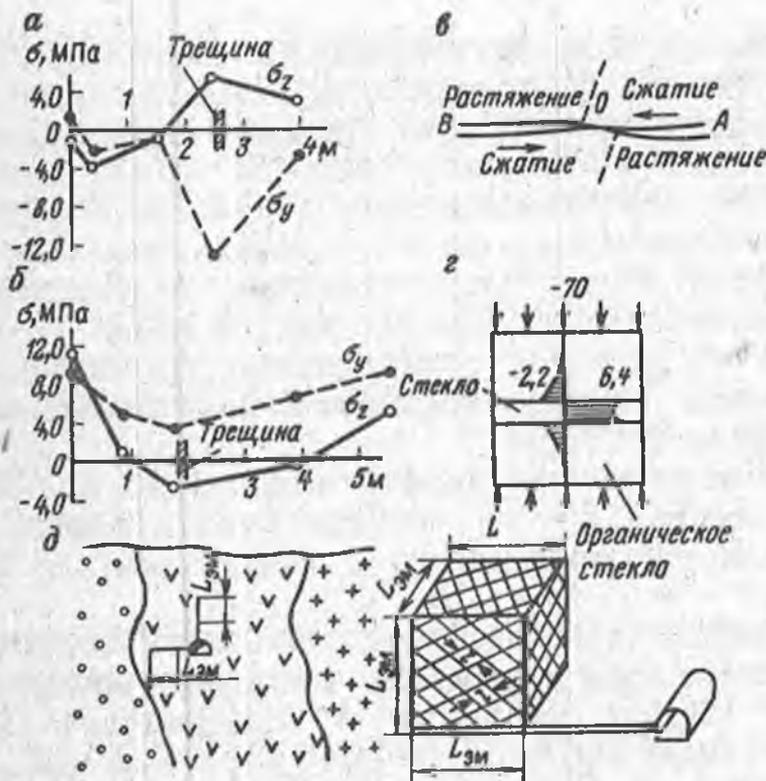


Рис. 3.6. Схема к определению элементарного объема (д) и влияние трещины (а, б, в) и модуля упругости (з) на напряжения в массиве горных пород

дует увеличивать и число замеров. При $K^0 > 1$ относительные погрешности определения σ_i и необходимое число замеров n сильно возрастают.

На разброс величин напряжений большое влияние оказывают трещины в горных породах. При этом напряжения вблизи трещин могут быть как сжимающими, так и растягивающими.

Тектонические нарушения сдвигового характера с неровными плоскостями обычно приводят к появлению дополнительных сжимающих или растягивающих напряжений, если плоскости контакта будут перемещаться в противоположном направлении (рис. 3.6, в). Влияние трещин проверялось в шахтных условиях.

Так, на Северо-Песчанском месторождении на глубине 300 м была пробурена скважина № 5, которая пересекла сброс шириной 5 см, заполненный кальцитом.

Вертикально (σ_z) и горизонтально (σ_y) составляющие напряжений на расстоянии 1 м от трещины были сжимающими и имели величину по $-0,9$ МПа, у трещин вертикальные напряжения стали растягивающими и составили $6,2$ МПа, а горизонтальные - сжимающими порядка $-13,8$ МПа (рис. 3.6, а). После трещин на расстоянии 1,5 м от нее эти напряжения, сохранив знак, соответственно уменьшились до $3,4$ МПа и $-2,6$ МПа.

На Гороблагодатском месторождении скважина № 4, пробуренная на глубине 280 м, также пересекла трещину. Здесь напряжения на расстоянии 0,7 м от трещины были растягивающими и составили свыше 5 МПа, а у трещины горизонтальные напряжения, сохранив знак, уменьшились до 3,8 МПа, а вертикальные сменились на сжимающие до -2,7 МПа (рис. 3.6, б). После трещины горизонтальные растягивающие напряжения достигли 8,4 МПа, а вертикальные, сменив знак, 5 МПа.

Как видно из рис. 3.6, зона влияния трещин небольшая, и по мере удаления от них напряжения восстанавливаются, если не влияют другие факторы.

На разброс величин измеряемых напряжений большое влияние оказывает различие упругих свойств горных пород, слагающих массив. Это влияние проверялось в лабораторных и промышленных условиях.

В лаборатории к пластинке из оптического стекла К-8 были приклеены две пластины из органического стекла (рис. 3.6, г). Модуль упругости и коэффициент Пуассона их соответственно были $0,82 \cdot 10^5$ МПа, 0,21 и $0,39 \cdot 10^4$ МПа, 0,37. Напряжения определяли путем измерения деформаций тензодатчиками и фотоупругим методом.

Пластины были сжаты под давлением, перпендикулярным к плоскостям склейки, равным 7 МПа. При этом в оргстекле по контакту склейки возникли сжимающие напряжения порядка 2,2 МПа, а в оптическом стекле появились растягивающие напряжения, достигшие 6,4 МПа.

Появление напряжений разной величины и даже разного знака объясняется тем, что менее жесткое оргстекло, имеющее большую деформацию, увлекает за собой вдоль контактов более жесткое оптическое стекло с меньшей деформацией. В свою очередь последнее препятствует свободной деформации оргстекла. Следовательно, в оптическом стекле появляются дополнительные растягивающие, а в оргстекле - сжимающие напряжения, которые накладываются на общее напряженное состояние контактирующих стекол. Эти напряжения по мере удаления от контактов быстро затухали.

В шахтных условиях исследования проводили в горизонтальных выработках, пройденных вблизи очистного пространства и пересекающих слои различных пород.

Так, на Высокогорском месторождении горизонтальное сжатие в почти вертикально падающих слоях достигало порядка 50-60 МПа. Результаты измерений показали, что в рудных скарнах, имеющих модуль упругости порядка $1,14 \cdot 10^5$ МПа и коэффициент Пуассона 0,36, напряжения были растягивающими и достигали вдоль контакта 28,3 МПа, а в сиенитах с модулем упругости $0,45 \cdot 10^5$ МПа и коэффициентом Пуассона 0,30 - сжимающими, достигающими - 13,3 МПа.

На Карабашском месторождении на глубине 696 м измерением установлено, что наибольшие сжимающие напряжения величиной

-20,9 МПа, направлены перпендикулярно к напластованию. Эти напряжения при сжатии туфов талькохлоритовыми сланцами привели к уменьшению вертикальных напряжений до нуля, а горизонтальных вдоль напластования до -5,9 МПа.

На Кочкарском месторождении на глубине 295 м измерения показали, что горизонтальные сжимающие напряжения, перпендикулярные к напластованию и равные - 88,7 МПа, вызвали в плагиограните вдоль контакта с табашкой растяжение величиной 23,1 МПа. Таким образом, трещины и контакты пород оказывают влияние на изменение величины напряжений, но зона их влияния небольшая и составляет обычно 1-2 м. Поэтому при определении напряжений массива горных пород места замеров должны находиться за зоной их влияния.

3.4. ГИПОТЕЗА ФОРМИРОВАНИЯ ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ, МЕТОДИКА И ПОГРЕШНОСТИ ИХ ОПРЕДЕЛЕНИЙ

В скальных горных породах под воздействием тектонических и астрогеологических сил возникли нарушения сплошности. Они, как правило, разбиты рядом систем трещин, имеющих различную степень спайности и протяженности и разделяющих массив горных пород на структурные блоки, размеры и форма которых может быть разнообразной. Наиболее распространенные размеры структурных блоков на рудных месторождениях в среднем колеблются в пределах 0,2-0,5 м.

Все методы с малыми базами измерений (15-30 мм) позволяют определять напряжения в отдельном структурном блоке, а не в массиве горных пород. Для более обоснованного определения напряжений массива пород необходимо кратко остановиться на гипотезе о структуре поля напряжений рассматриваемого массива.

Массив представляет собой изотропное тело, состоящее из отдельных структурных блоков, разделенных соответствующей системой трещин. Структурные блоки являются элементарными частицами, которые не несут всей информации о рассматриваемом массиве. Следовательно, структурный блок не может характеризовать массив горных пород ни по его упругим и прочностным свойствам, ни по напряженному состоянию. Характеристику о рассматриваемом массиве может нести только элементарный объем, по площадкам которого вмещается достаточное число структурных блоков и материала заполнителя трещин. При рассмотрении месторождения в целом элементарные объемы будут большего порядка, в которых роль структурных блоков могут нести блоки, ограниченные местными тектоническими нарушениями или контактами основных горных пород, слагающих рассматриваемый массив. Если же рассматривается геологический район или регион, то элементарные объемы будут складываться из структурных блоков, ограниченных крупными

тектоническими нарушениями в виде разломов, сбросов, взбросов др.

Следовательно, чтобы определить напряженное состояние любого массива горных пород надо знать напряжения горных пород в элементарном объеме. Размеры элементарных объемов определяются числом структурных блоков. Из теории упругости и экспериментов известно, что элементарный объем будет нести полную информацию массива как по упругим и прочностным свойствам, так и по напряженному состоянию в том случае, когда на его грани вмещается не менее 30 структурных частиц. Поэтому в рассматриваемых условиях размер ребра грани элементарного объема

$$L_{эм} \geq 5,5l_б, \quad (3.1)$$

где $l_б$ - размер структурного блока вдоль рассматриваемой грани.

Напряженное состояние каждого структурного блока неоднородно и складывается из напряжений от внешнего взаимодействия соседних структурных блоков и внутренних, вызванных неоднородностью упругих свойств и остаточными напряжениями [38]. Поэтому каждому структурному блоку будет присуще свое поле напряжений. Напряжения любого упругого изотропного тела характеризуются средним значением напряжений по граням элементарного объема. В соответствии с этим структурные блоки, слагая элементарный объем, будут создавать по его граням неоднородное поле напряжений, изменяющиеся от точки к точке измерений. В целом напряженное состояние элементарного объема, а следовательно, и рассматриваемого участка массива горных пород будет среднеарифметическим значением напряжений каждой точки (блока) грани этого объема.

Основные положения предложенной гипотезы были подтверждены специальным промышленным экспериментом, при котором был вырезан из массива крепких горных пород элементарный объем размером $1,5 \times 1,5 \times 1,5$ м и измерения напряжений в нем проводились четырьмя методами с различными базами (полной, частичной разгрузки, фотоупругими включениями и ультразвуком).

Проведенный эксперимент показал, что в элементарном объеме имеет место неоднородное поле напряжений и различным точкам свойственно свое напряженное состояние, что напряженное состояние элементарного объема характеризуют средние арифметические значения измерений, что средние квадратичные отклонения от среднеарифметических значений позволяют оценить уровень остаточных напряжений, которые можно исключать путем увеличения базы разгрузки или увеличения числа измерений при существующих малых базах.

Изложенная гипотеза позволила наметить пути дальнейших совершенствований исследований напряжений в массиве пород. Одним из них может быть создание и совершенствование мето-

дики определения напряжений по результатам точечных измерений, другим - изыскание и совершенствование методов измерения напряжений сразу в элементарном объеме или в большем его размере.

Для определения напряжений массива горных пород по результатам измерений методами с малыми базами согласно изложенной гипотезе предлагается следующая методика, включающая качественную и количественную оценки компонентов напряжений.

Качественная оценка основывается на наследственности движения земной коры и производится по методике М.В. Гзовского с использованием стереографической сетки Вульфа. Она позволяет определять направления действия главных нормальных напряжений, их знак и относительные величины и выбирать места для количественной оценки напряжений. Эти места должны находиться в породах, преобладающих на данном участке, в отдалении от контактов других пород, тектонических трещин, разломов, взбросов и сбросов. В выбранном месте массива горных пород устанавливают его трещиноватость, определяют средний размер структурного блока и по формуле (3.1) находят размер грани элементарного объема (куба). Далее при полной разгрузке в этом объеме задаются три скважины, располагающиеся во взаимно-перпендикулярных плоскостях, а при частичной разгрузке намечаются точки по длине выработки в ее кровле и стенке.

Длина каждой скважины за зоной влияния выработки и протяженность расположения точек на ее стенке или кровле соответственно при полной и частичной разгрузках должны быть не менее длины ребра элементарного куба.

Замеры в каждой скважине или по длине выработки производят до тех пор, пока среднеарифметическое значение n измерений каждого компонента σ_i не будет отличаться от среднеарифметического значения $n + 1$ измерений тех же компонентов более, чем на 15%, т.е.

$$\left(\sum_1^{n+1} \sigma_i / n + 1 - \sum_1^n \sigma_i / n \right) \left(\sum_1^{n+1} \sigma_i / n + 1 \right)^{-1} \leq 0,15.$$

Компоненты тензора напряжений (МПа) с учетом коэффициентов их концентрации на торце скважин при полной разгрузке по усредненным значениям в каждой скважине определяют из формул:

$$\begin{aligned} \sigma_{y1} &= Ж\sigma_y + Л\sigma_z + Ц\sigma_x; & \sigma_{z1} &= Ж\sigma_z + Л\sigma_y + Ц\sigma_x; \\ \sigma_{x2} &= Ж\sigma_x + Л\sigma_z + Ц\sigma_y; & \sigma_{z2} &= Ж\sigma_z + Л\sigma_x + Ц\sigma_y; \\ \sigma_{y3} &= Ж\sigma_y + Л\sigma_x + Ц\sigma_z; & \sigma_{x3} &= Ж\sigma_x + Л\sigma_y + Ц\sigma_z; \end{aligned} \quad (3.2)$$

$$\tau_{xy} = \tau_{xy3}/Ж - Л; \tau_{yz} = \tau_{yz1}/Ж - Л; \tau_{zx} = \tau_{zx2}/Ж - Л,$$

где $Ж = 0,5(2 - \mu^2) + 0,25(1 + \mu)(1 - \mu^2) + 0,125(3 - 4\mu) \times (1 - \mu)^{-1}$;

$$Д = 0,25(1 + \mu)(1 - \mu^2) - 0,125(3 - 4\mu)(1 - \mu)^{-1} - 0,5\mu^2;$$

$$Ц = -(0,49 + 1,04\mu);$$

$\sigma_{y1}, \dots, \tau_{zx2}$ - усредненные компоненты напряжений, измеренные на торцах скважин 1, 2, 3, МПа; $\sigma_y, \dots, \tau_{zx}$ - искомые компоненты тензора напряжений, МПа.

Зная все компоненты тензора напряжений, величины и направления главных нормальных напряжений в элементарном объеме, а следовательно, и в рассматриваемом массиве определяют путем решения кубического уравнения по обычным формулам теории упругости.

При методе частичной разгрузки с малой базой измерения напряжения массива пород могут быть определены по методике Е.Р. Лимана, когда выработки имеют круглую форму и ее можно рассматривать как большую скважину. В этом случае измерения производят на контуре выработки в трех местах, развернутых на 45° одно от другого по длине выработки, равной грани элементарного объема.

Если горные выработки произвольного сечения и оси их совпадают или близки с одним из направлений напряжения, определенных качественным путем, то измерения производят в одном сечении в кровле и стенке с числом сечений не менее шести на длине, равной размеру грани элементарного объема, и результаты усредняются. Напряженное состояние в массиве (МПа) определяется по формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_x^M &= (\sigma_{x2} K_{z1}^H - \sigma_{z1} K_{z2}^H) (K_{x2}^H K_{z1}^H - K_{x1}^H K_{z2}^H)^{-1}; \\ \sigma_z^M &= (\sigma_{z1} K_{x2}^H - \sigma_{x2} K_{x1}^H) (K_{x2}^H K_{z1}^H - K_{x1}^H K_{z2}^H)^{-1}; \\ \sigma_y^M &= \sigma_{y1} - \mu(\sigma_{z1} - \sigma_x - \sigma_z); \\ \sigma_y^M &= \sigma_{y2} - \mu(\sigma_{x2} - \sigma_x - \sigma_z), \end{aligned} \quad (3.3)$$

где $\sigma_x^M, \sigma_y^M, \sigma_z^M$ - напряжение в массиве, МПа; $\sigma_{y1}, \sigma_{z1}, \sigma_{x2}, \sigma_{y2}$ - усредненные напряжения на контуре выработки в местах 1 и 2, направленные параллельно осям x, y, z , МПа; $K_{z1}^H, K_{x1}^H, K_{z2}^H, K_{x2}^H$ - коэффициенты концентрации напряжений в местах замера 1 и 2 от действия единичных напряжений σ_z и σ_x (рис. 3.7).

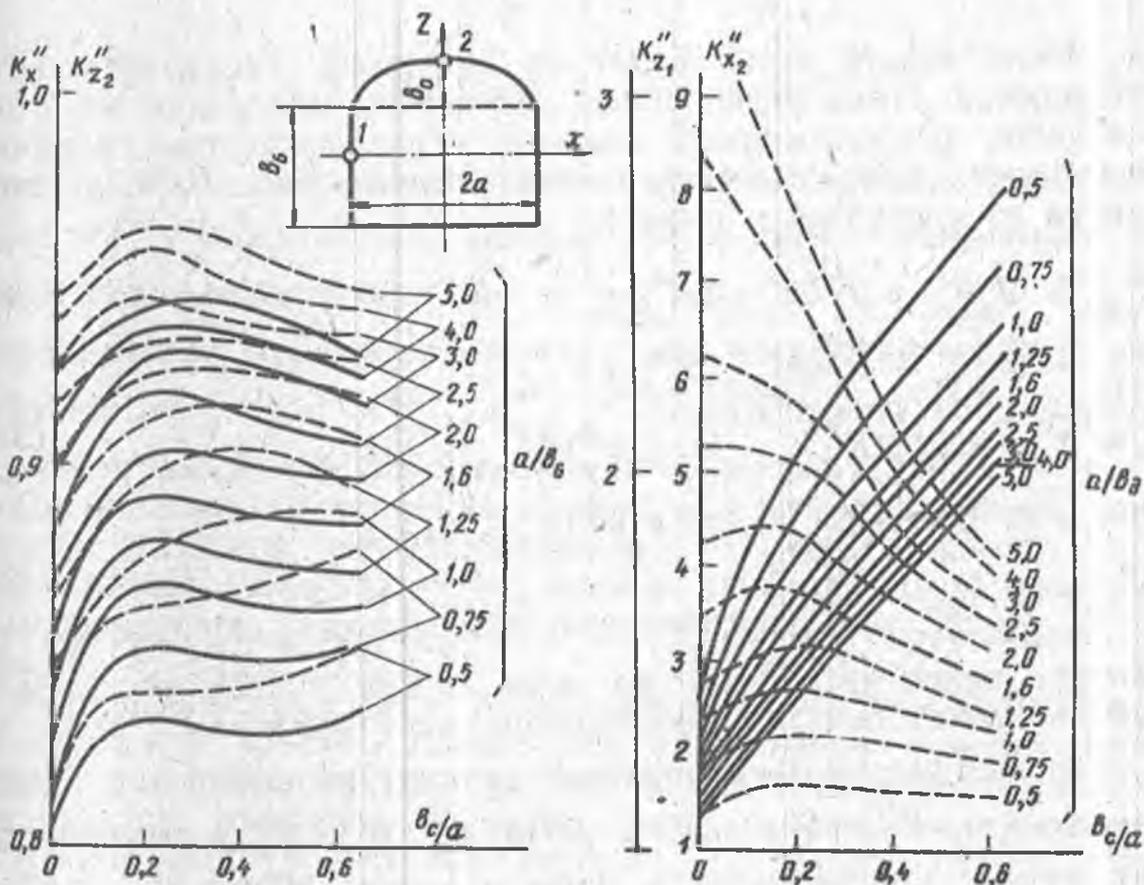


Рис. 3.7. Зависимость коэффициентов концентрации напряжений K_{x1}'' , K_{x2}'' , K_{z1}'' и K_{z2}'' от отношения высоты свода b_c к полупролету выработки a при различных отношениях полупролета выработки a к ее высоте b и действии напряжений σ_z и σ_x :

1, 2 - места определения коэффициентов концентрации; сплошная линия - для K_{x2}'' , K_{z2}'' , пунктирная линия - для K_{x1}'' , K_{z1}''

Для круглых выработок $K_{z2}'' = K_{x1}'' = -1$ и $K_{x2}'' = K_{z1}'' = 3$.

Точность определения напряжений массива горных пород как при полной, так и частичной разгрузках может быть выражена согласно теории упругости следующим образом:

$$\sigma_i = (\sigma_{icp} \pm m) \left(1 \pm \sqrt{L_{эм} / L_m}\right)$$

где L_m - наименьший размер исследуемого объема горного массива, м; m - погрешность при определении средних значений напряжений в элементарном объеме; σ_{icp} - средние значения измерений компоненты тензора напряжений, МПа; σ_i - компонент тензора напряжений элементарного объема, МПа.

При применении метода щелевой разгрузки, когда база измерения захватывает 1-2 структурных блока, а база разгрузки до 5 блоков, определение напряжений на стенке выработки производят также на длине грани элементарного объема, при-

чем число щелей здесь будет от 1-2 до 3. Результаты затем усредняются. Имея усредненные результаты измерений на стенке выработок, расположенных взаимно перпендикулярно, величина фактических напряжений в массиве горных пород (МПа) определится из следующих формул:

$$\begin{aligned} \sigma_{z(x)}^{\Phi} &= (\sigma_{z(x)}^{\kappa} - \sigma_y^{\Phi} K_{z(y)}^{\kappa}) / K_{z(z)}^{\kappa}; \\ \sigma_{z(y)}^{\Phi} &= (\sigma_{z(y)}^{\kappa} - \sigma_x^{\Phi} K_{z(x)}^{\kappa}) / K_{z(z)}^{\kappa}; \\ \sigma_x^{\Phi} &= \sigma_x^{\kappa} - \mu [\sigma_z^{\Phi} (K_{z(z)}^{\kappa} - 1) + \sigma_y^{\Phi} (K_{z(y)}^{\kappa} - 1)]; \\ \sigma_y^{\Phi} &= \sigma_y^{\kappa} - \mu [\sigma_z^{\Phi} (K_{z(z)}^{\kappa} - 1) + \sigma_x^{\Phi} (K_{z(x)}^{\kappa} - 1)], \end{aligned} \quad (3.4)$$

где $\sigma_{z(x)}^{\kappa}$, $\sigma_{z(y)}^{\kappa}$ - вертикальные напряжения на контуре выработок, ориентированных по осям x или y (обычно соответственно вкрест или по простиранию месторождения), МПа; σ_x^{κ} , σ_y^{κ} - горизонтальные напряжения на контуре выработок, ориентированных по осям x или y , МПа; σ_z^{Φ} , σ_x^{Φ} , σ_y^{Φ} - фактические напряжения, действующие в массиве пород, МПа; $K_{z(z)}^{\kappa}$, $K_{z(x)}^{\kappa}$, $K_{z(y)}^{\kappa}$ - коэффициенты концентрации на контуре выработок в направлении оси z от фактических напряжений σ_i^{Φ} .

По этим формулам напряжения определяют методом приближения. Сначала для определения σ_z^{Φ} принимаем $\sigma_y^{\Phi} \approx \sigma_y^{\kappa}$ и $\sigma_x^{\Phi} \approx \sigma_x^{\kappa}$; при определении σ_x^{Φ} принимаем $\sigma_y^{\Phi} \approx \sigma_y^{\kappa}$, а σ_z^{Φ} равным уже полученному значению. σ_y^{Φ} определяют по уже найденным значениям σ_z^{Φ} и σ_x^{Φ} .

При втором приближении исходными данными служат σ_x^{Φ} и σ_y^{Φ} из первого приближения, которые практически отличаются от σ_x^{κ} и σ_y^{κ} не более, чем на 20%. Поэтому для определения фактических напряжений массива требуется 2-3 таких операций по приближению.

При производстве измерений щелевой разгрузкой на стенке и в кровле одной выработки число щелей (замеров) выбуривают также 2-3 в пределах грани элементарного объема и замеры усредняют. Фактически напряжения массива пород (МПа) определяют по формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_z^{\Phi} &= (\sigma_z^{\text{СТ}} K_{y(y)}^{\text{КР}} - \sigma_y^{\text{КР}} K_{z(y)}^{\text{СТ}}) (K_{z(z)}^{\text{СТ}} K_{y(y)}^{\text{КР}} - K_{z(y)}^{\text{СТ}} K_{y(z)}^{\text{КР}})^{-1}; \\ \sigma_y^{\Phi} &= (\sigma_y^{\text{КР}} K_{z(z)}^{\text{СТ}} - \sigma_z^{\text{СТ}} K_{y(z)}^{\text{КР}}) (K_{z(z)}^{\text{СТ}} K_{y(y)}^{\text{КР}} - K_{z(y)}^{\text{СТ}} K_{y(z)}^{\text{КР}})^{-1}; \end{aligned}$$

$$\sigma_x^\Phi = \sigma_x^{CT} - \mu(\sigma_z^{CT} - \sigma_z^\Phi - \sigma_y^\Phi), \quad (3.5)$$

где σ_z^{CT} , σ_x^{CT} - напряжения, измеренные на стенке выработки, МПа; σ_y^{KP} - напряжения, измеренные в кровле выработки, направленные перпендикулярно к ее оси, МПа; $K_{y(y)}^{KP}$, $K_{y(z)}^{KP}$ - коэффициенты концентрации в кровле выработки по оси y от нагрузки по y и z ; $K_{z(y)}^{CT}$, $K_{z(z)}^{CT}$ - коэффициенты концентрации на стенке выработки по оси z от нагрузки y и z .

Погрешность определения напряжений массива горных пород методом щелевой разгрузки зависит от принимаемого числа приближений, точности производства измерений при разгрузке и определения упругих характеристик массива пород и составляет от 10 до 25%.

Изложенные методики позволяют определять напряжения в элементарном объеме, характеризующем массив горных пород в границах его однородности. Это может быть небольшой блок или участок, состоящие из одних пород с одинаковыми упругими свойствами. В тех же случаях, когда необходимо знать напряженное состояние массива, состоящего из пород, значительно отличающихся упругими свойствами, подобные измерения следует производить для каждого типа пород в отдельности, а затем полученные компоненты тензоров напряжений по отдельности усреднять. По усредненным компонентам определяют главные нормальные напряжения, присущие для массива, состоящего из различных пород. Таким образом, можно определить напряжения отдельных геологических блоков и месторождений.

Если же необходимо определить напряженное состояние какого-то геологического района или региона, состоящего из нескольких геологических блоков, то их средние компоненты тензора напряжений усредняют по всем блокам и определяют напряжения рассматриваемого района или региона.

Таким образом, путем усреднения компонентов тензора напряжений можно получить представление о напряженном состоянии как небольшого участка, состоящего из пород с одинаковыми упругими свойствами, так и крупного региона, представленного различными породами с неодинаковыми упругими характеристиками и отдельными блоками.

3.5. ПОГРЕШНОСТЬ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ УПУГИХ ВКЛЮЧЕНИЯХ И НА БОЛЬШИХ БАЗАХ

При применении метода фотоупругих включений погрешность определений напряжений будет иной. Здесь же факторы, которые присущи структурному блоку, будут не в полной мере

оказывать влияние на результаты измерений, так как первоначальные замеры в фотоупругих датчиках производят после набора прочности бетона или любого материала, связывающего датчик с породой. Поэтому и влажность и температура породы, бетона и датчика стабилизируются. Остаточные напряжения вокруг скважины будут перераспределены до установки датчика. При фотоупругих включениях погрешность определения напряжений будет зависеть от точности измерений разности хода поляризованного света и свойств материала (в нашем случае бетона), связывающего датчика с породой.

Погрешность измерения шахтным поляриметром приведена при описании метода фотоупругих включений. Погрешность же от влияния бетонного кольца определяли аналитически и лабораторным путем. Расчеты показали, что при модуле упругости стекла (датчика) $0,8 \cdot 10^5$, породы $1,3 \cdot 10^5$ и бетона $0,2 \cdot 10^5$ МПа и коэффициенте Пуассона соответственно 0,2, 0,26 и 0,3 тангенциальные напряжения в точках 1, 2 и 3, 4 на внутреннем отверстии фотоупругого датчика при одноосном напряженном состоянии 0,1 МПа снижаются значительно. Увеличение толщины бетонного кольца даже в 5 раз уменьшает напряжение только на 7,5% и тем самым не вызывает больших колебаний напряжений в датчике.

В лабораторных условиях определяли влияние твердения бетона на напряжения в датчике. Было установлено, что твердение бетона не создает в датчике напряжение, превышающее точность измерения. Изменение влажности бетона также не оказывало влияния на напряженность датчика.

Влияние твердения и влажности бетона проверяли также и в производственных условиях путем установки датчиков в массив горных пород за зоной влияния горных выработок. В течение 3-4 мес в датчиках не было обнаружено приращения напряжений.

Исследования бетона на ползучесть показали, что максимальная погрешность от пластической деформации его не превышает 15%.

В связи с тем, что бетон плохо работает на растяжение, а в горных породах имеют место растягивающие напряжения, для измерения их фотоупругими датчиками рекомендуется применять расширяющийся цемент. Этот цемент создает предварительные напряжения в датчиках. В этом случае при уменьшении напряжений в массиве горных пород вплоть до появления растягивающих в датчиках будут только уменьшаться сжимающие напряжения.

Вторым направлением в определении напряжений массива горных пород является разработка методов, позволяющих сразу определять напряжения в элементарных объемах, т.е. методов с большими базами измерений. К ним относят частичную разгрузку на большой базе и различные варианты экспериментально-аналитических методов. В этих методах отпадает необ-

ходимость проводить большое число измерений, так как влажность, температура и остаточные напряжения горных пород практически не оказывают влияния, т.е. не оказывают влияние внутренние напряжения структурных блоков. Число измерений определяется решаемыми задачами и размерами изучаемых участков (блок, месторождение, регион и т.д.).

Погрешность определения напряжений при этих методах будет зависеть от точности применяемых приборов и соответствующих им замеров упругих и деформационных характеристик массива пород, чистоты эксперимента.

Перечисленными методами с определенной погрешностью можно определять напряжения при решении различных задач геомеханики и, в частности, управления горным давлением и отсюда область их применения различная.

Методы с малыми базами измерения (полная, частичная и щелевая разгрузки и упругие включения) могут применяться при решении конкретных задач, таких как определение и изменение напряженного состояния элементов систем разработки, испытывающих одноосную и двухосную нагрузки, устойчивости контуров выработок, потолочин и днищ, сопряжений выработок и др. Вместе с тем по изложенной методике они могут применяться и для определения напряженного состояния элементарных объемов, а следовательно, и массивов горных пород. Однако трудоемкость и время производства измерений в этом случае намного возрастают. Метод частичной разгрузки на большой базе позволяет уменьшить число измерений, определить напряжения сразу в элементарном блоке (в массиве). Одним из основных достоинств этого метода является возможность определения напряжений в процессе проведения выработки и тем самым получать информацию о напряженно-деформированном состоянии массива пород до начала очистных работ, закладывать ее в расчеты параметров систем разработки.

Экспериментально-аналитический метод также позволяет определять напряжения в массиве горных пород с минимальными затратами труда. Данные о получаемых напряжениях позволяют использовать их для определения параметров систем при проектировании к отработке новых блоков и корректировать параметры обрабатываемых участков.

4. МЕТОДЫ ОПРЕДЕЛЕНИЯ НАПРЯЖЕНИЙ В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ

4.1. АНАЛИТИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ

В лабораторных условиях напряженное состояние массива горных пород определяется аналитическими методами и моделированием на различных материалах.

Известно, что скальные горные породы рудных месторождений обладают упругими свойствами и поэтому с достаточным приближением для решения практических задач, связанных с образованием в них тех или иных горных выработок, может быть применена математическая теория упругости [14, 20].

За последние годы созданы многочисленные методы решения различных задач горного производства. При этом массив горных пород рассматривается как сплошной, однородный и изотропный, так и блочный, разномодульный и анизотропный. Для решения задач создан ряд программ на ЭВМ, в которых пока рассматриваются большей частью плоские задачи. Ведутся работы по созданию программ для решения объемных задач горного производства. Большая часть их рассматривает распределение напряжений в зоне влияния одиночных выработок различного назначения, взаимного влияния нескольких выработок, влияния выработанного пространства, зон обрушения, земной поверхности и др. При этом в граничные условия закладывают фактическое напряженное состояние массива горных пород, определенное натурными измерениями. Поскольку массив горных пород при решении плоских задач принимается как тяжелая полуплоскость, под действием собственного веса и тектонических сил нагрузка по границам рассматриваемой области с глубиной изменяется, что затрудняет решение. Экспериментально установлено, что для выработок, ширина которых не превышает 0,4-0,5 глубины заложения, можно для упрощения заменять переменную нагрузку постоянной, равной величине напряжений на уровне середины высоты выработки.

Поскольку массив скальных пород можно рассматривать как упругую среду, для аналитического определения напряжений можно использовать программу ELAST-2, разработанную в б. ИГД СО АН СССР [21]. Эта программа предназначена для решения плоских задач при заданном векторе усилия на границе рассматриваемой области деформирования. При этом область деформирования может быть как конечной, так и бесконечной при конечной длине каждого контура в ней.

Область деформирования может быть одно- и многосвязной, когда граница области деформирования может состоять из не более 20 простых гладких замкнутых контуров. Граница области деформирования задается точками, которых не должно быть более 500.

Такие задачи решают при помощи граничного сингулярного

интегрального уравнения методом последовательных приближений. Итерации продолжаются до тех пор, пока норма разности двух последовательных итераций не станет меньше нормы очередного приближения плотности сигнулярного интеграла, умноженной на заданный в исходных данных коэффициент.

Программа позволяет учитывать вес среды и напряжения в бесконечно-удаленной точке. Последовательность вычислений делят на три этапа.

На первом этапе для расчета производят ввод параметров, определяющих режим работы программы, с перфокарт или с магнитной ленты, ввод и анализ координат точек границы области деформирования ввод информации об упругих свойствах среды и граничных условиях.

На втором этапе решают интегральное уравнение, определяют напряжения, деформации и смещения как в граничных точках, так и во внутренних точках области деформирования.

На третьем этапе определяют результаты расчетов на печать или на магнитную ленту в зависимости от режима работы программы.

Программа ELAST-2 вычисляет дополнительные деформации и смещения, которые возникают в весомой среде, находящейся под действием напряжений на бесконечности, если в ней создать систему отверстий.

В случае конечной области деформирования при помощи этой программы вычисляют деформации и смещения в ней после ее вырезания из весомой плоскости, находящейся под действием напряжений на бесконечности. При этом в области деформирования среды главный вектор должен равняться ее весу, а главный момент нулю.

Если массив горных пород разбит сетью трещин на структурные блоки, то целесообразно применять численные методы, такие как методы конечных разностей МКР, конечных элементов МКЭ и др. [35, 40, 41, 47].

В этих методах принимают, что из весомой плоскости или полуплоскости выделяется пластина конечных размеров. Для этой плоскости или полуплоскости должны выполняться условия:

$$\sigma_x \cos(n,x) + \tau_{xy} \cos(n,y) = \bar{X};$$

граничные (4.1)

$$\tau_{xy} \cos(n,x) + \sigma_y \cos(n,y) = \bar{Y};$$

$$\frac{\partial \sigma_x}{\partial x} + \frac{\partial \tau_{xy}}{\partial y} + X = 0;$$

равновесия (4.2)

$$\frac{\partial \tau_{xy}}{\partial x} + \frac{\partial \sigma_y}{\partial y} + Y = 0;$$

совместности напряжения

$$\Delta(\sigma_x + \sigma_y) = 0, \tag{4.3}$$

где \bar{x} , \bar{y} - нагрузки на контуре; X , Y - объемные силы; $\cos(n, x)$, $\cos(n, y)$ - направляющие косинусы нормали.

Сначала задачу решают только при действии гравитационных нагрузок, когда в уравнениях (4.2) $X = 0$, $Y = \gamma$, а затем от действия только тектонических сил σ_T при $X = Y = 0$.

В первом случае общее решение представляется как сумма двух частных

$$\sigma_{\gamma} = \sigma_{\gamma}^{(1)} + \sigma_{\gamma}^{(м)}, \quad (4.4)$$

где $\sigma_{\gamma}^{(1)}$ - тензор напряжений, обусловленных возмущением, вносимым вырезом в первоначальное поле напряжений, МПа;

$\sigma_{\gamma}^{(м)}$ - тензор первоначальных напряжений, МПа.

Подстановка общего решения (4.4) в уравнения (4.1) - (4.3) приводит к задаче о нахождении напряжений $\sigma_{\gamma}^{(1)}$ в невесомой плоскости ($X = Y = 0$) с граничными нагрузками, заданными на контуре выемки.

Для дальнейшего решения вводят функцию U , приводящую задачу (4.1)-(4.3) к решению бигармонического уравнения

$$\Delta^2 U = 0$$

с граничными условиями

$$\left. \begin{aligned} \partial^2 U / [\partial y^2 \cos(n, x) - \partial^2 U / [\partial x \partial y \cos(n, y)] &= \bar{X}; \\ \partial^2 U / [\partial y^2 \cos(n, y) - \partial^2 U / \partial x \partial y \cos(n, x)] &= \bar{Y}. \end{aligned} \right\} \quad (4.5)$$

Интегрируя уравнения (4.5) получаем возможность найти граничные значения бигармонической функции и ее частных производных.

При действии только тектонических сил плоскость рассматривается невесомой, что позволяет сразу вводить бигармоническую функцию

$$\sigma_T = \sigma_T + \sigma_T^{(м)}$$

Здесь в целях увеличения точности расчета напряжений вблизи выемки действия тектонической составляющей как бы переносятся из бесконечности на контур выреза.

$$\text{Тензорная запись будет } \sigma_T^{(м)} = \begin{pmatrix} -\sigma_T \\ 0 \\ 0 \end{pmatrix}.$$

Далее ход преобразований аналогичен первому случаю. Полу-

чается снова бигармоническое уравнение с граничными условиями, найденными интегрированием (4.5), только с другими значениями нагрузок на контуре.

В результате интегрирования (4.5) оказывается, что можно брать $\gamma_H = \sigma_T = 1$, так как они при определении напряжений будут входить в формулы как коэффициенты пропорциональности.

Метод конечных элементов более универсален по сравнению с методом конечных разностей, так как он позволяет определять напряжения в разнообразных моделях среды, а именно в сплошной или сыпучей однородной и неоднородной, однородной или неоднородной с одной, двумя системами сплошных трещин или с одной системой сплошных и одной системой прерывистых трещин [47].

Пакет программ состоит из трех модулей.

Программа GRID реализует автоматическое разделение расчетной области на конечные элементы, корректировку расчетной области и минимизацию ширины ленты глобальной матрицы жесткости.

Программа AREA служит для контроля правильности разбивки расчетной области на конечные элементы и проверку стыковки конечных элементов и контакт элементов. Программа STRES предназначена для расчета напряженно-деформированного состояния массива и устойчивости обнажений.

Всего пакет программ позволяет использовать до 8000 углов, ширина глобальной матрицы жесткости и число конечных элементов практически не ограничены. Требование оперативной памяти не превышает 400 кбайт.

Предложенный пакет программ является достаточным для расчета практически в любых средах, но он требует осторожного подхода к выбору размеров расчетной области и заданию граничных условий.

Размеры расчетной области выбирают для сплошной среды, исходя из условия Сан-Венана, а для трещиноватых сред эти размеры надо увеличивать до тех пор, пока не исчезнет влияние боковых и нижней границ на интересующую нас область.

4.2. МЕТОД МОДЕЛИРОВАНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ НАПРЯЖЕНИЙ

Метод моделирования применяют в основном для решения задач, которые нельзя, затруднительно или трудоемко произвести численными методами. В зависимости от свойств и состояния массива горных пород моделирование производят на упругих и эквивалентных материалах. Теоретической основой моделирования является учение о подобии. Методика моделирования довольно подробно описана в технической литературе, например, с применением электроинтеграторов и лазеров, которая состоит в том, что на фотоупругих материалах определяют разность главных нормальных напряжений, а на

электропроводной бумаге в электроинтеграторах (например, ЭГДА-9/60) сумму их. Имея разность и сумму, легко можно получить разделение главных нормальных напряжений.

В качестве фотоупругих материалов большое распространение получили игдантин, эпоксигель, эпоксидная смола и уретановый каучук СКУ-6 (табл. 4.1).

В зависимости от решаемых задач из этих материалов изготовляют плоские или объемные модели. Исследование моделей производят различного рода поляриметрами (ИПЛ, КСП и др.), фотоэластиметрами. Для исследования особенно объемных моделей рекомендованы газовые квантовые генераторы (лазеры) ЛГ-56, ЛГ-75, ЛГ-36А, обладающие высокой степенью монохроматичности, строгой когерентностью, большой степенью коллимации светового пучка и почти полной линейной поляризацией.

При моделировании с использованием электрогидродинамической аналогии применяют электропроводную бумагу с различной характеристикой (табл. 4.2).

В Институте горного дела г. Екатеринбурга были проведены испытания нового оптически активного материала, разработанного во Всесоюзном научно-исследовательском институте синтетического каучука им. С.В. Лебедева, - уретанового эластомера СКУ-10, прозрачного, слабо окрашенного, не имеющего механических включений, что позволяет производить измерения оптических показателей с большой точностью.

Таблица 4.1

Свойства фотоупругих материалов

Материал	Модуль упругости, МПа	Коэффициент Пуассона	Коэффициент оптической чувствительности, $C \cdot 10^{-12} \text{ м}^2/\text{Н}$
Игдантин	0,05-0,39	0,5	$(3,4-15) \cdot 10^3$
Эпоксигель	0,2-2,3	0,45-0,5	$(3-4) \cdot 10^3$
Эпоксидная смола	$(2,5-4,5) \cdot 10^3$	0,37	12-62
Уретановый каучук СКУ-6	4	0,45-0,5	$2,3 \cdot 10^3$

Таблица 4.2

Техническая характеристика электропроводной бумаги

Условный номер бумаги	Ширина рулона, мм	Электрическое сопротивление, Ом · м
15	580	4
16	580	5
17	578	26
18	600	300
19	596	845

Основные достоинства полимера СКУ-10: высокая прочность (2-25 МПа), отсутствие кристаллизации даже при длительном хранении, сравнительная легкость механической обработки. Он выпускается в различных модификациях, отличающихся механическими и оптическими характеристиками. Были исследованы возможности применения ряда модификаций СКУ-10 для поляризационно-оптического моделирования.

Свойства этих модификаций изменяются в широком диапазоне.

Модификация СКУ-10.	2	3	4б	5а	6	7
Модуль упругости, МПа	1,7	3,6	3,7	5,35	16,5	493
Оптическая чувствительность, $C \cdot 10^{-12}$, м ² /Н	2810	2850	3000	3200	-	72,5

Особенностью уретанового эластомера СКУ-10 является то, что под действием постоянной нагрузки стабилизации деформаций его происходят в течение определенного промежутка времени. Такая же картина деформаций наблюдается и при снятии нагрузки.

Было исследовано изменение деформации образцов СКУ-10 во времени (размером 70×15×10 мм) под действием нагрузки, создающей разность хода поляризованного света в материале размером 500-1000 мкм, что примерно соответствует величине, задаваемой при моделировании нагрузки.

Задавать новую нагрузку на модель можно только по истечении определенного времени для каждого образца. Следует учесть, что указанное время прекращения деформации справедливо лишь для условий, когда разность хода в экстремальных точках исследуемой модели не превышала 3000 мкм при толщине модели 10 мм. Эта величина и является пределом измерения с использованием в приборе компенсатора КПК. Практически больших нагрузок на модель создавать и не следует. В противном случае время деформации как под нагрузкой, так и после снятия ее у образцов с модулем упругости выше 10 МПа резко увеличивается. Жесткие модификации СКУ-10 нецелесообразно использовать при задании больших величин оптической разности хода в моделях.

Недостаток материала СКУ-10 в том, что в нем существуют остаточные напряжения, которые к тому же изменяются во времени; они зависят от изменения температуры и, по-видимому, влажности. Чем жестче материал, тем больше в нем остаточные разности хода поляризованного света. В результате этого объем работ по моделированию увеличивается более, чем в 2 раза, так как сначала необходимо измерить остаточные напряжения, потом напряжения в нагруженной модели, а затем вычесть первые из последних.

Материал СКУ-10 обладает большим коэффициентом линейного расширения. Поэтому задавать и поддерживать постоянную нагрузку в жестких нагрузочных рамках из металла с меньшим

коэффициентом линейного расширения, чем в СКУ-10 примерно в 10 раз, можно лишь при неизменной температуре окружающей среды.

Колебания температуры, например, в пределах 20-27°С привели к очень резким изменениям разности хода поляризованного света, достигающей 800-1000 мкм, при максимальном заданном ее значении 2000-3000 мкм.

Для предотвращения этого явления нагрузку на модель следует задавать с помощью подвижных грузов, которые давали бы возможность модели свободно деформироваться при небольших (в пределах 1-2°С) изменениях температуры.

Во избежание влияния влажности и температуры необходимо их держать постоянными на протяжении всего эксперимента на моделях из СКУ-10.

Из СКУ-10 отливают пластины обычно размерами 30×30×2 см для решения плоских задач геомеханики и блоки 30×30×10 см для объемных задач. Объемные модели из СКУ-10 исследуют в рассеянном свете. Метод исследования объемных моделей в рассеянном свете достаточно полно изложен в технической литературе. Сущность его состоит в том, что плоский поляризованный луч света при входе в модель разлагается на две составляющие, колеблющиеся в двух взаимно перпендикулярных плоскостях, совпадающих с направлением квази - главных нормальных напряжений в плоскости, перпендикулярной к лучу. Так как их скорости зависят от величины квазиглавных напряжений, происходит сдвиг фаз колебания плоских волн относительно друг друга и по ходу луча образуются темные и светлые полосы. Разность хода поляризованного света между ними равна длине волны применяемого света. Роль анализатора в методе рассеянного света выполняет сама модель. Наибольшая контрастность картины полос наблюдается, когда плоскость поляризации при входе в модель имеет угол 45° с квазиглавными напряжениями. При наблюдении используются лучи, рассеянные в направлении биссектрисы угла между этими напряжениями. Изоклины в освещаемом сечении определяются углом наблюдения наиболее четкой картины полос в каждой точке.

Разность между квазиглавными напряжениями (σ_1 и σ_2) определяют из выражения

$$\sigma_1 - \sigma_2 = \lambda_b / (cl_n).$$

где λ_b - длина волны света, мкм, C - коэффициент оптической чувствительности материала модели, $C \cdot 10^{-12} \text{ м}^2/\text{Н}$; l_n - расстояние между полосами, см.

Простота исследования объемных моделей этим методом обеспечивает ему огромное преимущество по сравнению с замораживанием и последующей распиловкой на пластины (из эпоксидной смолы). Но из-за отсутствия источника света, обеспечивающе-

го четкую картину полос, этот метод не применяли. С появлением же лазеров, впервые примененных в Институте горного дела г. Екатеринбурга, появилась возможность его использования для решения геомеханических задач. Луч света проникает в блоки из СКУ-6 на глубину 20 см, а из СКУ-10 до 30 см, что достаточно для объемного моделирования. Блоки с вырезанными в них моделируемых горных выработок склеивают. В качестве клея наиболее подходящим является игдантин с составом 30% глицерина, 30% желатина и 40% воды. Склеивание рекомендуется производить при температуре блоков и игдантина 30-35 С. Склеенные блоки нагружают путем стягивания болтами загрузочных плит из прозрачного оргстекла толщиной 5 см, которое не задерживает луч лазера и не преломляет его. Контроль за созданием равномерной нагрузки производят путем выравнивания картины полос на контуре. Модель исследуют на специальной установке конструкции ИГД г. Екатеринбурга.

Для упрощения обработки результатов в Институте горного дела г. Екатеринбурга была усовершенствована методика исследования модели. Объемное фотоупругое моделирование предполагает, что модель должна находиться в условиях трехосной нагрузки. Задание такой нагрузки технически трудно осуществить. Поэтому для упрощения моделирования определяют напряжения от раздельного действия трех внешних усилий -

σ_x^M , σ_y^M и σ_z^M . Задав последним произвольные значения, можно определить коэффициенты концентрации τ_{\max} в любой точке модели.

Так, от действия нагрузки по оси x получаем следующие три коэффициента концентрации: в сечении xy -

$K_{\tau(xy)}^x$, в yz - $K_{\tau(yz)}^x$ и в сечении xz - $K_{\tau(xz)}^x$. От нагрузки по оси y получаем соответственно $K_{\tau(xy)}^y$, $K_{\tau(yz)}^y$, $K_{\tau(xz)}^y$, а от нагрузки по оси z - $K_{\tau(xy)}^z$, $K_{\tau(yz)}^z$ и $K_{\tau(xz)}^z$. В дальнейшем, умножая эти коэффициенты концентрации на соответствующие им первоначальные напряжения в массиве горных пород, действующие на месторождении, получаем для каждой точки в сечениях xy , yz и xz по три значения касательных напряжений, а затем и их сумму. Для сложения напряжений необходимо знать не только их величину, но и направление действия этих напряжений. Первоначально складываем два напряжения, к примеру $\tau_{(xy)}^x$ и $\tau_{(xy)}^y$, используя формулу

$$\tau_{\max(xy)}^{xy} = \sqrt{(\tau_{(xy)}^x)^2 + (\tau_{(xy)}^y)^2 + 2\tau_{(xy)}^x \tau_{(xy)}^y \cos(\varphi_{(xy)}^x - \varphi_{(xy)}^y)}$$

$$\varphi_{(xy)}^{x,y} = 0,5 \arctg [(\tau_{(xy)}^x \sin 2\varphi_{xy}^x + \tau_{(xy)}^y \sin 2\varphi_{(xy)}^y) \times \\ \times (\tau_{(xy)}^x \cos 2\varphi_{(xy)}^x + \tau_{(xy)}^y \cos 2\varphi_{(xy)}^y)^{-1}], \quad (4.6)$$

где $\tau_{xy}^x = \sigma_x^M K_{\tau(xy)}^x$; $\tau_{(xy)}^y = \sigma_y^M K_{\tau(xy)}^y$; $\varphi_{(xy)}^x$ и $\varphi_{(xy)}^y$ - углы в плоскости xy , отсчитываемые от оси абсцисс по ходу часовой стрелки до направления действия σ_1 (алгебраически наибольшее главное нормальное напряжение) соответственно в случае действия внешней нагрузки σ_x^M и σ_y^M .

$$\text{При } (\varphi_{(xy)}^x - \varphi_{(xy)}^y) > 90^\circ \quad \varphi_{(xy)}^x > (\varphi_{(xy)}^y - \varphi_{xy}^y) > \varphi_{(xy)}^x;$$

$$\text{при } (\varphi_{(xy)}^x - \varphi_{(xy)}^y) < 90^\circ \quad \varphi_{(xy)}^x > \varphi_{(xy)}^{x,y} > \varphi_{(xy)}^y.$$

К полученной сумме $\tau_{\max(xy)}^{xy}$ прибавляем третье напряжение $\tau_{(xy)}^z$ аналогично формуле (4.6).

Направление действия главных нормальных напряжений $\sigma_{1(i,j)}$ и $\sigma_{2(i,j)}$ в произвольной плоскости ij определяем по методу нахождения квазиизоклин при переменном направлении наблюдения. В случае, когда сечение просвечивается светом, поляризованным по кругу, интерференционная картина пропадает в тех участках сечения, где одно из квазиглавных напряжений совпадает с направлением рассеянного света, используемого при наблюдении. Таким образом, при определенном направлении наблюдения получим квазиизоклину, параметр которой определяется азимутом направления рассеянного света. Наблюдая сечение при различных азимутах, получаем систему квазиизоклин различных параметров для всего сечения или в случае просвечивания световой иглой для ряда характерных точек.

Для точного определения, какое из главных напряжений есть σ_1 и какое σ_2 , был применен кальцитовый компенсатор (КПК), который устанавливают на выходе луча лазера. При вращении пластины компенсатора в луч лазера вводится дополнительная разность хода, которая суммируется с разностью хода поляризованного света, вызываемой материалом модели. В результате этого в модели будет наблюдаться перемещение полос, направление которого зависит от уменьшения или увеличения суммарной разности хода. Установлено, что если, например, материал модели имеет положительный оптический эффект, то при параллельности оси вращения компенсатора направлению действия σ_1 или σ_2 полосы в модели будут перемещаться соответственно к лазеру или от лазера.

Таким образом, необходимо установить ось компенсатора по направлению одного из квазиглавных напряжений и если перемещение полос идет к лазеру, то ось компенсатора направлена вдоль σ_1 , от лазера - вдоль σ_2 .

В качестве примера определим напряжения в призабойной части массива горных пород (участки обнажений горных пород), так как в этих местах обычно наблюдается наибольшая

концентрация напряжений и начинается интенсивное разрушение массива.

Принимаем, что выработанное пространство в модели, имитирующей систему этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на зажатую среду, не заполнено обрушенной рудой или породой. Вертикальное обнажение отбиваемого рудного массива (очистного забоя) находится в плоскости xz , где ось z расположена вертикально. Задав на модели по одному из направлений x , y или z нагрузку, произведем первое просвечивание, к примеру, по оси x . Тогда напряженное состояние на контуре рудного массива в исследуемой точке плоскости yz , перпендикулярной к направлению просвечивания, определяется τ_{yz}^i . Вместе с тем в этой точке на контуре рудного массива в плоскости yz квазиглавные напряжения могут действовать только по осям z и y . Но так как напряжение на контуре, действующее по оси, т.е. перпендикулярно к плоскости обнажения, равно нулю, будет действовать величина σ_z^i , равная по модулю $2\tau_{\max(yz)}^i$, т.е. $|2\tau_{\max(yz)}^i| = |\sigma_z^i|$.

Для определения знака напряжения σ_z^i устанавливаем компенсатор вдоль σ_z^i и перемещением полос находим, чему оно соответствует (σ_1 или σ_2).

Определив таким образом, что, например, σ_z^i - это σ_2 , а σ_y^i - это σ_1 (при этом $\sigma_1 = \sigma_y^i = 0$), найдем, что в исследуемой точке σ_z^i является сжимающим напряжением, так как по абсолютной величине меньше σ_1 , т.е. в данном случае меньше нуля. В случае, когда σ_z^i - это σ_1 , а $\sigma_j^i = \sigma_2$ и $\sigma_2 = 0$, σ_z^i будет растягивающим напряжением.

Просвечивая модель по оси z , получаем σ_x^i . При просвечивании же перпендикулярно к контуру рудного массива по оси y находим величину $\tau_{\max(yz)}^i = 0,5 (\sigma_1 - \sigma_2)$ и направление главных нормальных напряжений $\sigma_{1(xz)}^i$ и $\sigma_{2(xz)}^i$ в плоскости обнажения рудного массива xz , которое определяется с помощью компенсатора.

Следовательно, просвечивая модель по трем направлениям x , y и z при нагрузке по оси i , находим σ_x^i и σ_z^i , $\tau_{\max(xz)}^i$ и примерную величину угла $\varphi_{(xz)}^i$, позволяющую определять, в какой четверти он находится. Имея эти величины, можно найти:

$$\varphi_{(xz)}^i = 0,5 \arccos [2(\sigma_x^i - \sigma_z^i)(\tau_{\max(xz)}^i)^{-1}];$$

$$\tau_{(xz)}^i = -\tau_{\max(xz)}^i \sin 2\varphi_{(xz)}^i.$$

Итак, определение σ_x , σ_z и $\tau_{(xz)}$ на контуре забоя производят отдельно от трех различных нагрузок по осям x , y и z . Зная их величины, можно определять коэффициенты концентрации напряжений в каждой точке рудного массива на границе с выработанным пространством. От действия нагрузки по x получаются K_x^x , K_z^x и $K_{\tau(xz)}^x$, от нагрузки по y - K_x^y , K_y^y и $K_{\tau(xz)}^y$ и от нагрузки по z - K_x^z , K_z^z и $K_{\tau(xz)}^z$.

Если в естественных условиях на вынимаемый рудный массив действует дополнительная нагрузка от обрушенных пород, то коэффициенты концентрации от ее действия находятся по следующим формулам:

$$K_x^{\text{оп}} = [1 - (K_x^x + K_x^y + K_x^z)]\lambda^{\text{оп}} + (1 - \lambda^{\text{оп}})\mu;$$

$$K_z^{\text{оп}} = 1 - (K_z^x - K_z^y + K_z^z); \quad (4.7)$$

$$K_{\tau(xz)}^{\text{оп}} = -(K_{\tau(xz)}^x + K_{\tau(xz)}^y + K_{\tau(xz)}^z),$$

где $\lambda^{\text{оп}}$ - коэффициент бокового распора обрушенных горных пород; μ - коэффициент Пуассона.

Зная первоначальное напряженное состояние массива, определенное непосредственными измерениями в шахтных условиях, можно получать на контуре рудного массива фактические напряжения σ_x^k , σ_z^k и τ_{xz}^k из выражений:

$$\sigma_y^k = \sigma^{\text{оп}}\lambda^{\text{оп}}; \quad (4.8)$$

$$\sigma_x^k = K_x^k \sigma_x^{\text{м}} + \sigma_y^{\text{м}} K_x^y + K_x^z \sigma_z^{\text{м}} + K_x^{\text{оп}} \sigma^{\text{оп}};$$

$$\sigma_z^k = K_z^x \sigma_x^{\text{м}} + K_z^y \sigma_y^{\text{м}} + K_z^z \sigma_z^{\text{м}} + K_z^{\text{оп}} \sigma^{\text{оп}};$$

$$\tau_{xz}^k = K_{\tau(xz)}^x \sigma_x^{\text{м}} + K_{\tau(xz)}^y \sigma_y^{\text{м}} + K_{\tau(xz)}^z \sigma_z^{\text{м}} +$$

$$+ K_{\tau(xz)}^{\text{оп}} \sigma^{\text{оп}}.$$

Согласно теории упругости величину главных напряжений $\sigma_{1(xz)}$, σ_{2xz} и угол $\varphi_{(xz)}$ в плоскости xz от действия объемных сил можно найти по следующим формулам:

$$\sigma_{1,2(xz)} = 0,5[(\sigma_x^k + \sigma_z^k) \pm (\sigma_x^k - \sigma_z^k)/\cos 2\varphi_{(xz)}],$$

$$\varphi_{(xz)} = 0,5 \arctg (-2\tau_{xz}^k / (\sigma_x^k - \sigma_z^k)). \quad (4.9)$$

Таким образом, предложенная методика определения касательных и главных нормальных напряжений на контуре отбиваемого рудного массива значительно упрощает решение ряда объемных задач с использованием фотоупругого моделирования.

Одним из основных недостатков моделирования на фотоупругих материалах является то, что из-за сравнительно небольших размеров исследуемых полостей в модели снижается точность определения напряжений, а следовательно, достоверность решаемых задач. Увеличение же размеров модели резко увеличивает их массу, усложняет оборудование и затрудняет процесс моделирования, особенно при решении объемных задач с применением рассеянного света.

Объемные задачи можно решать другим методом моделирования с использованием упругого материала, например, пенополистерола ПС-1 и тензометрии [29].

Пенополистирол ПС-1 представляет собой газонаполненную пластмассу, состоящую из полимера, эмульсионного полистирола (твердая фаза), образующего стенки элементарных ячеек, и газообразной фазы - азота. Структура этого материала замкнутоячеистая. Диаметр ячеек 0,02-0,2 мм. В настоящее время заводами выпускается ПС-1 с кажущейся плотностью $\gamma = 0,07 \div 0,4 \text{ г/см}^3$ пластинами толщиной 35-80 мм.

Механические и упругие свойства ПС-1 во многом зависят от его кажущейся плотности. Исследована возможность применения для моделирования ПС-1 с кажущейся плотностью 0,15; 0,2 и 0,4 г/см³ соответственно марок ПС-1-150, ПС-1-200 и ПС-1-400.

При изучении упругих характеристик выбранных модификаций ПС-1 испытание на сжатие проводили на призматических образцах размерами 50×60×120 и 30×30×60 мм. Нагружение образцов производили с помощью подвижных грузов, что позволило избежать появления в нем напряжений благодаря изменению температуры в процессе эксперимента. Величина ступени нагружения в зависимости от кажущейся плотности ПС-1 составляла 0,01-0,1 МПа. Регистрирующим прибором служила тензостанция ИДЦ-1.

Исследованиями определены модули упругости, коэффициенты поперечных деформаций выбранного материала:

Плотность, кг/м ³	150	200	400
Модуль упругости, МПа	220-230	310-330	890-900
Коэффициент Пуассона.	0,33-0,34	0,29-0,33	0,2-0,24

В исследованном интервале нагрузок материал работает как упругий, остаточные деформации после нагрузки - разгрузки составляют не более 1%, - от заданных деформаций (рис. 4.1).

Исследованиями изменения деформаций образцов ПС-1 во времени под действием постоянной нагрузки установлено, что изменение деформаций в образце ПС-1-150 в течение 1 ч при давлении 0,05 МПа, в ПС-1-200 при давлении 0,3 МПа и ПС-1-140 при давлении 0,7 МПа в течение 2 ч не превышает 5%.

Для проверки возможности использования пенопласта для решения упругих задач в нагруженных образцах ПС-1-200 размерами 200×150×50 мм методом частичной разгрузки были определены напряжения.

Номер образца	1		2		3	
Напряжения, МПа:	σ_1	σ_2	σ_1	σ_2	σ_1	σ_2
задано	0,007	-0,009	0,011	-0,193	0,004	-0,212
измерено	0,017	-0,092	0,011	-0,187	0,007	-0,218

Измерения показали, что пенопласт можно успешно применять при моделировании упругих задач.

Достоинствами ПС-1 при моделировании являются легкость его механической обработки и малая кажущаяся плотность, что позволяет легко изготовлять как плоские, так и объемные крупномасштабные модели при моделировании, на которых нагрузка 0,1-0,2 МПа будет вполне достаточной для решения задач горного дела с высокой точностью, а наличие модификаций ПС-1 с различными свойствами дает возможность изготовлять не только однородные, но и слоистые модели, имитирующие реальный массив горных пород. Пенополистирол ПС-1 легко сверлится, пилится, фрезеруется и режется раскаленной проволокой.

Для резки ПС-1 обычно рекомендуется нихромовая проволока, которая нагревается от источника тока. При нагревании проволока удлиняется и поэтому жесткое закрепление ее концов нежелательно. Натяжение проволоки можно, в частности, осуществлять через пружину или через блоки свободно висящими грузами, причем второе предпочтительнее, так как можно менять натяжение проволоки в больших пределах.

При объемном моделировании, ввиду технологических трудностей промышленного изготовления пластин ПС-1 большой толщины, однородных по своим физико-механическим свойствам, модель приходится склеивать из нескольких слоев. Склейка по своим прочностным и деформационным свойствам должна соответствовать склеиваемому материалу за исключением случаев, когда сцепление склеиваемых материалов в модели должно быть пропорционально сцеплению пород. Для этой цели была испытана эпоксидная смола ЭД-6, отвержденная полиэтиленполиамином и пластифицированная дибутилфталатом.

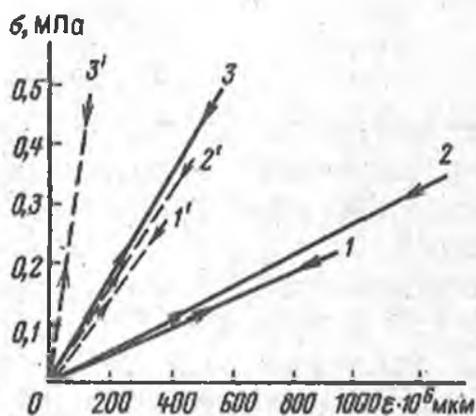


Рис. 4.1. Зависимость деформаций от напряжений в образцах ПС-1:

1, 2, 3, - соответственно $\gamma = 0,15; 0,2; 0,4$ г/см³; при этом 1, 2, 3 и 1', 2', 3' - соответственно продольная и поперечная деформации

Результаты испытания склеенного ПС-1-200 на равномерный отрыв показаны ниже.

Содержание поли-этиленполиамина, %	10	10	10	10
Содержание дибутилфталата, %	0	5	10	15
Напряжение, МПа	2,4-2,7	1,4-1,5	1-1,1	0,7-0,9

Для определения качества склейки под нагрузкой были испытаны образцы материала ПС-1 (рис.4.2).

Чтобы проверить, не является ли клеевое соединение слишком жестким и не препятствует ли оно деформации материала, на образец задавались нагрузки P_1 и P_2 , а нагрузкой P_3 проверялось, не происходит ли проскальзывание одного слоя материала относительно другого. Величина напряжений от нагрузки достигала $\sigma = 0,15$ МПа. Склеенные образцы испытывали по циклу "нагрузка - разгрузка" и во времени. Как показали испытания, наиболее подходящей для склейки ПС-1 является клеевая композиция с содержанием дибутилфталата 0-5%. При этой композиции датчики на склейке и на материале работают идентично. При испытании склеенного образца во времени от нагрузки P_3 ($\sigma = 0,1$ МПа) было установлено, что проскальзывания по склейке не наблюдается. При содержании дибутилфталата 10-15% в склейке появляются остаточные деформации, достигающие 12% от заданных и больше, чем больше толщина склейки, которую необходимо делать как можно тоньше, так как коэффициенты линейного расширения ее и материала различны. По этой же причине не рекомендуется наклеивать датчики на клеевое соединение. Таким образом, материал ПС-1 пригоден

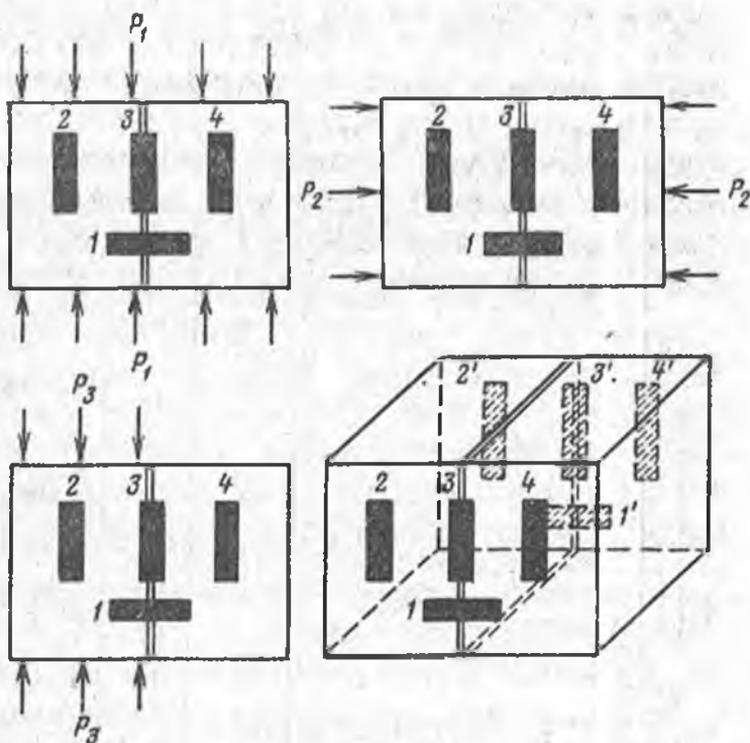


Рис. 4.2. Схемы наклейки датчиков 1-4 и задания нагрузок P_1 , P_2 и P_3 на склеенные образцы

для моделирования и в определенном интервале нагрузок для каждой модификации работает как упругий. Нагружение моделей необходимо производить подвижными грузами, чтобы исключить появление температурных напряжений, или на протяжении всего эксперимента необходимо поддерживать постоянную температуру. Модели можно склеивать эпоксидной смолой, отвержденной полиэтиленполиамином, и пластифицированной дибутилфталатом с содержанием последнего в клеевой композиции до 5%. Напряжения на модели не должны превышать 0,05; 0,3 и 0,7 МПа соответственно для ПС-1-150, ПС-1-200 и ПС-1-400.

При работе с ПС-1 необходимо соблюдать правила безопасности. Поскольку стирол при 60°С и выше обладает наркотическим и специфическим действием на организм, резку ПС-1 раскаленной проволокой рекомендуется производить под вытяжным шкафом или в хорошо проветриваемом помещении.

Для решения плоских задач для моделей можно рекомендовать листовую пористую резину ИРП-1036 толщиной 0,01 м и шириной 1 м. Эта резина изотропна, имеет коэффициент Пуассона 0,33, модуль упругости 1,06 МПа, плотность 388 кг/м³. Нагружение модели производили растягивающими напряжениями с последующей заменой знаков деформации на обратные и выполняли путем ее подвешивания на стенде. Для увеличения массы резины вставляли откалиброванные свинцовые грузики весом 0,405 Н по размеченной сетке. Моделирование при действии горизонтальных тектонических сил и от действия бокового распора производили при горизонтальном расположении модели, когда резину помещали на стекло, покрытое тонким слоем талька, и растягивали грузами через блочки. Общий вес пригрузки составлял 25 Н, который создавал в модели напряжения $\sigma_{T(M)} = 0,0024$ МПа.

Переход от деформации модели $U_{mij\lambda}$ к деформациям вмещающих пород в натуре $U_{ij\lambda}$ осуществлялся через коэффициент перехода

$$K_{ij\lambda} = U_{mij\lambda} \cdot E_M / (\lambda_M H_M^2),$$

где i, j, λ - деформации соответственно от нагрузок собственного веса γH , тектонических сил t и бокового распора $\lambda \gamma H$.

Деформации измеряют методом фотофиксации на фотопластинки 13×18 см. Для этого на черной резине модели белой водно-эмульсионной краской наносят сетку взаимно-перпендикулярных линий. Относительное смещение парных точек висячего и лежащего боков измеряют на микромерном столике с оптическим визиром до и после нагружения модели; определяют деформации, нормальные к плоскости рудного тела $U_{\perp(M)}$ и параллельные $U_{\parallel(M)}$. Погрешность измерения на базе 0,05-0,06 м составляет $(1-3) \cdot 10^{-5}$ м.

Суммарные деформации U_{\perp} и U_{\parallel} от действия напряжений σ_z , $\sigma_{\lambda \gamma H}$ и $\sigma_z = \sigma_{\gamma H}$ определяют по формулам:

$$U_{\perp} = U_{\perp(\tau)} + U_{\perp(\lambda\gamma H)} + U_{\perp\gamma H};$$

$$U_{\parallel} = U_{\parallel(\tau)} + U_{\parallel(\lambda\gamma H)} + U_{\parallel(\gamma H)}.$$

Результирующая деформация

$$U_p = \sqrt{U_{\perp}^2 + U_{\parallel}^2}$$

которая действует к горизонту под углом

$$\varphi = \arctg U_{\parallel}/U_{\perp} - \alpha,$$

где α - угол падения рудного тела.

5. ПЕРВОНАЧАЛЬНОЕ НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА СКАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Одними из основных факторов, влияющих на формирование напряженного состояния горных пород являются их свойства - прочностные и упругие характеристики, структура, текстура и трещиноватость, плотность и влажность, тепло- и электропроводимость и др. [4, 36, 39]. При механических методах определения напряженного состояния массива горных пород наиболее важными являются упругие характеристики, а при решении вопросов управления горным давлением - и прочностные свойства.

5.1. ПРОЧНОСТНЫЕ И УПРУГИЕ СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Результаты определения свойств горных пород в лабораторных условиях приведены в табл. 5.1. Коэффициент вариации при определении модуля упругости, коэффициента Пуассона и предела прочности изменялся в среднем соответственно 8-23, 12-16 и 17-31% при доверительном интервале в среднем соответственно $\pm(0,08-0,12)$ МПа, $\pm(0,02-0,06)$ и $\pm(10-30)$ МПа.

Статический и динамический модули упругости горных пород, определенные в лабораторных условиях на отдельных образцах, отличаются друг от друга почти в 2. раза (табл. 5.2) [32].

Обычно при определении напряжений горных пород принимается значение модуля упругости, определенное статическим методом. Вместе с тем для определения напряжений массива горных пород методами с большими базами измерений необходимо иметь значения модуля упругости не образца, а массива горных пород. В гидротехнике модуль деформации массива определяют методами штампов и напорных штолен. Вместе с тем эти методы в

Таблица 5.1

Средние значения прочностных и упругих характеристик скальных пород при одноосной нагрузке

Порода	Сжатие			Растяжение		
	предел прочности, МПа	модуль упругости $E \cdot 10^{-5}$, МПа	коэффициент Пуассона μ	предел прочности, МПа	модуль упругости $E \cdot 10^{-5}$, МПа	коэффициент Пуассона μ
Магнетит	76-122	0,72-1,1	0,23-0,32	4,7-5	0,76-1,13	0,2-0,25
Гранатовый магнетит		1,21	0,21	5,4	1,18	-
Магнетит с сульфидами	50	0,2-0,3	0,24	3,5	-	-
Магнетит с кварцем	125	0,8	0,27	-	-	-
Магнетит со скарном	119	0,95	0,3	-	-	-
Скарны	50-111	0,77-0,45	0,25-0,3	3,4-13	0,8-1,34	-
Гранатовый скарн	116	0,81	0,28	-	-	-
Эпидотгранатовый скарн	98-110	0,3-0,8	0,24-0,25	6-6,3	0,79	-
Пироксен-гранатовый скарн	94	0,9	0,41	-	-	-
Порфириды		1,12-1,43	0,24-0,27	6,9	-	-
Скарнированный порфирит	85,5	0,7	0,24	3,6	0,7	-
Пироксенплагноклазовый порфирит	101	0,82	0,28	8,8-9	0,9	0,26
Диабазовый порфирит	96,8-200,7	0,78	0,2	14,5	-	-
Андезито-базальтовые порфириды	120	0,63	0,23	24	-	-
Кварц порфирита	105	1,08	0,25	-	-	-
Туф порфирита	112,5	0,97	0,3	14	0,89	0,26
Диоритовый порфирит	111	0,78	0,2	14,5	-	-
Диориты	84,4-104,6	0,88-1,05	0,19-0,23	6,5	1,09	-
Углистый известняк	81-91	0,75	0,16	-	-	-
Кремнистый известняк	100-110	0,92	0,26	-	-	-
Известняковая брекчия	77-100	0,77	0,28	-	-	-
Мраморизованный известняк	72	0,79	0,25	-	-	-
Магнетитовый известняк	72,1	1,11	0,26	-	-	-
Известняк с примесью туфогенного материала	98	0,92	0,34	-	-	-
Сиенит	96	0,62	0,27	-	-	-

Сиенит-пегматит	117	0,87	0,33	-	0,82	-
Порфирит-сиенит	92,8	0,82	0,26	4,7	0,79	0,24
Розовый микросиенит	116-130,5	0,71	0,21	7-7,3	0,76	-
Сланец	73	0,47	0,21	-	-	-
Оспенная руда	67,5	0,8	0,23	5,6	0,74	0,2
Пироксенплагноклазовая порода	150,8	1,17	0,28	6,8	-	-
Пироксенплагноклазовая магнетитовая порода	152-171	1,55	0,31	-	-	-
Пироксенплагноклазовые роговики	134-173,2	0,72-1	0,29-0,31	8,1	-	-
Ожелезненная яшма	108-186	1,7	0,25	-	-	-
Глинистокремнистокарбонатная порода	73	0,76	0,26	-	-	-
Сидерит	85	1	0,26	5-12	-	-
Кварцит	200	1	0,18	9-20	-	-
Углистый сланец	54	0,4	-	5	-	-

Таблица 5.2

Сравнение модулей упругости полученные статическим и динамическим методами определения

Горная порода	Число испытаний	Модуль упругости, $E \cdot 10^{-5}$ МПа	
		статический	динамический
Известняк	20	0,33	0,77
Туфит	12	0,53	0,79
Магнетит	20	0,59	0,72
Диабазовый порфирит	10	0,48	0,74
Андезитовый порфирит	20	0,51	1,08
Андезито-базальтовый порфирит	20	0,51	0,64

одинаковых горных породах дают разные значения (таблица 5.3) [31, 46].

При методе напорных штолен размер зоны пород, разбитых микротрещинами от взрывных работ, вовлекается в деформацию значительно меньший, чем в методе штампов, а поэтому и значения модуля деформации будут более достоверными. Гидропроектном было установлено, что с увеличением нагрузки при испытаниях модуль деформации растет, за счет очевидно закрытия микротрещин [31].

В связи с тем, что в горном деле при образовании тех или иных выработок происходит деформация пород, вызванная перераспределением напряжений, величина которых достигает нескольких десятков МПа, при испытании пород необходимо создавать нагрузки при методах штампов или напорных штолен примерно в 10 раз большую, чем при испытании пород в гидростроительстве. Это весьма проблематично, трудоемко и требует громоздкого оборудования. Поэтому в Институте горного дела г. Екатеринбурга разработана методика по определению модуля деформации пород на большой базе, позволяющая получать его значения при нагрузках в несколько десятков МПа с малыми трудозатратами и использовании легкого (переносного) оборудования [27]. Сущность ее состоит в измерении деформации массива горных пород реперными линиями длиной 5-25 м и более и определении напряжений на этом участке несколькими фотоупругими датчиками. Деформации массива пород вызываются ведением очистных работ (т.е. образованием выработок большой площади сечения). Для этого можно использовать одну или две пересекающиеся под прямым углом горные выработки и оборудовать в них наблюдательные станции.

В первом случае фотоупругие датчики на длине реперной линии устанавливаются в стенке и кровле одиночной выработки. Модуль деформации (МПа) и коэффициент Пуассона определяют по формулам:

Таблица 5.3

Сравнительные данные определения модулей деформации методом штампов $E_{ш}$, напорных штолен $E_{нш}$ (по данным Гидропроекта) и образца $E_{об}$

Место испытания	Порода	$E_{ш} \cdot 10^{-5}$, МПа	$E_{нш} \cdot 10^{-5}$, МПа	$E_{об} \cdot 10^{-5}$, МПа	$E_{нш}/E_{ш}$
Б. Чехословакия	Черный сланец средней крепости, очень слоистый, мелкотрещиноватый, кварциты и слоистые сланцы, твердые, трещиноватые слюдястые сланцы, очень твердые	(II) 0,17	-	0,77	-
		(II) 0,07	0,2	0,4	3
		(II) 0,23	3	-	13
		(I) 0,22	0,11	-	0,5
Б. Югославия, ГЭС Маврово	Мраморизированные известняки с прожилками кварцита	(I) 0,033	0,025	-	0,76
		0,08	0,23	0,8*	2,9
		(I) 0,09	0,16	0,2*	1,8
Б. СССР, Чиркейская ГЭС	Известняки	(II) 0,2	0,26	0,8	1,3
		0,24	0,27	0,7*	1,1
Б. Югославия ГЭС Виндол	Слаботрещиноватые, массивные, прочные доломиты	0,013	0,018	-	1,4
		0,16	0,24	1,0*	1,5
Италия	Конгломерат				
Италия	Массивные гнейсы				

* - статистические данные; (I) - перпендикулярно к напластованию; (II) - параллельно напластованию.

$$E = (\Delta\sigma_{xc} \Delta\sigma_y - \Delta\sigma_{xc} \Delta\sigma_z) / [\varepsilon_x (\Delta\sigma_y - \Delta\sigma_z)];$$

$$\mu = [(\Delta\sigma_{xc} + \Delta\sigma_{xc}) - 2E\varepsilon_x] / [2(\Delta\sigma_y - \Delta\sigma_z)], \quad (5.1)$$

где $\Delta\sigma_{xc}$, $\Delta\sigma_{xc}$ - усредненные изменения напряжений соответственно на стенке и в кровле выработки, МПа.

Во втором случае (когда имеются две пересекающиеся выработки) в каждой выработке закладывают реперные линии, симметрично их пересечению и у каждого репера (в стенке) устанавливают фотоупругие датчики. Величины упругих постоянных в этом случае определяют из выражений:

$$E = \Delta\sigma_{z(x)} (\Delta\sigma_x - \Delta\sigma_y) / (\varepsilon_x \Delta\sigma_{z(y)} - \varepsilon_y \Delta\sigma_{z(x)});$$

$$\mu = \Delta\sigma_{z(x)} E (\varepsilon_x - \varepsilon_y) / (\Delta\sigma_{z(x)} \Delta\sigma_y - \Delta\sigma_{z(y)} \Delta\sigma_x); \quad (5.2)$$

$$\mu = [\Delta\sigma_x + \Delta\sigma_y - E(\varepsilon_x + \varepsilon_y)] / (\Delta\sigma_{z(x)} + \Delta\sigma_{z(y)}),$$

где $\Delta\sigma_x$, $\Delta\sigma_{z(x)}$, $\Delta\sigma_y$, $\Delta\sigma_{z(y)}$ - усредненные измеренные напряжения, полученные по нескольким фотоупругим датчикам, соответственно действующих по осям x и z в выработке, идущей по оси x , и действующих по осям y и z в выработке, идущей по оси y ; ε_x , ε_y - относительная деформация массива горных пород соответственно по осям x и y .

Для определения E и μ с достаточной точностью для скальных пород, встречающихся на рудниках, длина линии, на которой измеряют деформацию горной породы, должна быть не менее длины ребра элементарного объема, определяемого по формуле (3.1), т.е. практически не менее 5 м. В пересекающихся выработках для исключения влияния их на деформацию реперов длина реперной линии должна быть увеличена еще на 4 диаметра выработки и равна не менее 20 м. Увеличивать длину реперной линии более 25 м нецелесообразно, так как величины изменения напряжений на концах этой линии будут резко отличаться друг от друга, что затруднит нахождение среднего значения этого изменения. Это вызывается тем, что изменения напряжений по мере удаления от выработанного пространства будут резко уменьшаться. На большом же удалении от выработанного пространства градиент изменения напряжений становится меньше, но резко уменьшается и сама величина напряжений. При малых напряжениях (до 30 МПа) и деформациях (до 0,01 мм) увеличиваются погрешности при определении упругих характеристик массива горных пород. Практически при длине реперной линии 20 м деформации массива составляют 0,05-3 мм. Поэтому для измерения деформации с погрешностью не более 10% требуется измерительный прибор, который позволил бы измерять длину с точностью не менее 1/200 000. Для этого пригодна обычная геодезическая рулетка с нанесенными на конце микрометриче-

скими делениями и нониусом. Натяжение такой рулетки может производиться при помощи динамометра или постоянного груза через блочки.

К достоинствам этого метода кроме перечисленных следует отнести возможность производить повторные измерения, пока наблюдательная станция не попадет в обрушение.

Величина модуля упругости массива, определенная по этой методике горных пород, отличается от образца (куска) этой породы примерно в 1,3-2 раза.

Модуль упругости массива, состоящего из нескольких горных пород, также отличается, хотя и незначительно, от куска. Например, модуль упругости массива пород Северопесчанского месторождения составил $(0,85 \pm 0,14) \cdot 10^5$ МПа и Новопесчанского $(0,81 \pm 0,11) \cdot 10^5$ МПа, а кусков, слагающих эти массивы пород, он колебался в пределах $(0,97-1,13) \cdot 10^5$ МПа.

На Гороблагодатском месторождении (шахта Северная) модуль упругости массивов горных пород, расположенных в лежащем, висячем боках и межэтажном целике, соответственно составил $0,2 \cdot 10^5$, $0,5 \cdot 10^5$ и $0,25 \cdot 10^5$ МПа, а в кусках, слагающих эти массивы, соответственно колебался в пределах $(0,3-0,8) \cdot 10^5$, $(0,7-1,2) \cdot 10^5$ и $(0,2-0,75) \cdot 10^5$ МПа.

Средние значения модуля упругости массива горных пород Соколовского месторождения составили $(0,48 \pm 0,056) \cdot 10^4$ МПа, а значения его в куске пород, слагающих этот массив, колебались в пределах $(0,5-1,16) \cdot 10^5$ МПа, т.е. почти на один порядок имеет расхождение.

Таким образом, массивы, сложенные из горных пород и имеющие ту или иную трещиноватость, обладают различными упругими характеристиками и отличаются от подобных характеристик в образце (куске) в 1,5-10 раз. Поэтому для решения тех или иных задач в горном деле необходимо определять соответственно упругие характеристики образца (куска) и массива горных пород.

В целом же видно, что горные породы обладают упругими свойствами, причем модуль упругости пород и коэффициент Пуассона при растяжении и сжатии практически одинаковы. Имеющие различия находятся в пределах погрешности определения и составляют не более 7%. Следует заметить, что имеется линейная связь между напряжениями и деформациями скальных горных пород при нагрузках от 5 до 90% от предела прочности на сжатие.

Упругое поведение крепких горных пород и их массивов под действием изменяющихся напряжений позволяет для отдельных видов исследований горного давления широко применять законы упругости и аппарат теории упругости для их интерпретации.

В качестве примера рассмотрим определение модуля упругости массивов горных пород на Соколовском (Казахстан), Песчанском (Урал) месторождениях железных руд [27].

На Соколовском подземном руднике (СПР) измерения про-

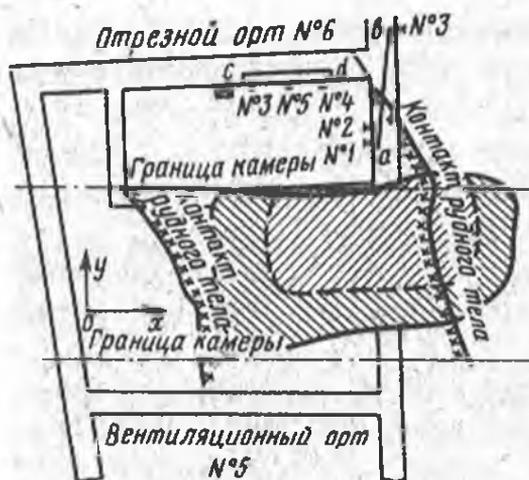


Рис. 5.1. Схема для определения упругих характеристик и компонент напряжений массива горных пород на Соколовском руднике № 1, 2, ..., 5 - расположение фотоупругих датчиков; ab , cd - реперные линии

водили в рудном теле $5\Gamma_2$ на глубине 190 м при отработке камеры № 3 в среднем ее сечении (рис. 5.1). Расширение камеры до проектных контуров осуществлено тремя массовыми взрывами. После каждого из них измеряли приращения напряжений в фотоупругих датчиках и деформации по реперным линиям, а также фиксировали положение контура камеры. Для всех стадий отработки камеры соотношение сторон ее можно принимать как 2:1.

На основе решений задачи о распределении напряжений в плоскости вокруг отверстия прямоугольной формы при помощи ЭВМ найдены значения коэффициентов нормальных горизонтальных напряжений в местах установки датчиков и вдоль реперных линий от единичных значений первоначальных нагрузок, действующих вкрест простирания и по простиранию рудного тела.

Расчетные горизонтальные напряжения (МПа) в "точке" массива через найденные значения коэффициентов концентрации согласно формуле (2.15) запишутся в виде

$$\Delta\sigma_i = \Delta K_{x(i)} \sigma_x^M + DK_{y(i)} \sigma_y^M, \quad (5.3)$$

где $\Delta\sigma_i$ - расчетные значения приращений нормальных напряжений в i -направлении ($i = x, y$); $\Delta K_{y(i)}$, $\Delta K_{x(i)}$ - расчетные приращения коэффициентов концентрации соответствующих напряжений в рассматриваемой точке; σ_x^M , σ_y^M - значения первоначальных напряжений соответственно вкрест и по простиранию рудного тела.

Приравнивая величины измеренных приращений напряжений к расчетным, получаем уравнение вида (5.3) с неизвестными

$$\sigma_x^M, \sigma_y^M.$$

В табл. 5.4 приведены уравнения вида (5.3) по датчикам № 1-5, составленные для различных стадий отработки камер № 3. В правых частях уравнений стоят величины измеренных

Таблица 5.4

Уравнения для определения составляющих первоначальных напряжений σ_x^M , σ_y^M

Номер датчика	Уравнение для σ_x^M , σ_y^M	
1	$-0,02 \sigma_x^M = 4,4$	$-0,94 \sigma_y^M$
2	$-0,05 \sigma_x^M = 1,6$	$-0,82 \sigma_y^M$
3	$-0,08 \sigma_x^M = 2,5$	$-0,55 \sigma_y^M$
4	$0,18 \sigma_x^M = -1,7$	$-0,04 \sigma_y^M$
2	$-0,4 \sigma_x^M = 1,8$	$-0,9 \sigma_y^M$
3	$-0,07 \sigma_x^M = 2,7$	$-0,65 \sigma_y^M$
4	$0,24 \sigma_x^M = -2,2$	$-0,11 \sigma_y^M$
5	$0,24 \sigma_x^M = -0,7$	$-0,09 \sigma_y^M$
4	$0,29 \sigma_x^M = -1,7$	$-0,19 \sigma_y^M$
5	$0,29 \sigma_x^M = -2,7$	$-0,18 \sigma_y^M$

натуре приращений напряжений (МПа) фотоупругими датчиками.

Решением полученной системы уравнений по методу наименьших квадратов получена система двух линейных уравнений:

$$3,182 \sigma_y^M + 0,0228 \sigma_x^M = -90,56;$$

$$0,0228 \sigma_y^M + 0,0332 \sigma_x^M = -27,3.$$

Решив эту систему уравнений, были найдены значения первоначальных напряжений, действующих соответственно вкрест и по простиранию рудного тела $\sigma_x^M = -8,6$ МПа, $\sigma_y^M = -2,8$ МПа. Для оценки доверительного интервала полученных значений решены 25 систем уравнений с двумя неизвестными, для чего каждое уравнение в табл. 5.4, составленное по показанию датчика в одном направлении, решалось с каждым уравнением, составленным по датчику в другом направлении. С надежностью 0,95 доверительный интервал для $\sigma_x^M = 1,1$ МПа, а для $\sigma_y^M = 0,5$ МПа.

Коэффициент корреляции между измеренными и расчетными приращениями напряжений равен 0,96, т.е. связь достаточно надежная, что указывает на возможность применения в расчетах упругой модели массива пород Соколовского месторождения.

По найденным значениям первоначальных напряжений интегрированием управлений обобщенного закона Гука рассчитываем деформацию массива пород по рассматриваемым реперным линиям. Так, в направлении Ox по реперной линии cd (рис. 5.1) абсолютная деформация запишется как

$$U = 1/E \int_{xc}^{xd} \{\Delta\sigma_x - \mu[\Delta\sigma_y + \mu(\Delta\sigma_y + \Delta\sigma_x)]\} dx$$

(в случае плоской деформации) или, используя запись (5.2),

$$EU = A_x \sigma_x^M + A_y \sigma_y^M, \quad (5.4)$$

где

$$A_x = \int_{xc}^{xd} \{\Delta K_{x(x)} - \mu[\Delta K_{y(x)} - \mu(\Delta K_{x(x)} + \Delta K_{y(x)})]\} dx;$$

$$A_y = \int_{xc}^{xd} \{\Delta K_{x(y)} - \mu[\Delta K_{y(y)} + \mu(\Delta K_{x(y)} + \Delta K_{y(y)})]\} dx;$$

y, x - индекс в скобках означает направление действия нагрузки, без скобок - направление ее концентрации.

Коэффициенты концентрации вдоль линии ab и cd определяются согласно теории упругости.

Приравнявая расчетные деформации измеренным в натуральных условиях, получаем уравнение вида (5.4), в котором неизвестными являются модуль упругости массива E и коэффициент Пуассона μ .

В табл. 5.5 приведены эти уравнения, составленные по измеренным деформациям реперных линий ab (длина 13,7 м) и cd (длина 10,6 м), заложенных около камеры № 3.

В уравнениях справа стоят величины измеренных деформаций, выраженные в метрах, и модуля упругости массива. Знак минус означает сжатие.

Решение системы методом наименьших квадратов с использованием приближенных значений неизвестных показало, что в пределах точности коэффициентов уравнений система линейно зависима, причем значение модуля упругости практически не зависит от коэффициента Пуассона. Так, при $\mu = 0,2; 0,3$ и $0,4$ модуль упругости соответственно равен

$$E = (5,2 \pm 1,27) \cdot 10^3 \text{ МПа}; \quad E = (5,4 \pm 1,32) \cdot 10^3 \text{ МПа};$$

$$E = (5,65 \pm 1,36) \cdot 10^3 \text{ МПа}.$$

Принимая среднее значение модуля упругости для массива $E = 5,5 \cdot 10^3$ МПа, получаем доверительный интервал $0,92 \cdot 10^3$ МПа с надежностью 0,95.

Модуль упругости массива можно определить непосредственно по данным натуральных измерений приращений напряжений и деформаций. Датчики расположены вдоль реперных линий и показывают приращения напряжений, соответствующие деформациям этих линий, т.е. можно записать, например, по реперной линии cd , что ее деформация

Таблица 5.5

Уравнения, составленные по измеренным деформациям

Реперная линия	Уравнение
<i>cd</i>	$\sigma_x^M(1,74 - 0,32 \mu - 2,06 \mu^2) +$ $\sigma_y^M(-1,04 + 4,1 \mu + 5,14 \mu^2) = -0,00043E$
<i>ab</i>	$\sigma_x^M(-0,68 - 2,66 \mu - 2\mu^2) +$ $\sigma_y^M(-10,1 + 0,76 \mu - 10,8\mu^2) = 0,00065E$
<i>cd</i>	$\sigma_x^M(2,33 - 0,66 \mu - 3\mu^2) +$ $\sigma_y^M(-1,09 + 6,57 \mu + 7,66\mu^2) = -0,00036E$
<i>ab</i>	$\sigma_x^M(-0,62 - 3,2 \mu + 2,64\mu^2) +$ $\sigma_y^M(-10,8 + 1,15 \mu - 11,4\mu^2) = 0,00061E$
<i>cd</i>	$\sigma_x^M(3,17 - 0,73 \mu - 3,9\mu^2) +$ $\sigma_y^M(-1,73 + 9,04 \mu + 10,8\mu^2) = 0,00051E$

$$U = \int_{xc}^{xd} E^{-1} \Delta \sigma_{xh} dx, \quad (5.5)$$

где $\Delta \sigma_{xh}$ - приращения напряжений вдоль реперной линии по показаниям датчиков.

Выше установлено, что коэффициент Пуассона практически не влияет на величину E , поэтому в выражении относительно деформации $\varepsilon_x = [\Delta \sigma_{xh} - \mu(\Delta \sigma_{yh} - \Delta \sigma_{zh})] E^{-1}$ можно считать $\mu = 0$, т.е. $\varepsilon_x = \Delta \sigma_{xh} E^{-1}$.

Согласно расчету горизонтальные напряжения вдоль *cd* отличаются незначительно. Поэтому можно принимать приращения напряжений вдоль *cd* равномерными, равными среднему значению показаний датчиков 4 и 5 $\Delta \sigma_{xh} = 0,5(-0,7 \div 2,2) = -1,45$ МПа (см. табл. 5.4). Этими приращениями напряжений соответствует деформация $U = -0,00036$ м (см. табл. 5.6). Проводя численное интегрирование (5.5), получаем $-0,00036$ м = $\frac{1}{E} (-1,45)$ МПа ($X_d - X_c$), где ($X_d - X_c$) = 10,6 м - длина линии *cd*, откуда $E = 4,3 \cdot 10^3$ МПа.

Аналогичным образом найдены модули упругости массива для всех стадий отработки камеры по обеим реперным линиям. Среднее значение модуля упругости, найденное непосредственно из натуральных измерений, равно $(4,85 \pm 0,56) \cdot 10^3$ МПа. Статистическая обработка по известной методике показала, что расхождение расчетного модуля упругости от найденного по фак-

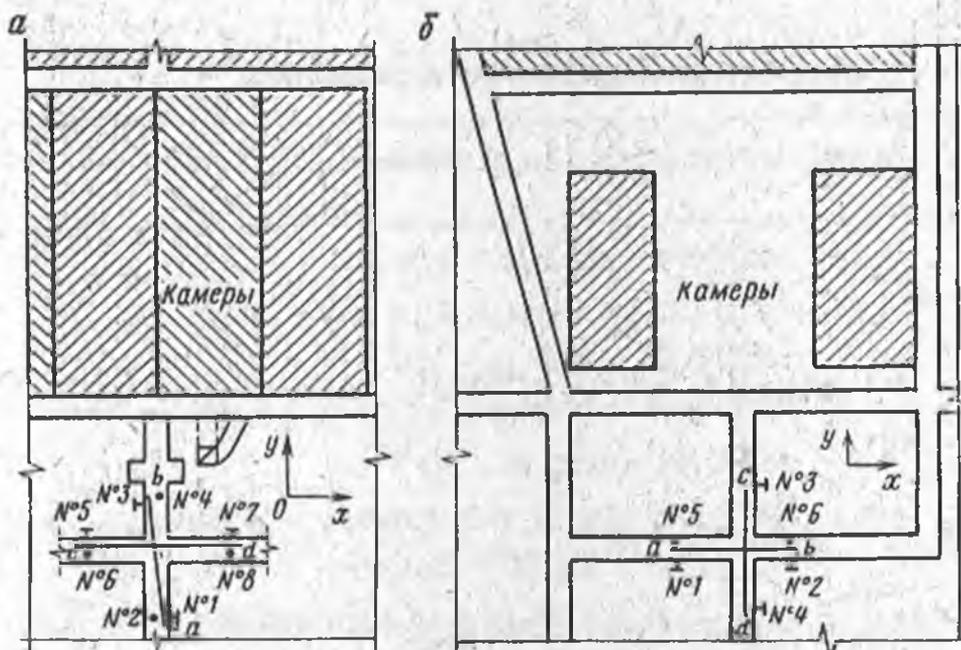


Рис. 5.2. Схема расположения фотоупругих датчиков (№ 1, 2, ..., 8) и реперных линий (*ab*, *cd*) при отработке Северопесчанского (а) и Новопесчанского (б) рудных тел

тическим приращением напряжений и деформаций можно считать незначительными.

Аналогичный эксперимент проведен на шахте Северопесчанская (Северный Урал) для определения модуля упругости массива.

Измерения приращений напряжений (фотоупругими датчиками) и деформаций (реперными линиями длиной 20 м) проводились в процессе отработки панели № 10 Северопесчанского участка в рудном массиве на глубине 400 м от поверхности (рис. 5.2) и во вмещающих породах на глубине 380 м при отработке панели № 4 Новопесчанского участка.

Результаты измерений, а также найденные значения модулей упругости массива приведены в табл. 5.6. Поскольку реперные линии и датчики расположены на расстоянии 20 м и более от контура обрабатываемой панели, где изменение напряжений и деформации происходит уже плавно, в расчетах принимали, что эти изменения вдоль реперной линии можно охарактеризовать некоторыми средними величинами $\Delta\sigma$ и ϵ . Модуль упругости в направлении оси *x*, например, рассчитывали по формуле

$$E = (\Delta\sigma_{xH} - \mu\Delta\sigma_{zH}) / \epsilon_x,$$

которая получается после преобразований обобщенных уравнений Гука, если выразить напряжения в массиве пород через напряжения, измеренные датчиками около контура выработки.

Среднее значение модуля упругости массива руды на Северопесчанском участке $E = (8,5 \pm 1,4) \cdot 10^4$ МПа, а массива пород на Новопесчанском участке - $E = (8,1 \pm 1,1) \cdot 10^4$ МПа

Таблица 5.6

Результаты эксперимента на шахте "Северопесчанская"

Номер датчика	$\Delta\sigma_{x,y}$, МПа	$\Delta\sigma_z$, МПа	Реперная линия	$\epsilon_{x,y} \cdot 10^5$	E , при $\mu=0,3 \times 10^4$ МПа
Панель № 10					
1	-3,7	-4,8	<i>ab</i>	-4,4	7,5
2	5,5	-4,3			
1	0,2	11	<i>ab</i>	-11,1	9,5
2	-8	4			
Панель № 4					
1	0,2	-9,1	<i>ab</i>	-2,9	7,9
2	0	-5,9			
3	5,5	-8	<i>cd</i>	9,9	7,8
4	7,2	-1,1			
1	0,2	-9			
2	0,9	-4,2	<i>ab</i>	-3,2	7,8
3	5,7	-8,7	<i>cd</i>	1,1	7,3
4	7,6	-0,8			
1	4,3	-15,8			
2	-1,6	-17,4	<i>ab</i>	6,6	9,7

Значения модулей упругости образцов руд и пород на рассмотренных участках находятся в пределах $(10-11) \cdot 10^4$ МПа.

Значение коэффициента корреляции между измеренными и расчетными напряжениями для Соколовского подземного рудника, близкое к единице, и небольшой статистический разброс при определении модуля упругости пород на шахте "Северопесчанская" позволяют утверждать, что характеристики рассматриваемых массивов найдены с достаточной степенью достоверности.

Таким образом, определение первоначальных напряжений и модуля упругости массивов крепких пород по рассмотренной методике позволило увеличить базы исследования до размеров выработанных пространств, около которых производили измерения изменений напряженно-деформированного состояния массивов пород. При этом для получения модуля упругости массива не потребовалось применения громоздких давяльных установок и технологически сложных экспериментов. Все исследования на базах 10-20 м были проведены с помощью геодезических рулеток и фотоупругих датчиков.

5.2. НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА СКАЛЬНЫХ ПОРОД РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Применив перечисленные методы измерений, были определены напряжения в массиве горных пород месторождений руд черных металлов Урала и Сибири и руд цветных металлов Урала

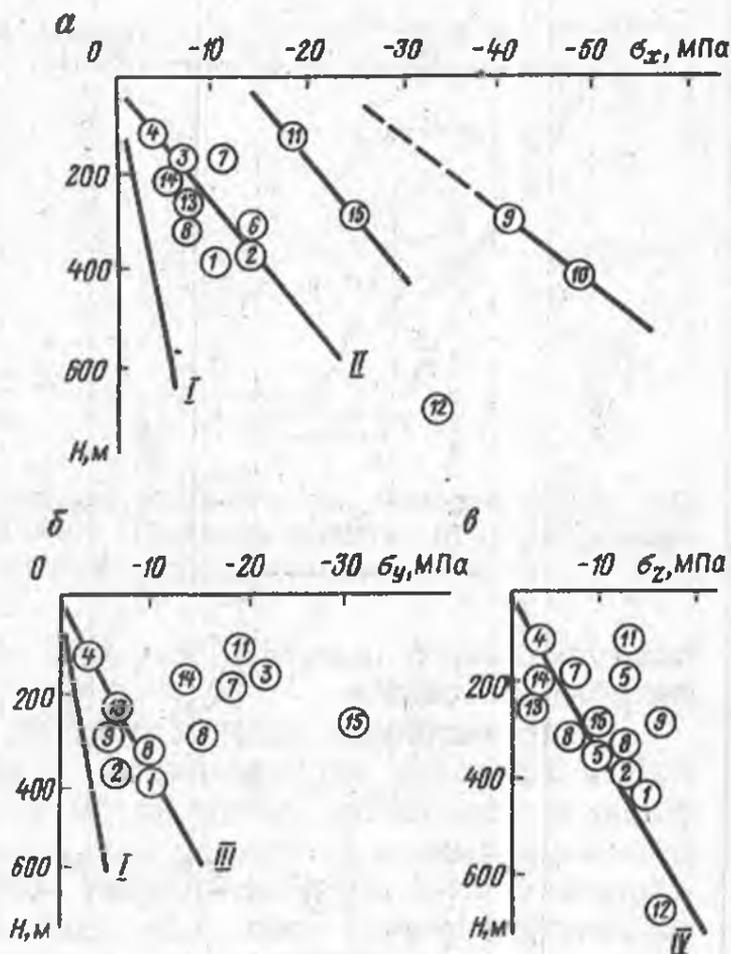
Таблица 5.7

Первоначальные напряжения массива горных пород на рудниках

Номер, по порядку (см. рис. 5.5)	Шахта, рудник, город	Глубина, м	Азимут простирания, градус		Азимут действия σ_x , градус	Напряжения в массиве, МПа			γ_H , МПа
			геологических структур	рудных тел		σ_x	σ_y	σ_z	
1	Северопесчанский	300	180	180	100	-10,3	-7,4	-7	-8,4
2	Новопесчанский (г. Красногурьинск)	360	36	36	50	-17,4	-9	-12	-8,7
3	Южная (г. Кушва)	170	180	188	98	-7,3	-21,2	-12,8	-4,8
4	Валуевская (г. Кушва)	125	180	40	118	-3,3	-2,1	-4	-3,6
5	Естонинская (г. Нижний Тагил)	180	135	135	45	-10,2	-20,4	-7	-6,8
6	Магнетитовая (г. Нижний Тагил)	370	140	140	54	6,6	0,3	-10,3	-10,5
7	Магнетитовая (г. Нижний Тагил)	326	140	140	54	-14	-9,7	-10,5	-9
8	Эксплуатационная (г. Нижний Тагил)	300	160	164	74	-7,8	-15,5	-6,9	-7,5
9	Южная (г. Березовский)	300	180	180	90	-41,5	-5,1	-16,1	-8,4
10	Капитальная (г. Дегтярск)	430	160	167	83	-49	9	6	-13
11	Капитальная (г. Вишневогорск)	135	180	40	150	-18,7	-17,9	-12,5	-3,8
12	Капитальная (г. Карабаш)	700	200	195	100	-33,5	13,2	-16	-17,6
13	Капитальная (г. Миндяк)	247	40	220	125	-6,4	-6,2	-2,2	-6,9
14	№ 116 (г. Пласт)	192	-	260	95	-6,6	-13,7	-3,7	-5,3
15	Шенто (г. Пласт)	295	-	275	90	-25,2	-31,3	-9,5	-8,1

Рис. 5.3. Изменение напряжений с глубиной по месторождениям (цифры в кружках соответствуют номеру месторождения, приведенному в табл. 5.8):

I - горизонтальные напряжения $\sigma_x = \sigma_y = \frac{1}{1-\mu} \gamma H$, (a и б); II - корреляционная зависимость горизонтальных напряжений σ_x по данным измерений, (a); III - то же, для горизонтальных напряжений σ_y (б); IV - то же для вертикальных напряжений σ_z (в); μ - коэффициент Пуассона; γ - удельный вес пород; H - глубина



(табл. 5.7, рис. 5.3). Анализ результатов определения этих напряжений показывает значительный разброс. На одной и той же глубине (450 м) горизонтальные напряжения вкрест простирания рудных тел изменяются от 10 до 50 МПа, а исходя из гравитационных сил они увеличиваются в 3-15 раз; по простиранию напряжения составляют 120-300 МПа, что в 4-10 раз превышает гравитационные, причем здесь отмечаются и растягивающие напряжения. Имеется расхождение вертикально-составляющих тензора напряжений с гравитационными. Но в общем они почти равны и находятся в пределах погрешностей определения. Отдельные аномальные отклонения очевидно объясняются взаимодействием отдельных геологических блоков с различной тектонической структурой и упругими свойствами.

Вместе с тем до глубин 500 м по месторождениям, имеющим аналогичное геологотектоническое строение, графики корреляционной зависимости имеют почти прямую линию и описываются следующими выражениями (МПа): вкрест простиранию рудного тела $\sigma_x = 1,0 - 0,042 H$; по простиранию рудного тела $\sigma_y = 0,5 - 0,025 H$; по глубине $\sigma_z = 0,028 H$ (см. рис. 5.3 соответственно a, б, в).

Однако на глубине от 500 до 700 м напряжения по большинству исследованных месторождений резко увеличиваются (рис. 5.4). Это увеличение вероятно происходит из-за пере-

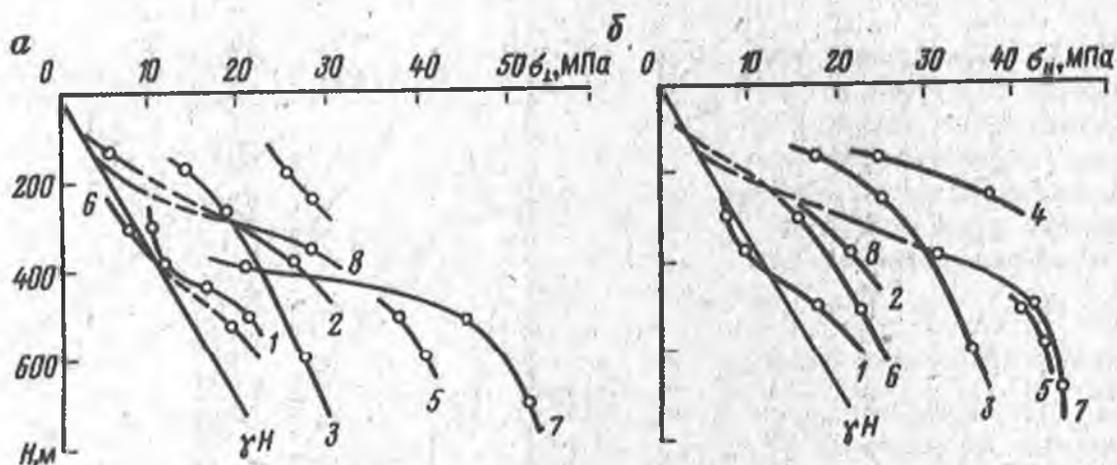


Рис. 5.4. Изменение напряжений в массиве горных пород, направленных перпендикулярно (а) и параллельно (б) простиранию месторождения с глубиной: 1, 2, ..., 8 - номер месторождения, приведенный в табл. 5.7

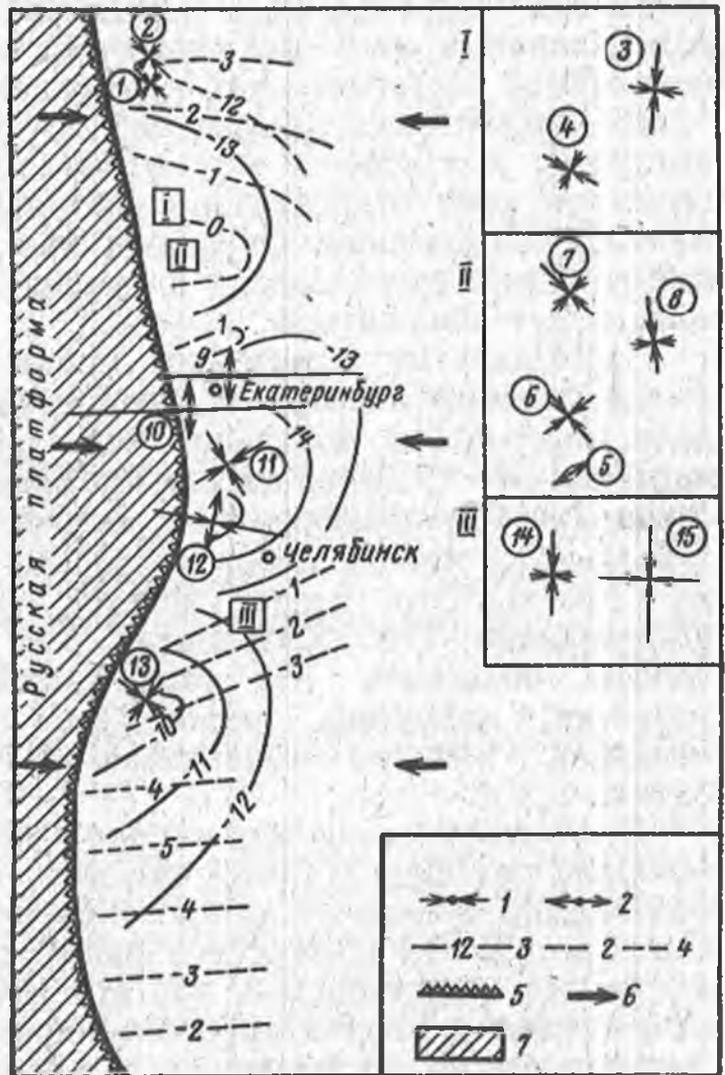
хода скального массива из зоны выветривания в зону монолитного состояния.

Из приведенных данных следует, что поле упругих напряжений в пределах исследованных глубин (т.е. до 700 м) неоднородно и изменяется почти до 50 МПа. При этом вкрест простирания уральских структур, как правило, действуют сжимающие напряжения, а по простиранию наблюдается как сжатие, так и растяжение пород (рис. 5.5). Неоднородность напряженного состояния пород определяется различными факторами, в частности, их структурой и литологической гетерогенностью и соответственно различием физико-механических свойств, наличием микро- и макронарушений и т.д. В качестве примера влияния физико-механических свойств можно привести случаи появления растягивающих напряжений при поперечном сжатии пластов и линз пород с малым коэффициентом Пуассона, залегающих среди пластичных толщ. Такие напряжения были отмечены на Кочкарском месторождении (г.Пласт) в линзе плагиогранитов (коэффициент Пуассона 0,2), окруженной слоями так называемых табашек (коэффициент Пуассона 0,3-0,4). Существенные колебания величины и даже знака напряжений наблюдаются при измерениях вблизи разрывных нарушений. Отмеченные колебания напряженного состояния пород можно рассматривать как локальные, вместе с тем анализ результатов измерений позволяет выявить существование региональных особенностей поля упругих напряжений, связанных, вероятно, с крупными тектоническими элементами строения земной коры в Уральском регионе.

Прежде всего обращает на себя внимание зона относительно высоких напряжений, расположенная между Екатеринбургом и Челябинском (рудники Березовский, Дегтярский, Вишневогорский и Карабашский). Расположение ее по отношению к клиновидному выступу Русской платформы и характер напряженного состояния пород дают основание предполагать генетическую связь кон-

Рис. 5.5. Напряжения в верхней части земной коры Урала по данным натуральных измерений и моделирования (цифры в кружках соответствуют номеру месторождения в табл. 5.7):

1 и 2 - действие измеренных напряжений в натуральных условиях (показано стрелками соответственно сжатие и растяжение); 3 и 4 - то же, в лабораторных условиях /показано изолиниями соответственно σ_2 (сплошные) и σ_1 (пунктирные)/; 5 - граница разлома; 6 - направление сжатия русской платформой уральских структур-пород; 7 - русская платформа



центрации напряжений с влиянием жесткого платформенного выступа, фронтальная часть которого как бы "огибается" уральскими структурами.

Для проверки высказанного предположения было выполнено исследование распределения напряжений в двух фотоупругих моделях, имитирующих вероятные области сочленения Урала и Русской платформы. В первой из них предполагалось, что областью сочленения является восточная окраина Предуральяского прогиба, во второй - граница между эвгеосинклинальной и миогеосинклинальной зонами Урала, т.е. западная граница Тагило-Магнитогорского погружения. Поскольку из-за недостатка исходных сведений ставилась задача получения качественной картины распределения напряжений, при моделировании было соблюдено только геометрическое подобие - различие модулей упругости между платформенным (жесткий штамп) и уральским (деформируемая среда - полиуретановый эластомер) блоками выбрано с расчетом получения достаточной контрастности.

В обеих рассмотренных моделях характер распределения напряжений в основных чертах оказался достаточно близким. Перед "платформенным" выступом наблюдается зона концентрации "суб-

широтных" сжимающих напряжений. Сжатие в "меридиональном" направлении в этой же зоне существенно уменьшается и даже появляются растягивающие напряжения.

На расстояниях, зависящих от кривизны "платформенного выступа", к северу и югу от его осевой части в модели отмечаются зоны относительно повышенных меридиональных сжимающих напряжений. Очевидно, при дополнительном сжатии деформируемой части модели в "меридиональном" направлении эти зоны будут сближаться.

Сопоставление результатов моделирования с данными натуральных измерений показывает, что, несмотря на схематичность модели, реальное и модельное поля напряжений в общих чертах подобны. Это сходство отражает картину влияния Уфимского выступа Русской платформы на особенности напряженного состояния массива горных пород месторождений и в целом земной коры Урала. Это подтверждается результатами геологических исследований Е.А. Кузнецова, В.М. Яновского. Все это позволило объяснить ряд особенностей его неотектонического развития, например, антиизостатический характер новейшего поднятия, явление выдавливания клиновидных геологических блоков и т.д.

Железорудные месторождения Сибири, разрабатываемые подземным способом (Таштагольское, Шерегешское, Темир-Тау), подвержены большому напряженно-деформированному состоянию. Согласно работам Сибирского филиала ВНИМИ и ВостНИГРИ, где измерения производились методом разгрузки на малых базах и по дискованию кернов, горизонтальные максимальные напряжения Таштагольского месторождения, как наиболее подверженного тектоническим силам, на глубинах 300-500 м ориентированы с азимутом $140 \pm 20^\circ$, т.е. по простиранию месторождения. При этом горизонтальные напряжения не равны между собой и на много превышают напряжения от γH . Так, вертикальносоставляющие равны $(1 + 1,25) \gamma H$, горизонтальносоставляющие вкрест простирания $(1,5 + 2) \gamma H$ и по простиранию $(2 + 3) \gamma H$.

Институтом горного дела г.Екатеринбурга были проведены измерения напряжений на Таштагольском месторождении и определены методом щелевой разгрузки, по формулам (2.8), фактические напряжения в зоне влияния выработанного пространства.

Первоначальные напряжения определяли с учетом влияния коэффициентов концентрации, полученных от перераспределения этих напряжений вокруг выработанного пространства. Определение же коэффициентов концентрации производили по специальной методике, разработанной Институтом горного дела г. Екатеринбург, с учетом трехмерности [14]. В результате была составлена система уравнений связи первоначальных и фактических напряжений массива пород:

$$\sigma_x^{\phi} = \sigma_x^M K_{x(x)}^M + \sigma_y^M K_{x(y)}^M + (\sigma_z^M - \sigma_{z0}) K_{x(z)}^M + \sigma_{\Gamma 0} \times$$

$$\times (1 - K_{x(x)}^M - K_{x(y)}^M);$$

$$\sigma_y^\Phi = \sigma_x^M K_{y(x)}^M + \sigma_y^M K_{y(y)}^M + (\sigma_z^M - \sigma_{z0}) K_{y(z)}^M + \quad (5.6)$$

$$+ \sigma_{\Gamma 0} (1 - K_{y(x)}^M - K_{y(y)}^M);$$

$$\sigma_z^\Phi = (\sigma_x^M - \sigma_{\Gamma 0}) K_{z(x)}^M + (\sigma_y^M - \sigma_{\Gamma 0}) K_{z(y)}^M +$$

$$+ \sigma_z^M K_{z(z)}^M + \sigma_{\Gamma 0} (1 - K_{z(z)}^M),$$

где σ_i^Φ , σ_i^M - напряжения соответственно в местах измерений и первоначальные ($i = x, y, z$); σ_{z0} , $\sigma_{\Gamma 0}$ - давление обрушенных пород соответственно вертикальное и горизонтальное; $K_{j(i)}^M$ - коэффициенты концентрации первоначальных напряжений σ_j^M ($i = x, y, z$) по осям j ($j = x, y, z$).

Решение этой системы уравнений позволяет определять первоначальные напряжения σ_i^M .

В тех случаях, когда выработанное пространство имеет большую протяженность по простиранию месторождения (ось y) по сравнению с шириной или мощностью рудного тела (ось x), связь фактических и первоначальных напряжений, действующих параллельно простиранию месторождения, выражается формулой

$$\sigma_y^M = \sigma_y^\Phi - \mu [\sigma_z^\Phi + \sigma_x^\Phi - (\sigma_z^M - \sigma_x^M)]. \quad (5.7)$$

На глубине 710 м (гор. -210 м) измерения показали, что фактические напряжения в зоне ведения очистных работ изменяются: вертикальная составляющая σ_z^Φ от 33,4 до 43,0 МПа и в среднем равна 37,5 МПа, горизонтальная составляющая вкрест простирания σ_x^Φ от 45,9 до 76,3 МПа и в среднем равна 60,9 МПа и по простиранию σ_y^Φ - от 46 до 55,6 МПа и в среднем равна 51,2 МПа.

Первоначальные напряжения, полученные по формуле (5.6), при надежности 0,95 равны $\sigma_z^M = -24 \pm 3,3$ МПа; коэффициент вариации 16%; $\sigma_x^M = -52,5 \pm 7,4$ МПа; коэффициент вариации 18%; $\sigma_y^M = -45,2 \pm 3,6$ МПа; коэффициент вариации 11%.

При расчете по формуле (5.6) предварительно были определены коэффициенты концентрации вокруг выработанного пространства. Они изменялись:

$$K_{x(x)}^M = 1,08 \div 1,64;$$

$$K_{x(y)}^M = 0;$$

$$K_{x(z)}^M = 0,2-0,63;$$

$$K_{z(x)}^m = 0,1 - 0,48; \quad K_{z(y)}^m = 0; \quad K_{z(z)}^m = 0,39-1,12;$$

$$K_{y(x)}^m = 0,33; \quad K_{y(y)}^m = 0,6 \div 0,79; \quad K_{y(z)}^m = 0.$$

Общее представление о напряженном состоянии большинства рудных месторождений СНГ можно судить по данным книги "Напряженное состояние земной коры". Под ред. П.Н. Кропотина, Г.Т. Нестеренко, Н.К. Булина, М., 1973. Причем в ней приведена и подробная библиография опубликованных материалов по первоначальным напряжениям, определенным натурными измерениями.

6. НАПРЯЖЕНИЯ ВОКРУГ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

При образовании в массиве горных пород выработок (полостей) вокруг них происходит перераспределение первоначальных напряжений, которые были в массиве до образования выработок. Напряжения в различных местах выработки будут неодинаковыми и они зависят от ее формы и тензора первоначальных напряжений. Отношение фактических напряжений к первоначальным определяет коэффициент их концентрации. Поэтому, зная коэффициенты концентрации вокруг любых выработок и первоначальные напряжения массива горных пород, можно определять фактические напряжения искомой точки массива или элемента конструкции подземного сооружения [6-8, 10, 15, 30, 39, 45].

Поскольку рудные тела представлены от горизонтальных до крутых и при их разработке образуется выработанное пространство как с выходом на земную поверхность, так и без выхода, вокруг него из-за перераспределения первоначальных напряжений создается их концентрация. По коэффициентам концентрации, первоначальному напряжению и прочностным свойствам горных пород можно прогнозировать устойчивость элементов систем разработки.

Вначале рассмотрим распределение напряжений под выработанным пространством, образованным разработкой наклоннопадающих рудных тел и имеющим выход на земную поверхность.

6.1. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ ВОКРУГ ВЫРАБОТАННОГО ПРОСТРАНСТВА

При выемке наклонных рудных тел происходит, как правило, зависание всячего бока. Устойчивость массива горных пород зависит в основном от его прочностных свойств и напряженного состояния. Поэтому знание закономерностей распределения напряжений около выработанного пространства позволит прогнози-

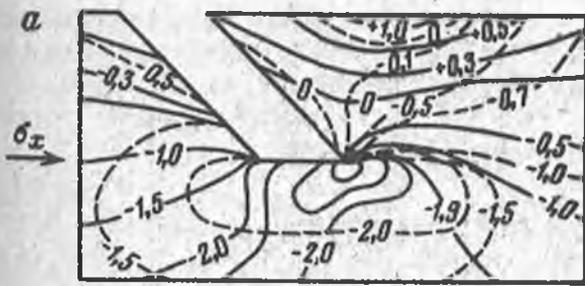
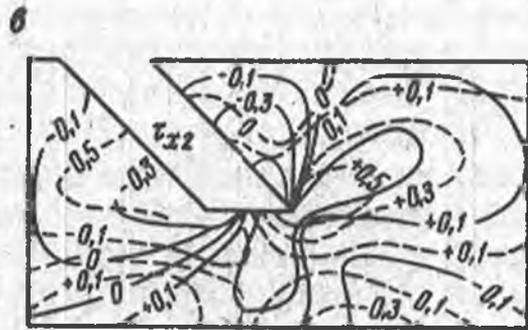
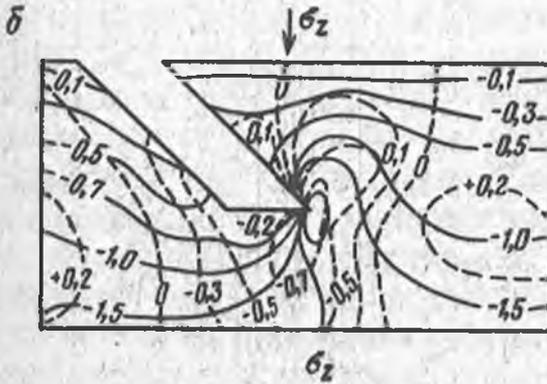


Рис. 6.1. Линии равных коэффициентов концентрации напряжений горизонтальных, вертикальных, касательных: пунктирные линии - от γH , сплошные - от σ_T



ровать поведение вмещающих пород (особенно висячего бока), производить более обоснованно выбор систем разработки и рациональней с точки зрения горного давления располагать капитальные и подготовительные выработки.

Изучение распределения напряжений вокруг выработанного пространства производили численным методом конечных разностей на машине БЭСМ-6.

Программа составлена на алгоритмическом языке АЛГОЛ-60. Переменными величинами являются: угол падения рудного тела α , коэффициент бокового распора пород λ , мощность рудного тела m и длина консоли по падению L , отнесенные к глубине выработанного пространства H . Задача решалась для $\sigma_1 = \gamma H = 1$. Суммарные напряжения в каждой точке массива (МПа) можно найти суперпозицией

$$\sigma_x = K_{\gamma x} \gamma H + K_{\tau x} \sigma_T;$$

$$\sigma_z = K_{\gamma z} \gamma H + K_{\tau z} \sigma_T;$$

(6.1)

$$\tau_{xz} = K_{\gamma xz} \gamma H + K_{\tau xz} \sigma_T;$$

где $K_{\gamma x}$, $K_{\gamma z}$, $K_{\gamma xz}$ - коэффициенты концентрации от сил веса соответственно для нормальных σ_x и σ_z и касательных τ_{xz} напряжений; $K_{\tau x}$; $K_{\tau z}$; $K_{\tau xz}$ - то же, от тектонических сил.

В выражении (6.1) при растяжении берется знак плюс, при сжатии - знак минус. Значения σ_T и γH следует брать по абсолютной величине. В случае растягивающих тектонических сил соответствующие им коэффициенты концентрации меняют знаки на противоположные.

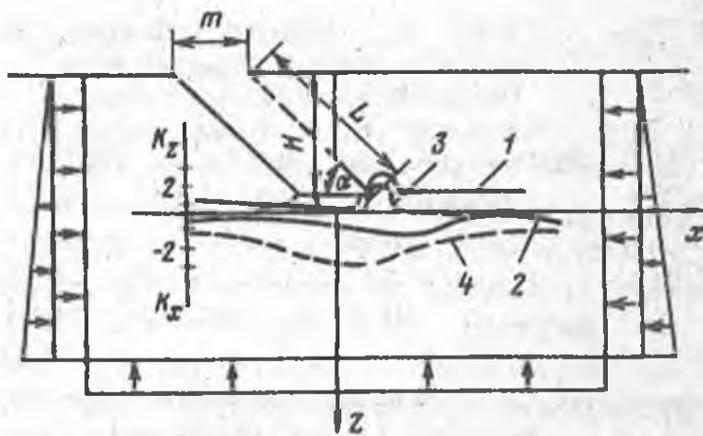


Рис. 6.2. График коэффициентов концентрации напряжений на глубине $0,1H$ под выработанным пространством
 1 - $\sigma_{z,r}$; 2 - $\sigma_{x,r}$; 3 - $\sigma_{z,t}$; 4 - $\sigma_{x,t}$

Изложенные выше положения справедливы для усеченной и для неусеченной консолей. Линии равных коэффициентов концентрации напряжений вокруг наклонного выработанного пространства с необрушенной консолью висячего бока, показанные на рис. 6.1, при значениях переменных величин $\alpha = 45$; $\lambda = 1$; $m/H = 2/3$; $L\sin\alpha/H = 1$, выражают характер напряженного состояния вмещающих пород вокруг выработанного пространства.

Приведенные результаты показывают, что тектонические силы играют в общей картине напряженного состояния значительную роль. Сжимающие тектонические силы вызывают растягивающие горизонтальные напряжения по поверхности и в глубине консоли висячего бока, суммируясь с растягивающими напряжениями от собственного веса (рис. 6.1, а). Общая картина напряжений под выработанным пространством довольно сложная. Под висячим боком наблюдается значительная концентрация горизонтальных и вертикальных (рис. 6.1, б) и касательных (рис. 6.1, в) напряжений. Последние создают зону "опорного давления", которая легко определяется по изолиниям. Под лежачим боком концентрация как вертикальных, так и горизонтальных напряжений от веса ниже, так как налегающая толща пород меньше, чем в висячем боку, уменьшения горизонтальных напряжений от тектонических сил там не наблюдается. В породах лежачего бока растяжения нет, но происходит снижение первоначальных напряжений, особенно тектонических. Расчет, проведенный для усеченной консоли, показал, что в этом случае характер распределения напряжений остается почти неизменным, меняются только их величины. Наблюдается уменьшение растяжения поверхности висячего бока, например, для отношения $L\sin\alpha/H = 0,3$ и $\lambda = 0,44$; максимальное значение $K_{\gamma x} = 0,36$; $K_{\tau x} = 0,26$. Уменьшается вертикальное сжатие от веса в зоне опорного давления. Под выработанным пространством и в породах лежачего бока изменения практически нет. Особенно мало меняются при изменении геометрии консоли напряжения от тектонических сил. Из рис. 6.2 видно, что тектоническая составляющая создает концентрацию горизонтальных напряжений (3-4) σ_t , непосредственно под выработанным про-

странством, а вблизи границы отработки формируется зона опорного давления, в которой силы веса создают концентрацию $\sigma_{z,\gamma} \cong 2,2 \gamma H$, а тектонические $\sigma_{zT} \cong 1,5 \sigma_T$, а на расстоянии $0,2H$ напряжения практически не отличаются от первоначальных.

Таким образом, полученное распределение напряжений вокруг выработанного пространства позволяет качественно и количественно оценить поведение пород, окружающих выемку, более правильно произвести выбор системы разработки и направление продвижения очистных работ вкост простирания рудного тела. Ввиду большой концентрации тектонических напряжений под выработанным пространством их учет необходим при расчетах крепи выработок и параметров систем разработки. Определение размеров зоны опорного давления позволяет сделать правильный подход к вопросу расположения полевых откаточных штреков. Кроме напряжений по результатам расчета, при наличии упругих характеристик массива пород можно определить относительные и абсолютные его деформации.

Изложенный выше метод определения напряженного состояния массива крепких горных пород остается справедливым и для случая, когда горизонтальные тектонические силы с глубиной изменяются по линейному или близкому к нему закону, т.е. $\text{grad } \sigma_T = \partial \sigma_T / \partial y = \text{const} = 0$. Тогда в нетронутом массиве горизонтальные напряжения (МПа) будут:

$$\sigma_x = \sigma_T^0 + (z + H) \text{grad } \sigma_T + \sigma \lambda_\gamma (z + H),$$

или $\sigma_x = \sigma_T^0 + \lambda_\gamma (z + H)$, где $\lambda = \lambda_\gamma + \lambda_T$; $\lambda_\gamma = \mu / (1 - \mu)$ - коэффициент бокового давления от веса; $\lambda_T = \text{grad } \sigma_T / \gamma$ - коэффициент изменения тектонических сил с глубиной; σ_T^0 - величина тектонических напряжений около земной поверхности.

По мере понижения разработки наклонных и крутых рудных тел вмещающие породы обрушаются вплоть до земной поверхности. Под провалом в рудном теле обрабатываемого следующего этажа создается большая концентрация напряжений. Коэффициенты концентрации горизонтальных напряжений под провалом от давления обрушенных пород находятся по формулам:

$$K_{\gamma_0} = K_\gamma; K_{\lambda_0} = K_\lambda^0 - K_\lambda,$$

где K_λ^0 - первоначальная концентрация в месте определения напряжений в массиве пород до образования выемки.

Нормальные напряжения в рудном теле под провалом (МПа) будут равны:

$$\sigma_z = -\gamma_0 H_0;$$

$$\sigma_x = K_\gamma \gamma H + K_\lambda \lambda \gamma H + K_T \sigma_T - K_\gamma \gamma_0 H_0 - (K_\lambda - K_\lambda^0) \lambda_0 \gamma_0 H_0. (6.2)$$

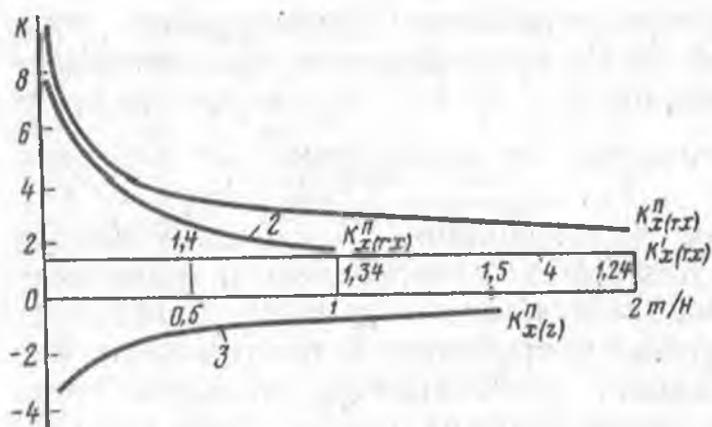


Рис. 6.3. Изменение концентрации горизонтальных напряжений в средней части дна провала (днища):
 1 - $K_{x(r,x)}^n$ от σ_T , действующей по x ; 2 - $K_{\lambda\gamma}^n$ от $\lambda\gamma H$; 3 - $K_{x(z)}^n$ от γH ; 4 - $K_{x(r,x)}^1$ от σ_T , действующей по оси x (когда $m = L$)

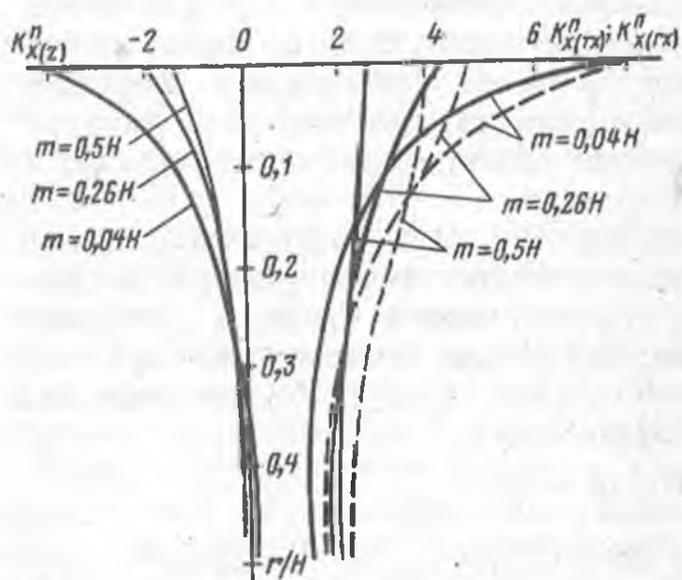


Рис. 6.4. Изменение концентрации первоначальных напряжений в рудном теле по мере удаления от дна провала при различном соотношении m/H :
 $K_{x(z)}^n$ - от γH ; $K_{x(r,x)}^n$ - от $\lambda\gamma H$ (сплошные линии);
 $K_{x(r,x)}^n$ - от σ_T (пунктирные линии)

На напряженное состояние рудного тела под провалом влияет и длина провала l_n . С учетом этой длины коэффициенты концентрации горизонтальных напряжений определяются из выражений:

$$K_{l_T} = 1 + (K_T - 1) [1 - \exp(-(K_{lx} - 1)l_n / (K_T - 1)m)];$$

$$K_{l_\lambda} = 1 + r/H + (K_\lambda - 1 - r/H) [1 - \exp((K_{lx} - 1)l_n / (K_\lambda - 1 - r/H)H)]; \quad (6.3)$$

$$K_{l_\gamma} = K_\gamma [1 - \exp(-K'_{lx}l_n / (K_\gamma H))],$$

где K'_{lx} , K_{lx} - коэффициенты концентрации соответственно горизонтальной и вертикальной составляющей первоначальных напряжений σ_x^m , γH под провалом, когда $l_n = m$; r - глубина от дна провала до точки определения напряжений.

С увеличением глубины разработки будет уменьшаться отношение ширины выемки к ее высоте, и возрастать концентрация

горизонтальных напряжений в основании провала (рис. 6.3). По мере удаления от основания провала концентрация напряжений будет уменьшаться (рис. 6.4). При этом величина концентрации от тектонических напряжений σ_T больше, чем от горизонтальных составляющих от веса пород $\lambda \gamma H$ и она увеличивается в 8-9 раз. Таким образом, в нижележащем этаже напряжения выше, чем были в вышележащих, и они намного превышают первоначальные напряжения нетронутого выработками массива горных пород.

В этом (нижнем) этаже в зависимости от применяемой системы разработки будут образовываться те или иные полости (выработки), которые будут создавать вокруг себя соответствующую дополнительную концентрацию этих напряжений.

6.2. КОНЦЕНТРАЦИЯ НАПРЯЖЕНИЙ В ДНИЩЕ БЛОКА ПРИ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ

При системе разработки с обрушением наиболее важными элементами системы являются днище выработанного пространства и отбываемый рудный массив.

Поскольку горных выработок больше всего проводят в днище, в первую очередь рассмотрим распределение коэффициентов концентрации напряжений на поверхности днища при системе с обрушением, когда этаж полностью отработан и обрушение имеет выход на земную поверхность [25].

Коэффициенты концентрации напряжений в днище выработанного пространства определяли численным методом конечных разностей (плоская задача) и объемным моделированием на пенопласте (рис. 6.5).

Нагрузку на модель размерами 490×490×490 см задают при помощи жестких плит, стягиваемых болтами. Между плитами и моделью находятся резиновые мембраны, в которые закачивают сжатый воздух для обеспечения равномерной нагрузки на модель. Контроль нагрузки осуществляют специальным манометром. Деформации в модели определяются датчиками сопротивления, наклеенными в соответствующих решаемых задачах местах.

Предположим, что при изменении длины L от 0 до ∞ коэффициент концентрации с учетом объемности K плавно изменяется (см. рис. 6.3).

Функцию изменения K выбираем в виде

$$K = A + B e^{-Cl/m} \quad (6.4)$$

Для определения коэффициентов A , B и C необходимо иметь величины коэффициентов K в трех точках. В качестве двух являются предельные точки, когда $L = 0$ и $L = \infty$, а в качестве третьей можно использовать известное из объемного моделирования значение K при $L/m = 1$.

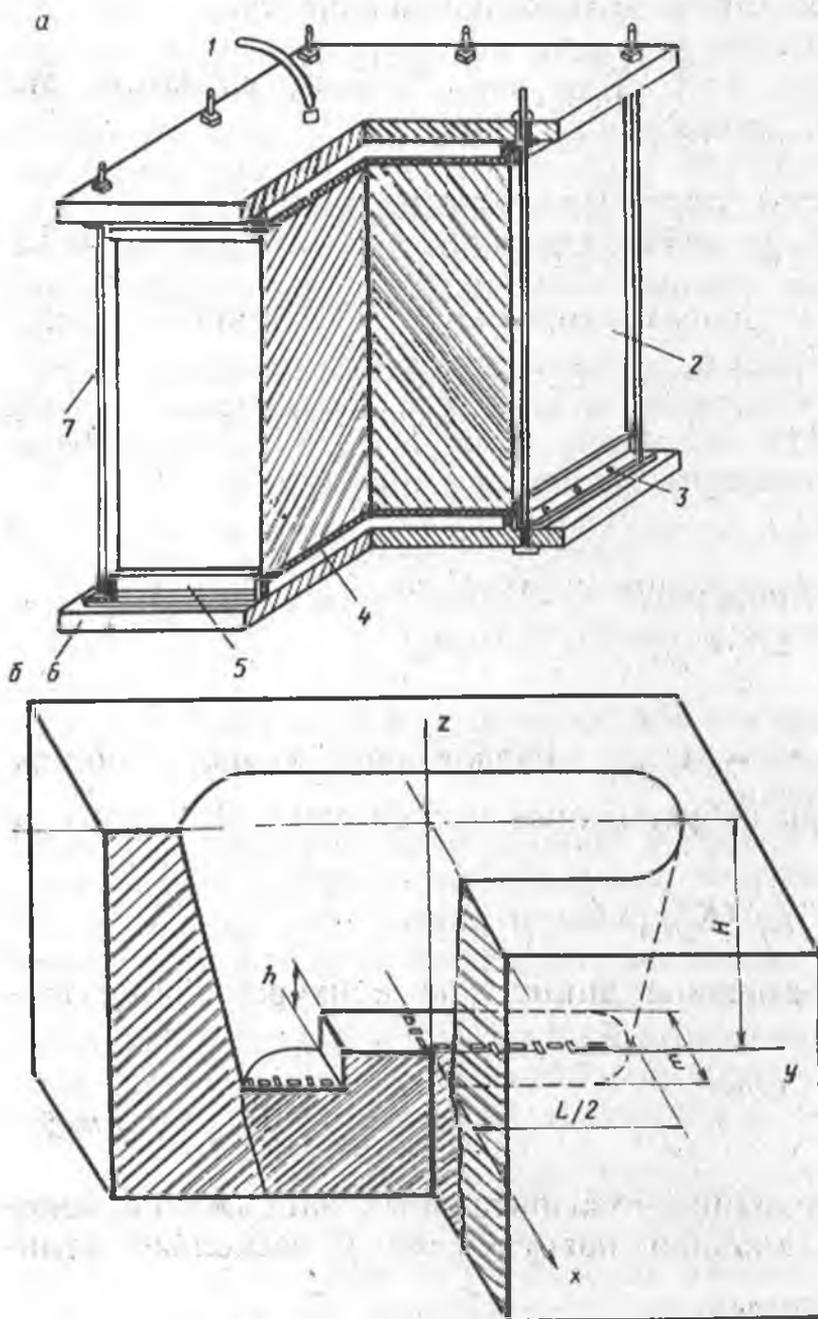


Рис. 6.5. Нагрузочный стенд объемного моделирования (а) и схема объемной модели отработки рудного тела (б):

- 1 - труба к насосу;
 2 - модель; 3 - винт;
 4 - резиновая диафрагма; 5 - уголок;
 6 - плита; 7 - болт

Концентрацию горизонтальных тектонических напряжений в плоскости xz в днище определяют следующим образом.

При $L/m = 0$ $K_{x(tx)} = 1 = A + B$, при $L/m = \infty$

$$K_{x(tx)} = K_{x(tx)}^n = A, \quad (6.5)$$

Откуда $B = 1 - K_{x(tx)}^n$, где $K_{x(tx)}$, $K_{x(tx)}^n$ - коэффициенты концентрации тектонических напряжений σ_{tx} по оси x соответственно в объемном и плоском случаях.

Согласно выражениям (6.4) и (6.5)

$$K_{x(tx)} = 1 - (K_{x(tx)}^n - 1)(1 - e^{-C_{x(tx)} L/m}). \quad (6.6)$$

Если $L/m = 1$, то из этого выражения находится

$e^{-C_{x(гх)}} = 1 - (K_{x(гх)} - 1)(K_{x(гх)}^n - 1)^{-1}$ и разлагая это выражение в ряд Тейлора, получается

$$C_{x(гх)} = 1 - \sqrt{1 - 2(K_{x(гх)} - 1)(K_{x(гх)}^n - 1)^{-1}} \quad (6.7)$$

Концентрация вертикальных напряжений σ_z в днище в плоскости xz определяется подобным образом.

При $L/m = 0$ $K_{x(z)} = 0 = A + B$, при $L/m = \infty$ $K_{x(z)} = K_{x(z)}^n = A$.

Откуда $A = -B = K_{x(z)}^n$.

При $L/m = 1$ и любых отношениях H/m

$$K_{x(z)} = -0,85 = K_{x(z)}^n (1 - e^{-C_{x(z)}}),$$

т.е. $\ln(1 - 0,85/K_{x(z)}^n) = C_{x(z)}$. Разложение в ряд Тейлора функции логарифма при отбрасывании членов выше 2-го порядка дает величину

$$C_{x(z)} = (0,36 - 0,85 K_{x(z)}^n) (K_{x(z)}^n)^{-2}.$$

Таким образом, в середине днища (на контуре) концентрация напряжений

$$K_{x(z)} = K_{x(z)}^n (1 - e^{-C_{x(z)} L/m}). \quad (6.8)$$

Определение концентрации горизонтальных напряжений бокового распора от вертикальной нагрузки ($\sigma_{гх}$) несколько отличается от вышеприведенных.

В этом случае при $L/m = 0$ $K_{x(гх)}^n = A + B = 1$.

Тогда значение e^{-C} из формулы (6.6) будет иметь вид при $L/m = 1$

$$e^{-C_{x(гх)}} = 1 - (K_{x(гх)} - 1)(K_{x(гх)}^n - 1)^{-1}.$$

Учитывая, что $K_{x(гх)} \approx K_{x(гх)}$, значение C подобно (6.7) имеет следующий вид:

$$C_{x(гх)} = 1 - \sqrt{1 - 2(K_{x(гх)} - 1)(K_{x(гх)}^n - 1)^{-1}}$$

Следовательно, в середине днища коэффициенты концентрации $K_{x(гх)}$, $K_{x(гх)}$ и $K_{x(z)}$ соответственно при действии на уровне

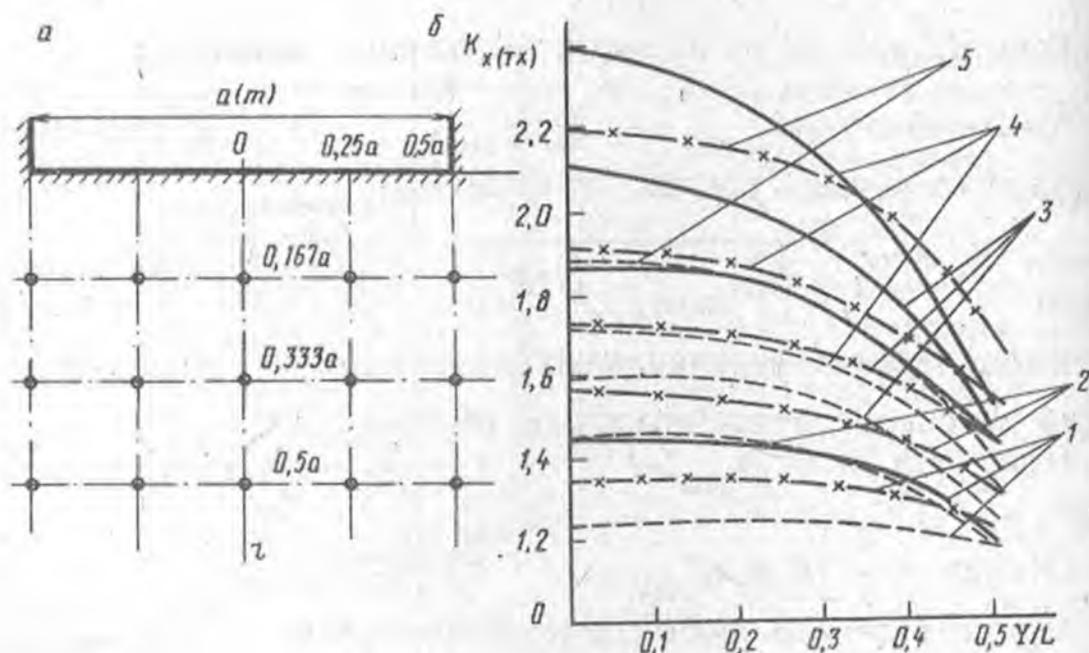


Рис. 6.6. Координатная сетка у стенки прямоугольной выработки или у торца скважины (а) и концентрация напряжений в днище вдоль выработанного пространства (б)

а - ширина выработки (или диаметр скважины); m - ширина днища (или горизонтальная мощность рудного тела); L и H - соответственно длина и глубина выработанного пространства; 1, 2, 3, 4, 5 - при L/m соответственно равном 1, 2, 3, 4, 11; сплошные линии - при $H/m = 2$; пунктирные - при $H/m = 0,5$; пунктирные с крестиками - при $H/m = 1$

днища напряжений $\sigma_{\gamma x}$, $\sigma_{\gamma z}$ и σ_z , а также коэффициенты $K_{x(z)}$ и $K_{x(\gamma z)}$ соответственно при действии вертикального и горизонтального давления обрушенных пород σ_{z0} и $\sigma_{\gamma 0}$ будут равны.

$$K_{x(\gamma x)} = 1 + (K_{x(\gamma x)}^n - 1)(1 - e^{-C_{x(\gamma x)} L/m});$$

$$K_{x(\gamma z)} = 1 - K_{x(\gamma x)}; \quad (6.9)$$

$$K_{x(z)} = -K_{x(\gamma z)}.$$

Значения $K_{x(\gamma x)}$ и $K_{x(z)}$ представлены формулами (6.6) и (6.8).

Как уже было сказано выше, коэффициенты концентрации из формул (6.6), (6.8) и (6.9) соответствуют середине днища. С приближением к торцам выработанного пространства значения их уменьшаются (рис. 6.6). Эпюры коэффициентов концентрации от $\sigma_{\gamma x}$ по оси y (по длине днища) будут описываться эмпирической зависимостью

$$K_{x(\gamma x)}^y = K_{x(\gamma x)} - 40(1 - e^{-0,145L/m})(1 - e^{-0,64H/m})(y/L)^4 \quad (6.10)$$

Таблица 6.1

Коэффициенты концентрации напряжений вокруг стенки прямоугольной выработки и торца скважины

i	Коэффициенты концентрации напряжений, при r			
	0	0,167a	0,333a	0,5a
0	$\frac{1,53}{1,53}$	$\frac{1,29}{1,27}$	$\frac{1,2}{1,18}$	$\frac{1,13}{1,13}$
	$\frac{1,62}{1,62}$	$\frac{1,29}{1,31}$	$\frac{1,16}{1,16}$	$\frac{1,1}{1,09}$
0,25a	$\frac{1,62}{1,62}$	$\frac{1,29}{1,31}$	$\frac{1,16}{1,16}$	$\frac{1,1}{1,09}$
	$\frac{1,62}{1,62}$	$\frac{1,29}{1,31}$	$\frac{1,16}{1,16}$	$\frac{1,1}{1,09}$
0,5a	$\frac{1,62}{1,62}$	$\frac{1,29}{1,31}$	$\frac{1,16}{1,16}$	$\frac{1,1}{1,09}$
	$\frac{1,62}{1,62}$	$\frac{1,29}{1,31}$	$\frac{1,16}{1,16}$	$\frac{1,1}{1,09}$

Примечание. В числителе коэффициент концентрации вокруг стенки прямоугольной выработки, в знаменателе - вокруг торца скважины; a - диаметр скважины или сторона прямоугольной выработки, или ширина днища; i, r - координаты точек в массиве пород соответственно параллельно и перпендикулярно к размеру a

Аналогичной формулой описываются эпюры коэффициентов концентрации горизонтальных гравитационных напряжений, только в выражении (6.10) вместо $K_{x(tx)}$ следует ставить $K_{x(gx)}$.

Коэффициенты концентрации вертикальных напряжений

$$K_{x(z)}^y = K_{x(z)} - 27(1 - e^{-0,145L/m})(1 - e^{-0,64H/m})(y/L)^4. \quad (6.11)$$

Однако, при оценке устойчивости днища необходимо знать коэффициенты концентрации напряжений не только по центральной оси днища, а по всей площади днища и на различной глубине от его поверхности.

Исследованиями было установлено, что при действии в массиве горных пород напряжений σ_{tx} , σ_{gx} и $\sigma_{го}$ распределение напряжений в каком-либо сечении xz в днище (объемная задача) и распределение напряжений около одной из сторон прямоугольной выработки (плоская задача) одинаковы, если коэффициенты концентрации в середине днища и в середине стороны прямоугольной выработки совпадают.

В качестве примера рассмотрим коэффициенты концентрации напряжений у торца скважины, в середине которой $K_{скв} = 1,53$, прямоугольная выработка с соотношением сторон $a : b = 1 : 2$, в середине длинной стороны которой $K_{выр} = 1,53$ (табл. 6.1, см. рис. 6.6).

Как видно из табл. 6.1 величины коэффициентов концентрации на значительном удалении от контура обеих выработок почти полностью совпадают.

На контуре стенки выработки действуют лишь напряжения, параллельные стенке выработки σ_{\parallel} , которым соответствуют ко-

ээффициенты концентрации K_i . С удалением от контура выработки в глубину, кроме K_1 , появляются концентрации напряжений в направлении, перпендикулярном к контуру выработки K_r , и коэффициенты концентрации касательных напряжений K_{ir} .

При действии в массиве горных пород вертикальных напряжений от веса массива и обрушенных пород σ_z и σ_{z0} изменение коэффициентов концентрации с удалением от контура днища происходит по другой закономерности, чем при действии горизонтальных напряжений. На основании решения задачи теории упругости численным методом конечных разностей были получены коэффициенты концентрации вертикальных напряжений σ_z в горизонтальном направлении, параллельном плоскости днища $K_{x(z)}^+$, и в вертикальном направлении $K_{z(z)}^+$. Коэффициенты концентрации $K_{x(z)}^+$ в точках, расположенных в рассматриваемом сечении на одинаковом удалении от поверхности днища, имеют постоянную величину. Поэтому достаточно знать изменение $K_{x(z)}^+$ по глубине под средней частью днища. При этом следует помнить, что при $z = 0$ коэффициент $K_{x(z)}^+ = K_{x(z)}$, который определяют по формуле (6.8). Следовательно, найдя $K_{x(z)}$ и отложив его по оси $K_{x(z)}^+$, интерполяцией находим коэффициенты концентрации на требуемой глубине днища.

Для определения $K_{z(z)}^+$ по графикам на рис. 6.7 необходимо пользоваться теми же номерами линий на графиках, что и при определении $K_{x(z)}^+$. В данном случае также возможна интерполяция при определении величин коэффициентов концентрации.

Рассмотрим пример определения $K_{x(z)}$ и $K_{z(z)}$ на глубине от поверхности днища $r = 0,53m$ при $K_{xz}^n = 1,5$.

На горизонтальной оси $K_{x(z)}^+$ находим точку P , в которой $K_{x(z)}^n = 1,5$, и сносим ее параллельно линиям 1 и 2 до значения 0,53 м (точка P^I). Проектируя P^I на ось $K_{x(z)}^+$ (точка P''), получаем $K_{x(z)} = -0,4$. Для определения $K_{z(z)}$ определяем координаты точек P^{III} , P^{IV} , P^V . По вертикали P^I находится на заданной глубине 0,53 м, а по горизонтали - между линиями 1 и 2. Проектируя ее на ось, получаем значения $K_{z(z)} = 0,4$; 0,52 и 0,82 соответственно при $i = x = 0$; 0,25 м; 0,5 м (см. рис. 6.6).

Коэффициенты концентрации напряжений в днище от действия по простиранию σ_{ty} и σ_{ry} ($K_{x(ty)}$, $K_{x(ry)}$) имеют величины в 20

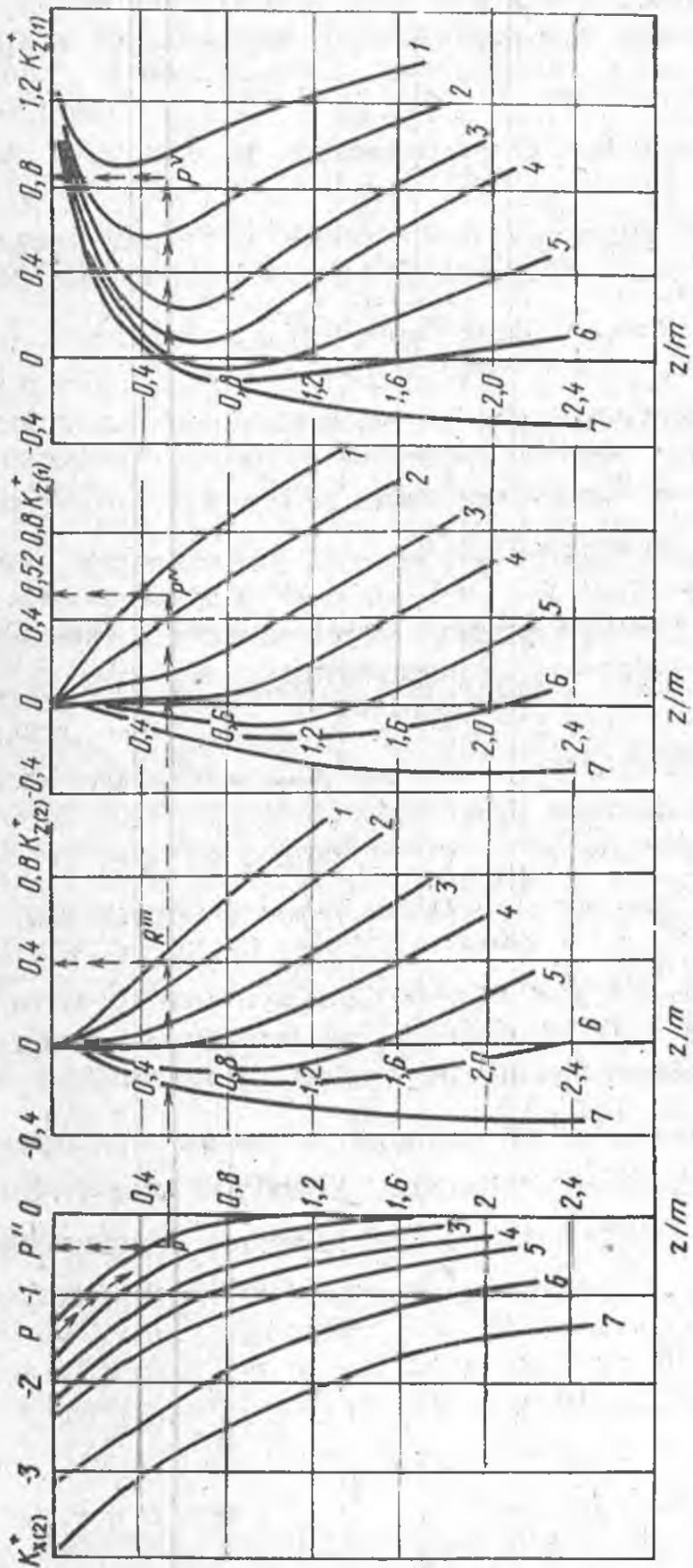


Рис. 6.7. Коэффициент концентрации напряжений σ_z в горизонтальном (а) и в вертикальном направлениях под днищем в точках с координатами соответственно $i = 0$ (б); $i = 0,25$ м, (в); $i = 0,5$ м; (г) (м - ширина днища) 1-7 - номера кривых для определения коэффициентов концентрации

и более раз меньше по сравнению с $K_{x(\tau x)}$, $K_{x(\Gamma x)}$. Поэтому при определении напряжений ими можно пренебречь.

Следовательно, при определении напряжений в плоскости xz необходимо найти следующие коэффициенты концентрации: $K_{x(\tau x)}^+$, $K_{x(\Gamma x)}^+$, $K_{x(z)}^+$, $K_{z(\tau x)}^+$, $K_{z(\Gamma x)}^+$, $K_{z(z)}^+$, $K_{xz(\tau x)}^+$, $K_{xz(\Gamma x)}^+$, действующие в направлении x , y и z в точке (+) с координатами x , y и z .

Суммарные значения напряжений в рассматриваемой точке дна (МПа) могут быть получены по следующим формулам:

$$\sigma_x^+ = \sigma_{\tau x} K_{x(\tau x)}^+ + \sigma_{\Gamma x} K_{x(\Gamma x)}^+ + \sigma_{\Gamma 0} (1 - K_{x(\Gamma x)}^+ + (\sigma_z - \sigma_{z0}) K_{x(z)}^+); \quad (6.12)$$

$$\sigma_z^+ = \sigma_{\tau x} K_{z(\tau x)}^+ + (\sigma_{\Gamma x} - \sigma_{\Gamma 0}) K_{z(\Gamma x)}^+ + \sigma_z K_{z(z)}^+ + \sigma_{z0} (1 - K_{z(z)}^+);$$

$$\tau_{xz}^+ = \sigma_{\tau x} K_{xz(\tau x)}^+ + (\sigma_{\Gamma x} - \sigma_{\Gamma 0}) K_{xz(\Gamma x)}^+;$$

σ_x^+ , σ_z^+ , τ_{xz}^+ - соответственно напряжения, действующие по осям x , z и касательные напряжения в точке (+) с координатами x , y и z .

По найденным значениям σ_x^+ , σ_z^+ и τ_{xz}^+ можно определить величину и направление действия главных напряжений в дна

$$\sigma_{1,2} = 0,5(\sigma_x^+ + \sigma_z^+) \pm \sqrt{[0,5(\sigma_x^+ - \sigma_z^+)]^2 + (\tau_{xz}^+)^2}; \quad (6.13)$$

$$\operatorname{tg} 2\varphi = 2(\tau_{xz}^+) / (\sigma_z^+ - \sigma_x^+),$$

где φ - угол, отсчитываемый от оси Ox по часовой стрелке при его положительном значении, (показывает направление действия σ_1^+ , см. рис. 6.6).

При определении напряжений в дна в плоскости yz (σ_y^+ , σ_z^+ , τ_{yz}^+) используют формулы, подобные формулам (6.12). В этом случае рассматривают действующие напряжения $\sigma_{\tau y}$, $\sigma_{\Gamma y}$, $\sigma_{\Gamma 0}$, σ_z и σ_{z0} и находят коэффициенты концентрации напряжений:

$$K_{y(\Gamma y)}^+, K_{y(z)}^+, K_{z(\tau y)}^+, K_{z(\Gamma y)}^+, K_{z(\Gamma y)}^+, K_{z(z)}^+, K_{yz(\tau y)}^+, K_{yz(\Gamma y)}^+.$$

Определяют эти коэффициенты концентрации при условии, что размер выработанного пространства по дна в плоскости yz считается мощностью, а в перпендикулярном направлении - длиной по простирацию, т.е. условно необходимо поменять местами

L и m по сравнению с фактическим положением. Напряжения в днище (МПа) определяют по формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_y^+ &= \sigma_{\tau y} K_{y(\tau y)}^+ + \sigma_{\tau y} K_{y(\tau y)}^+ + \sigma_{\tau o} (1 - K_{y(\tau y)}^+) + \\ &+ (\sigma_z - \sigma_{z0}) K_{y(z)}^+; \\ \sigma_z^+ &= \sigma_{\tau y} K_{z(\tau y)}^+ + (\sigma_{\tau y} - \sigma_{\tau o}) K_{z(\tau y)}^+ + \sigma_z K_{z(z)}^+ + \\ &+ \sigma_{z0} (1 - K_{z(z)}^+); \end{aligned} \quad (6.14)$$

$$\tau_{yz}^+ = \sigma_{yz} = \sigma_{\tau y} K_{yz(\tau y)}^+ + (\sigma_{\tau y} - \sigma_{\tau o}) K_{yz(\tau y)}^+.$$

Используя формулы (6.12), (6.13) и (6.14), можно найти напряжения в любой точке в днище полностью отработанного по рассматриваемому горизонту рудного тела (см. рис. 6.5).

Рассмотрим случай, когда начинают обрабатывать следующий горизонт (см. рис. 6.5). В этом случае в днище большого выработанного пространства образуется выработанное пространство меньших размеров. Это приводит к тому, что на напряженное состояние горных пород массива, которое существовало под днищем большого выработанного пространства на уровне днища нового горизонта с координатой $z = r$, накладываются дополнительные напряжения, вызванные образованием нового выработанного пространства.

Используя формулы (6.12) и (6.14), можно определять напряжения в днище этого выработанного пространства, рассматривая его самостоятельно как выработанное пространство глубиной h (высота этажа) и длиной l . Таким образом, получаем

$$\begin{aligned} \sigma_x^{+h} &= \sigma_x^H K_{x(\tau x)}^{+h} + \sigma_{\tau o}^H (1 - K_{x(\tau x)}^{+h}) + (\sigma_z^H - \sigma_{z0}^H) K_{x(z)}^{+h}; \\ \sigma_z^{+h} &= \sigma_x^H K_{z(\tau x)}^{+h} - \sigma_{\tau o}^H K_{z\tau x}^{+h} + \sigma_z^H K_{z(z)}^{+h} + \sigma_{z0}^H (1 - K_{z(z)}^{+h}); \\ \tau_{xz}^{+h} &= \sigma_x^H K_{xz(\tau x)}^{+h} - \sigma_{\tau o}^H K_{xz(\tau x)}^{+h}; \end{aligned} \quad (6.15)$$

$$\sigma_y^{+h} = \sigma_y^H K_{y(\tau y)}^{+h} + \sigma_{\tau o}^H (1 - K_{y(\tau y)}^{+h}) + (\sigma_z^H - \sigma_{z0}^H) K_{y(z)}^{+h};$$

$$\sigma_z^{+h} = (\sigma_y^H - \sigma_{\tau o}^H) K_{z(\tau y)}^{+h} + \sigma_z^H K_{z(z)}^{+h} + \sigma_{z0}^H (1 - K_{z(z)}^{+h});$$

$$\tau_{yz}^{+h} = (\sigma_y^H - \sigma_{\tau o}^H) K_{yz(\tau y)}^{+h},$$

где символы H и h при K^H , K^h и σ^H показывают значения коэффициентов концентрации и напряжений на этих глубинах.

Так как $H \gg h$ и зона возмущения напряженного состояния массива горных пород под выработанным пространством нового

горизонта невелика, на уровне рассматриваемого горизонта нет необходимости разделять σ_x и σ_y на тектоническую и гравитационную составляющие.

Напряжения, которые вызваны большим выработанным пространством в точках с координатами $z = r$ и которые накладываются на напряжения, вызванные малым выработанным пространством (формулы 6.15), определяют по следующим выражениям:

$$\begin{aligned} \Delta\sigma_x^{+H} &= \sigma_{tx} K_{x(tx)}^{+H} + \sigma_{gx} K_{x(gx)}^{+H} + \sigma_{го}^H (1 - K_{x(gx)}^{+H}) + \\ &+ (\sigma_z^H - \sigma_{zo}^H) K_{x(z)}^{+H} - \sigma_{tx} - \sigma_{gx}^{H+h}; \\ \Delta\sigma_y^{+H} &= \sigma_{ty} K_{y(ty)}^{+H} + \sigma_{gy} K_{y(gy)}^{+H} + \sigma_{го}^H (1 - K_{y(gy)}^{+H}) + \\ &+ (\sigma_z^H - \sigma_{zo}^H) K_{y(z)}^{+H} - \sigma_{ty} - \sigma_{gy}^{H+h}; \end{aligned} \quad (6.16)$$

$$\Delta\sigma_z^{+H} \approx \Delta\tau_{xz}^+ \approx \Delta\tau_{yz}^+ \approx 0.$$

Как видно из формулы (6.16), в данном случае рассматриваются лишь возмущения напряжений от большого выработанного пространства на уровне днища нового горизонта при условии, что малого выработанного пространства нет.

Суммарные напряжения в днище малого выработанного пространства будут складываться из напряжений, определенных по формулам (6.15) и (6.16), МПа:

$$\begin{aligned} \sigma_x^{+(H+r)} &= \sigma_x^{+h} + \Delta\sigma_x^{+H}; \quad \tau_{xz}^{+(H+r)} = \tau_{xz}^{+h}; \\ \sigma_y^{+(H+r)} &= \sigma_y^{+h} + \Delta\sigma_y^{+H}; \quad \tau_{yz}^{+(H+r)} = \tau_{yz}^{+h}; \\ \sigma_z^{+(H+r)} &= \sigma_z^{+h}. \end{aligned} \quad (6.17)$$

В качестве подтверждения правильности формул (6.17) рассмотрим следующий момент. Имеется большое выработанное пространство с параметрами: $H = 5$ м, $m = 1$ м, $L = 8$ м, $\sigma_{tx} = 0,5$ МПа, $\sigma_{gx} = 1$ МПа, $\sigma_{zo} = 0,7$ МПа, $\sigma_{го} = 0,2$ МПа. В днище этого выработанного пространства образуется новое с параметрами: $h = 1$ м, $m = 1$ м и $L = 8$ м, т.е. получается новое большое выработанное пространство с параметрами $L = 8$ м, $H = 6$ м, $m = 1$ м, $\sigma_{tx} = 0,5$ МПа, $\sigma_{gx} = 0,6$ МПа, $\sigma_z = 1,2$ МПа, $\sigma_{zo} = 0,84$ МПа и $\sigma_{го} = 0,24$ МПа.

Во вновь образованном выработанном пространстве в середине днища коэффициенты концентрации имеют следующие значения:

$K_{x(\tau x)}^{H+h} = 3,34$, $K_{x(\gamma x)}^{H+h} = 3,23$ и $K_{x(z)}^{H+h} = -2,05$. Отсюда $\sigma_x^{H+h} = 0,5 \cdot 3,34 + 0,6 \cdot 3,23 + 0,24(1-3,23) + 0,24(1-3,23) + (1,2-0,84)(-2,05) = 2,34$ МПа.

Определить величину σ_x^{H+h} можно, если использовать выражения (6.15), (6.16) и (6.17).

$$\sigma_x^{H+h} = (1,5+0,5) \cdot 2,49 + 0,2(1-2,49) + 0,2(1-2,49) + (1-0,7) \cdot (0,88) = 1,93 \text{ МПа};$$

$$\Delta\sigma_x^{+H} = 0,5 \cdot 1,6 + 0,5 \cdot 1,55 + 0,2(1-1,55) + (1,0-0,7)(-0,15) - 0,5 - 0,6 = 0,41 \text{ МПа};$$

$$\text{Итого } \sigma_x^{H+h} = \sigma_x^{+h} + \Delta\sigma_x^{+H} = 1,93 + 0,41 = 2,34 \text{ МПа.}$$

Как видим значения σ_x^{H+h} , определенные поэтапно, совпали полностью.

6.3. КОНЦЕНТРАЦИЯ НАПРЯЖЕНИЙ ПО КОНТУРУ ВЫРАБОТКИ И НА БЕ ЗАБОЕ

Поскольку выработки доставки и откатки находятся под выработанным пространством (в его днище), то их устойчивость определяется уровнем общей концентрации напряжений как от выработанного пространства, так и от рассматриваемой выработки. Коэффициенты концентрации вокруг одно- и двухпутевой выработки приведены в таблице 6.2 (рис. 6.8) [13, 17, 24, 39, 40, 45].

Используя напряжения, полученные по формулам (6.17), можно определять напряжения и, следовательно, устойчивость выработок днища. Однако, учитывая, что максимальные напряжения в любом случае действуют в приконтурной части выработки и разрушение начинается с контура, можно использовать более простые решения:

$$\sigma_\rho = 0; \sigma_\theta = \sigma_x K_x^k + \sigma_z K_z^k = \sigma_k;$$

$$\sigma_\rho^m = \sigma_x K_{\rho x}^m + \sigma_z K_{\rho z}^m; \sigma_\theta^m = \sigma_x K_{\theta x}^m + \sigma_z K_{\theta z}^m, \quad (6.18)$$

где σ_ρ и σ_θ - напряжения в массиве горных пород в точке с координатами ρ и θ соответственно в радиальном и тангенциальном направлениях; σ_θ или σ_k - напряжения на контуре выработки; σ_x или $\sigma_x^{+(H+r)}$; σ_z или $\sigma_z^{+(H+r)}$ - соответственно горизонтальное и вертикальное напряжения в горных породах, действовавшие в районе рассматриваемой выработки, когда этой выработки не существовало.

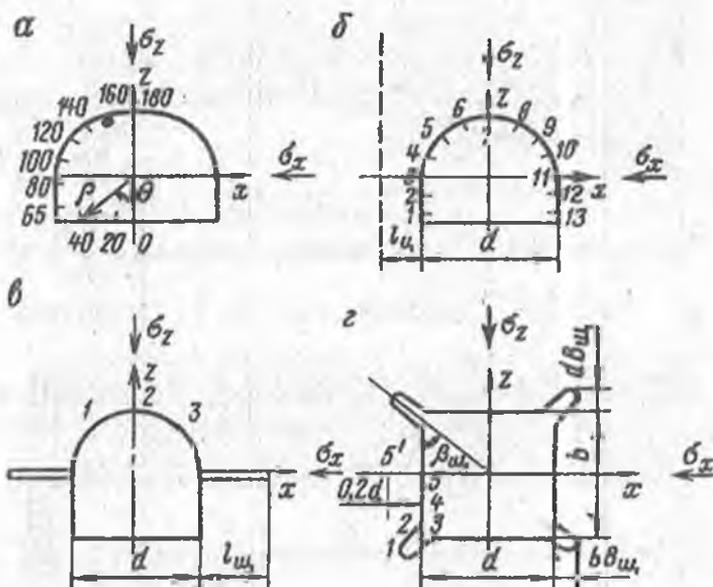
Таблица 6.2

Коэффициенты концентрации напряжений на контуре выработки и в массиве пород вокруг нее

Угол θ , градус	Однопутная выработка						Двухпутная выработка					
	$K_{\rho x}^M$	$K_{\rho z}^M$	$K_{\theta x}^M$	$K_{\theta z}^M$	K_x^K	K_z^K	$K_{\rho z}^M$	$K_{\rho z}^M$	$K_{\theta x}^M$	$K_{\theta z}^M$	K_z^K	K_z^K
40	0	1	1	0	2,97	0,45	0	1	1	0	2,56	-0,07
50	0,5	0,5	0,5	0,5	1,68	2,96	0,5	0,5	0,5	0,5	2,12	1,93
60	1	0	0	1	-0,35	3,44	0,25	0,25	0,25	0,75	0,36	3,64
70	0,99	0,01	0,01	0,99	-0,61	2,44	1	0	0	1	-0,57	3,32
80	0,99	0,01	0,01	0,99	-0,91	2,1	1	0	0	1	-0,88	2,77
90	0,99	0,01	0,01	0,99	-0,87	1,91	1	0	0	1	-0,78	2,47
100	0,99	0,01	0,01	0,99	-0,81	1,84	0,99	0,01	0,01	0,99	-0,54	2,27
110	0,99	0,01	0,01	0,99	-0,62	1,95	0,93	0,07	0,07	0,93	-0,02	2,32
120	0,99	0,01	0,01	0,99	-0,38	2,1	0,75	0,25	0,25	0,75	0,92	2,21
130	0,75	0,25	0,25	0,75	0,6	1,8	0,5	0,5	0,5	0,5	0,92	1,67
140	0,5	0,50	0,5	0,5	1,8	1,24	0,41	0,59	0,41	0,41	1,9	0,67
150	0,33	0,67	0,67	0,33	2,62	0,06	0,18	0,82	0,18	0,18	2,28	-0,24
160	0,19	0,81	0,81	0,19	2,53	0,58	0,03	0,97	0,03	0,03	2,44	-0,75
170	0	1	1	0	2,33	-0,8	0,01	0,99	0,99	0,01	2,21	-0,86
180	0	1	1	0	2,37	-0,85	0	1	1	0	2,1	-0,88

Примечание. $K_{\rho x}^M$, $K_{\rho z}^M$ - коэффициенты концентрации напряжений σ_x и σ_z , действующих в радиальном направлении в рассматриваемой точке; $K_{\theta x}^M$, $K_{\theta z}^M$ - то же, но действующих в тангенциальном направлении; K_x^K , K_z^K - коэффициенты концентрации соответственно σ_x и σ_z на контуре выработки; ρ , θ - координаты точки, в которой определяются коэффициенты, причем угол θ отсчитывается по часовой стрелке от оси z , начиная с почвы выработки (рис. 6.8, а).

Рис. 6.8. Места определения концентрации напряжений на контуре выработок: а - прямоугольносводчатая; б - при наличии тектонического нарушения; в - со щелями в стенке, г - со щелями в углах



Напряжения массива горных пород, в котором проводят выработку, как правило, бывают неоднородными и они зависят от многих факторов. Одним из основных является различие упругих характеристик контактирующих между собой неоднородных горных пород. Поэтому величина напряжений в этих породах зависит от степени различия их упругих характеристик. Если одна порода имеет модуль упругости E_1 и коэффициент Пуассона μ_1 , а вторая - соответственно E_2 и μ_2 и напряжения в них одинаковые, то при обнажении деформации их будут различными и они определяются согласно теории упругости из следующих выражений:

$$\begin{aligned} \varepsilon_{\rho_1} &= (\sigma_{\rho} - \sigma_{\theta} \mu_1 / (1 - \mu_1)) (1 - \mu_1^2) / E_1; \\ \varepsilon_{\rho_2} &= (\sigma_{\rho} - \sigma_{\theta} \mu_2 / (1 - \mu_2)) (1 - \mu_2^2) / E_2; \\ \varepsilon'_{\theta_1} &= (\sigma'_{\theta} - \sigma'_{\rho} \mu_1 / (1 - \mu_1)) (1 - \mu_1^2) / E_1; \\ \varepsilon'_{\theta_2} &= (\sigma'_{\theta} - \sigma'_{\rho} \mu_2 / (1 - \mu_2)) (1 - \mu_2^2) / E_2, \end{aligned} \quad (6.19)$$

где ε'_{ρ_1} , ε'_{ρ_2} , ε'_{θ_1} , ε'_{θ_2} - относительные деформации соответственно радиальные и тангенциальные в 1-й и 2-й породах, вызванные их обнажением, например, проведением выработки; $\sigma'_{\rho} = \sigma_{\rho} - \sigma_{\rho}$ - изменение радиальных напряжений в рассматриваемой точке после проведения выработки; $\sigma'_{\theta} = \sigma_{\theta} - \sigma_{\theta}^m$ - то же, тангенциальных напряжений; σ_{ρ} , σ_{θ} - напряжения в приконтурной зоне выработки; σ_{ρ}^m , σ_{θ}^m - напряжения в массиве горных пород, существовавшие в рассматриваемой точке до проведения выработки.

При наличии жесткого контакта неодинаковая деформация рассматриваемых пород приведет к созданию различных в них

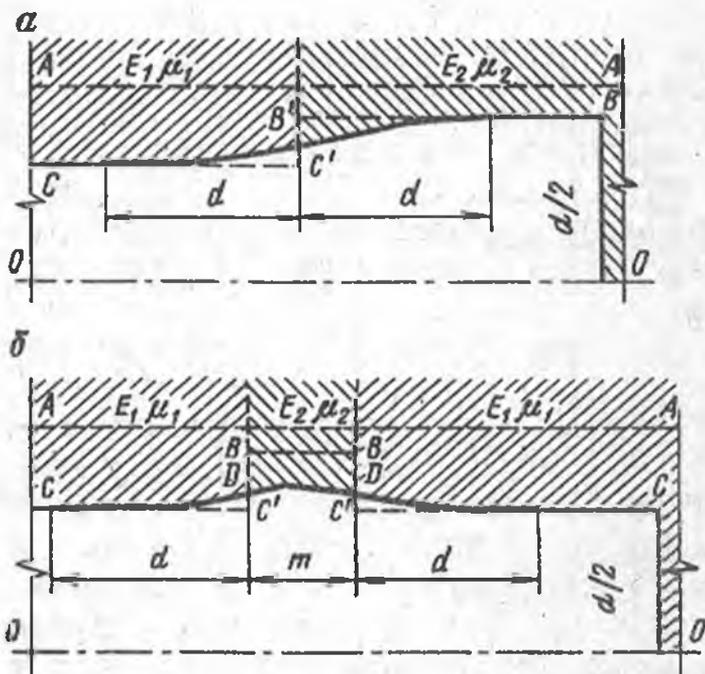


Рис. 6.9. Схема деформации обнажения пород с различными упругими характеристиками:

a - при контакте двух мощных массивов пород; *b* - при контакте дайки или тонкого пласта с массивом породы; *m* - мощность дайки (пласта породы); *d* - диаметр выработки

напряжений. Концентрация напряжений приведет к неравномерной деформации контура обнажения (рис. 6.9) [13].

В горной практике можно встретить различные варианты проведения выработки через контакт двух пород. В одном варианте, когда мощности пород большие, во втором, когда мощность одной породы мала (пласт, дайка). Во втором варианте в пласте (дайке) возмущенные напряжения от двух контактов складываются, и поэтому деформация рассматриваемой породы будет находиться в обратной зависимости от мощности. При мощности пласта более $2d$ зоны возмущения напряжений от контактов не оказывают влияния друг на друга, и каждый контакт можно рассматривать обособленно, как в первом варианте, т.е. он является частным случаем второго варианта. Поэтому рассмотрим взаимодействие пород по второму варианту.

Условный контур выработки в нетронутом массиве пород проходит по линии А-А. После проведения выработки в 1-й породе при отсутствии сцепления по контакту контур ее занял бы положение С-С', а во 2-й породе - В-В. При сцеплении по контакту контур выработки примет положение CDDC. В зависимости от соотношения напряжений в массиве горных пород, конкретного сечения вдоль выработки и величин E_1 , E_2 , μ_1 и μ_2 кривая CDDC может быть выпуклой или вогнутой.

Функции, определяющие изменение напряжений в каждой породе с удалением от контура, будут одинаковы. Поэтому, учитывая равенство сил воздействия одной породы на другую и то, что объем 2-й породы в $m/2d$ раз меньше объема 1-й породы, можно принять, что отношение величин напряжений в этих породах имеет обратно пропорциональную зависимость и определяется уравнениями:

$$\sigma_{\rho_1}^0 = - \sigma_{\rho_2}^0 m / (2d);$$

$$\sigma_{\theta_1}^0 = -\sigma_{\theta_2}^0 m / (2d), \quad (6.20)$$

где $\sigma_{\rho_1}^0, \sigma_{\theta}^0$ - соответственно радиальные и тангенциальные напряжения в 1-й породе; $\sigma_{\rho_2}^0, \sigma_{\theta_2}^0$ - то же, но во 2-й породе; m - мощность пласта; d - диаметр выработки.

Значения $\sigma_{\rho_1}^0$ и $\sigma_{\rho_2}^0, \sigma_{\theta_1}^0$ и $\sigma_{\theta_2}^0$ имеют различные знаки, так как сжатию одной породы соответствует растяжение другой и наоборот.

Концентрации напряжений вызывают в породах дополнительную деформацию, которая определяется формулами (6.19) и (6.20), где принимаем действующие напряжения $\sigma_{\rho_1}^0, \sigma_{\rho_2}^0, \sigma_{\theta_1}^0$ и $\sigma_{\theta_2}^0$:

$$\begin{aligned} \varepsilon_{\rho_1}^0 &= -(\sigma_{\rho_2}^0 - \sigma_{\theta_2}^0 \mu_1 / [(1 - \mu_1)(1 - \mu_1^2)] m) / (2dE_1); \\ \varepsilon_{\rho_2}^0 &= (\sigma_{\rho_2}^0 - \sigma_{\theta_2}^0 \mu_2 / [(1 - \mu_2)(1 - \mu_2^2)]) / E_2; \\ \varepsilon_{\theta_1}^0 &= -(\sigma_{\theta_2}^0 - \sigma_{\rho_2}^0 \mu_1 / [(1 - \mu_1)(1 - \mu_1^2)] m) / (2dE_1); \\ \varepsilon_{\theta_2}^0 &= (\sigma_{\theta_2}^0 - \sigma_{\rho_2}^0 \mu_2 / [(1 - \mu_2)(1 - \mu_2^2)]) / E_2. \end{aligned} \quad (6.21)$$

Если рассматривать деформацию выработки у контакта пород, то

$$AB = U'_{\rho_2} = \sum_{\rho=d/2}^{\infty} \varepsilon'_{\rho_2} \Delta\rho; \quad AC' = U'_{\rho_1} = \sum_{\rho=d/2}^{\infty} \varepsilon'_{\rho_1} \Delta\rho;$$

$$DC' = U^0_{\rho_1} = \sum_{\rho=d/2}^{\infty} \varepsilon^0_{\rho_1} \Delta\rho; \quad BD = U^0_{\rho_2} = \sum_{\rho=d/2}^{\infty} \varepsilon^0_{\rho_2} \Delta\rho,$$

где U_{ρ} - радиальная деформация контура выработки (см. рис. 6.9, б).

Из этого же рисунка видно, что $|AC' - AB| = |BD| + |DC'|$, т.е. сократив это выражение на $\Delta\rho$, получим

$$|\varepsilon'_{\rho_1} - \varepsilon'_{\rho_2}| = |\varepsilon^0_{\rho_1}| + |\varepsilon^0_{\rho_2}|.$$

Аналогично можно записать:

$$|\varepsilon'_{\theta_1} - \varepsilon'_{\theta_2}| = |\varepsilon^0_{\theta_1}| + |\varepsilon^0_{\theta_2}|.$$

Рассмотрев условия деформации породы по схеме на рис. 6.9, б, можно установить, что

$$\varepsilon'_{\rho_1} - \varepsilon'_{\rho_2} = \varepsilon^0_{\rho_2} - \varepsilon^0_{\rho_1}; \quad \varepsilon'_{\theta_1} - \varepsilon'_{\theta_2} = \varepsilon^0_{\theta_2} - \varepsilon^0_{\theta_1}. \quad (6.22)$$

Решая уравнения (6.22) с использованием выражений (6.19) и (6.21), находим:

$$\begin{aligned}\sigma_{\rho_2}^0 &= [\sigma_{\rho}'(KM - LM) + \sigma_{\theta}'(KN - LM)](M^2 - N^2)^{-1}; \\ \sigma_{\theta_2}^0 &= [\sigma_{\rho}'(KN - LM) + \sigma_{\theta}'(KM - LN)](M^2 - N^2)^{-1},\end{aligned}\quad (6.23)$$

где $K = (1 - \mu_1^2)/E_1 - (1 - \mu_2^2)/E_2$;

$$L = \mu_1(1 + \mu_1)E_1^{-1} - \mu_2(1 + \mu_2)E_2^{-1};$$

$$M = (1 - \mu_2^2)E_2^{-1} + (1 - \mu_1^2)m(2dE_1)^{-1};$$

$$N = \mu_2(1 + \mu_2)E_2^{-1} + \mu_1(1 + \mu_1)m(2dE_1)^{-1}$$

при $0 \leq m \leq 2d$.

В приконтурной части выработки в непосредственной близости от контакта пород с учетом их взаимного влияния друг на друга напряжения (МПа) составят:

$$\begin{aligned}\sigma_{\rho_1} &= \sigma_{\rho} - \sigma_{\rho_2}^0 m / (2d); \quad \sigma_{\theta_1} = \sigma_{\theta} - \sigma_{\theta_2}^0 m / (2d); \\ \sigma_{\rho_2} &= \sigma_{\rho} + \sigma_{\rho_2}^0; \quad \sigma_{\theta_2} = \sigma_{\theta} + \sigma_{\theta_2}^0.\end{aligned}\quad (6.24)$$

Для определения напряжений σ_{ρ} и σ_{θ} в интересующих нас точках около выработок различной формы можно использовать известные теоретические решения. По формулам (6.23) и (6.24) найдем напряжения в зоне контакта двух пород. Однако, учитывая, что максимальные напряжения в любом случае действуют в приконтурной части выработки и разрушение начинается с контура, можно использовать более простые решения, дающие распределение напряжений непосредственно по контуру выработок.

Так, например, напряжения на контуре типовых (однопутной и двухпутной) выработок (см. рис. 6.8, а) можно определить используя коэффициенты концентрации вертикальных и горизонтальных напряжений, приведенных в табл. 6.2. Величины напряжений определяют по формулам (6.18).

В месте контакта двух пород в приконтурной части выработки в более жесткой породе существенно возрастают тангенциальные напряжения σ_{θ_i} и появляются растягивающие напряжения σ_{ρ_i} . Особенно эта картина ярко проявляется, если более жесткой породой является дайка или тонкий пласт.

При проведении выработки через контакты различных пород вблизи тектонических нарушений или в зоне влияния выработочного пространства ее устойчивость в период сооружения зависит от концентрации напряжений на забое и вблизи его, а также от концентрации напряжений, вызванной трещинами [7, 13, 40].

Концентрация напряжений на забое выработки круглого сечения подобна известной концентрации на торце скважины.

Коэффициенты концентрации напряжений на забое $K_{i(j)}^3$ в этом случае равны (при $i = x, y, z; j = x, z$):

$$K_{x(z)}^3 = K_{x(x)}^3 = 0,5(2 - \mu^2) + 0,25(1 + \mu)(1 - \mu^2) + 0,125(3 - 4\mu)(1 - \mu)^{-1};$$

$$K_{z(x)}^3 = K_{x(z)}^3 = 0,25(1 + \mu)(1 - \mu^2) - 0,125(3 - 4\mu)(1 - \mu)^{-1} - 0,5\mu^2;$$

$$K_{y(z)}^3 = K_{y(x)}^3 = -0,48 - 0,9\mu.$$

Для другой формы сечения, например, прямоугольной со сводчатой кровлей моделированием на пенополистироле были получены следующие коэффициенты концентрации напряжений.

Коэффициенты концентрации	$K_{x(x)}^3$	$K_{z(z)}^3$	$K_{z(x)}^3$	$K_{x(z)}^3$	$K_{z(y)}^3$	$K_{x(y)}^3$
Выработки:						
круглая	1,57	1,57	-0,07	-0,07	-0,46	-0,46
прямоугольная со сводчатой кровлей при соотношении высоты к ширине:						
1:1	1,58	1,57	-0,07	-0,09	-0,46	-0,46
1:1,25	1,51	1,63	-0,1	-0,1	-0,47	-0,47
1:1,5	1,49	1,82	-0,2	-0,12	-0,49	-0,39

Напряжения на забое выработки (МПа) определяют из выражений:

$$\begin{aligned} \sigma_x^3 &= \sigma_x K_{x(x)}^3 + \sigma_z K_{x(z)}^3 + \sigma_y K_{x(y)}^3; \\ \sigma_z^3 &= \sigma_z K_{z(z)}^3 + \sigma_x K_{z(x)}^3 + \sigma_y K_{z(y)}^3. \end{aligned} \quad (6.25)$$

Перераспределение напряжений в массиве горных пород впереди забоя выработки происходит на длине, примерно равной ее диаметру, но основная часть изменения напряжений расположена в зоне одного радиуса ($d/2$) выработки (рис. 6.10).

Если впереди забоя выработки расположена тектоническая трещина, то при подходе к ней концентрация напряжений на забое будет зависеть от концентрации, вызванной самой трещиной, и определяется методом суперпозиции [7].

При проведении выработки вдоль тектонического нарушения, концентрация напряжений на ее контуре находится в зависимости от расстояния до нарушения (табл. 6.3, см. рис. 6.8, б) [7, 23].

Если выработки проводят вблизи контура выработанного про-

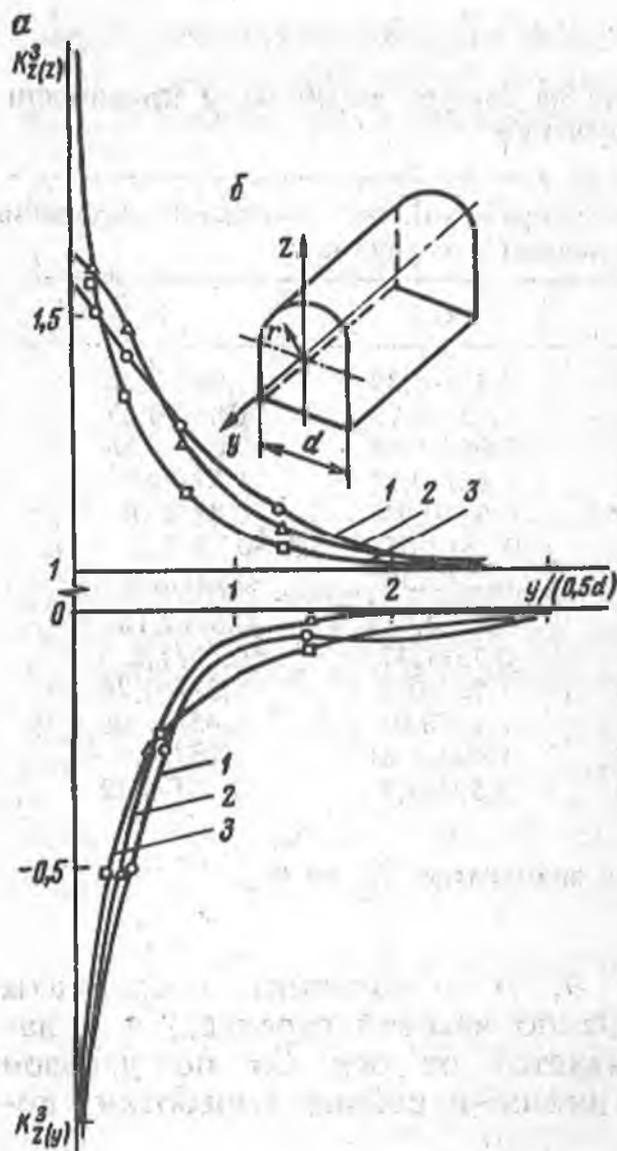


Рис. 6.10. Распределение коэффициентов концентрации напряжений впереди забоя (а) и координаты забоя выработки (б):
 r - координата определения коэффициента концентрации в плоскостях забоя и ему параллельных впереди него: 1, 2, 3 - соответственно при $r = 0; 0,25d; 0,5d$

странства, например, вблизи (менее 15 м) контура днища, то на концентрацию напряжений будет влиять этот контур. Поэтому определение напряжений в днище по вышеприведенной методике (6.13), (6.17) справедливо для выработок, расположенных на удалении более 15 м от воронкообразного или траншейного днища. При воронкообразном или траншейном днище на выработки, находящиеся ближе 15 м от контура днища, накладываются дополнительные напряжения [8, 17]. Это подтверждается моделированием на фотоупругом материале СКУ-10 (табл. 6.4). Моделировалось выработанное пространство с мощностью рудного тела 50 м с пятью выработками в днище, имеющими направление, согласно с простираем рудного тела (рис. 6.11).

Определение напряжений вокруг любой из пяти выработок (МПа) производят при использовании данных табл. 6.4 по формуле

$$\sigma_{\theta} = 0,5(\sigma_1 + \sigma_2)(1 + a^2/\rho^2) - 0,5(\sigma_1 - \sigma_2)(1 + 3a^4/\rho^4) \times \cos 2(\theta - \alpha), \quad (6.26)$$

Таблица 6.3

Коэффициенты концентрации напряжений на контуре выработки в зависимости от расстояния его до тектонического нарушения

Номер точки	Коэффициент концентрации напряжений при отношении расстояния от трещины до контура выработки к ее диаметру			
	0,1	0,2	0,5	1
1	2,89/-0,57	2,21/-0,21	2,21/-0,59	1,98/-0,36
2	2,41/-0,8	2,27/-1,25	1,95/-0,93	1,84/-0,57
3	2,65/-0,97	2,39/-1,13	2,06/-1,36	2,06/-0,88
4	2,51/-0,31	1,86/-0,29	1,63/-0,77	1,57/-0,2
5	0,6/1,14	0,75/1,5	0,91/0,97	0,88/1,06
6	0,34/2,66	-0,06/2,59	-0,23/2,65	-0,23/2,57
7	-0,34/2,89	-0,31/3,13	-0,3/3,36	-0,97/2,94
8	-0,18/2,49	-0,16/2,94	-0,25/2,77	-0,81/2,18
9	1,11/0,56	-0,71/1,13	0,75/1,37	0,41/1,2
10	1,87/-0,64	1,83/-0,74	1,76/-0,2	1,51/-0,76
11	1,7/-0,96	1,76/-1,1	1,95/0,91	2,45/-1,08
12	1,88/0,99	1,86/-1,15	1,94/-1,01	2,15/-0,9
13	2,42/-0,65	2,88/-0,74	2,52/-0,7	2,18/-0,22

Примечание. В числителе K_z от σ_z , в знаменателе K_x от σ_x .

где a - радиус выработки, м; θ , ρ - полярные координаты (угол θ - отсчитывают по оси Oz по часовой стрелке); α - направление действия σ , отсчитывается от оси Ox по часовой стрелке; σ_1 , σ_2 - напряжения в днище в районе выработки, которые равны:

$$\sigma_{1,2} = 0,28(\sigma_x^c + \sigma_x^k + \sigma_z^c \pm 0,18 \sqrt{(\sigma_x^c - \sigma_x^k + (\sigma_z^k - \sigma_z^c)^2 + 2(\sigma_x^c - \sigma_x^k)(\sigma_z^k - \sigma_z^c) \cos 2(\alpha_x - \alpha_z)})} \\ \times \left[(\sigma_x^c - \sigma_x^k) \sin 2\alpha_x + (\sigma_z^k - \sigma_z^c) \sin 2\alpha_z \right] \times \left[(\sigma_x^c - \sigma_x^k) \cos 2\alpha_x + (\sigma_z^k - \sigma_z^c) \cos 2\alpha_z \right]^{-1} \quad (6.27)$$

$$\sigma_x^c = 3\sigma_{\rho 0} + [\sigma_{mx} K_{x(mx)} + (\sigma_{rx} - \sigma_{\rho 0}) K_{x(rx)}] K_x^k;$$

$$\sigma_z^c = 3\sigma_{z0} + K_{x(z)} K_z^c (\sigma_z - \sigma_{z0});$$

$$\sigma_z^k = -\sigma_{z0} + K_{x(z)} K_z^k (\sigma_z - \sigma_{z0}),$$

где σ_{z0} , $\sigma_{\rho 0}$ - напряжения соответственно от вертикального и горизонтального давления обрушенных пород; α_x , α_z - азимут

Таблица 6.4

Коэффициенты концентрации напряжений на стенках и в кровле выработок дна, определенные относительно напряжений в середине плоского дна при различной его форме

Номер выработки	Днище с плоской подсежкой при $r = 11$ м		Воронкообразное днище		Траншейное днище		Днище с плоской подсежкой при $r = 6$ м			
	K_x^c	K_x^k	K_x^c	K_x^k	K_x^c	K_x^k	K_x^c	K_x^k	α_x	
1	-0,02	1,76	-0,05	1,65	-0,07	1,93	-0,04	1,87	95	97
2	-0,14	1,74	-0,27	2	-0,46	2,38	-0,43	2,32	100	97
3	-0,35	1,83	-0,53	2,06	-0,61	2,35	-0,49	2,3	92	92
4	-0,35	1,83	-0,53	2,06	-0,61	2,35	-0,49	2,3	88	88
5	-0,27	1,96	-0,36	2,1	-0,43	2,5	-0,57	2,46	80	84
	K_z^c	K_z^k	K_z^c	K_z^k	K_z^c	K_z^k	K_z^c	K_z^k	α_x	K_z^c
1	-2,17	1,7	-2,75	1,4	-3,02	1,35	-3,61	1,91	163	1,6
2	-0,9	1,1	-1,37	1,02	-1,26	1,01	-1,18	1,25	155	150
3	-0,36	0,98	-0,48	0,64	-0,4	0,75	-0,42	1,3	162	170
4	-0,36	0,98	-0,48	0,64	-0,4	0,75	-0,42	1,32	8	10
5	-1	1,15	-1,27	0,9	-1,15	0,85	-0,73	1,26	27	20

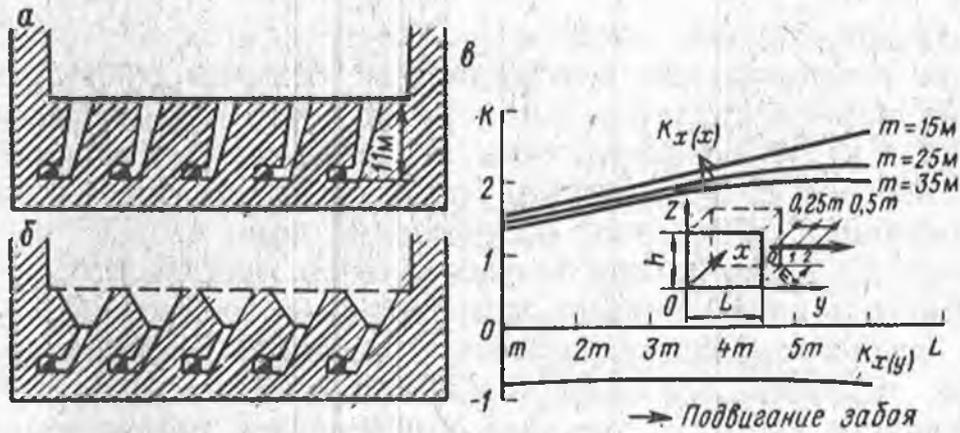


Рис. 6.11. Схемы модели для определения напряжений вокруг выработок различных дниц и на контуре призабойного рудного массива: а - с плоской подсечкой; б - с воронками или траншеями; в - при увеличении длины выработанного пространства

действия σ_x , σ_z в горной породе в районе рассматриваемой выработки соответственно при действии вертикальной или горизонтальной нагрузки в массиве горных пород (отсчитывают по часовой стрелке от оси Ox); K_x^c , K_x^x - коэффициенты концентрации напряжений соответственно на расстоянии $\rho = 1,13 a$ от стенки и кровли выработки относительно напряжений в середине днища в рассматриваемом его сечении при действии в массиве горных пород горизонтальной нагрузки; K_z^c , K_z^x - то же, при действии вертикальной нагрузки; σ_x^c , σ_x^x , σ_z^c , σ_z^x - напряжения на расстоянии $\rho = 1,13 a$ от стенки и кровли выработки при действии горизонтальной и вертикальной нагрузок.

Если принять $a = 1,5$ м, то напряжения σ_x^c , σ_x^x , σ_z^c , σ_z^x будут характеризовать напряженное состояние породы на удалении 0,17 м от контура выработки, т.е. за зоной трещин от действия взрывных работ.

6.4. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ НА КОНТУРЕ ОТБИВАЕМОГО РУДНОГО МАССИВА

Вторым наиболее важным элементом системы с обрушением является рудный массив, от устойчивости которого зависит эффективность системы.

При подвигании забоя (отработки этажа) от фланга к флангу рудного тела постепенно увеличивается размер по оси y при сохранении размера по оси x (см.рис.6.5,б). При образовании малого выработанного пространства распределение напряжений в призабойной части рудного массива в любой точке плоскости xu происходит по тем же закономерностям, что и около одной из

сторон прямоугольной выработки (плоская задача), если коэффициенты концентрации в середине их сечений совпадают. При этом в начальной стадии выемки нового этажа (при равном единиче h/m и l/m) коэффициенты концентрации в верхней части рудного массива и около прямоугольной выработки (плоская задача), имеющие одинаковое соотношение длин сторон, равны между собой. С увеличением выработанного пространства в длину коэффициенты концентрации напряжений в средней части призабойного рудного массива становятся меньше коэффициентов в подобных сечениях прямоугольной выработки, асимптотически приближаясь к пределу, который определяется соотношением h/m и L/m . Следовательно, пользуясь методикой определения коэффициентов концентрации в днищах, при любом соотношении h/m и L/m можно интерполяцией найти коэффициент концентрации напряжений в средней части любого из сечений в плоскости x призабойной части рудного массива и, подобрав с соответствующим отношением сторон прямоугольную выработку с таким же коэффициентом концентрации, определить их значения в любой точке призабойной части рудного массива [25].

Напряжения в призабойной части рудного массива (МПа), вызванные выработанным пространством, в горизонтальной плоскости

$$\begin{aligned}\sigma_x^l &= \sigma_x^h K_{x(x)}^l + \sigma_{\Gamma_0}^h (1 - K_{x(x)}^l) + \sigma_y^h K_{xy}^l; \\ \sigma_y^l &= \sigma_x^h K_{xy}^l + \sigma_{\Gamma_0}^h (1 - K_{xy}^l) + \sigma_y^h K_{y(y)}^l; \\ \sigma_z^l &= 0;\end{aligned}\tag{6.28}$$

$$\tau_{xy}^l = \sigma_x^H K_{xy}^l - \sigma_{\Gamma_0}^h K_{xy(x)}^l + \sigma_y^H K_{xy(y)}^l,$$

где σ_x^l , σ_y^l , σ_z^l , τ_{xy}^l - напряжения в призабойной части рудного массива, вызванные влиянием только малого выработанного пространства, МПа; $K_{x(x)}^l$, $K_{y(x)}^l$; $K_{xy(x)}^l$ - коэффициенты концентрации напряжений, действующие по оси x (σ_x^h и $\sigma_{\Gamma_0}^h$) соответственно по направлению x , y ; $K_{x(y)}^l$; $K_{y(y)}^l$; $K_{xy(y)}^l$ - то же, но напряжений, действующих по оси y (σ_y^h и $\sigma_{\Gamma_0}^h$).

Напряжения (МПа), вызванные большим выработанным пространством в этих же точках, определяются по формулам:

$$\begin{aligned}\Delta\sigma_x^H &= \sigma_{\Gamma x}^H K_{x(\Gamma x)}^H + \sigma_{\Gamma x}^H K_{x(\Gamma x)}^H + \sigma_{\Gamma}^H (1 - K_{\Gamma x}^h) + \\ &+ (\sigma_z^H - \sigma_{z0}^H) K_{x(z)}^H - \sigma_{\Gamma x} - \sigma_{\Gamma x}^{H+r};\end{aligned}$$

Таблица 6.5

Исходные данные для моделирования

Наименование	Обозначение	Параметры моделирования
Горизонтальная мощность рудного тела	m , м	15, 25, 35
Длина отработанного участка	L	$L, 2L, 3L, 6L$
Высота этажа	h , м	70
Первоначальные напряжения:		
вертикальные	σ_z^M , МПа	$-0,27H$
горизонтальные:		
вскрест простирания	σ_x^M , МПа	$-1-0,037H$
по простиранию	σ_y^M , МПа	$-0,16H$

Таблица 6.6

Коэффициенты концентрации первоначальных напряжений от максимальной горизонтальной нагрузки в рудном теле при бесцеликовой выемке

Параметры выемки		Расстояние от контура забоя					
		0		0,25 m		0,5 m	
m , м	L	Коэффициенты концентрации напряжений					
		$K_{x(x)}$	$K_{x(y)}$	$K_{x(x)}$	$K_{x(y)}$	$K_{x(x)}$	$K_{x(y)}$
$m = 15$	m	1,5	-0,8	1,37	-0,3	1,2	0
	$2m$	1,72	-0,75	1,55	-0,25	1,31	0
	$3m$	1,96	-0,75	1,82	-0,25	1,52	0
	$6m$	2,56	-0,8	2,46	-0,3	2,05	0
$m = 25$	m	1,48	-0,78	1,35	-0,28	1,18	0
	$2m$	1,65	-0,74	1,48	-0,28	1,38	0
	$3m$	1,8	-0,78	1,67	-0,24	1,43	0
	$6m$	2,12	-0,78	2,02	-0,28	1,6	0
$m = 35$	m	1,45	-0,75	1,3	-0,25	1,19	0
	$2m$	1,57	-0,71	1,44	-0,21	1,27	0
	$3m$	1,81	-0,71	1,67	-0,21	1,44	0
	$6m$	1,87	-0,75	1,7	-0,25	1,5	0

$$\Delta\sigma_{sy}^H = \tau_{xy}^H = 0. \quad (6.29)$$

$$\Delta\sigma_z^H = \sigma_{tx} K_{z(tx)}^H + (\sigma_{gx} - \sigma_{го}) K_{(zgx)}^H + \\ + \sigma_z^H K_{z(z)}^H + \sigma_{z0}^H (1 - K_{z(z)}^H).$$

Суммарные напряжения в призабойной части рудного массива (МПа) определяются из выражений (6.28) и (6.29):

$$\sigma_x^+ = \sigma_x^l + \sigma_x^H; \sigma_y^+ = \sigma_y^l; \sigma_z^+ = \sigma_z^H;$$

$$\tau_{xy}^+ = \tau_{xy}^l;$$

При применении сплошной (бесцеликовой) системы разработки рудный массив обнажается сверху ранее отработанным верхним этажом и со стороны выработанного пространства вынимаемого этажа. В этом случае рудный массив испытывает нагрузку, в основном горизонтальную вкрест простирания, а вертикальная оказывает незначительное действие из-за ее небольшой величины.

Математическое моделирование производили при следующих исходных данных (табл. 6.5).

Результаты моделирования показали, что коэффициент концентрации в направлении простирания $K_{x(y)}$ от σ_x^M остается практически постоянным и равным (в среднем) 0,75 (табл. 6.6, см. рис. 6.11, в). Значения коэффициента $K_{x(x)}$ зависят от горизонтальной мощности рудного тела m , причем с увеличением ее коэффициент концентрации $K_{x(x)}$ уменьшается.

6.5. РАСПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ ВОКРУГ КАМЕРООБРАЗНЫХ ВЫРАБОТОК

Рассмотрим соотношение сторон 1:1, 1:2, 1:3, т.е. при одном размере камеры по простиранию будет увеличиваться размер вкрест простирания в 2 и 3 раза, например, для рудных тел, имеющих соответственно различную мощность. Или при одном размере вкрест или по простиранию будет увеличиваться размер по высоте в 2 и 3 раза. Используя вышеприведенную методику, для указанных соотношений сторон были определены коэффициенты концентрации напряжений в стенках камер (табл. 6.7).

При значительном изменении соотношения сторон прямоугольной формы камеры коэффициенты концентрации, например, в средней части ее сторон изменяются по-разному. На рис. 6.12 показано изменение коэффициентов концентрации напряжений K_x^a и K_x^b от σ_x^M в точках а и б. При действии σ_y^M коэффициенты концентрации K_y^a и K_y^b находятся по этим же графикам, но m_1/m_2 заменяется на m_2/m_1 , причем K_y^a определяется по графику K_x^b , а K_y^b по графику K_x^a . Суммарное напряжение в средней части стенок камер (МПа) находится суперпозицией

$$\sigma_i = K_x^i \sigma_x^M + K_y^i \sigma_y^M, \quad (6.30)$$

где $i = a, б$.

Таблица 6.7

Коэффициенты концентрации напряжений вокруг одиночной камеры в горизонтальной плоскости

Напряжения	Координата ρ	Коэффициент концентрации напряжений при координате θ , градус (отсчитывается от оси y по часовой стрелке)									
		0	10	20	30	40	50	60	70	80	90
При соотношении сторон 1:1 (по простиранию и вкрест простирания)											
σ_y	1	-0,81	-0,83	-0,86	-0,71	0,98	3,86	2,71	1,91	1,57	1,48
σ_x	0,9	-0,56	-0,54	-0,44	-0,06	0,88	1,91	2,09	1,84	1,64	1,57
	1	1,48	1,57	1,91	2,71	3,86	0,98	-0,71	-0,86	-0,83	-0,81
	0,9	1,57	1,04	1,84	2,09	1,91	0,88	-0,06	-0,44	-0,54	-0,56
При соотношении сторон 1:2 (по простиранию и вкрест простирания)											
σ_y	1	-0,92	-0,9	-0,86	-0,82	-0,61	1,39	5,47	2,92	1,95	1,72
σ_x	0,9	-0,65	-0,66	-0,55	-0,37	0,2	1,27	2,48	2,48	2,08	1,94
	1	1,4	1,41	1,43	1,59	2,1	3,26	-0,46	-0,85	-0,8	-0,86
	0,9	1,39	1,39	1,43	1,55	1,72	1,56	-0,58	-0,22	-0,45	-0,49
При соотношении сторон 1:3 (по простиранию и вкрест простирания)											
σ_y	1	-0,98	-0,94	-0,88	-0,83	-0,78	-0,28	5,17	4,46	2,62	2,23
σ_x	0,9	-0,7	-0,68	-0,61	-0,48	-0,19	0,62	2,18	2,96	2,62	2,42
	1	1,33	1,29	1,24	1,26	1,5	2,39	2,78	-0,65	-0,81	-0,77
	0,9	1,27	1,26	1,26	1,31	1,45	1,59	1,06	0,08	-0,36	-0,44

Примечание. σ_y и σ_x - напряжения, действующие соответственно по простиранию и вкрест простирания месторождения.

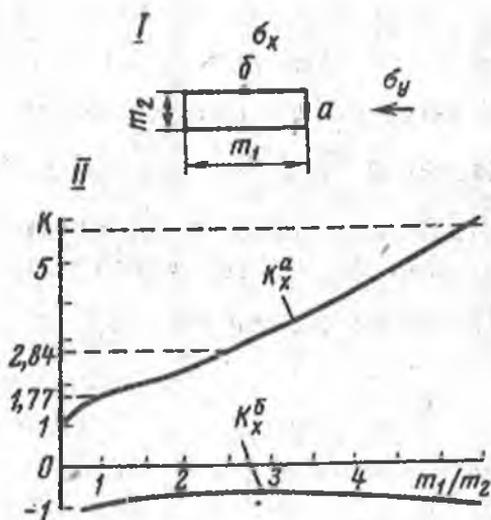


Рис. 6.12. Места a, b на стенках камеры в горизонтальном сечении I , где определялись коэффициенты концентрации напряжений, и их зависимость от отношения сторон II при действии σ_x ;

K_x^a - в точке a ; K_x^b - в точке b

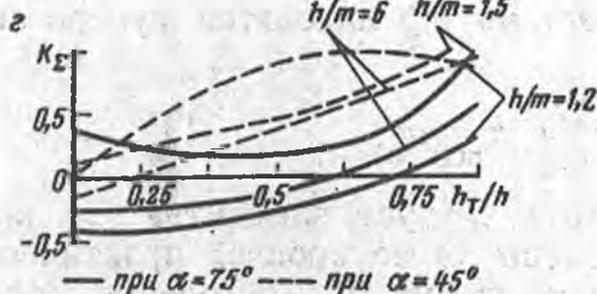
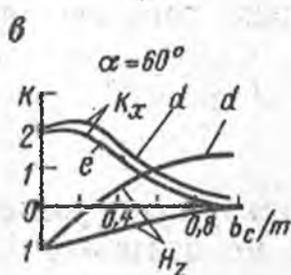
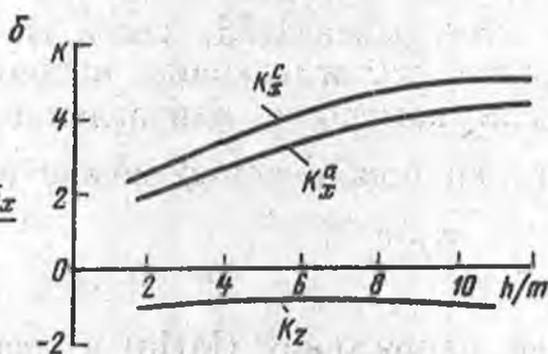
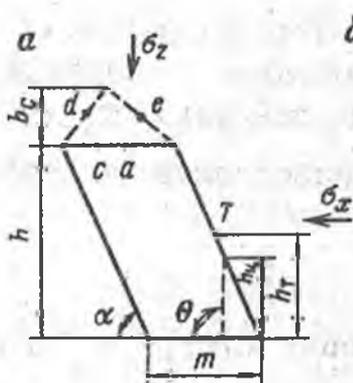


Рис. 6.13. Изменение коэффициентов концентрации напряжений в зависимости от формы и размеров выработки:

a - форма и параметры выработки; b - коэффициенты концентрации в плоской кровле в точках a и c в зависимости от h/m ; v - то же, в шатровой кровле в точках d и e в зависимости от h_c/m ; z - то же, по вертикальному боку в зависимости от h_T/h и от h/m ; K_x - от действия σ_x ; K_z - от действия σ_z

В кровле камеры коэффициенты концентрации могут быть определены по описанной методике, если в вертикальной плоскости сечения камеры имеет форму прямоугольника и она находится в условии плосконапряженного состояния. При ограниченном размере, нормальном к рассматриваемой плоскости сечения, коэффициент концентрации можно определить, воспользовавшись методикой определения коэффициентов в днище выемки и работой [14]. Концентрацию напряжений в центре торца выработанных пространств определяют согласно формуле (6.6)

$$K_z = 1 + (K_z^{\text{п}} - 1)(1 - e^{-C_z m_2/m_1}),$$

где K_z - коэффициент концентрации первоначальных напряжений в плоскости кровли в направлении действия σ_z^m ; $K_z^{\text{п}}$ - коэффициент концентрации напряжений, найденный из решения плоской задачи для $m_y = \infty$ в сечении камеры по направлению действия σ_z^m , находится по графику K_z^a (рис. 6.12), если заменить m_1 на h (h - высота камеры):

$$C_z = 1 - \sqrt{1 - 2(K_c - 1)(K_z^{\text{п}} - 1)^{-1}},$$

где K_c - коэффициент концентрации напряжений в кровле камеры при $m_1/m_2 = 1$ он равен 1,53, как и на торце скважины.

Коэффициент растягивающих напряжений в средней части плоской кровли камеры в направлении действия σ_z от вертикальной нагрузки приближенно можно определить по формуле

$$K_{z(z)} = - (1 - e^{-m_y/m_z}).$$

Суммарные напряжения (МПа) в кровле камеры $\sigma_z^{\text{кп}}$ в направлении действия σ_z^m находятся суперпозицией согласно формуле (6.30)

$$\sigma_z^{\text{кп}} = K_z \sigma_z^m + K_{z(z)} \sigma_z^m. \quad (6.31)$$

При этом следует заметить, что концентрация напряжений вокруг камеры (в ее кровле) практически не зависит, будет ли в сечении ее форма прямоугольник или параллелограмм. Отклонения величин коэффициентов составляет не более 10%. В плоской кровле концентрация напряжений вблизи углов камеры выше, чем в ее центре. На рис. 6.13 показано, что в точке c концентрация на 20% выше, чем в точке a .

В работе [14] для определения коэффициента концентрации в середине плоской кровли камеры $K_{x(z)}^0$ в горизонтальном направлении от действия вертикального напряжения σ_z^m выведена эмпирическая формула

$$K_{x(z)}^0 = 0,1(2 - e^{-l/m})(3,8 + e^{-h/(4m)}). \quad (6.32)$$

От действия горизонтального напряжения σ_x^m коэффициент концентрации

$$K_{x(x)}^0 = 1 + (k_{x(x)}^{\text{п}} - 1)(1 - e^{-Cl/m}), \quad (6.33)$$

Таблица 6.8

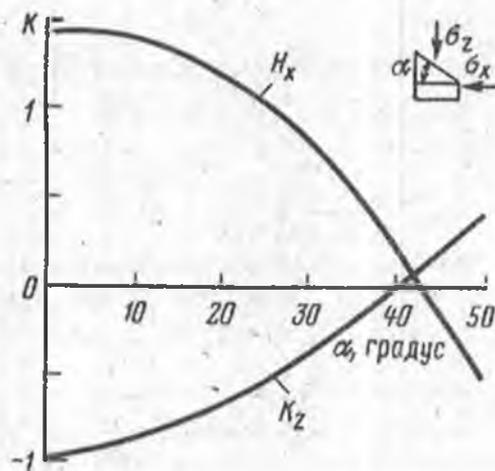
Относительные коэффициенты концентрации первоначальных напряжений σ_x^M и σ_z^M около прямоугольных выработок

h/m	z/m	Коэффициент концентрации напряжений при xm									
		0		0,25		0,375		0,5			
		A	B	A	B	A	B	A	B	A	B
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10		
0,5		1/1	0/0	1,06/0,96	0/0	1,16/0,76	0/0	2,33/0,35	0/-		
1	0	1/1	0/0	1,07/0,96	0/0	1,18/0,76	0/0	2,42/0,38	0/-		
6		1/1	0/0	1,08/0,98		1,24/0,77	0/0	2,74/0,46	0/-		
0,5	0,125	0,97/0,55	0,01/-0,02	0,99/0,39	0,03/-0,07	0,99/0,18	0,08/-0,28	0,9/0,21	0,11/-1,25		
1		0,97/0,55	0,01/-0,01	1/0,41	0,03/-0,07	1-0,21	0,1/-0,29	0,9/0,22	0,16/-1,27		
6		0,99/0,56	0,01/0	1,04/0,42	0,05/-0,06	1,07/0,23	0,16/-0,27	0,94/0,23	0,36/-1,09		
0,5	0,25	0,91/0,23	0,03/-0,1	0,9/0,15	0,06/-0,24	0,86/0,13	0,08/-0,54	0,82/0,21	0,06/-1,05		
1		0,9/0,24	0,04/-0,1	0,89/0,2	0,07/-0,23	0,85/0,21	0,1/-0,52	0,8/0,22	0,09/-1		
6		0,92/0,26	0,06/-0,09	0,91/0,19	0,11/-0,22	0,86/0,16	0,19/-0,49	0,79/0,23	0,23/-0,95		
0,5	0,5	0,8/-0,03	0,06/0,36	0,79/0	0,06/0,51	0,78/0,05	0,06/0,7	0,76/0,12	0,03/-0,92		
1		0,77/-0,02	0,08/-0,35	0,76/0,01	0,08/-0,5	0,74/0,06	0,08/-0,68	0,73/0,12	0,05/-0,9		
6		0,74/0,01	0,13/-0,34	0,72/0,03	0,15/-0,48	0,69/0,08	0,17/-0,66	0,66/0,13	0,16/-0,86		
0,5	1	0,71/-0,07	0,05/-0,73	0,71/-0,05	0,05/-0,78	0,71/-0,02	0,04/-0,84	0,71/0,01	0,03/-0,91		
1		0,65/0,07	0,07/-0,73	0,65/-0,04	0,06/-0,78	0,65/-0,02	0,05/-0,84	0,65/0,01	0,04/-0,9		
6		0,54/0,06	0,15/-0,72	0,54/-0,03	0,14/-0,77	0,53/-0,01	0,14/-0,82	0,53/0,02	0,12/-0,89		

Примечание. А - $(K_{x(x)}/K_{x(x)}^0)/(K_{x(z)}/K_{x(z)}^0)$; В - $(K_{z(x)}/K_{z(x)}^0)/(K_{z(z)}/K_{z(z)}^0)$

Рис. 6.14. Изменение коэффициентов концентрации напряжений в центре наклонной кровли в зависимости от угла ее наклона (α):

K_x - и K_z - от действия соответственно σ_x и σ_z



где $C = 0,5 \ln [1 - (K'_{x(x)} - 1)(K''_{x(x)} - 1)^{-1}]$; $K''_{x(x)}$ - коэффициент концентрации при $l = \infty$ (плоская задача); $K'_{x(x)}$ - то же, при $l = 2$; l - размер по простираанию.

Для определения коэффициентов концентрации напряжений в других точках кровли камеры согласно работе [14] рекомендуется умножить значения коэффициентов из табл. 6.8 на величину коэффициента $K^0_{x(x)}$ и $K^0_{x(z)}$, найденных по формулам соответственно (6.32) и (6.33).

При этом влияния концентрации напряжений σ_y^m по направлению действия σ_z^m можно пренебречь ввиду ее малости, что подтверждается примером распределения напряжений на торце скважины.

Кроме прямоугольной формы камеры могут быть прямоугольно-эллиптическими, т.е. кровля камеры может быть сводчатой. В этом случае коэффициенты концентрации в средних частях стенки и кровли будут зависеть от соотношения высоты свода b_c к пролету камеры m (или $2a$) (см. рис. 3.7). Как видно из графиков, от действия σ_x^m концентрация напряжений в кровле увеличивается с возрастанием высоты свода и уменьшается с увеличением пролета. От действия σ_z^m в кровле наблюдаются напряжения обратного знака, увеличивающиеся по мере увеличения отношения высоты свода к пролету камеры, достигая максимума при $b_c = (0,1 \div 0,2)m$.

Если кровля наклонная, то коэффициент концентрации напряжения в ней зависит от угла ее наклона (рис. 6.14).

Графики показывают, что с увеличением угла наклона кровли более 40° и при $\sigma_x^m > \sigma_z^m$ появляются в ней растяжения, от действия σ_x^m , а с уменьшением - резко возрастает сжатие. При шатровой кровле существенно изменяется распределение коэффициентов концентрации, а следовательно и ее напряженное состояние (см. рис. 6.13, в). Эти коэффициенты определя-

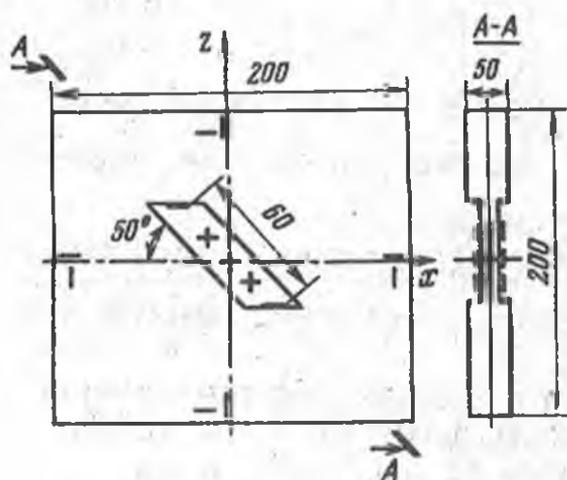


Рис. 6.15. Схема расположения тензодатчиков в модели

ли при помощи математического моделирования по программе ELAST-2. Отношение высоты камеры к ее ширине принималось равным 1,5:3. Высота шатра - от 0 до m при $\sigma_x^m/\sigma_z^m = 0,5 \div 3$. Из рис. 6.13, в видно, что по мере подъема шатра коэффициент концентрации K_x от горизонтальной нагрузки σ_x^m вначале возрастает, а затем, начиная с отношения $b_c/m = 0,2 \div 0,3$, резко падает. При этом значения коэффициентов концентрации напряжений K_x в плоской кровле значительно выше, чем в шатровой (см. рис. 6.13, б, в), а поэтому шатровая кровля будет более устойчивая, чем плоская.

Необходимо учитывать асимметрию коэффициентов концентрации K_z от напряжений σ_z^m в точках d и e .

Оптимальная высота шатра зависит от соотношения высоты камеры к ее ширине. Чем оно меньше, тем ниже требуется высота шатра. Устойчивость шатра будет зависеть от соотношения горизонтальных и вертикальных напряжений.

При увеличении отношения этих напряжений устойчивость шатровой кровли будет повышаться благодаря снижению напряжений в ней.

Концентрация напряжений в междуканальных щелях зависит от условий, в которых они работают - в условиях плоской задачи или объемной. Рассмотрим распределение коэффициентов концентрации в междуканальном щели, работающем в условиях плосконапряженного состояния. Определение этих коэффициентов проводили моделированием на пенопласте ПС-1-200, методика которого изложена в разделе 4 и работе [29].

Деформацию модели фиксировали тензодатчиками (рис. 6.15). База датчиков равна 10 мм, сопротивление их - 180-200 Ом. Величина напряжений в модели не превышала 0,1 МПа. По табл. 6.9 определяли коэффициенты концентрации относительных деформаций. Некоторые различия в величинах объясняются погрешностью моделирования (неравномерностью нагружения из-за непараллельности плоскостей модели).

Переход от коэффициентов концентрации относительных де-

Таблица 6.9

Коэффициенты концентрации вертикальных и горизонтальных относительных деформаций на стенках междукамерного целика

Коэффициенты концентрации относительных деформаций	Верхняя часть целика		Средняя часть целика		Нижняя часть целика	
	Передняя стенка	Задняя стенка	Передняя стенка	Задняя стенка	Передняя стенка	Задняя стенка
1	2	3	4	5	6	7
От действия вертикальных напряжений (по оси z) $K_{\epsilon z(z)}$	-2	-2,1	-2,1	-2,16	-1,92	-2,05
	-2,08	-2,18	-2,18	-2,3	-1,95	-2,16
	-1,9	-2,18	-2,07	-2,3	-1,96	-2,16
	-2,02	-2,13	-2,05	-2,25	-1,96	-2,06
От действия вертикальных напряжений (по оси x) $K'_{\epsilon z(x)}$	-2,02	-2,05	-2,05	-2,25	-1,96	-2,06
	0,8	0,75	0,89	0,9	0,69	0,74
	0,75	0,81	0,87	0,82	0,76	0,8
	0,76	0,75	0,84	0,85	0,72	0,7
От действия горизонтальных напряжений (по оси z) $K_{\epsilon x(z)}$	0,7	0,78	0,76	0,83	0,76	0,72
	0,77	0,86	0,98	1,02	0,91	0,78
	0,82	0,94	0,99	1,06	0,93	0,78
	0,79	0,93	0,95	1,06	0,9	0,76
От действия горизонтальных напряжений (по оси x) $K_{\epsilon z(x)}$	0,77	0,95	0,98	1,03	1,03	0,8
	0,74	0,87	0,91	0,92	0,85	0,76
	0,74	0,86	0,99	1,06	0,87	0,72
	-1,72	-1,88	-2,07	-2,08	-1,92	-1,98
	-2,02	-1,94	-2,04	-2,09	-1,96	-2
	-1,93	-1,87	-1,99	-2,12	-1,89	-1,96
	-1,85	-1,92	-1,98	-2,18	-1,89	-1,94

формаций к коэффициентам концентрации напряжений осуществляется согласно теории упругости по формулам:

$$K_{x(x)} = (K_{\epsilon x(x)} + \mu K_{\epsilon z(x)}) (1 - \mu^2)^{-1};$$

$$K_{z(z)} = (K_{\epsilon z(z)} + \mu K_{\epsilon x(z)}) (1 - \mu^2)^{-1};$$

$$K_{x(z)} = (K_{\epsilon x(z)} + \mu K_{\epsilon z(z)}) (1 - \mu^2)^{-1};$$

$$K_{z(x)} = (K_{\epsilon z(x)} + \mu K_{\epsilon x(x)}) (1 - \mu^2)^{-1}.$$

Напряжения в междукамерном целике (МПа) можно определить, воспользовавшись методом суперпозиции, при котором величины напряжений определяют по следующим формулам:

$$\sigma_x = K_{x(x)} \sigma_x^M + K_{z(x)} \sigma_z^M;$$

$$\sigma_z = K_{z(z)} \sigma_z^M + K_{x(z)} \sigma_x^M,$$

(6.34)

где σ_x , σ_z - нормальные напряжения в междукамерном целике, действующие по осям x и z ; σ_x^m , σ_z^m - нормальные напряжения, действующие в нетронутом выработками массиве горных пород; $K_{x(x)}$, $K_{z(x)}$ - коэффициенты концентрации напряжений по оси x от действия соответственно σ_x^m и σ_z^m ; $K_{z(z)}$, $K_{x(z)}$ - коэффициенты концентрации напряжений по оси z от действия соответственно σ_z^m и σ_x^m .

7. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ

Управлять горным давлением при разработке рудных месторождений - это значит применять необходимые инженерные решения, позволяющие в одних случаях снижать концентрацию напряжений массива горных пород, обеспечивая тем самым его устойчивость при образовании тех или иных выработок, в других - увеличивать концентрацию напряжений до предельного значения для создания условий самообрушения массива пород, например, при погашении выработанного пространства. К управлению горным давлением следует отнести мероприятия по изменению свойств массива горных пород для повышения его устойчивости или для эффективного его разрушения [5-8, 10, 11, 15, 17, 22, 24-26, 33, 34, 36, 44, 45].

Однако большей частью в практике разработки рудных месторождений применяют меры по управлению напряженным состоянием массива горных пород, окружающих соответствующие горные выработки, или служащие элементом той или иной системы разработки.

7.1. СНИЖЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ НА КОНТУРЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

Снижение концентрации напряжений на контуре горизонтальных выработок можно произвести путем изменения их формы поперечного сечения. Это хорошо видно на рис. 6.8 и из табл. 6.2.

В зависимости от соотношения напряжений, действующих в плоскости сечения выработок, его форма может быть эллиптической, круглой, шатрообразной, прямоугольной, прямоугольно-сводчатой и др. В технической литературе приведены коэффициенты концентрации напряжений в средней части сторон прямоугольной выработки, которые будут примерно в 1,4 раза меньше, чем в выработках с закругленными углами при неизменных их параметрах.

Если в выработке сделать щели (например в ее стенке), то концентрация напряжений на контуре изменится. Это видно из

Таблица 7.1

Коэффициенты концентрации напряжений в сводовой части выработки

Номер точки	Без щели		Коэффициент концентрации напряжений при глубине щели относительно диаметра			
			0,5		1	
	$K_{\theta x}$	$K_{\theta z}$	$K_{\theta x}$	$K_{\theta z}$	$K_{\theta x}$	$K_{\theta z}$
1	2,62	0,06	1,34	-1,08	0	-1,8
2	2,37	-0,85	2,08	-1,76	1,36	-1,87
3	2,53	-0,58	1,33	-1,04	0,29	-1,79

Таблица 7.2

Коэффициенты концентрации напряжений $K_{\text{выр}}$ в сводовой части в зависимости от глубины щелей и соотношения напряжений σ_x/σ_z

Соотношение σ_x/σ_z	Коэффициент концентрации напряжений при глубине горизонтальной щели относительно наибольшего размера (диаметра) выработки		
	0 (без щели)	0,5	1
0,5	3,85	0,78	-3,45
1	2,51	0,28	-1,65
2	1,84	0,81	-0,75
3	1,62	1	-0,45
4	1,51	1,08	-0,3
10	1,04	1,33	-0,03

таблицы 7.1, где приведены коэффициенты в сводовой части выработки при отсутствии щелей и при их наличии (рис. 6.8, в).

Если коэффициенты концентрации от различных напряжений выразить через общий коэффициент концентрации выработки, который определяется по максимальному напряжению, например σ_x , а именно

$$K_{\text{выр}} = K_{\theta x} + K_{\theta z} \sigma_z / \sigma_x,$$

то значение его в сводовой части можно проследить по табл. 7.2 в зависимости от глубины щели и соотношения σ_x/σ_z .

Из табл. 7.2 видно, что наличие щели резко изменяет коэффициенты концентрации напряжений и тем самым устойчивость выработки.

Места расположения щелей выбирают для конкретных случаев, когда по контуру выработки необходимо уменьшить концентрацию напряжений.

При прямоугольной форме сечения (см. рис. 6.8, з) оптимальную глубину щели определяли фотоупругим моделированием на полиуретановом каучуке СКУ-10. Было установлено, что при глубине щелей $l_{щ} = 0,05d$ напряжения на контуре выработки уменьшаются до значений их в массиве. Максимальное уменьшение концентрации напряжений на контуре выработки достигается при глубине $l_{щ} = 0,2d$ (табл. 7.3).

Щель следует располагать под углом (см. рис. 6.8, з)

$$\beta_{щ} = \arctg(b \sin\beta_1) / (d + b \cos\beta_1),$$

где β_1 - угол сопряжения между сторонами выработки.

При $\beta_1 = 90^\circ$ $\beta_{щ} = \arctg(b/d)$.

Глубина щели

$$l_{щ} = B_{щ}b / \sin\beta_{щ} = B_{щ}d / \sin(\beta_1 - \beta_{щ}).$$

При квадратной выработке глубина щели

$$l_{щ} = \frac{2B_{щ}b}{\sqrt{2}} \approx 1,16 B_{щ}b,$$

где $B_{щ}$ - эмпирический коэффициент

$$0,17 > B_{щ} > 0,27 / ([\sigma]_{сж} / \sigma_x)^2 + 0,6.$$

Щели в углах прямоугольной выработки образуются буровзрывным способом одновременно с подвиганием забоя. Взрывание заряда в них производят с замедлением после взрывания оконтуривающих шпуров. Наиболее приемлемым способом образования щели следует считать производство ее с отставанием на один цикл проведения буровзрывным способом. Можно образовывать щели путем выбурирования шпуров сплошным рядом. Для обеспечения большей устойчивости щелей их покрывают торкрет-бетоном.

Эффективность щелей в различных местах выработки при разном соотношении напряжений, действующих в плоскости сечения, и неодинаковой длине щелей видна из табл. 7.4.

Эффективность щелей проверяли на шахте Естюнинская (НТМК) на глубине 240 м в скреперном штреке, пройденном по магнетиту ($E = 0,8 \cdot 10^5$ МПа, $\mu = 0,3$, $[\sigma]_{сж} = 150$ МПа), форма сечения штрека круглая. Методом щелевой разгрузки были определены напряжения на стенке выработки. Напряжения все сжимающие: $\sigma_y = -46,1$ МПа (вдоль выработки) и $\sigma_z = -51,8$ МПа (вертикальные). После образования щелей в углах буровзрывным способом глубиной 0,7 м выработка из круглой превратилась почти в квадратную со щелями в углах. Напряжения на стенках уменьшились до -38 МПа (почти на 13 МПа). Устойчивость выработки повысилась настолько, что в течение 2 лет она без крепи простояла без видимых разрушений.

При пересечении выработкой тектонических нарушений или контактов двух основных, но по упругим характеристикам раз-

Таблица 7.3

Коэффициенты концентрации напряжений у четырехугольной выработки при различной глубине щелей, выраженной через коэффициент $B_{щ}$

Номер точки	$B_{щ} = 0,5$		$B_{щ} = 0,1$		$B_{щ} = 0,2$	
	$K_{\theta x}$	$K_{\theta z}$	$K_{\theta x}$	$K_{\theta z}$	$K_{\theta x}$	$K_{\theta z}$
1	-1,13	3,38	-1,87	3,55	-0,14	0,15
2	-0,95	2,25	-1,05	1,57	-0,4	0,2
3	-1,12	1,95	-0,96	1,2	-0,78	0,32
4	-1,09	1,83	-1,05	1,53	-0,92	0,71
5	-1,11	1,71	-1,13	1,5	-1,02	0,85
5*	-0,76	1,73	-0,6	1,8	-0,8	1,3

Таблица 7.4

Коэффициенты концентрации напряжений в средней части кровли выработки

Выработка	Коэффициент концентрации напряжений при соотношении напряжений $\frac{\sigma_x^m}{\sigma_z^m}$					
	1	2	4	6	8	10
Круглая без щелей	2	2,5	2,8	2,8	2,9	2,9
Сводчатая без щелей	3	2,7	2,6	2,6	2,6	2,6
Сводчатая со щелями в стенках:						
$l_{щ} = 0,5$	0,22	1,2	1,6	1,8	1,9	1,9
$l_{щ} = d$	0	0,4	0,9	1	1,1	1,2
Прямоугольная со щелями в углах:						
$B_{щ} = 0,05$	1,4	1,8	2	2,1	2,1	2,2
$B_{щ} = 0,1$	0,5	1	1,3	1,4	1,4	1,5
$B_{щ} = 0,15$	0,2	0,7	0,9	1	1,1	1,1

личных пород, слагающих массив, необходимо применять меры по снижению концентрации напряжений, вызванной этими нарушениями или различием пород. С этой целью предлагается делать соответствующие разгрузочные щели на длине в зависимости от угла встречи нарушения или контакта различных пород с выработкой, соотношения упругих характеристик контактирующих пород и действующих напряжений.

Так, при проведении выработки через контакт пород, имеющих различные модули упругости, разгрузочные щели следует делать в породе с большим модулем упругости (в жесткой породе) на длине в зависимости от угла встречи контакта или нарушения с выработкой и зоны влияния ее на перераспределение напряжений.

Если угол встречи более 22° , то щели следует делать впереди забоя, если же менее 22° , то в стенке выработки.

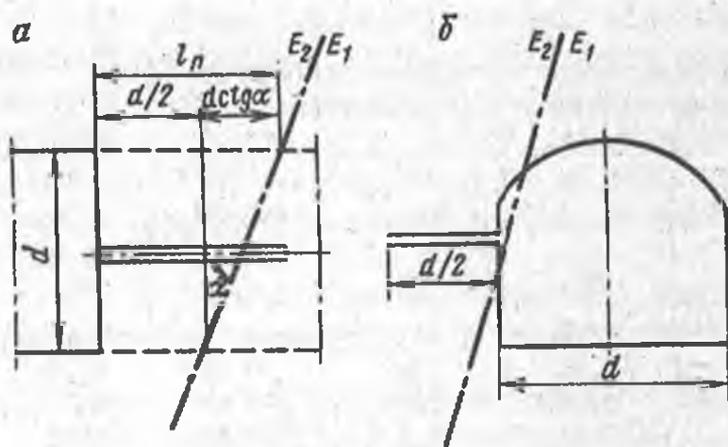


Рис. 7.1. Снижение напряжений в забое (а) и на контуре выработки (б) при ее проведении через тектоническое нарушение или контакт пород с различными упругими характеристиками

Щели делают в стенке по ее длине не менее половины наибольшего размера (диаметра) выработки, в забое же щели устраивают глубиной не менее расстояния от забоя до тектонического нарушения (или контакта пород), равного $d(0,5 + \text{ctg}\alpha)$ (рис. 7.1). Для определения этого расстояния необходимо выработки проводить с опережающей скважиной.

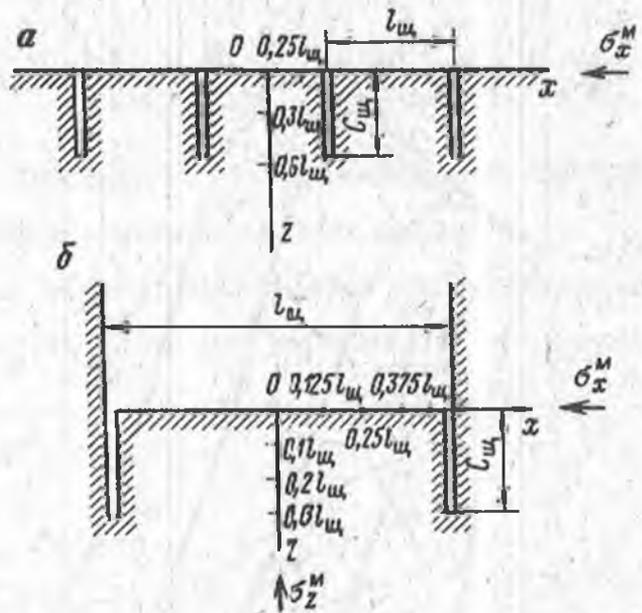
7.2. СНИЖЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ В ДНИЩЕ БЛОКА СИСТЕМЫ РАЗРАБОТКИ С ОБРУШЕНИЕМ

При рассмотрении распределения напряжений вокруг выработок (полостей) большого размера было отмечено, что наибольшая концентрация напряжений создается в днищах обрабатываемых этажей и потолочинах или верхней части нижележащего этажа. Для снижения концентрации напряжений в днищах рекомендуется применять щели [17, 25].

В работах б. КФ АН СССР рассмотрено влияние щелей на защищаемый массив и выработки в нем при отношении глубины щелей $S_{щ}$ к расстоянию между ними $l_{щ}$, равном 0,05-0,5. Однако на практике высота днища и расстояние между выработками в нем примерно равны и при незначительном углублении щелей ниже почвы выработок это отношение составит 0,4-3,3. Эффективность щелей при таких соотношениях их глубины к расстоянию между ними не исследовалось. В связи с этим в б. ИГД Минчермета СССР были проведены исследования на моделях из фотоупругого материала СКУ-10 и пенополистирола ПС-1 [8, 25, 29].

Моделирование днища с созданием защитных щелей показало, что концентрация напряжений в разных местах зависит от отношения $S_{щ}/l_{щт}$ (рис. 7.2). При этом коэффициенты концентрации напряжений есть отношение напряжений в защищаемом щелями участке к величине горизонтальных напряжений σ_x^M , существующих на поверхности днища ($x = 0, z = 0$) до проведения защитных щелей

Рис. 7.2. Схема модели днщ со щелями:
 а - щели у каждой достачной выработкн; б - щели по краям выемочного блока



$$K_{x(x)}^{\text{щ}} = \sigma_{x(x)}^{\text{щ}} / \sigma_x^{\text{M}}, \quad K_{z(x)}^{\text{щ}} = \sigma_{z(x)}^{\text{щ}} / \sigma_x^{\text{M}}$$

где $\sigma_{x(x)}^{\text{щ}}$, $\sigma_{z(x)}^{\text{щ}}$ - напряжения, действующие в защищаемом щелями участке, соответственно в направлениях x и z , вызванные напряжением σ_x^{M} .

Из рис. 7.3 видно, что при защите щелями горизонтальные напряжения в защищенном щелями участке начинают резко уменьшаться и при отношении $C_{\text{щ}}/l_{\text{щ}} = 0,28$ они на поверхности днща ($z = 0$) равны нулю. При дальнейшем увеличении этого отношения на поверхности днща ($x = 0, z = 0$) появляются растягивающие напряжения, которые распространяются вглубь защищаемого участка и при глубине щели $0,6 l_{\text{щ}}$ они достигают $0,38 \sigma_x^{\text{M}}$. Следовательно, чтобы массив горных пород днщ не разрушался от растягивающих напряжений, глубина щели не должна превышать $0,28 l_{\text{щ}}$. Поскольку высота днща составляет 6-20 м, минимально допустимое расстояние между защитными щелями составит 35-80 м. Отсюда защищать щелями необходимо все днще в целом, располагая их по границам вынимаемых блоков или у висячего и лежащего боков рудного тела, имеющего соответствующую горизонтальную мощность. Распределение коэффициентов концентрации по оси x в этом случае, например, от действия вертикальных напряжений (пунктирные линии) будет отличаться от действия горизонтальных напряжений (сплошные линии) (см. рис. 7.3).

Моделированием было установлено, что отношения напряжений в точках рудного массива с одинаковыми координатами, защищенного щелями, $\sigma_{x(x)}^{\text{щ}}$, $\sigma_{x(z)}^{\text{щ}}$ к соответствующим напряжениям $\sigma_{x(x)}$ и $\sigma_{x(z)}$ без щелей есть величина постоянная, т.е.

$$K_{x(x)}^{\text{щ}} = \sigma_{x(x)}^{\text{щ}} / \sigma_{x(x)} = \text{const}; \quad K_{x(z)}^{\text{щ}} = \sigma_{x(z)}^{\text{щ}} / \sigma_{x(z)} = \text{const}$$

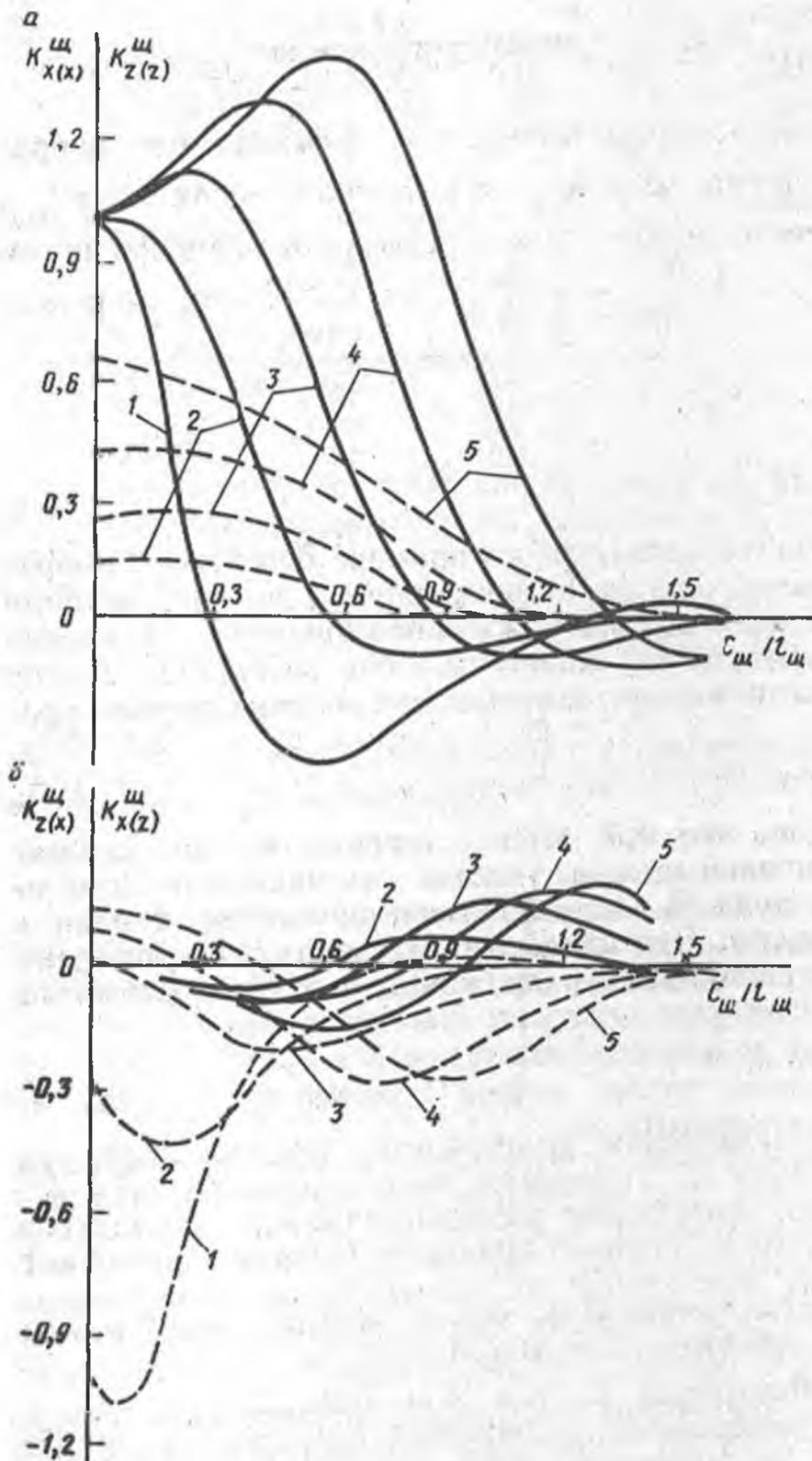


Рис. 7.3. Изменение коэффициентов концентрации напряжений в середине днища от отношения глубины щели и расстояния между ними:
 1-5 - кривые коэффициентов концентрации в горизонтальном (а) и в вертикальном (б) направлениях соответственно с координатами $z = 0; 0,2l_{щ}; 0,4l_{щ}; 0,6l_{щ}; 0,8l_{щ}$ (см. рис. 7.2); сплошные линии - коэффициенты концентрации горизонтальных напряжений, вызванные созданием щелей у каждой доставочной выработки $K_{x(x)}^{щ}$ и $K_{z(x)}^{щ}$, пунктирные линии - коэффициенты концентрации вертикальных напряжений, вызванных созданием щелей по краям выемочных блоков $K_{x(z)}^{щ}$ и $K_{z(z)}^{щ}$

при одинаковой глубине щелей и независимо от отношений размеров в горизонтальной или вертикальной плоскостях выработанного пространства. Отношения напряжений, параллельных днищу, в различных точках рудного массива, оконтуренного щелями, к напряжениям в середине днища без щелей приведены в табл. 7.5 (обозначения на рис. 7.2).

Напряжения в днище (МПа)

$$\sigma_x^{(H+r)щ} = K_{щ}^{x(x)} (\sigma_{x(x)}^h + \Delta\sigma_{x(x)}^H) + K_{щ}^{x(z)} (\sigma_{x(z)}^h + \Delta\sigma_{x(z)}^H);$$

где $\sigma_x^{(H+r)щ}$, $\sigma_z^{(H+r)щ}$ - горизонтальные и вертикальные напряжения в точке рудного массива, защищенного щелями; $\sigma_{x(x)}^h$, $\Delta\sigma_{x(x)}^H$ - напряжения в середине днища, вызванные напряжениями $\sigma_{гх}$, $\sigma_{гх}$ и $\sigma_{го}$; $\sigma_{x(z)}^h$, $\Delta\sigma_{x(z)}^H$ - то же, но вызванные напряжениями σ_z и σ_{zo} .

$$\text{При этом } \sigma_{x(x)}^h + \sigma_{x(z)}^h = \sigma_x^h;$$

$$\Delta\sigma_{x(x)}^H + \Delta\sigma_{x(z)}^H = \Delta\sigma_x^H.$$

Эффективность щелей покажем на примере отработки Северо-Песчанского железорудного месторождения. Так, на глубине $H = 460$ м, когда выработанное пространство составило $L = 700$ м, горизонтальная мощность (или расстояние между щелями) $l_{щ} = 80$ м и первоначальные напряжения вквострости были $\sigma_x^м = -11,8$ МПа, вертикальные $\sigma_z^м = -12,6$ МПа, а от давления обрушенных пород вертикальные $\sigma_{zo} = -5,8$ МПа и горизонтальные $\sigma_{го} = -1,7$ МПа. Напряжения на глубине $0,1 l_{щ}$ в днище, не защищенном щелями, на удалении 50 м от призабойной части рудного массива, вынимаемого от фланга к флангу, были намного выше, чем в этих же местах, защищенных щелями. Величины сжимаемых напряжений в кровле выработок составили:

Длина малого выработанного пространства, l , м	100	200	300
Напряжения по ширине днища, МПа:			
в середине, 0 м	41,8/16,7	53,4/20	56,5/23,6
$0,125 l_{щ}$	52,6/16,3	68/19,4	77,3/23
$0,25 l_{щ}$	53,4/14,6	69,2/17,7	79,9/21,3
$0,375 l_{щ}$	59,5/15	72,5/18,5	84,2/21,5

При этом в числителе приведены значения напряжений в незащищенных щелями выработках, в знаменателе - в защищенных.

Таким образом, при отсутствии щелей напряжения в кровле выработок почти в 3-4 раза выше, чем при наличии щелей. Если учесть, что предел прочности руды в приконтурной части выработок выпуска не превышает 0,7 предела его прочности в куске, то выработки выпуска будут устойчивыми лишь в начальной стадии отработки рудного тела нижележащего этажа, когда $l \leq 100$ м. Во всех остальных случаях они будут разрушаться. Поэтому проведение щелей для уменьшения напряжений в выработках днища является необходимым.

Поскольку на напряжения в днище большое влияние оказывают параметры выработанного пространства, изменяя порядок отра-

Таблица 7.5

Отношение напряжений в различных точках дна щели, оконченного щелями, к напряжениям в середине дна щели без щелей

$x/l_{щ}$	$K_{x(x)}^{щ} = \frac{\sigma_{x(x)}^{щ}}{\sigma_{x(x)}}$					
	$C_{щ}/l_{щ} = 0,1$		$C_{щ}/l_{щ} = 0,167$		$C_{щ}/l_{щ} = 0,2$	
	$z/l_{щ} = 0$	$z/l_{щ} = 0,1$	$z/l_{щ} = 0$	$z/l_{щ} = 0,167$	$z/l_{щ} = 0$	$z/l_{щ} = 0,2$
0	0,83	0,88	0,56	0,78	0,3	0,69
0,125	0,78	0,9	0,5	0,83	0,23	0,76
0,25	0,62	0,97	0,35	0,92	0,09	0,86
0,375	0,14	0,14	0,06	1,14	-0,11	1,13
0,44	-0,1	1,34	-0,12	1,35	-0,07	1,36

$x/l_{щ}$	$K_{x(z)}^{щ} = \frac{\sigma_{x(z)}^{щ}}{\sigma_{x(z)}}$					
	$C_{щ}/l_{щ} = 0,1$		$C_{щ}/l_{щ} = 0,167$		$C_{щ}/l_{щ} = 0,2$	
	$z/l_{щ} = 0$	$z/l_{щ} = 0,1$	$z/l_{щ} = 0$	$z/l_{щ} = 0,167$	$z/l_{щ} = 0$	$z/l_{щ} = 0,2$
0	1,1	0,72	0,97	0,6	0,85	0,47
0,125	1,1	0,72	0,93	0,63	0,76	0,54
0,25	0,99	0,76	0,81	0,7	0,62	0,63
0,375	0,68	0,9	0,43	0,92	0,18	0,94
0,44	0,46	1,14	0,2	1,2	-0,05	1,26

Продолжение табл. 7.5

ботки месторождения и ее параметры можно управлять и напряженным состоянием дна. Наиболее распространенными схемами отработки рудного тела на этаже являются от фланга к флангу, от центра к флангам и от флангов к центру. Коэффициенты концентрации напряжений при этом в днище распределяются неодинаково (рис. 7.4). Наименьшую концентрацию испытывает рудный массив в начальной стадии отработки горизонта. При наличии на горизонте слабоустойчивых руд начало отработки этажа следует начинать с них. Величины максимальных коэффициентов концентрации как при отработке от фланга к флангу, так и от центра к флангам примерно одинаковы. С точки зрения устойчивости дна эти схемы равноценны. Выбор одной из этих схем может определяться или наличием участков слабых руд или необходимостью получения той или иной производительности. При отработке от центра к флангам производительность можно получить высокую, так как фронт очистных работ в ней в 2 раза больше, чем в схеме от фланга к флангу.

При отработке от флангов к центру коэффициенты концентрации на конечной стадии работ значительно выше, чем в первых двух схемах. Так, например, при $\sigma_x^m/\sigma_z^m = 3/1$ величины горизонтальных напряжений в центре поверхности дна будут в данной схеме в 1,3-1,43 раза выше, чем в первых двух схемах. Поэтому схему от флангов к центру применяют очень редко, в вынужденных условиях по технологическим факторам и в неудороопасных месторождениях.

Оптимальным напряженным состоянием массива горных пород дна является равенство в нем горизонтальных напряжений, т.е. $\sigma_x = \sigma_y$. Уменьшая одно из них путем изменения длины или ширины выработанного пространства, происходит увеличение другого. В горизонтальных выработках, располагаемых в днище

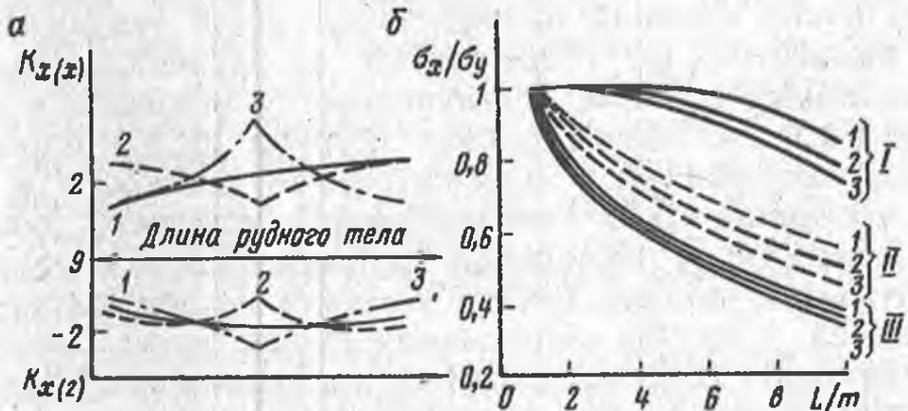


Рис. 7.4. Зависимость напряжений в днище от направления подвигания очистных работ (а):

1 - от фланга к флангу; 2 - от центра к флангам; 3 - от флангов к центру и параметров отработки рудного тела (б): I - $\sigma_x^m = \sigma_z^m$; II - $\sigma_x^m = 2\sigma_z^m$; III - $\sigma_x^m = 4\sigma_z^m$; 1, 2, 3, - соответственно при $m/H = 1; 0,5; 0,1$

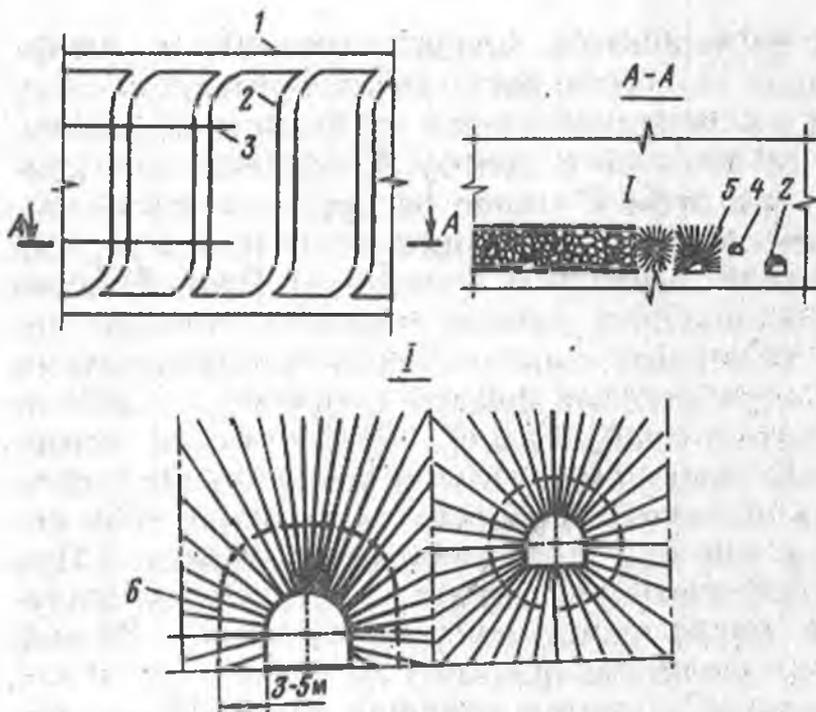


Рис. 7.5. Схема создания разгрузочной щели в днище:
 1 - штрек; 2 - орт;
 3 - щель; 4 - вентиляционный орт; 5 - скважины; 6 - зона недозаряда (предохранительный целик выработки)

перпендикулярно друг к другу, в одних из них на контуре также будут увеличены напряжения. Рациональные параметры выработанного пространства при различном соотношении напряжений, действующих в массиве горных пород, можно определить по номограмме на рис. 7.4, б.

Таким образом, основными мероприятиями по снижению напряжений и обеспечению устойчивости выработок выпуска, расположенных в днище, являются:

1. Расположение скреперных выработок доставки и траншей по направлению максимальных горизонтальных напряжений. Если рудное тело имеет большую протяженность и выработанное пространство представлено в виде каньона, то эти выработки следует располагать вкрест простирания рудного тела.

2. При очень высоких напряжениях, когда указанное расположение выработок не обеспечивает их устойчивость, днище следует защищать щелями, проводимыми у лежащего и висящего боков рудного тела. Максимальная глубина щелей определяется отношением напряжений в горизонтальной плоскости и практически не превышает 0,28 горизонтальной мощности рудного тела. В зависимости от возможной глубины щелей следует выбирать конструкцию днища, высота которого не должна превышать глубину щелей. Способы образования щелей могут быть различными. Щели могут создаваться путем взрывания камуфлетных зарядов, бурения ряда близко расположенных скважин (шпуров) в одной плоскости и взрывания их через одну.

При диаметре скважины 0,1 м и заданной ширине щели 0,02 м достаточная компенсация для успешного взрывания будет обеспечена при расстоянии между скважинами 0,4 м. Известно, что радиус трещинообразования при взрыве одного скважинного

заряда для пород с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 10-12 составляет 0,8-1,4 м, т.е. породная перемычка между скважинами в 0,4 м будет разрушена. Исходя из этого, расстояние между концами скважин при их веерном расположении следует брать равным 0,4 м, а длина их не должна превышать 15 м (из-за отклонения в процессе бурения). Скважины заряжают через одну. В устойчивой руде недозаряд скважин принят равным 3 м. В верхней части концы скважин на 0,5 м закрывают пробками. Обустройство щели осуществляют из откаточных и вентиляционных выработок. Особое внимание следует уделять на сохранение выработок, из которых бурят скважины. Поэтому одновременно не должно взрываться более двух скважин с общим зарядом 100 кг, а величина предохранительного целика вокруг выработок (зона недозаряда, рис. 7.5) должна быть не менее 3 м. Этот целик взрывают в последнюю очередь шпуровыми зарядами. Расход затрат для образования щели между выработками, расположенными друг от друга на 12,5 м при глубине щели 12 м, зависит от способа образования щелей [12].

7.3. СНИЖЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ В РУДНОМ МАССИВЕ ПРИ СИСТЕМАХ С ОБРУШЕНИЕМ

При применении систем с обрушением (этажное, подэтажное) в отбиваемом рудном массиве по мере увеличения выработанного пространства и подвигания очистных работ происходит изменение напряженного состояния. Моделированием было показано, что напряженное состояние в призабойном рудном массиве при подвигании очистных работ как от висячего бока к лежащему, так и наоборот остается почти одинаковым. Величина напряжений в рудном массиве у лежащего бока в обоих направлениях ведения очистных работ намного меньше, чем у висячего. При выемке рудного массива от висячего бока имеется опасность массового обрушения налегающих пород после выемки первых секций, которое может привести к разрушению приграничной части рудного массива. Если же очистные работы ведут от лежащего бока, то в последней (со стороны висячего бока) секции рудного массива будут высокие напряжения, которые могут привести к ее разрушению.

Для уменьшения напряжений в отработываемом рудном массиве необходимо ему придавать соответствующую форму, при которой концентрация напряжений не будет превышать предельную. Моделированием на фотоупругом материале СКУ-10 было установлено, что при наличии опережающих щелей значительно (в 1,6-2 раза) снижается напряженное состояние, что видно по изменению коэффициентов концентрации на контуре вынимаемого рудного массива в точках 1-7 (рис. 7.6).

Номер точки	1	2	3	4	5	6	7
K_y	2,63	-0,12	-0,81	-38	0	-0,4	-0,7
K_x	1,39	1,27	0,43	-0,17	0	0	6,1

Следовательно, максимальная концентрация напряжений перераспределилась: она уменьшилась на контуре рудного массива и увеличилась на контуре щели, где нагрузка приложена к незначительной зоне рудного массива и где его прочность может быть приравнена к прочности образца, что намного выше, чем у массива.

В пределах участка, ограниченного щелями, очистные работы можно вести одновременно в двух панелях. Фронт очистных работ может быть прямолинейный или уступной формы. Во втором случае опережение одной панели относительно другой должно быть не более двух секций. Однако следует помнить, что в момент отработки панелей глубина опережающей щели должна быть не менее ширины отбиваемой секции.

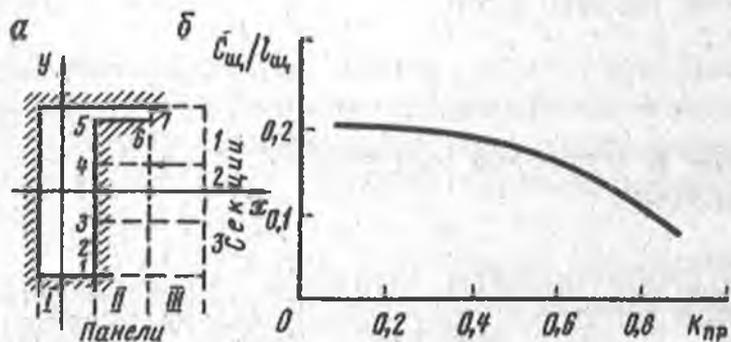


Рис. 7.6. Расположение точек для определения напряжений в модели (а) и график определения глубины щели в отработываемом рудном массиве (б)

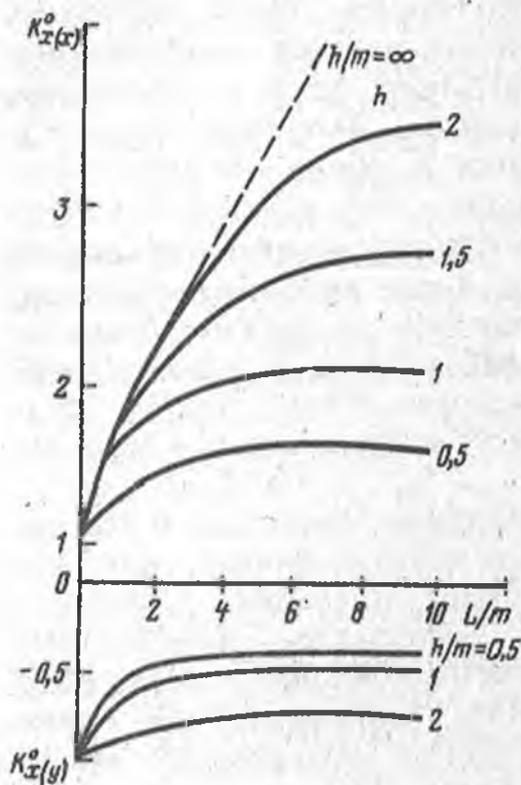


Рис. 7.7. Изменение коэффициентов концентрации напряжений в середине верхней части призабойного рудного массива в зависимости от длины выработанного пространства, высоты этажа и мощности рудного тела

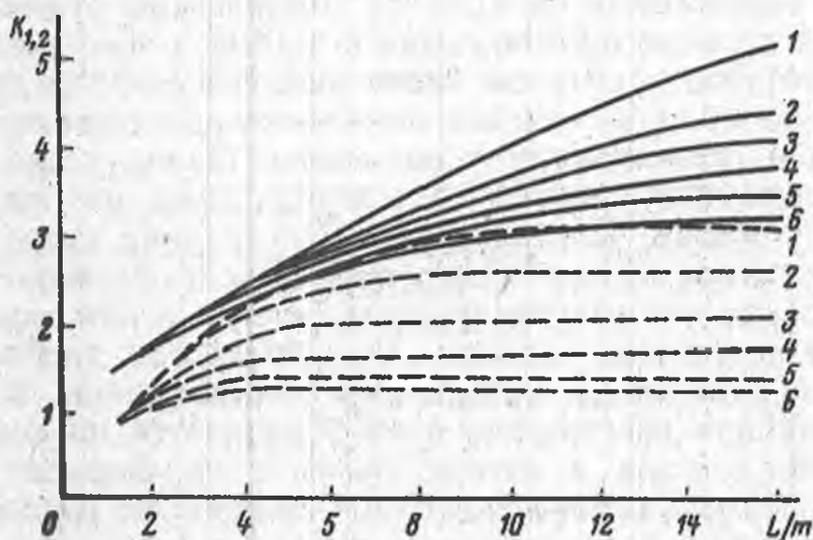


Рис. 7.8. Изменение концентрации напряжений в зависимости от длины выработанного пространства L , глубины разработки H и мощности рудного тела m :

K_1 - сплошные линии; K_2 - пунктирные линии; 1, 2, 3, 4, 5, 6 - соответственно при $m/H = 0,005; 0,1; 0,2; 0,3; 0,4; 0,5$

Необходимую глубину щелей (в горизонтальной плоскости) определяют через коэффициент пропорциональности из условия уменьшения напряжений ниже предела прочности массива на сжатие $[\sigma]_{сж}$ из графика на рис. 7.6, б

$$K_{пр} < (0,71B_{пр} + [\sigma]_{сж}^M) / (A_{пр} + 0,21 B_{пр}),$$

где $K_{пр}$ - коэффициент пропорциональности между коэффициентом концентрации в средней части призабойного массива без отрезки его щелями и со щелями.

$$A_{пр} = \sigma_x^M (K_{x(x)}^0 + K_{x(y)} - 1) - \sigma_{z0} K_{x(z)};$$

$$B_{пр} = \sigma_y^M (K_{x(y)} + \sigma_z^M K_{x(x)} + \sigma_{г0} (2 - K_{x(x)}^0 - K_{x(y)}^0 - K_{x(x)})),$$

где $K_{x(x)}^0$, $K_{x(y)}^0$ - коэффициенты концентрации от нагрузок σ_x^M и σ_y^M в направлении оси x в середине верхней части призабойного массива, возникающего от большого выработанного пространства (рис. 7.7).

$$K_{x(x)} = K_1 - 40(1 - e^{-0,145L/m})(1 - e^{-0,64H/m})(y/L)^4;$$

$$K_{x(z)} = K_2 + 27(1 - e^{-0,145L/m})(1 - e^{-0,64H/m})(y/L)^4,$$

где L , m - соответственно длина и мощность выработанного пространства; K_1 , K_2 - коэффициенты концентрации в центре большого выработанного пространства соответственно от нагрузок σ_x^M и σ_z^M (рис. 7.8); y/L - относительные координаты точки рассматриваемого массива.

Так как напряжения на контуре отбиваемого рудного массива уменьшаются по мере приближения к щелям, с увеличением мощности рудного тела в средней части контура снизить сжимающие напряжения до нуля, не вызвав появления растягивающих напряжений у щели, практически невозможно. Поэтому снижать сжимающие напряжения следует до тех пор, пока не появятся растягивающие у щелей. Поскольку они будут ниже предельных, устойчивость массива будет обеспечена. После защиты призабойного рудного массива разгрузочными щелями в нем можно устраивать компенсационные камеры для улучшения дробления руды при массовой отбойке. Действующие в защищенной зоне напряжения сжатия или растяжения концентрируются на контуре компенсационной камеры в соответствии с ее формой. Подобрать форму и параметры компенсационной камеры, ее расположение в защищенной зоне в соответствии с действующими напряжениями, можно обеспечить ее устойчивость на период подготовки и массовой отбойки руды особенно в условиях действия большого горного давления.

При мощном рудном теле снижение в нем напряжений можно осуществить благодаря выпуклой форме забоя с углом конусности 120-150°. И в этом случае также можно устраивать соответствующие компенсационные камеры.

В вертикальной плоскости в отбиваемом рудном массиве напряжения распределяются неравномерно. Это хорошо видно из величин концентрации нормальных и касательных напряжений, полученных при объемном моделировании на фотоупругом материале (табл. 7.6).

Этим моделированием было установлено, что при отработке рудного тела на глубине $H = 260$ м секциями с вертикальной стенкой величины касательных напряжений в приконтактной части с выработанным пространством изменялись от 0,6 до 0,7 γH , причем в верхней части рудного массива они действовали по площадкам, расположенным под углом 65-75° к горизонту. С удалением к висячему боку касательные напряжения

Таблица 7.6

Концентрация нормальных и касательных напряжений на стенке отбиваемого рудного массива

Стенка	Места измерения на стенке	$K_x(x)$	$K_z(x)$	$K_{xz}(x)$	$K_x(z)$	$K_z(z)$	$K_{xz}(z)$
Вертикальная	Вверху	2,04	0	0	0,22	0	0
	В середине	1,74	0,24	-0,35	0,22	0,71	0,29
	Внизу	1,24	0,31	-0,4	0,22	0,78	0,38
Наклонная	Вверху	1,67	0	0	0,27	0	0
	В середине	1,25	0,22	-0,22	0,27	0,71	0,22
	Внизу	1,02	0,27	-0,29	0,27	0,82	0,31

Таблица 7.7

Коэффициенты трения и сцепления пород

Порода	Коэффициенты	
	трения	сцепления, МПа
Порфириды	1,03-1,14	5,4-6
Туф порфирита	0,58-0,96	7,5-8
Сиенит	1,11-1,26	5,8-6
Диорит	0,93	4,4
Роговик	1,65	5,9
Скарн	0,84-1,15	2,8-5
Магнетит	0,87-1,06	4,1-6,2

увеличились до $1,1\gamma H$, а их направление стало под 45° . Этим подтверждается, что наименее устойчивой частью рудного массива является верхняя часть отбиваемой секции, где возможно ее сползание в виде треугольной призмы в выработанное пространство под углом $65-75^\circ$.

Если на границе отбиваемой секции, не защищенной щелями, образуется компенсационное пространство, то в верхней ее части увеличиваются нормальные сжимающие (до $1,6\gamma H$) и касательные (до $0,8\gamma H$) напряжения. Сжимающие напряжения действуют по площадкам, расположенным под углом $70-75^\circ$, способствуя тем самым сползанию рудного массива. При этом образование компенсаций приводит также к появлению растягивающих напряжений на их стенках, что значительно снижает устойчивость отбиваемой секции. Нижняя часть отбиваемого рудного массива (секции) подвержена действию только сжимающих напряжений, достигающих $(1,3-1,5)\gamma H$.

Для уменьшения скалывающих напряжений в верхней части рудного массива следует изменять форму отбиваемой секции путем создания в ней наклонной стенки. Моделированием было установлено, что при расположении наклонной стенки под углом $65-75^\circ$ скалывающие напряжения уменьшаются примерно в 1,5-2 раза, чем в секциях с вертикальной стенкой. По мере удаления вглубь рудного массива направления скалывающих напряжений становятся круче, повышая тем самым устойчивость рудного массива. Таким образом, отбиваемый рудный массив с наклонной стенкой под углом 70° примерно в 1,5 раза устойчивее, чем с вертикальной стенкой.

Оценку устойчивости рудного массива, который, как правило, всегда трещиноватый, следует производить по теории прочности Мора. Коэффициенты трения и сцепления для наиболее встречающихся на рудниках горных пород приведены в табл. 7.7.

Наклон вынимаемых секций может оформляться как на всю высоту этажа, так и с половины высоты этажа. При значительной высоте этажа отбойку руды целесообразно производить в

два подэтажа с опережением выемки на верхнем подэтаже на одну отбиваемую секцию. Стенки секций должны иметь угол наклона 65-70°.

На устойчивость рудного массива оказывает влияние тектоническая нарушенность и естественная трещиноватость. В этом случае стенки панелей и секций следует располагать по направлению основных систем трещин. При этом желательно, чтобы падение трещин шло не в сторону забоя, а в массив.

Результаты лабораторных исследований проверяли в шахтных условиях на Северо-Песчанском месторождении. Этаж вынимали панелями шириной 50 м, расположенными вкрест простирания рудного тела. Ширина секции в панелях изменялась от 25 до 30 м. Обустройство секции производили с двух горизонтов, расположенных через 30 м друг от друга. Количество одновременно взрываваемой горной массы изменялось от 450 000 до 600 000 т. Для того, чтобы исключить сколы в верхней части рудного массива, расположенного на границе выработанного пространства, и повысить устойчивость вертикальных обнажений, стенкам секций и панелей придали наклон 70°. При выемке первых трех панелей этот наклон выполняли в верхней части этажа, а в остальных - на всю высоту этажа. Для снижения влияния систем трещин на устойчивость рудного массива общее направление подвигания фронта очистных работ приняли с юга на север при опережении выемки руды у лежачего бока. В этом случае устойчивость рудного массива обеспечивается тем, что падение двух систем трещин будет направлено в глубь массива, а третьей системы - совпадает с наклоном отбиваемой секции.

Для определения устойчивости конструктивных элементов систем разработки на опытном участке было заложено восемь наблюдательных станций, которые фиксировали изменения напряженного состояния рудного массива в ходе очистных работ.

Анализ полученных данных показал, что придание наклона стенкам секций и панелей способствовало снижению величины нормальных σ_z напряжений в верхней части обрабатываемого рудного массива в 1,2-1,25 раза по сравнению с напряжениями при вертикальной стенке, что хорошо видно из результатов натуральных наблюдений.

Конфигурация секции	Вертикальная		Наклонная	
Глубина установки наблюдательных станций, м	260		350	
Расстояние от выработанного пространства, м	25	50	25	50
Первоначальные напряжения, МПа	-7,0	-7,8	-10,5	-10,5
Приращения напряжений, МПа	-5,0	-2,6	-4,0	-1,8
Полные напряжения, МПа	-12,0	-10,4	-14,4	-12,2
Отношение $\sigma_z / (\gamma H)$	1,64	1,33	1,38	1,17

На нижележащем горизонте предложенным вариантом системы этажного принудительного обрушения добыто более 3500 тыс. т руды. Измерения длины взрывных скважин и визуальные наблю-

дения за состоянием конструктивных элементов системы разработки показали, что при выемке руды отсутствуют явления скалывания и сдвижения рудного массива в отработанное пространство.

Таким образом, придание наклона стенкам секций и панелей позволило шахте Северо-Песчанская исключить скалывание подготовленного к выемке рудного массива, избежать дополнительных затрат, связанных с повторной отработкой сдвигающихся в выработанное пространство рудных массивов, и повысить безопасность горных работ.

7.4. СНИЖЕНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ЭЛЕМЕНТОВ КАМЕРНЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ

Управлять горным давлением при камерных системах разработки - это значит регулировать напряжением ее элементов путем правильного выбора их параметров, технологических схем выемки руды и разработки инженерных мер, позволяющих снижать или повышать концентрацию напряжений в необходимых местах системы. При камерных системах разработки основными ее элементами являются обнаженная часть висячего и лежащего боков, потолочина, поддерживающие целики и днище. Напряженное состояние этих элементов зависит от величины первоначальных напряжений и свойств массива горных пород, формы и расположения камер в поле напряжений.

Напряженное состояние массива скальных пород висячего и лежащего боков по контуру камеры можно с успехом определять моделированием и численным методом по программе ELAST-2. Коэффициенты концентрации напряжений в плоскости сечения вкрест простирания зависят как от соотношения вертикальных и горизонтальных напряжений, так и от угла падения рудного тела (рис. 7.9). Напряжения в i -й точке на контуре камеры (для плоской задачи) определяют по формуле (МПа)

$$\sigma_i^n = \sigma_x^m K_x + \sigma_z^m K_z, \quad (7.1)$$

где σ_x^m и σ_z^m - первоначальные напряжения массива горных пород, соответственно горизонтально и вертикально составляющие тензор напряжений.

С учетом объемности напряжения в этой точке следует определять по формулам (6.32), (6.33) и табл. 6.8.

Эти напряжения изменяются от сжимающих по всему контуру при пологом падении до растягивающих в нижней части камеры при крутом падении рудного тела. При этом максимальные величины находятся в верхней и нижней частях камер и они уменьшаются с увеличением угла падения рудного тела. Если же имеется подэтажный целик, то сжимающие напряжения в верхнем углу камеры уменьшаются и появляется зона концентрации напряжений над этим целиком. При этом наличие такого

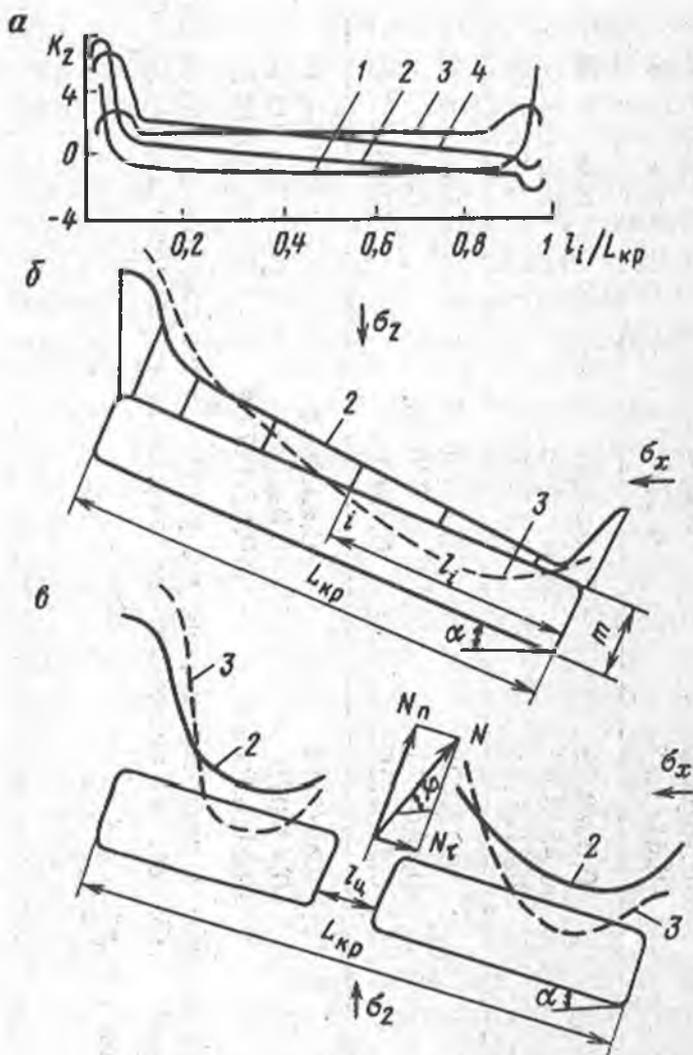


Рис. 7.9. Зависимость коэффициента концентрации K_2 от $l_i/L_{кр}$ (а) и характер распределения напряжений массива горных пород на контуре обнажения висячего бока от параметров камер (б) и (в): 1, 2, 3, 4 - соответственно при $\alpha = 0, 30, 60, 90$; l_i - расстояние искомой точки от нижней части камеры; $L_{кр}$ - длина кровли камеры по падению; l_c - ширина целика; (коэффициент концентрации K_x от σ_x тот же, но с зеркальным отображением K_z)

целика при крутом угле падения рудного тела уменьшает и растягивающие напряжения в нижней части нижерасположенной камеры. Величина уменьшения напряжений зависит и от расположения подэтажного целика - по середине этажа или он сдвинут вверх или вниз.

Напряженное состояние пород висячего бока в камере также зависит кроме соотношения горизонтально-составляющего к вертикально-составляющему тензора напряжений и от угла падения рудного тела, от параметров обнажения. В таблице 7.8 приведены коэффициенты концентрации напряжений по контуру висячего бока в камере при отношении горизонтально-составляющих тензора напряжений к вертикально-составляющим, равном 1,5 и различных соотношениях высоты и ширины камеры.

Для удобства анализа распределения напряжений можно ввести понятие обобщенного коэффициента концентрации нормальных напряжений, который можно выразить:

$$K_{\Sigma} = (K_x \sigma_x + K_z \sigma_z) / \sigma_z.$$

Изменение этого коэффициента по контуру висячего бока в камере в зависимости от угла падения рудного тела и параметров камеры в качестве примера показан на рис. 6.13, г.

Таблица 7.8

Коэффициенты концентрации напряжений на контуре висячего бока при изменении угла падения рудного тела (камеры) и соотношения высоты камеры к ее ширине (мощности рудного тела)

h/m	α, градус	Отношение расстояния исследуемой точки к высоте камеры h_T/h			
		0,125	0,25	0,5	0,75
1,5	45	-0,98/1,6	-0,52/1,09	0,01/0,46	0,54/0,05
	60	-1,18/1,95	-0,86/1,45	-0,45/0,97	-0,06/0,69
	75	-1,12/2,08	-0,98/1,68	-0,76/1,36	-0,51/1,23
2	45	-1/1,66	-0,51/0,89	0,02/0,29	0,56/-0,06
	60	-1,25/1,82	-0,91/1,38	-0,46/0,87	-0,04/0,580
	75	-1,15/2,05	-1,01/1,61	-0,81/1,29	-0,47/1,12
3	45	-0,95/1,58	-0,46/0,93	0,06/0,33	0,56/-0,11
	60	-1,2/1,69	-0,85/1,25	-0,45/0,82	0/0,46
	75	-1,14/1,95	-1,04/1,6	-0,81/1,15	-0,52/0,94
6	45	-0,91/1,28	-0,64/1,03	0,1/0,28	0,63/-0,22
	60	-1,22/1,65	-0,85/1,2	-0,43/0,75	0/0,38
	75	-1,13/1,64	-0,96/1,33	-0,71/1,05	-0,45/0,85
12	45	-0,76/1,16	-0,24/0,74	0,48/0,19	0,53/0,18
	60	-1,31/1,52	-0,95/1,13	-0,49/0,71	-0,03/0,31
	75	-1,26/1,5	-1,1/1,25	-0,81/0,99	-0,52/0,77

Примечание. h , m - соответственно высота и ширина камеры (мощность рудного тела); α - угол падения рудного тела (камеры); h_T - расстояние исследуемой точки (см. рис. 6.13, а); в числителе - коэффициент концентрации K_X от напряжений σ_X^M ; в знаменателе - K_Z от σ_Z^M при отношении $\sigma_X^M/\sigma_Z^M = 1,5$.

Таблица 7.9

Коэффициенты концентрации напряжений K_x от σ_x^m и K_z от σ_z^m (при $\sigma_x^m/\sigma_z^m = 1,5$) по контуру временного рудного целика

α , градус	θ , градус	Отношение расстояния исследуемой точки к высоте целика h_T/h_C		
		0,125	0,5	0,875
45	45	-1,38/2,44	-0,69/1,21	-0,24/0,76
	60	-1,4/2,57	-0,88/1,54	-0,58/1,32
	90	-1,17/3,08	-1,1/1,89	-0,91/1,98
60	90	-1,19/2,64	-1,01/1,68	-0,77/1,5
	110	-0,68/2,04	-0,91/1,73	-0,99/1,97
	130	-0,44/1,05	-0,5/1,28	-0,85/1,88
75	90	0,18/1,03	-0,55/1,26	-0,87/1,76
	110	0,44/1,03	-0,54/1,26	-0,86/1,76
	130	0,95/0,12	-0,06/0,72	-0,58/1,52

Примечание. K_x - в числителе, K_z - в знаменателе

Анализ напряженного состояния висячего бока показал, что нижняя часть контура камеры находится в условиях растяжения, достигая на глубине 300 м до 4 МПа. С увеличением мощности рудного тела (т.е. размера камеры вкрест простирания) растягивающие напряжения уменьшаются вплоть до нуля. Растягивающие напряжения уменьшаются также с уменьшением угла наклона рудного тела (камеры). Для угла наклона 45° растяжение действует до высоты $0,13h$, а при угле наклона 75° - до высоты $0,5h$.

В верхней части контура для рудного тела наклонного и крутого падения всегда имеет место сжатие в среднем 5-7 МПа. Растягивающие напряжения можно уменьшить, если в нижней части камеры ее контур с высоты $0,5h$ изменит угол от α до θ , т.е. под висячим боком, например, будет оставлен временный рудный целик. При этом коэффициенты концентрации по контуру этого целика будут зависеть от угла θ , параметров камеры и соотношения первоначальных напряжений (таблица 7.9).

Из табл. 7.9 видно, что при $\alpha = 60 \div 75^\circ$ увеличение θ от 90° до 130° приводит к уменьшению растягивающих напряжений (т.е. увеличению K_x) в средней части целика от σ_x^m и снижению сжимающих (K_z увеличивается) от σ_z^m . При $\alpha = 45^\circ$ при увеличении θ от 45° до 90° коэффициент концентрации K_x от σ_x уменьшается (увеличивается растяжение) и увеличивается K_x от σ_z (возрастает сжатие). Чем больше отношение σ_x^m/σ_z^m тем больше должен быть угол θ .

Наличие межэтажного целика, как видно из рис. 7.9, в влияет на распределение напряжений в камерах (верхней и нижней). Напряженное состояние целика зависит от реакции противодействия N и его параметров. Направление ψ действия силы N можно определить по направлению главных напряжений в массиве целика или по направлению смещения висячего и лежащего боков рудного тела.

Влияние целика на напряженное состояние пород висячего бока по контуру камеры определяли при помощи программы ELAST-2. Для этого на контуре камер в условиях плоского напряженного состояния были заданы единичные нагрузки N_T и N_n , распределенные на базе ширины целика $(l_{ц})=1/10L_{кр}$ см. рис. 7.9, в). Были получены коэффициенты влияния реакции противодействия целика на напряженное состояние контура кровли камеры (рис. 7.10). Используя эти коэффициенты, можно определять напряжения (МПа) в i -ой точке контура кровли камеры при наличии междуэтажного целика

$$\sigma_i^n = \sigma_x^m K_x + \sigma_z^m K_z + N_T K_T + N_n K_n. \quad (7.2)$$

Исследованием было установлено, что при наличии подэтажного целика под действием составляющей N_n реакции противодействия целика происходят растяжение контура кровли камер и снижение больших сжимающих напряжений в верхнем углу кровли. При этом смещение висячего бока относительно лежащего (при $\sigma_x^m > \sigma_z^m$) направлено в сторону, противоположную падению рудного тела (см. рис. 7.9, в). Следовательно, составляющая N_T всегда направлена по падению рудного тела и вызывает уменьшение сжимающих напряжений в верхнем углу кровли и повышение их в кровле нижней от целика камеры. С увеличением угла падения рудного тела ее величина уменьшается и ее влияние становится незначительным. В этом случае напряжения остаются значительными, и они не обеспечивают устойчивость элементов систем разработки.

Регулировать напряженное состояние кровли камер можно путем уменьшения силы N и искусственного увеличения силы N_T , которое можно получить путем создания направленной податливости целика. Эта податливость может быть осуществлена путем создания в целике трещины под определенным углом (рис. 7.11). Для снижения сжимающих напряжений на контуре кровли нижележащей камеры и повышения их в кровле вышележащей трещину следует располагать под углом (градус)

$$\beta > \psi + \varphi - 90^\circ.$$

Если следует произвести обратное перераспределение напряжений, то угол трещины должен быть

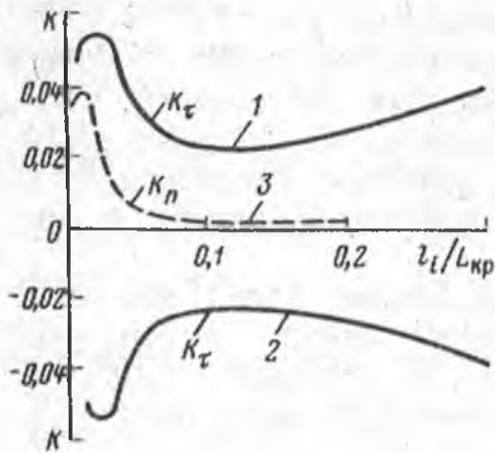


Рис. 7.10. Зависимость коэффициентов концентрации реакции противодействия целика K_{τ} и K_n на контуре кровли камер от ее параметров при отсутствии выхода обрушения залегающих пород на земную поверхность:

1 - для верхней камеры от N_{τ} ; 2 - для нижней камеры от N_{τ} ; 3 - для верхней и нижней камер от N_n

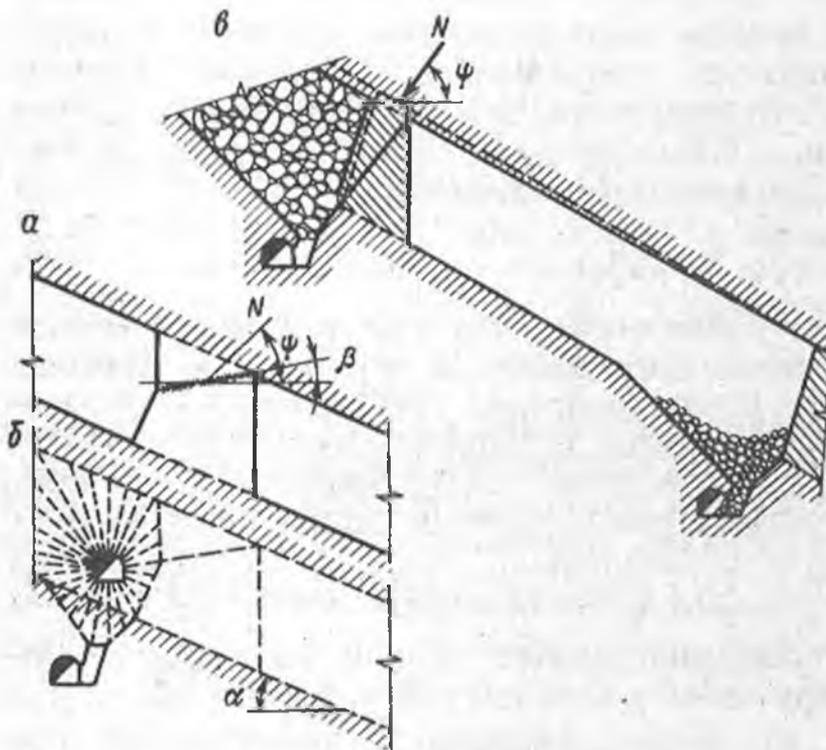


Рис. 7.11. Податливый несущий (а, б) и самосрезающийся целики (а): а - расположение плоскости ослабления; б - схема образования плоскости ослабления; α - угол падения рудного тела; N - нагрузка на целик, действующая под углом ψ ; β - угол наклона плоскости ослабления

$$\beta < \psi - \varphi + 90^{\circ},$$

где φ - угол трения рудного массива по плоскости трещины, градус; ψ - угол действия нагрузки N на целик, градус; β - угол наклона плоскости трещины к горизонту, градус.

Он отсчитывается против часовой стрелки от горизонтальной оси, направленной в сторону падения рудного тела.

Технологически целесообразно выполнять трещину в момент бурения скважин для отбойки той (первичной) камеры, в сторону которой направлен вектор смещения висячего бока (обычно это верхняя камера). В этом случае одну из скважин в каждом веере пробуривают через целик, а взрывают в пределах целика сериями по несколько штук. После образования трещины следует начинать отработку вторичной камеры с противоположной стороны целика (рис. 7.11, б).

Оптимальная форма целика в этом случае должна быть следующей:

со стороны первичной камеры часть стенки целика выше трещины может быть вертикальной, а ниже - обязательно заоткошенной в сторону камеры для предотвращения скола ее при подвижке по трещине;

со стороны вторичной камеры стенка целика может быть вертикальной или иметь наклон в сторону камеры;

конец трещины у висячего бока должен выходить в верхний угол вторичной камеры, чтобы не было стенки целика выше трещины, которая может сколоться при подвижке целика.

Данная конструкция целика обеспечивает его податливость, которую можно регулировать путем изменения угла наклона трещины, позволяет управлять напряженным состоянием массива пород в кровле камер и тем самым сохранять их устойчивость.

Если выработанное пространство вышележащего этажа имеет выход на земную поверхность, то при отработке нижележащего этажа оставляется междуэтажный целик. Функции этого целика могут быть различными и они могут испытывать нагрузку в зависимости от формы обрушения консоли висячего бока. Величины концентрации напряжений в любой точке i , расположенной на расстоянии l_i на контуре выработанного пространства со сто-

роны консоли висячего бока при отсутствии междуэтажного целика, зависят от соотношения длины консоли L_k и глубины ведения очистных работ H при действии собственного веса массива налегающих пород совместно с боковым распором и тектонических сил (рис. 7.12). При этом в моделировании было принято $\sigma_z^m = 1$, $\sigma_T^m = 1$, коэффициент бокового распора $\lambda = 1$.

Напряжения в i -й точке контура кровли выработанного пространства можно определять по формуле (7.1), где вместо K_x и K_z следует соответственно ставить K_T и $K_{\gamma H + \lambda \gamma H}$, взятые из графиков рис. 7.12.

Исследования распределения напряжений показали, что при любых соотношениях L_k/H и углах падения рудного тела на контуре кровли камер (выработанного пространства) возникают растягивающие напряжения, вызванные тектоническими силами, и в самом нижнем углу кровли - сжимающие от действия собственного веса пород консоли вышележащего этажа. Наличие междуэтажного целика снижает эти сжимающие напряжения благодаря действию нормальной составляющей N_n реакции противодействия целика. Составляющая N_T , действующая по падению рудного тела, уменьшает растягивающие напряжения (рис. 7.13). Однако при применении таких целиков напряжения остаются высокими и они не обеспечивают устойчивость элементов системы разработки.

При разработке крутых и наклонных месторождений камерными системами зачастую основную функцию поддержания налегающих пород выполняют междукамерные целики, расположенные по падению рудного тела. Такие междукамерные целики могут служить и

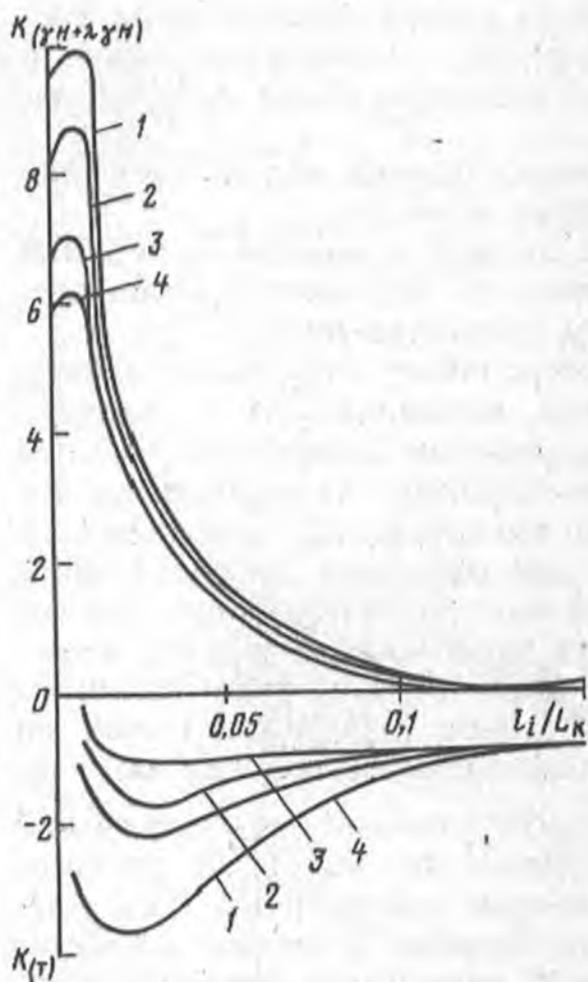


Рис. 7.12. Зависимость коэффициентов концентрации напряжений $K(\gamma H + \lambda \gamma H)$ со знаком плюс и K_τ со знаком минус от отношения параметров камер l_i/L_κ ; 1, 2 - угол падения рудного тела соответственно 60° и 30° при $L_\kappa/H = 0,8$; 3, 4 - то же, при $L_\kappa/H = 0,4$

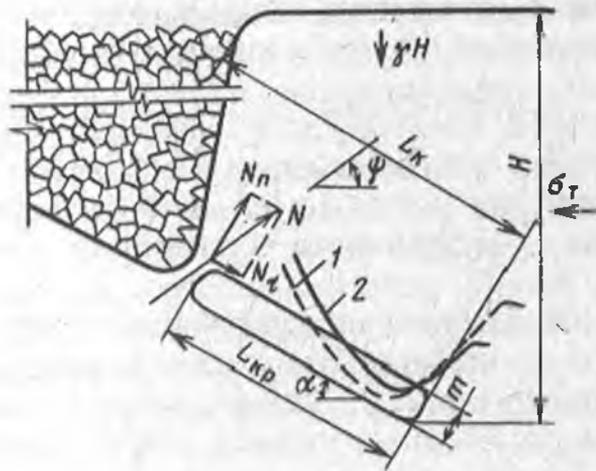
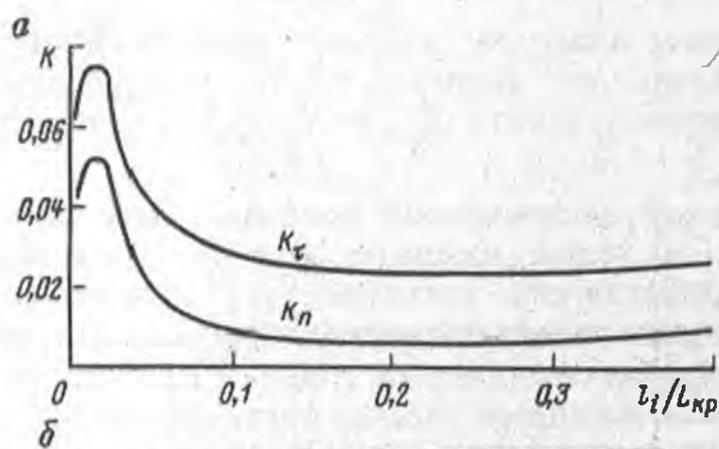


Рис. 7.13. Зависимость коэффициентов концентрации от отношения параметров кровли камер (а) и величина напряжений в ней (б): 1, 2 - напряжения в кровле соответственно при отсутствии и наличии междуэтажного целика; K_τ , K_n - соответственно коэффициенты концентрации от реакции противодействия целика N_τ , N_n

барьерами, отделяющими выработанное и погашенное пространство от очистных работ в камере. В этих случаях потолочины (междуэтажные целики) служат в качестве барьера, предотвращающего проникновение обрушенных пород верхнего этажа в камеру. Эти целики в основном испытывают давление обрушенных пород. Если целик находится на границе зоны обрушения пород висячего бока, то давление на целик (МПа) будет равно части веса обрушенных пород, а именно:

$$\sigma_{об} = \gamma_{об} H_{об} (0,25 - 0,15 \cos 2\alpha),$$

где $\gamma_{об}$ - удельный вес обрушенных пород; $H_{об}$ - высота обрушенных пород; α - угол падения рудного тела.

Если же целик находится под консолью необрушившегося висячего бока, то высота обрушенных пород будет равна расстоянию по вертикали от лежащего до висячего боков и среднее давление на целик составит

$$\sigma_{об} = m \gamma_{об} (0,6 - 0,4 \cos \alpha) / (2 \cos \alpha),$$

где m - мощность рудного тела.

Для обеспечения устойчивости междуэтажного целика его ширина (m) в этом случае

$$l_{ц} = 2,5 m \sigma_{об} / [\tau]_{ср},$$

где $[\tau]_{ср}$ - предел прочности пород на срез.

По этим формулам размер целиков получается обычно небольшой. Однако в условиях больших тектонических напряжений эти целики должны быть в 5-8 раз иметь размер больший, чем по расчету. Поэтому, чтобы не увеличивать их параметры и обеспечивать таким целикам функцию предотвращения проникновения обрушенных пород с верхнего этажа в камеру, необходимо сделать их податливыми (самосрезающими, см. рис. 7.11, в).

Податливый потолочный целик согласно проведенным исследованиям на песчано-парафинных моделях должен иметь в сечении вкрест простирания рудного тела форму трапеции с малым основанием по висячему боку. Диагональ, соединяющая тупые углы трапеции, должна совпадать с направлением результирующего вектора деформации целика. В этом случае под действием сжимающих напряжений потолочинный целик срезается по линии, близкой к диагонали, и тем самым обеспечиваются наиболее благоприятные условия среза (см. рис. 7.11, в).

Боковую стенку потолочного целика со стороны верхней отработанной камеры оформляют при проведении траншейной подсечки до отработки этой камеры, задавая соответствующим образом угол наклона траншеи. Боковую стенку со стороны нижерасположенной камеры при мощности рудного тела до 10 м целесообразно делать вертикальной. Оформление этой стенки производят при отработке нижерасположенного этажа, когда верхний этаж отработан.

При мощности рудного тела более 10 м стенку можно делать

наклонной, увеличивая острый угол в целике между стенкой и лежащим боком, что способствует уменьшению запасов руды в целике. В связи с тем, что при отбойке руды в камерах скважинными зарядами в целике образуются трещины на глубину до 1,5 м, ширину его (особенно у висячего бока) следует увеличивать на 2-3 м. Если по тем или иным причинам оставляют жесткие междуэтажные или подэтажные целики, а выработанное пространство по простиранию и падению имеет ограниченные размеры, то напряжения в них следует определять, исходя из решения трехмерных задач. С этой целью сотрудниками Института горного дела г.Екатеринбурга разработан метод определения напряжений в элементах камерных систем разработки с учетом трехмерности [14, 26].

Напряжения в целиках, находящихся в замкнутом выработанном пространстве, зависят прямо пропорционально от величины деформации вмещающих пород на выработанное пространство, т.е. относительного смещения противоположных точек кровли и почвы при условии отработки камер и целиков. По мере увеличения длины выработанного пространства эта деформация растет от нуля до величины, которую можно найти путем решения плоской задачи теории упругости. В соответствии с ростом деформации напряжения в целике возрастают от первоначальных напряжений до величины, определяемой при решении плоской задачи. Если размеры выработанного пространства в длину меньше, чем того требуют условия решения плоской задачи, то и деформации вмещающих пород и напряжения в целике будут соответственно меньше.

Следовательно, для определения напряжений в целиках (МПа) в условиях объемной задачи $\sigma_{ц}$ достаточно определить напряжение в условиях плоской задачи $\sigma_{ц}^n$ и уменьшить их в соответствии с изменением деформации вмещающих пород в условиях объемной задачи по сравнению с плоской

$$\sigma_{ц} = (\sigma_{ц}^n - \sigma_{ц}^m) K_1' + \sigma_{ц}^m, \quad (7.3)$$

где K_1' - коэффициент перехода от плоской к объемной задаче; $\sigma_{ц}^m$ - первоначальные напряжения в массиве горных пород в месте будущего целика.

Определение напряжений в конструктивных элементах камерных систем разработки, в том числе и целиках при решении плоской задачи теории упругости, можно производить методом сингулярных интегральных уравнений по программе ELAST-2 или методом фотоупругого моделирования, т.е. особых затруднений не вызывает.

В общем случае для определения коэффициента K_1' необходимо найти модуль вектора смещения вмещающих пород в результате образования выработанного пространства в месте расположения целика в рассматриваемом плоском сечении $U_{\rho(0,j)}^n$ и разделить на него модуль вектора смещения вмещающих пород в том же месте, но при условии решения объемной задачи $U_{\rho(i,j)}$ [26]:

$$K = U'_{\rho(i,j)} / U^n_{\rho(0,j)},$$

где $U'_{\rho(i,j)} = U^n_{\rho(0,0)} K_2$;

$$K_2 = R [A + (1 - A) \sqrt{1 - (2j/L_j)^{1,6}}] [B + (1 - B) \sqrt{1 - C_k^{1,6}}];$$

$$\left. \begin{aligned} C_k &= (i - 0,5L_i - 1,5L_j) / 1,5L_j && \text{при } i > 0,5L_i - 1,5L_j \\ C_k &= 0 && \text{при } i \leq 0,5L_i - 1,5L_j \end{aligned} \right\} L_i > 3L_j;$$

$$C_k = 2i/L_j \quad \text{при } L_i \leq 3L_j;$$

$$R = 1 - \exp(-L_j/L_i);$$

$U^n_{\rho(0,0)}$ - модуль вектора смещения вмещающих пород в центре плоского сечения в плоскости ρj (рис. 7.14, а); L_i, L_j - соответственно длинная и короткая стороны вынимаемой панели; A, B - коэффициенты, зависящие соответственно от соотношения L_i/m и L_j/m (берут с графика на рис. 7.14, б); m - мощность рудного тела.

Для определения U^n_{ρ} можно воспользоваться программой ELAST-2 [21].

Средние напряжения в целиках (МПа) можно найти по формуле [26]

$$\sigma'_{\text{ц}} = (A_1 + A_3) / (A_2 + A_4), \quad (7.4)$$

где $A'_1 = -U'_{\rho(i,j)} K_{\text{сц}}$;

$$A_2 = K(2d_k + l_{\text{ц}}) [(1 - \mu_{\text{л}}^2) E_{\text{л}}^{-1} + (1 - \mu_{\text{в}}^2) E_{\text{в}}^{-1}];$$

$$A_3 = (1 + \mu_{\text{ц}}) [\sigma_{\rho}^{\text{м}} - \mu_{\text{ц}}(\sigma_{\rho}^{\text{м}} + \sigma_j^{\text{м}})] h_{\text{ц}} / E_{\text{ц}};$$

$$A_4 = (1 - \mu_{\text{ц}}^2) h_{\text{ц}} / E_{\text{ц}};$$

$$K_{\text{сц}} = 1 - \sqrt{1 - (\Sigma S_{\text{ц}} / S)^n};$$

n - коэффициент, учитывающий реактивное противодействие целика деформации вмещающих пород (при одном ленточном целике $n = 0,6$; при двух - $n = 2,2$; при трех $n = 3,4$); $\Sigma S_{\text{ц}}, S$ - соответственно суммарная площадь целиков и площадь подработки; K - коэффициент, учитывающий вдавливание целика во вмещающие породы (график на рис. 7.14, в); $l_{\text{ц}}$ - ширина целика; d_k - полупролет камеры по разную сторону от рассматриваемого целика; $h_{\text{ц}}$ - высота целика в направлении вектора деформации вмещающих пород, ожидаемой после взрыва целиков; $E_{\text{л,в,ц}}$; $\mu_{\text{л,в,ц}}$ - модуль упругости и коэффициент Пуассона соответственно пород лежачего бока, висячего бока и целика; $\sigma_{\rho}^{\text{м}}$ - первоначальные напряжения, действующие в районе будущего целика в направлении ожидаемой деформации вмещающих

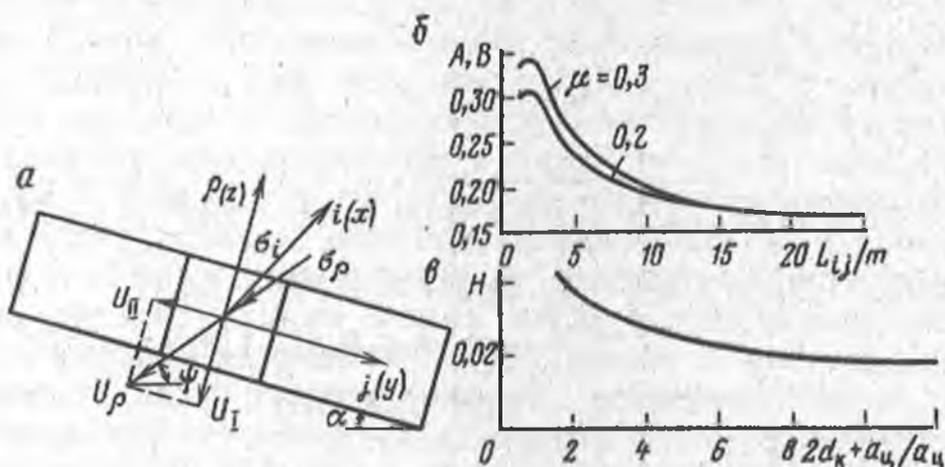


Рис. 7.14. Схема расчета подэтажного целика, зависимость коэффициентов A и B от параметров выработанного пространства и коэффициента вдавливания целика во вмещающие породы от его параметров

пород после выемки камер и взрывания целиков; σ_j^m - первоначальные напряжения, перпендикулярные к σ_p^m и продольной оси ленточного целика.

Для определения устойчивых параметров целиков по рассчитанным средним напряжениям необходимо задаться шириной целика, определить напряжения в нем и сравнить их с пределом прочности породы в целике (МПа), которую находим по формуле

$$[\sigma]_{ц} = [\sigma]_{сж} K_{со} K_{ф} / K_{зп},$$

где $K_{ф} = 1,4(0,75 + 0,5a_{ц}/h_{ц}) [1 - 0,286/\exp(l_{ц}^a/a_{ц} - 1)]$ - коэффициент формы целика; $l_{ц}^a$ - длина целика; $K_{со}$ - коэффициент структурного ослабления; $K_{зп}$ - коэффициент запаса прочности по данным Н.Г. Ялымова (табл. 7.10).

При ведении очистных работ на границе с зоной обрушения оставляют целик ленточного типа и располагают его параллельно зоне обрушения (см. рис. 7.3). К таким целикам отно-

Таблица 7.10

Время устойчивого состояния целиков

Коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Время устойчивого состояния целиков, лет, при коэффициенте запаса прочности				
	1,3-1,4	1,4-1,6	1,6-2,6	2-3	3-5
4	-	-	-	< 2	2-5
5-6	-	< 2	2-3	3-6	6-10
7-10	< 2	2-4	4-6	6-10	10-20
11-13	2-4	4-6	6-10	10-20	> 20
14-18	4-6	6-10	> 10	15-25	> 25

сят междупанельные и междуэтажные (потолочинные) целики, выполняющие функции поддержания налегающих пород и предотвращения проникновения обрушенных пород в камеру из выше-расположенных панелей и этажей.

Напряжения в целиках междупанельных и междуэтажных определяют по формуле, аналогичной формуле (7.3):

$$\sigma_{\text{ц}} = (\sigma_{\text{ц}}^{\text{н}} - \sigma_{\text{ц}}^{\text{м}}) K_1'' + \sigma_{\text{ц}}^{\text{м}}, \quad (7.5)$$

где K_1'' - коэффициент перехода от результатов определения напряжений при решении плоской задачи к результатам объемной задачи [26].

Коэффициент K_1'' определяют из выражения

$$K_1'' = [1 - \exp(-TL_{\text{пр}}/L_{\text{к}})]^{-1} [A + (1 - A) \sqrt{1 - (2i/L_{\text{пр}})^{1,6}}]^{-1},$$

где $T = 1,5 - \sqrt{2,25 - 6L_{\text{к}} \sigma_{\text{м}} / (EU_{\rho_2(0,0)}^{\text{н}} \sin(\alpha + \psi))}$; $L_{\text{пр}}$ - длина выработанного пространства по простиранию; $L_{\text{к}}$ - длина консоли по падению рудного тела; $U_{\rho_2(0,0)}^{\text{н}}$ - модуль вектора смещения вмещающих пород в результате образования объединенного выработанного пространства в плоскости ρ_j в месте расположения целика при решении плоской задачи теории упругости (рис. 7.14, а); α - угол падения рудного тела; ψ - направление к горизонту вектора смещения вмещающих пород; A - коэффициент (берут из рис. 7.14, б).

Снижение напряжений в элементах камерных систем разработки (особенно в сравнительно неустойчивых породах) согласно распределению напряжений по контуру висячего бока можно произвести путем изменения формы контура камеры как со стороны висячего бока, так и ее кровли. Такие формы широко применяют на Соколовском подземном руднике, где из-за необходимости сохранения водоносного налегающего массива применяют камерную систему разработки с твердеющей закладкой. В качестве примера рассмотрим практический опыт.

Соколовское месторождение (Северный участок), отрабатываемое подземным способом, относится к контактово-метасоматическому типу и сложено породами палеозойского и мезозойского периодов. Первый представлен вулканогенными и осадочными породами, прорванными интрузиями диоритового состава, и является фундаментом для пород мезозойского периода, сложенного обводненными рыхлыми песчано-глинистыми отложениями мощностью 115 м.

Руда представлена в основном массивными, полосчатыми, вкрапленными магнетитами. Месторождение состоит из пяти рудных пачек, состоящих из отдельных рудных тел с различными горно-геологическими параметрами.

Породы лежащего бока чаще всего сложены из туффитов, андезито-базальтовых порфиритов. В висячем боку залегают, как правило, андезито-базальтовые порфириты, которые на кон-

такте с рудой скарнированы, тектонически нарушены, ослаблены. Мощность ослабления зоны составляет 2-15 м.

На месторождении имеются три водоносных горизонта, трудно поддающиеся осушению. Остаточный напор 10-15 м находится на 96% шахтного поля. На остальной части он составляет от 5 до 10 м.

Месторождение тектонически сложное, имеет меридиональное нарушение, прослеживаемое по всему шахтному полю, и несколько косоширотных разломов, по которым породы и руды смещены в вертикальном и горизонтальном направлениях с различной амплитудой. Имеется ряд мелких тектонических нарушений. Все это относит породы к слабоустойчивым.

Для обеспечения устойчивости висячего бока в камере оставляют временный рудный целик высотой 0,25-0,5 высоты камеры (см. рис. 6.13, а). Это позволило резко уменьшить случаи самообрушения висячего бока и повысить технико-экономические показатели отработки камер, что видно из следующих данных:

	Без целика	С целиком
Отработка камеры	1700	1700
Погашаемые запасы, тыс. т	28	28
Число камер	84	45
Объем самообрушения пород висячего бока, тыс. м ³	10,9	6,1
Разубоживание, %	5,9	5,9
Потери, %		

Следовательно, оставление целиков под висячим боком позволило уменьшить самообрушения пород в объеме 1400-1500 м³ на одну камеру, сократить разубоживание руды почти в 2 раза и получить значительный экономический эффект.

Устойчивость кровли можно повысить путем придания ей шатровой формы. При этом, согласно распределению концентрации напряжений, которое зависит от соотношения главных напряжений, угол наклона плоскостей шатра для условий Соколовского рудника составляет около 40° (см. рис. 6.14). Образующая шатра направлена по простиранию рудного тела, так как наибольшая горизонтально составляющая тензора напряжений действует вкрест простирания. На руднике высота шатра b_0 составляет в пределах 0,4-0,8 мощности рудного тела (ширины камеры) (см. рис. 6.13, а). Образование шатра производится одновременно с отбойкой руды в камере. Для этого взрывают вееры скважин, оформляющих свод, вместе с взрыванием скважин, отбиваемых секций в камере. На руднике после отработки 20 камер с шатровой кровлей был накоплен опыт по ее образованию и выявлены преимущества по сравнению с плоской кровлей. При этом резко сократились самообрушения пород кровли, увеличилось время стояния кровли, что позволило производить закладку камер без нарушения технологического цикла и увеличения дополнительных затрат на закладку.

7.5. УВЕЛИЧЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ДЛЯ ЕГО САМООБРУШЕНИЯ

При разработке месторождений полезных ископаемых создается выработанное пространство, которое изменяет первоначальное напряженное состояние массива горных пород. Для успешного ведения горных работ в очистных забоях необходимо, как показано в предыдущем разделе, управлять напряженным состоянием элементов систем разработки, обеспечивая их устойчивость. Но по мере увеличения выработанного пространства его влияние на концентрацию напряжений вокруг очистных забоев возрастает настолько, что известные инженерные меры не позволяют обеспечивать устойчивость очистных забоев. Необходимы такие меры, которые бы уменьшали влияние выработанного пространства на напряжения в действующих выработках. С этой целью производят "погашение" выработанного пространства путем поддержания его целиками, заполнения его пустыми горными породами, искусственными твердеющими смесями или обрушения вмещающих пород.

Известно, что способы погашения выработанного пространства выбирают, исходя из соответствующих требований. Если нет необходимости сохранять земную поверхность и руды не относятся к ценным, то обычно погашение выработанного пространства производят путем обрушения вмещающих пород. Обрушение, как правило, производят буровзрывным способом. Для уменьшения затрат рекомендуется применять самообрушение вмещающих пород, создавая для этого такие условия, при которых напряжения в них превышали бы предел прочности. Поскольку эти условия создаются искусственно, метод называется управляемым самообрушением.

Метод управляемого самообрушения крепких и устойчивых налегающих пород основан на мгновенной ликвидации их подпора в определенное время на площади, превышающей расчетно предельную по условиям их устойчивости и использования для разрушения горных пород энергии горного давления.

Данный метод предусматривает первоначально отработку камер или блоков руды с оставлением между ними поддерживающих целиков или рудных массивов. После выемки руды на площади или длине, превышающей предельные, производят массовое взрывание рудных поддерживающих целиков или рудных массивов, оставляемых для поддержания налегающих пород на время подработки необходимой площади. Налегавший массив, потеряв опору, под действием превышающих предельных напряжений обрушается вплоть до земной поверхности.

После выхода обрушения на поверхность также рекомендуется применять метод погашения выработанного пространства путем использования шага самообрушения налегающих пород. Сущность его та же. Выемка руды производится системой, обеспечивающей поддержание целиками или рудным массивом налегающих пород на

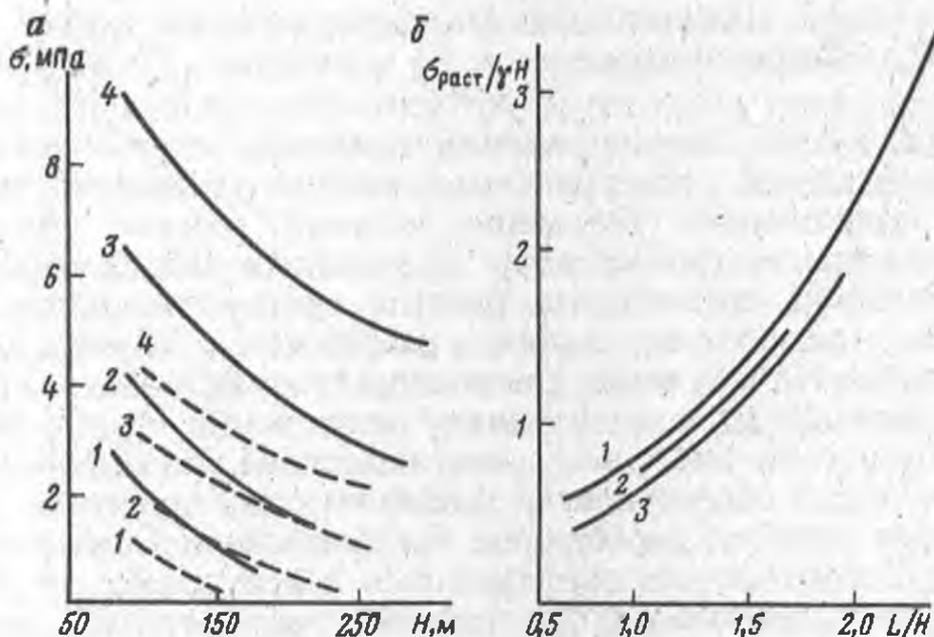


Рис. 7.15. Зависимость напряжений на поверхности (сплошные линии) и в кровле (пунктирные линии) от глубины разработки (а) и их концентрация на поверхности от отношения пролета к глубине (б):

1, 2, 3, 4 - соответственно при пролетах 100, 150, 200 и 250 м

площади, превышающей предельную. Затем взрывают поддерживающие целики или рудный массив и налегающие породы в виде консоли обрушаются. Повторное проведение описанных процессов создает периодичность обрушения через определенную длину подработки (т.е. шаг обрушения).

Отбитая из целиков руда перекрывает выработки и предохраняет людей и оборудование от воздушных ударов, которые могут происходить особенно в начальной стадии самообрушения налегающих пород.

Зависимость изменения напряженного состояния подработанных вмещающих пород от величины их обнажения, предельных пролетов и площадей обнажения устанавливалась лабораторными и теоретическими исследованиями.

Эпюры главных напряжений показывают, что разрушение массива горных пород может произойти в зонах с растягивающими напряжениями, которые располагаются в кровле выработанного пространства и на поверхности. С увеличением пролета в 2 раза (для рассматриваемой глубины) растягивающие напряжения в кровле и на поверхности возросли соответственно в 3,9 и 3,6 раза (рис. 7.15). Концентрация напряжений на поверхности возрастает прямо пропорционально увеличению отношения пролета к глубине разработки (табл. 7.11).

Сопоставление наибольших растягивающих напряжений показывает, что при пролете выработанного пространства, превышающем глубину разработки в 2 раза, их величины на поверхности были в 2,5 раза выше, чем в кровле. Кроме того, растягивающие напряжения в пограничной зоне вертикального сечения

Таблица 7.11

Зависимость коэффициента концентрации растягивающих напряжений на поверхности от отношения пролета выработанного пространства к глубине разработки

Отношение пролета к глубине	Коэффициент концентрации при глубине разработки		
	100 м	150 м	200 м
0,75	0,56	-	0,44
1	0,82	0,75	0,69
1,25	1,05	0,95	0,87
1,5	1,33	1,25	1,19
1,75	1,68	-	1,48
2	2,12	-	-
2,25	2,72	-	-
2,5	3,21	-	-

Таблица 7.12

Растягивающие напряжения

Пролет выработанного пространства, м	Растягивающее напряжение, МПа, при расстоянии от поверхности в глубь массива, м					
	0	20	40	60	80	100
100	2,3	-1,57	-1,93	-1,57	-3,16	-5,8
150	4,2	2,62	2,68	2,83	3,54	-7,2
230	8,4	5,25	4,73	4,7	4,2	-11,5

распространялись на глубину, прямо пропорциональную увеличению длины выработанного пространства. Однако, начиная с пролета более $2H$, зона распространения их почти не возрастает и составляет по величине $0,5H$, что хорошо видно из данных, приведенных в табл. 7.12.

Было также установлено, что для пород с пределом прочности на растяжение 4 МПа обрушение налегающих толщ выходит на земную поверхность при пролете выработанного пространства, превышающем глубину разработки в 1,5-1,7 раза.

Критерием обрушаемости было принято неравенство $\sigma_p > [\sigma]_p$.

Исходя из данных табл. 7.11 и рис. 7.1,б, выведена формула определения предельного пролета выработанного пространства (м) при разработке горизонтальных и пологих рудных тел

$$L_{пр} = 1,25H([\sigma]_p/\gamma H + 0,0012H - 0,12)^{0,6}, \quad (7.6)$$

где $L_{пр}$ - предельный пролет выработанного пространства, м;
 $[\sigma]_p$ - предел прочности налегающих пород на растяжение, МПа.

Формула (7.6) выведена для условий плоской деформации, когда отношение длины фронта очистных работ L_{ϕ} к предельному пролету выработанного пространства составляет более 3.

В том случае, когда $L_{\phi}/L_{\text{пр}} \leq 3$, для определения степени устойчивости налегающих пород можно воспользоваться формулой В.Д. Слесарева по определению эквивалентного пролета

$$l_{\text{эк}} = L_{\phi} L_{\text{пр}} / \sqrt{L_{\phi}^2 + L_{\text{пр}}^2} \quad (7.7)$$

Найденный эквивалентный пролет проверяют путем подстановки его в формулу (7.6) вместо $L_{\text{пр}}$ и определяют величину растягивающих напряжений в налегающей толще (МПа)

$$\sigma_p = 0,69\gamma l_{\text{эк}}^3 \sqrt{l_{\text{эк}}^2 H^{-2}} \quad (7.8)$$

Сравнивая полученные по формуле растягивающие напряжения с их предельными значениями, устанавливают степень устойчивости налегающих пород при принятых или существовавших L_{ϕ} и $L_{\text{пр}}$.

После ликвидации пустот и выхода обрушения на земную поверхность массив горных пород можно рассматривать как консоль.

Растягивающие напряжения в сечениях по границе подработки консоли зависят от ее длины. При увеличении длины консоли в 2,5 раза растягивающие напряжения возрастают в 4,7 раза.

При постоянной длине консоли и с увеличением глубины разработки растягивающие напряжения в пограничной зоне в вертикальной плоскости уменьшались, а сжимающие увеличивались.

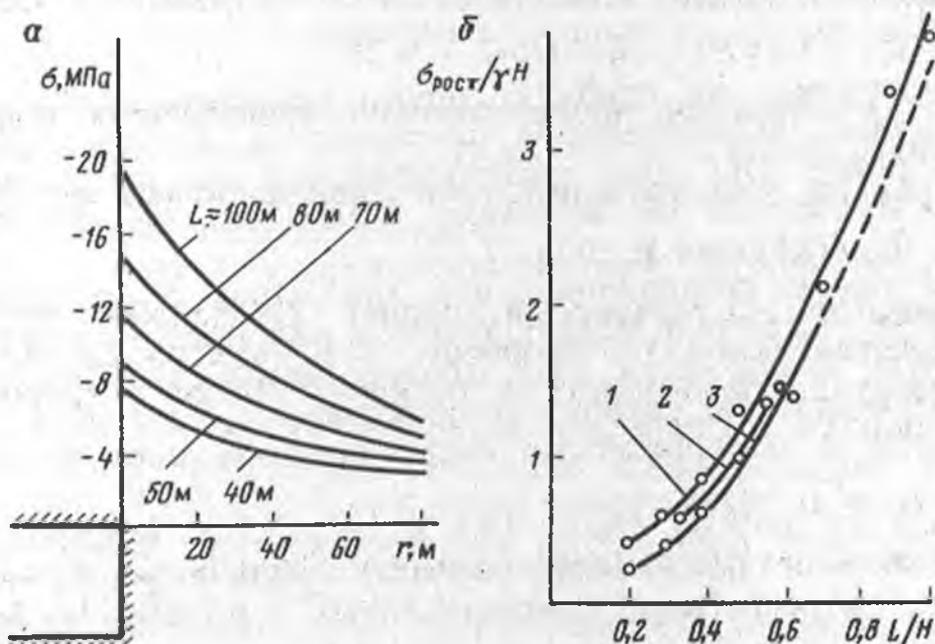


Рис. 7.16. Зависимости напряжений от размера r опорной зоны (а) и их концентрации от отношения пролета к глубине (б):

1, 2, 3 – соответственно при глубине 100, 150, 200 м

Таблица 7.13

Коэффициент концентрации растягивающих напряжений на поверхности при различных отношениях длины консоли к глубине разработки

Отношение длины консоли к глубине разработки	Коэффициент концентрации напряжений при глубине разработки, м		
	100	150	200
0,2	0,3	-	0,17
0,3	0,54	-	0,37
0,4	0,83	0,68	0,59
0,5	1,22	1,02	0,95
0,6	1,86	1,6	1,55
0,7	2,1	-	-
0,8	2,82	-	-
0,9	3,41	-	-
1	3,84	-	-

В опорной зоне характер сжимающих напряжений одинаков, а величины их отличаются в зависимости от длины консоли (рис. 7.16, а). Моделированием было показано, что при увеличении длины консоли полному ее обрушению по всей подрабатанной площади предшествуют два частичных, причем налегающие породы обрушаются периодически, т.е. имеют свой шаг обрушения.

Результаты исследований позволили получить зависимость величин концентрации растягивающих напряжений по поверхности от изменения отношения длины консоли к глубине разработки (табл. 7.13).

Предельный пролет консоли аналогично формуле (7.6)

$$L'_{\text{пр}} = 0,435([\sigma]_p / \gamma H) + 0,0026H - 0,26)^{0,6}, \quad (7.9)$$

где $L'_{\text{пр}}$ - предельный пролет консоли налегающих пород (шаг обрушения).

Если $L'_{\text{ф}} / L'_{\text{пр}} < 3$, то определяют эквивалентный пролет

$$l'_{\text{эк}} = 2L'_{\text{ф}} L'_{\text{пр}} / (2L'_{\text{пр}} + L'_{\text{ф}}). \quad (7.10)$$

Найденный эквивалентный пролет $l'_{\text{эк}}$ должен проверяться путем подстановки его в формулу (7.9) вместо $L'_{\text{пр}}$. Определяем величину растягивающих напряжений (МПа) в консоле налегающих пород

$$\sigma_p = 4\gamma l'_{\text{эк}} \sqrt[3]{(l'_{\text{эк}} / H)^2}. \quad (7.11)$$

Если $\sigma_p \leq [\sigma]_p$, то необходимо увеличить $L'_{\text{ф}}$ и $L'_{\text{пр}}$, затем повторить расчет по формулам (7.10) и (7.11), добиваясь неравенства $\sigma_p > [\sigma]_p$.

При разработке наклонных рудных тел при помощи моделирования на эквивалентных материалах и натуральных наблюдений за обрушением пород всяческого бока по мере их обнажения были

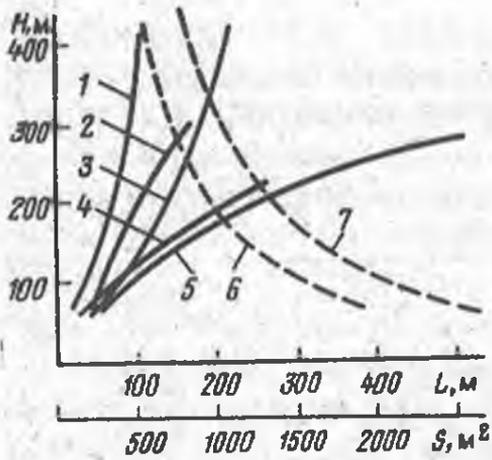


Рис. 7.17. Зависимость предельных пролетов и площадей обнажения от глубины разработки:

1, 3 - предельный пролет соответственно первого и второго частичных обрушений; 2 - то же, последующего обрушения висячего бока с выходом на поверхность; 4, 5 - предельный пролет обрушения с выходом на поверхность соответственно по фактическим и лабораторным данным; 6, 7 - предельные площади обрушения по фактическим и лабораторным данным

построены графики (рис. 7.17). Обрушению висячего бока до земной поверхности предшествуют частичные обрушения, число и предельные пролеты которых зависят от глубины разработки [11].

Обрушение висячего бока без выхода на земную поверхность при глубине разработки 60 м происходит при пролете 40 м (табл. 7.14).

С увеличением глубины более чем в 4,6 раза предельный пролет первого частичного обрушения увеличивается в 4 раза (см. рис. 7.17). Однако число частичных обрушений с глубиной возрастает и на глубине 280 м оно составило три, причем предельный пролет их меньше, чем в первом обрушении, примерно в 1,5-2 раза.

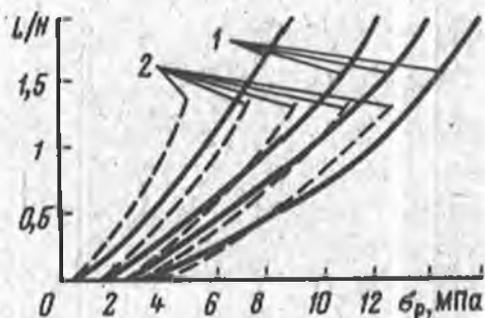
После частичных обрушений при достижении соответствующего предельного пролета висячий бок обрушается до поверхности. Если обрушение поверхности происходит при разработке на глубине 60 м и обнажении пород висячего бока по простиранию 71 м, то на глубине 280 м оно увеличивается более чем в 7

Таблица 7.14

Обрушение пород висячего бока в зависимости от предельных пролетов и глубины разработки

Вид обрушения висячего бока	Предельный пролет обрушения при глубине разработки, м				
	60	110	160	220	280
Первое обрушение без выхода на поверхность	40	64	105	142	165
Второе обрушение без выхода на поверхность	-	-	-	100	70
Третье обрушение без выхода на поверхность	-	-	-	-	90
Первое обрушение с выходом на поверхность	50	80	160	240	400
Второе обрушение с выходом на поверхность	34	71	94	-	-

Рис. 7.18. Изменение максимальных растягивающих напряжений σ_p на поверхности в зависимости от пролета L и глубины H разработки месторождений с углом падения 30° (1) и 45° (2)



раз. При дальнейшей разработке месторождения по простиранию происходят последующие обрушения с выходом на поверхность.

Исследования кривой 3 на рис. 7.17 позволили получить формулу по определению пролета первого частичного обрушения со сводообразованием

$$L_{r1} = 1,1(H)^{0,88}. \quad (7.12)$$

Предельный пролет второго и последующего обрушений (м) без выхода на земную поверхность L_{r11} предлагается определять по формуле, выведенной согласно кривой 1 на рис. 7.17,

$$L_{r11} = 0,775(H)^{0,82}. \quad (7.13)$$

Анализ кривой 2 на рис. 7.17 позволил вывести зависимость по определению предельного пролета по простиранию (м) с выходом на земную поверхность

$$L_{np}^n = 0,725(H)^{1,12}. \quad (7.14)$$

Согласно кривой 2 рис. 7.17 предельный пролет выработанного пространства в натуральных условиях, вызывающий обрушение поверхности, меньше, чем по формуле (7.14). Однако получение несколько завышенных значений по этой формуле будет более надежно гарантировать обрушение поверхности.

При значительных размерах рудного тела по простиранию дальнейшая его разработка приведет согласно кривой 2 на рис. 7.17 к вторичным оседаниям поверхности. Анализ этой кривой позволил получить формулу по определению предельных (м) пролетов (шага обрушения), при котором происходят вторичные оседания поверхности,

$$L_{np11}^n = 0,56H. \quad (7.15)$$

В целом анализ кривых рис. 7.17 позволяет распространить полученные эмпирические зависимости до глубины 400-450 м.

Для случая, когда консоль налегающих пород имеет вид прямоугольной трапеции, были построены графики зависимостей наибольших растягивающих напряжений от глубины, пролета и угла падения рудных тел (рис. 7.18). На основании этих графиков для рудных тел с углом падения $20-50^\circ$ была выведена формула по определению предельного пролета консоли (м)

$$L_{\text{пр}}^k = H[(10[\sigma]_p - 0,08H + 2,5)/(0,109H + 87 - 1,38\alpha)]^{1,25}. \quad (7.16)$$

Формула справедлива для глубин разработки до 500 м при условии, что горные породы крепкие и выполняется неравенство $|10[\sigma]_p| > |0,08H|$. Если $|10[\sigma]_p| < |0,08H|$, то налегающие породы, имеющие вертикальную стенку, сползают в выработанное пространство даже при отсутствии зависающей части консоли.

При определении напряжений в подработанной консоли налегающих пород на любой глубине после взрыва целиков исходим из того, что при уменьшении длины выработанного пространства по простиранию от бесконечности до нуля напряжения в консоли изменяются от их значения, найденного при решении плоской задачи теории упругости, до первоначальных напряжений массива горных пород. Этим зависимостям соответствует изменение напряжений в консоли пропорционально изменению ее деформации. Поэтому для определения напряжений в консоли формулы будут иметь вид (МПа)

$$\begin{aligned} \sigma_x &= (\sigma_x^n - \sigma_x^m)K_1^n + \sigma_x^m; \\ \sigma_z &= (\sigma_z^n - \sigma_z^m)K_1^n + \sigma_z^m; \\ \tau_{xz} &= (\tau_{xz}^n - \tau_{xz}^m)K_1^n + \tau_{xz}^m, \end{aligned} \quad (7.17)$$

где σ_x , σ_z - соответственно горизонтальные и вертикальные напряжения; τ_{xz} - касательные напряжения; σ_i^n , σ_i^m , τ_i^n , τ_i^m - соответственно напряжения для плоской задачи и первоначальные.

Остальные коэффициенты берут из формулы (7.5).

Технология ведения горных работ с применением метода управляемого самообрушения налегающих пород предусматривает, что после взрыва целиков выработки выпуски будут перекрыты слоем мелкодробленой руды, обеспечивающим гашение воздушной волны, возникающей при самообрушении налегающих пород. Выработки же буровых горизонтов отбитая руда не перекрывает. Поэтому во избежание воздушных ударов в таких выработках необходимо перед взрыванием поддерживающих целиков возвести перемычки. Возведение их из бетона, кирпича, леса бывает или слишком трудоемко и дорого, или они не обеспечивают надежной изоляции, нарушаясь от больших воздушных потоков.

Наиболее целесообразно изоляцию выработанного пространства производить путем завала выработок путем подрыва их кровли на высоту, равную не менее двух высот заваливаемой выработки.

Длину завала (м) определяют по формуле

$$l_{\text{зав}} > C_0 v_B^2 \gamma_B / (2g_{\text{т/п}} \gamma_{\text{п}}), \quad (7.18)$$

где C_0 - коэффициент сопротивления воздуха (он зависит от формы тела и изменяется от 1,1 до 1,27); f_n - коэффициент внутреннего трения породы; V_b - скорость движения воздуха; γ_b ; γ_n - удельный вес соответственно воздуха и породы.

Отбитую руду из целиков можно выпускать лишь после заполнения выработанного пространства обрушенными породами. Контроль за обрушением налегающих пород осуществляют через наблюдательные скважины. С целью повышения точности определения контура обрушения могут применяться упрощенные приборы для измерения искривления и длины скважин; различные конструкции реперов со взрывным расклиниванием, позволяющим их просто и надежно устанавливать на глубинах свыше 300 м; приборы для дистанционного измерения расслоения или деформации налегающих пород.

8. ПРИМЕРЫ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Управлять горным давлением, как отмечалось, это значит управлять напряженным состоянием массива горных пород в элементах систем разработки с целью в одних случаях обеспечения их устойчивости на период выемки полезного ископаемого или на период сохранения подработанных подземных, поверхностных сооружений, в других случаях для обеспечения их обрушения при погашении выработанного пространства.

Обеспечение устойчивости массива горных пород особенно характерно для элементов камерных систем разработки (потолочин, междукамерных целиков, обнажений всячего бока и днищ), так как они гарантируют безопасность и эффективность технологии добычи руды.

При системах с обрушением руды и вмещающих пород управление горным давлением направлено на обеспечение устойчивости отбиваемых рудных массивов, днищ блоков и развития обрушения вмещающих пород при выпуске руды. При этом методы управления горным давлением зависят как от факторов, изложенных в соответствующих разделах, так и от наличия или отсутствия выхода обрушения вмещающих пород на земную поверхность. Это особенно характерно при разработке слепых рудных тел, когда в одних случаях необходимо и целесообразно обеспечить выход обрушения вмещающих пород на земную поверхность, в других, - наоборот, нецелесообразно обеспечивать такое обрушение по экономическим соображениям, особенно если учесть, что системы разработки здесь бывают разные.

8.1. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ КАМЕРНЫХ СИСТЕМАХ РАЗРАБОТКИ

8.1.1. ШАХТА СЕВЕРНАЯ (ГОРОБЛАГОДАТСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ)

Отработка рудного тела на шахте Северная была начата в этаже 0,60 м на глубине 280 м. Гороблагодатским рудоуправлением для выемки первого блока была запроектирована система открытых камер с выпуском руды через днище, оборудованное в лежащем боку залежи, массовым обрушением целиков на открытые камеры и принудительной посадкой пород висячего бока для погашения пустот.

Блок № 1, имеющий длину по простиранию 147 м и ширину по падению 90-100 м, делили на восемь камер междукамерными и подэтажным целиками. Ширина целиков была принята равной 17 м, длина камер по простиранию 22-25 м и по падению - 40-42 м. Отбойку камерных запасов, составляющих 60% запасов блока, намечалось производить слоями по 10-12 м с разделкой в каждой камере отрезной щели шириной 5 м. Разработку производили без выхода обрушения на поверхность. В этих условиях руднику было рекомендовано разделить блок подэтажным целиком на две камеры и вести их отработку по простиранию на всю длину блока.

Подэтажный целик рассчитывали по формулам (7.4) и (7.5) при исходных данных [26]

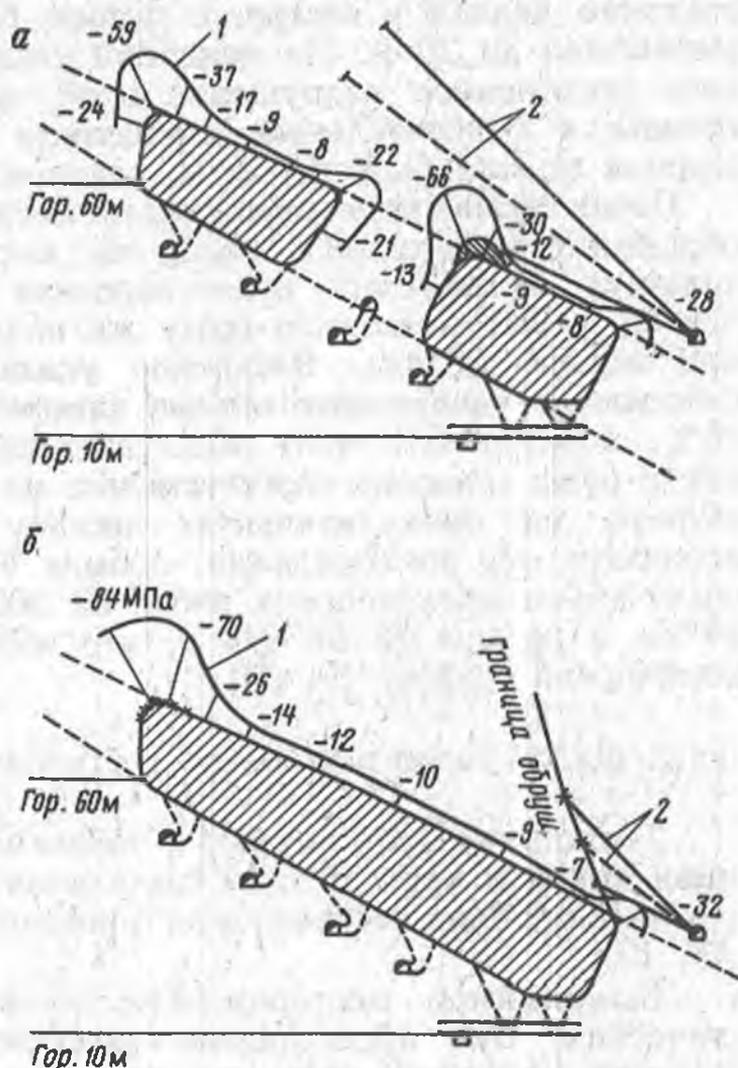
$$\begin{array}{lll} L_{пр} = 147 \text{ м}; & \sigma_m = -18 \text{ МПа}; & E_x = 20040 \text{ МПа}; \\ L_{п} = 96 \text{ м}; & \sigma_z = -11 \text{ МПа}; & E_v = 50000 \text{ МПа}; \\ m = 16 \text{ м}; & K_{со} = 0,5; & E_{ц} = 25000 \text{ МПа}; \\ \alpha = 30^\circ; & K_{зп} = 1,3; & \mu = 0,25. \end{array}$$

Смещения лежащего и висящего боков рудного тела в центре выработанного пространства (плоский случай) определяли по формулам деформации эллиптического отверстия. Модуль вектора смещения с учетом объемности выработанного пространства составил $5,15 \cdot 10^{-2}$ м, которое направлено под углом $\psi = 30^\circ$ к горизонту. Ширина целика, перпендикулярная к этому направлению, должна быть не менее 21 м, а по висячему боку с учетом того, что $\alpha = 30^\circ$, должна составить 24 м. Кроме того, с каждой стороны необходимо добавить слои по 1 м, где руда будет разбита в результате взрывных работ. Итого, ширина целика - 26 м, а камер - 35-40 м.

При фотоупругом моделировании было исследовано распределение напряжений в кровле камер для рекомендуемой схемы разработки. Учитывая объемность выработанного пространства при $K_1' = 0,75$, было установлено, что максимальные сжимающие напряжения действуют в верхних углах обеих камер (рис. 8.1). В верхней камере напряжения 45-59 МПа действуют на участке кровли длиной менее 3 м, а в верхнем углу нижней камеры на таком же участке напряжения достигают 50-66 МПа.

Рис. 8.1. Вертикальный разрез вкrest прости- рания обрабатываемого рудного тела камерной системой разработки на шахте Северная:

а - распределение на- пряжений в налегающих породах до взрыва цели- ка; б - то же, после взрыва целика; 1 - эпюры напряжений; 2 - смотро- вые скважины



По опыту разрушения горных выработок на Уральских железорудных месторождениях известно, что прочность породы для таких участков составляет $(0,6-0,7) [\sigma]_{сж}$ в куске, т.е. в данном случае 60-70 МПа. Поэтому в нижней камере возможно частичное обрушение породы из верхнего угла.

Напряжения вокруг выработанного пространства, которые образуются после выемки целика, исследованы аналитическим решением задачи методом комплексных переменных, на участке до 10 м достигают 86 МПа при прочности породы 45-50 МПа. В этом случае должно происходить интенсивное обрушение породы из верхнего угла выработанного пространства, а вслед за ним и обрушение всей кровли. Поэтому шахте было рекомендовано отказаться от принудительной посадки налегающих пород для ликвидации пустот и применить управляемое их самообрушение.

В ходе отработки блока, длившейся 2,5 года при опережающей отбойке нижней камеры относительно верхней, кровля камер была устойчива. На последней стадии отработки произошло обрушение верхнего угла нижней камеры на высоту до 3 м. Из-за несоблюдения паспорта буровзрывных работ ширина под-

этажного целика у северного фланга блока на длине 40 м была уменьшена до 20 м. На конечной стадии отработки блока началось постепенное разрушение этой части целика (образование трещин с относительным смещением до 5 см). Участки, где ширина целика была 25-26 м, сохранили устойчивость.

После взрыва поддерживающего целика произошло интенсивное обрушение налегающих пород на высоту свыше 20 м. В результате образовалась рудно-породная подушка мощностью более 30 м, что позволило сразу же начать выпуск руды, отбитой при взрыве целика. Внедрение указанных рекомендаций способствовало увеличению объема камерных запасов блока с 52 до 70%, в результате чего эксплуатационные потери и разубоживание руды снижены соответственно на 6,8 и 2,7% и исключены затраты на принудительную посадку висячего бока. Шахта, используя эти рекомендации, добыла 977 тыс. т руды и уменьшила объем проходческих работ на 300 м, бурения скважин на 24 км и расход ВВ на 144 т, что обеспечило ей большой экономический эффект [3, 30].

8.1.2. ШАХТА "ЕСТЮНИНСКАЯ" (ЕСТЮНИНСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ)

Технология добычи руды с управляемым обрушением налегающих пород и применением самосрезающихся податливых потолочинных целиков впервые была применена на шахте "Естюнинская" [3, 10].

Естюнинское месторождение является контактово-метасоматическим. Оно представлено магнетитовыми рудами, а вмещающими породами являются роговики, пироксен-плагноклазовые породы и скарны. Наиболее крупное рудное тело № 1 имеет по простиранию длину 2000 м и по падению 300-1100 м, мощность 5-20 м и угол падения 35-70° (рис. 8.2). До глубины 130 м месторождение было отработано карьером, а ниже - подземным способом. При высоте этажа 60 м, угле падения 40-50° и мощности 10-20 м камеры по простиранию имели длину 50 м, межкамерные целики 11-13 м, а потолочные целики 15-20 м. Доля камерных запасов составляла 48-50%. Разработка рудного тела производилась под отработанным карьером.

Использование результатов решения методом конечных элементов задачи о распределении напряжений в консоли налегающих пород позволило установить, что на Естюнинском месторождении после отработки гор. 60 м на поверхности консоли растягивающие напряжения не превышают 1 МПа. По опыту других рудников Урала также напряжения не вызывают обрушения консоли пород. Это подтвердилось и на практике, так как при отработке рудного тела на гор. 60 м на длине 700 м обрушения консоли не наблюдалось.

После отработки гор. 0 м растягивающие напряжения в консоли на поверхности достигнут 7 МПа, что вполне достаточно для обрушения налегающих пород.

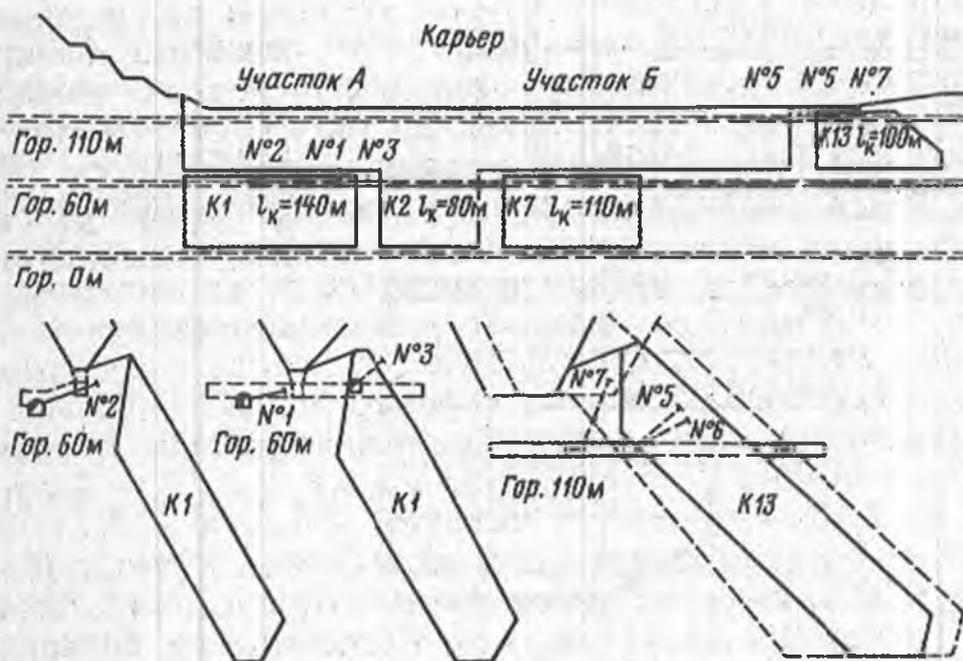


Рис. 8.2. Схема разработки месторождения на шахте Естюнинская: № 1 - 7 - наблюдательные станции; $K_1 - K_{13}$ - очистные камеры; l_K - длина камер, м

На шахте "Естюнинская" планировали вести выемку рудного тела на участке А на гор. 0 м, имеющем длину по простиранию 240 м, и на участке Б гор. 60 м в камерах, имеющих суммарную длину по простиранию 140 м.

Принимая во внимание, что при отработке гор. 60 м обрушение консоли висячего бока не происходит, руднику было рекомендовано объединить камеры 13 и 14 в одну камеру длиной 120 м, оставив на ее границе междукамерный целик шириной 20 м. Это позволило увеличить камерные запасы до 73%, потолочину сделать податливо-самосрезающейся и оставить на границе с камерой 12 жесткий междукамерный целик (МКЦ). Такой же потолочный целик можно было сделать и при отработке участка А на гор. 0 м, если обеспечить поддержание консоли междукамерными целиками на период отработки камер. Эти целики нужно было расположить через такое расстояние, чтобы они предотвращали прежде всего частичное обрушение висячего бока. Для определения этого расстояния можно воспользоваться зависимостью (7.12) при $H = 240$ м, $L_{r1} = 137$ м.

На участке А было рекомендовано отработку рудного тела вести двумя камерами: первую камеру длиной 80 м доработать с обычным потолочным целиком шириной 20 м, а после погашения этой камеры отработку второй камеры длиной 130-140 м вести с податливой самосрезающейся потолочиной. На границе со второй камерой должен быть оставлен жесткий целик.

Для определения ширины МКЦ на участках А и Б необходимо было найти деформацию вмещающих пород U_p . Эту деформацию

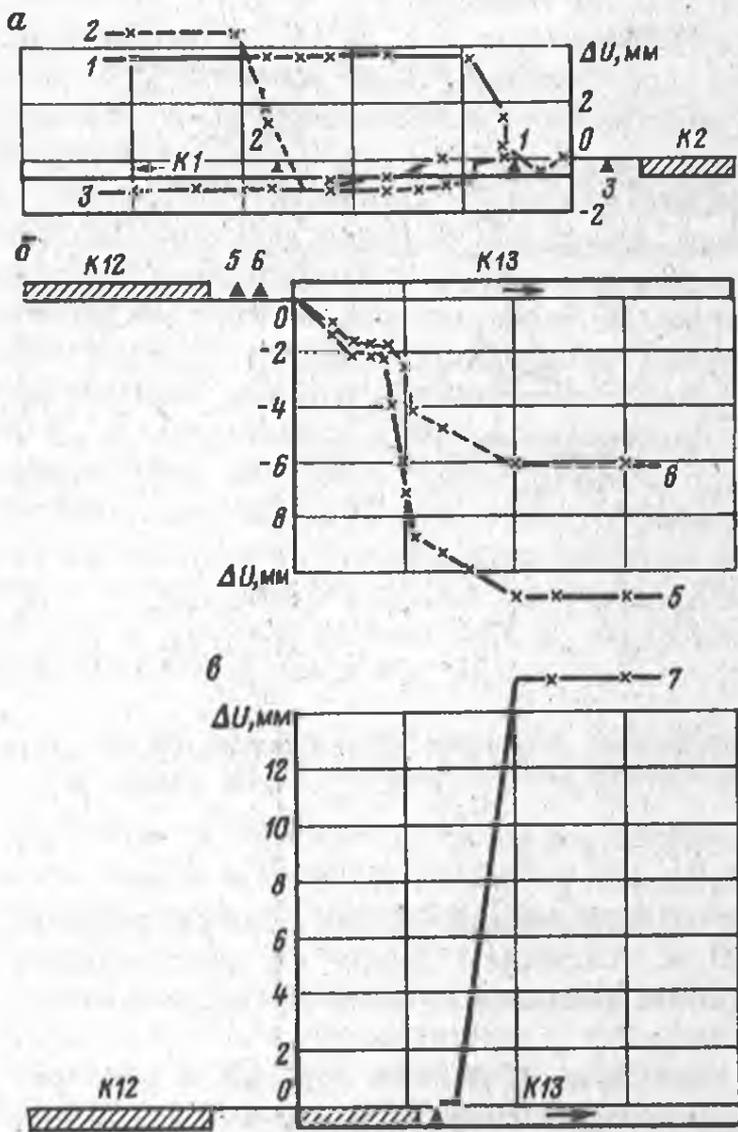


Рис. 8.3. Деформация целиков при выемке камер: 1-7 - смещения реперов ΔU соответствующих наблюдательных станций по мере отработки камер 1 (а) и 13 (б): К1, К2, К12, К13 - очистные камеры (в)

определяли на плоских моделях, изготовляемых из листов пористой резины марки ИРП-1036 размером $1 \times 1,4$ м, толщиной 10 мм, имеющей модуль упругости $E = 1,06$ МПа, коэффициент Пуассона $\mu = 0,33$ и работающей упруго при напряжениях $0,001-0,01$ МПа. Было установлено, что относительное смещение висячего и лежачего боков рудного тела происходит под углом $\psi = 27^\circ$ к горизонту, величина смещения в районе потолочины при отработке гор. 60 м для камеры № 13 составит $-0,245$ м, а при отработке гор. 0 м - $0,213$ м, учитывая, что деформация происходит в условиях объемной задачи, при модуле упругости вмещающих пород в массиве $E = 0,74 \cdot 10^5$ МПа. Такой модуль упругости в массиве принят из тех соображений, что для крепких горных пород он составляет 60-90% его значения в куске, а для пород Естюнинского месторождения средний модуль упругости в куске равен $1 \cdot 10^5$ МПа.

Расчет параметров МКЦ производим при помощи инженерного расчета по формулам (7.4).

В верхней части будущего целика, когда еще не отработаны

камеры на участке А, напряжения σ_p , σ_i и σ_j на расстоянии 0,4 и 0,8 м от контура выработанного пространства соответственно составят -90, -35, -60 МПа и -65, -40, -40 МПа. При $L_{пр} \approx 260$ м и принятой ширине целика $l_{ц} = 17$ м деформация вмещающих пород составит 0,0639 м, а деформация только из-за выемки камер 1 и 2 для указанных участков целика соответственно будет равна -0,05558 м и -0,0504 м. Входящие в уравнение (7.4) коэффициенты будут иметь значения

$$A_1' = -0,0267 \text{ м}; \quad A_2 = 5 \cdot 10^{-5} \text{ м/МПа}; \quad A_3 = -0,0136 \text{ м};$$

$$A_4 = 19,3 \cdot 10^{-5} \text{ м/МПа}; \quad A_1' = -0,02945 \text{ м}; \quad A_2 = 5 \cdot 10^{-5} \text{ м/МПа};$$

$$A_3 = -0,0095 \text{ м}; \quad A_4 = -19,3 \cdot 10^{-5} \text{ м/МПа}.$$

В соответствии с этими коэффициентами напряжения в целике составят 160-166 МПа при прочности руды 173 МПа, т.е. ширина целика удовлетворяет условию устойчивости.

Учитывая разрушение целика взрывными работами, ширину его необходимо с каждой стороны увеличивать на 1,5 м. Следовательно, ширина целика составит 20 м. На участке Б МКЦ 12-13 должен иметь ширину 18 м. Расчетная ширина потолочных жестких целиков на участке А равна 22 м, а на участке Б - 19 м. Предложенные же податливые потолочные целики имели ширину по висячему боку 5 м, а по лежащему - 12-15 м. Применение податливых целиков и камер увеличенного размера позволило увеличить запасы руды, добываемой из камер, до 82%.

При отработке камер № 2 и 13 осуществляли инструментальный контроль за деформацией междукамерных и потолочных целиков. Для этого в скважинах, пробуренных перпендикулярно к плоскости рудного тела, были установлены клиновые реперы, от которых к устью скважин выведены мерные проволоки. Расположение реперов в потолочном целике над камерой № 1 показано на рис. 8.2, а графики деформации целиков - на рис. 8.3. Из графиков видно, что в потолочных целиках по мере приближения очистных работ к месту установки реперных линий отмечается рост деформации сжатия, а при удалении забоя - резкое снижение деформаций сжатия и появление деформаций растяжения. Отсюда ясно, что такие деформации невозможны без среза потолочины. Дальнейшего роста деформации растяжения не происходит.

Смещение реперов, установленных в МКЦ (репер № 3, рис. 8.2 и рис. 8.3), указывает на то, что при увеличении пролета камер по простиранию до 60 м в целике происходит прирост сжимающих напряжений, а затем увеличения напряжений не наблюдается. Вероятно, дальнейший прирост напряжений, вызванный увеличением площади камеры, воспринимает днище камеры.

После взрывания потолочины и междукамерного целика камеры 13 налегающие породы не обрушились. После взрыва потолочины и МКЦ на участке А сразу же произошло обрушение налегающих

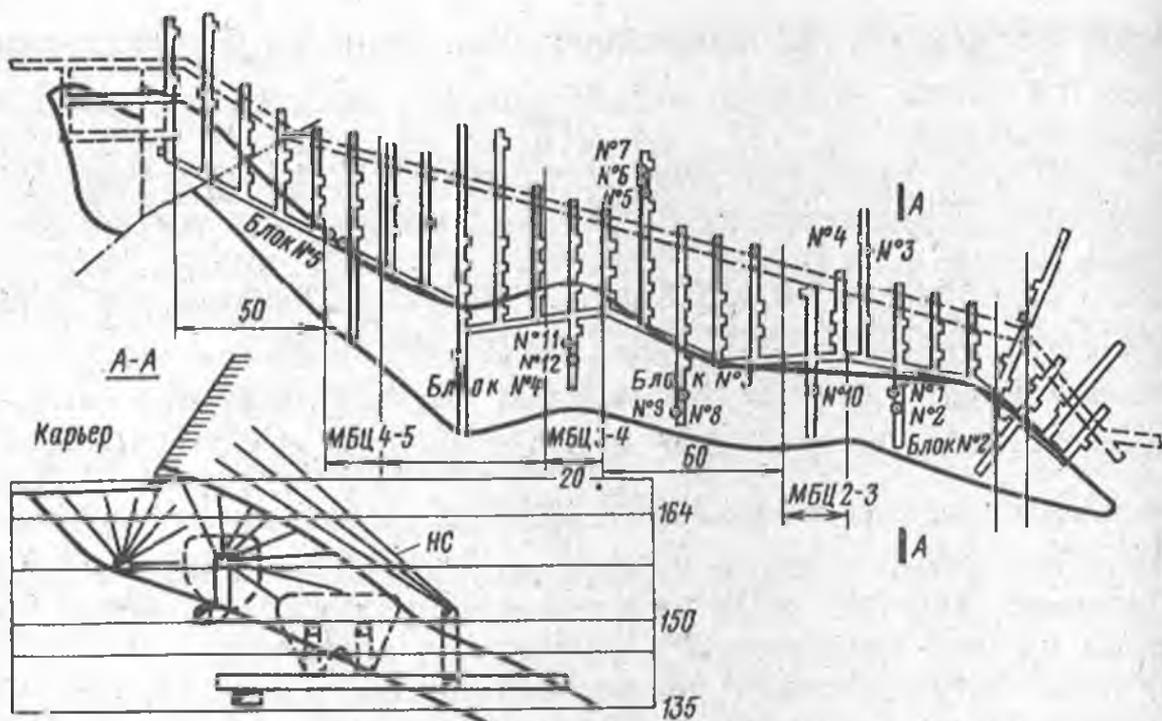


Рис. 8.4. Схема разработки месторождения на шахте Валуевская: № 1 - 16 - места измерения напряжений; НС - наблюдательные скважины

пород с образованием вертикальной плоскости отрыва от нижней границы очистных работ до поверхности.

Рядом с участком А на гор. 0 м с податливым целиком и жестким 24-метровым МКЦ была отработана камера № 7, имеющая длину 110 м. И здесь самообрушение консоли налегающих пород произошло сразу же после массового взрыва целиков.

Рекомендованные параметры камер и целиков, мероприятия по управлению напряженным состоянием элементов камерной системы позволили шахте снизить потери и разубоживание руды соответственно на 2,8 и 6,8% и отказаться от принудительного погашения выработанного пространства. С использованием этих мероприятий было добыто 2500 тыс. т руды. При этом были уменьшены объемы проходческих работ на 650 м, бурения скважин на 100 км, снижен расход ВВ на 600 т [3, 10, 11].

8.1.3. ШАХТА ВАЛУЕВСКАЯ (ВАЛУЕВСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ)

Шахта Валуевская обрабатывает рудное тело под карьером, имеющим глубину 100 м.

Рудное тело залегает на контакте эффузивно-осадочной толщи с сиенитовым массивом (лежащий бок). Висячем боку рудного тела, имеющего мощность 15-30 м и угол падения 30°, залегают туфы порфиринов и порфириды с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова 10-12 (рис 8.4) [30]

Предельный пролет консоли согласно формуле (1.16) должен

быть 40 м, в то время как на самом деле после отработки гор. 135 м пролет консоли составит 45 м. Для надежного обрушения налегающих пород необходимо было создать длину фронта очистных работ более 110 м. После отработки блоков № 2 и № 3 и взрывания междублокового целика (МБЦ) длина фронта работ L_{ϕ} должна была составить 130 м, но на руднике для большей надежности обрушения отработали еще блок № 4. В этом случае $L_{\phi} = 200$ м. Измерения в ортах показали, что напряжения на верхних горизонтах (глубина 100 м) вкрест простирания рудных тел примерно в 1,2 раза больше, чем по простиранию, и достигают 13 МПа. По мере углубления горных работ напряжения возрастали и составили на глубине 300 м вкрест простирания 24 ± 4 МПа, по простиранию 18 ± 7 МПа и вертикальные 10 ± 2 МПа. Для верхних горизонтов расчеты показали, что при длине фронта работ свыше 150 м напряжения из-за концентрации их в опорной зоне в 2 раза превысят допустимые и налегающие породы будут обрушаться. После отработки блоков № 2, 3 и 4 длина фронта работ составила 200 м и массовое взрывание их междублоковых целиков привело к обрушению налегающих пород по всей площади выработанного пространства. С переходом на нижние горизонты (глубина 300 м) для успешной отработки этажей и создания условий для погашения выработанного пространства согласно расчетам было решено междуэтажный целик (на границе с выработанным пространством) делать податливо-поддерживающим. Это позволило увеличить длину камер по простиранию до 80 м и тем самым увеличить камерные запасы с 60 до 82%. Взрывание междуэтажного и междублоковых целиков привело к самообрушению висячего бока и погашению выработанного пространства. Это позволило шахте полностью отказаться от принудительного обрушения налегающих пород. С применением управляемого самообрушения было добыто 6000 тыс. т руды. При этом благодаря отказу от принудительного погашения выработанного пространства на шахте уменьшились объемы проходческих работ на 2200 м, бурения скважин на 160 км и снизился расход ВВ на 960 т, что дало большой экономический эффект [3, 11, 30].

8.1.4. ШАХТА ПЕРВОМАЙСКАЯ (ПОКРОВСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ)

Покровское месторождение сложено в основном крепкими изверженными породами. Рудное тело имеет пластообразную форму, его мощность от 5 до 30 м (в среднем 16 м), пологое падение и простирается на 230×700 м. Оно представлено магнетитовыми и скарновыми рудами с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодьяконова 8-12. Налгающая толща сложена в основном крепкими довольно устойчивыми разновидностями порфирита с коэффициентом крепости 12-15.

Месторождение разрабатывали этажно-камерной системой.

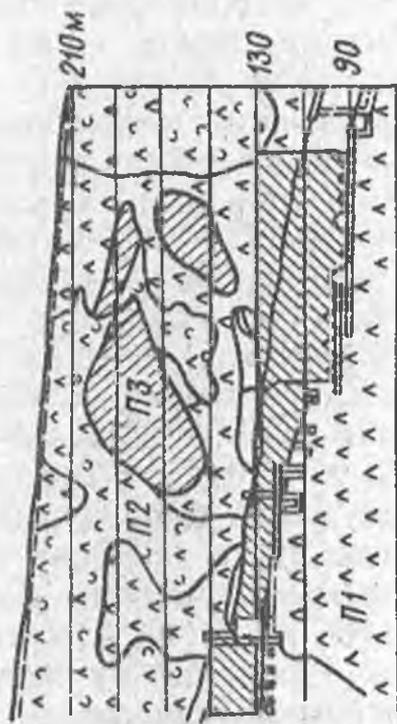
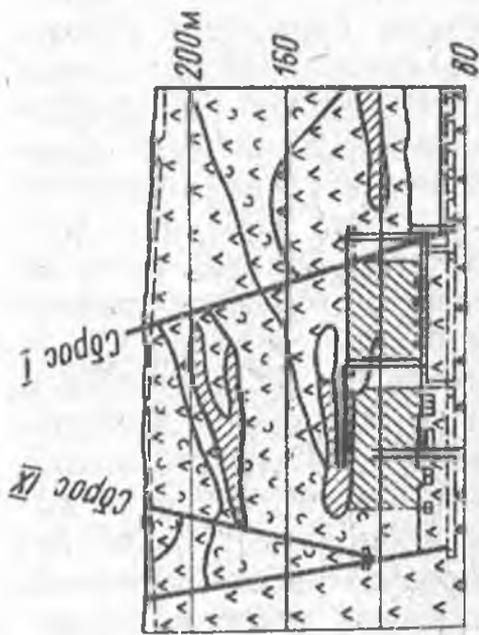
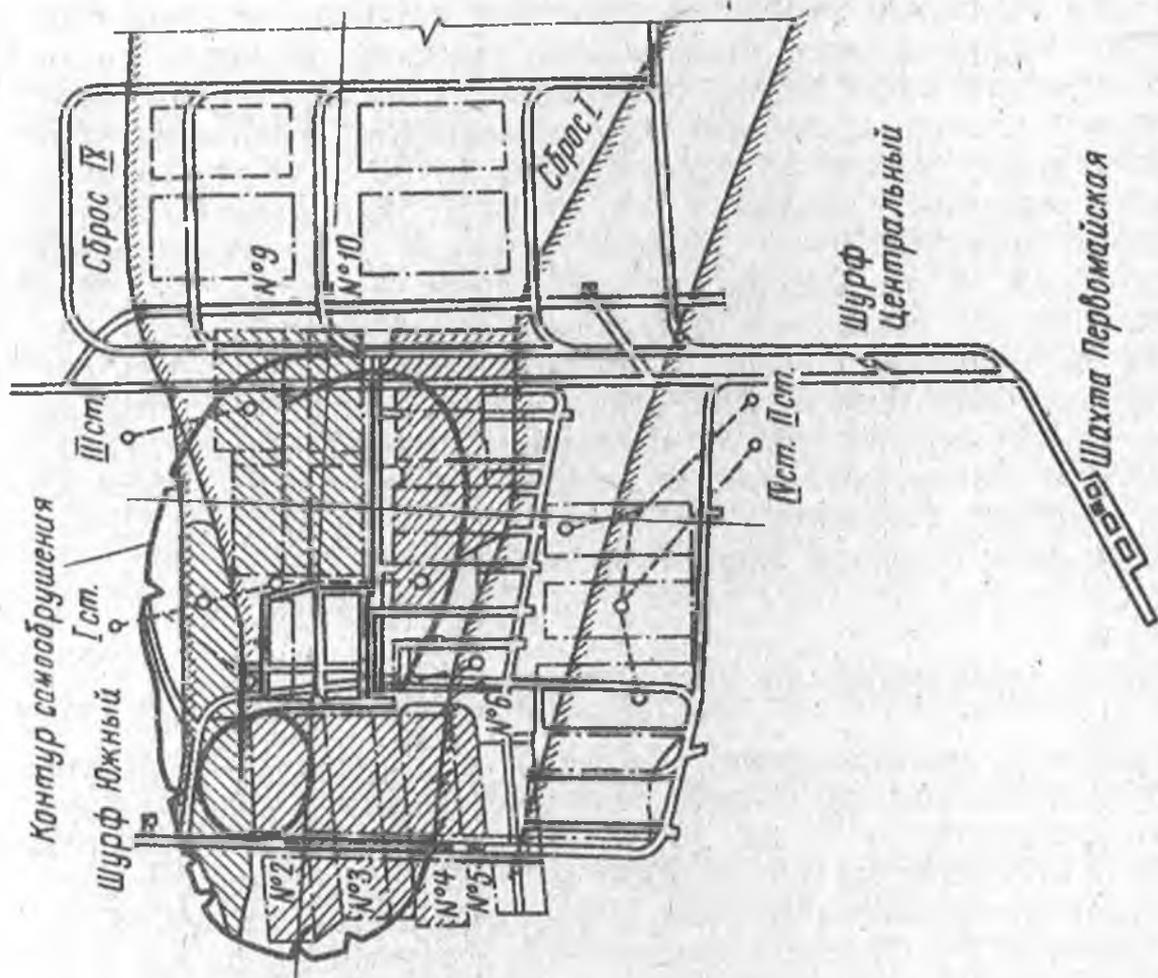


Рис. 8.5. Камерная система разработки с управляемым самообрушением налегающих пород на шахте Первомайская: П1 - порфирит; П2 - туф порфирита; П3 - эпидотогранатовый скарн; № 1-10 - места измерения напряжений; I-IV - станции наблюдений с глубинными реперами

Междукамерные целики вынимали массовым их взрыванием. Погашение пустот производили путем принудительного обрушения 10-метрового слоя налегающих пород скважинными зарядами. Однако развитие обрушения не происходило, что привело к накоплению пустот объемом до 400 тыс. м³. Общая площадь подработки всяческого бока с учетом целиков составляла 230×110 м² (рис. 8.5).

Были произведены измерения напряжений на стенках горных выработок. Пересчет напряжений на массив показал следующее. Максимальные напряжения были в целиках, расположенных в центральной части вынимаемого участка и на его границе. Эти напряжения вызваны наличием большого прогиба подработанных налегающих пород и концентраций напряжений, из-за выработанного пространства блоков, расположенных в центральной части рассматриваемого участка.

Средние вертикальные напряжения в целиках по результатам измерений составили около 11,8 МПа. Напряжения в центральных целиках при площади целиков, равной 17 % общей площади подработки, исходя из веса вышележащих пород по Л.Д. Шевякову, должны составить 12 МПа. Следовательно, целики на такой большой подработанной площади и при сравнительно небольшой глубине воспринимали вертикальную фактическую нагрузку, равную расчетной.

Вместе с тем горизонтальные напряжения вдоль целика превышали вертикальные, причем в широтном направлении они были примерно в 2 раза выше, чем в меридиональном (табл. 8.1).

Оценку напряженного состояния целиков и потолочин производили путем измерения микроразрушений звукометрической аппаратурой. В кровле выработанного пространства по мере удаления от МКЦ на расстояние до 15 м число импульсов в минуту увеличивалось в 1,5 раза, а на отдельных участках - в 2,5-3 раза. По мере удаления в массив потолочины от 6 до 10 м число импульсов уменьшилось примерно в 1,5 раза.

Число импульсов увеличивается с ростом подработанной пло-

Таблица 8.1

Измерение в шахте вертикальных и горизонтальных нормальных напряжений

Места измерения (рис. 8.5)	Напряжения на стенках выработок, МПа		Направление действия горизонтальных напряжений
	вертикальные	горизонтальные	
2	-58,2	-63,6	Широтное
6	-39	-84,4	То же
9	-36,5	-41,7	"-
10	-44,3	-52,8	"-
3	-25,6	-26,3	Меридиональное
4	-26	-26,4	То же
5	-40	-46,4	"-

Таблица 8.2

Растягивающие и сжимающие напряжения

Длина консоли, м	Напряжения (МПа) при глубине разработки, м					
	0	20	33	46	60	100
40	2,3	1,6	-1,9	-2,4	-3	-7,1
50	2,9	2,4	-2	-2,7	-3,6	-8,7
60	3,9	3,1	2,3	-2,9	-4,1	-10,2
70	4,9	3,6	3,3	-3	-4,5	-11,8
80	7,3	5,8	4,8	4,3	-5,8	-14,7
100	10,8	8,2	7	5,3	-6,8	-19

щади. Например, в кровле блока при площади обнажения 800 м² число микроразрушений в минуту было 25-30, а после увеличения площади до 4000 м² число микроразрушений достигло 58, т.е. оно увеличилось почти в 2 раза. Это свидетельствует о том, что породы выработанного пространства находятся в стадии заколов. Поэтому дальнейшее увеличение площади выработанного пространства могло привести к разрушению поддерживающих целиков и к неуправляемому самообрушению налегающих пород.

Для установления зависимости изменения напряженного состояния подработанных вмещающих пород от величины их обнажения и определения предельных пролетов и площадей обнажения были проведены лабораторные исследования. Модели для условий полных месторождений, работающие в условиях плоской деформации, имели линейный и силовой масштабы соответственно 1:1000 и 1:2500. Коэффициент бокового распора, исходя из натуральных измерений, равен единице.

Учитывая тектонические нарушения по границам подрабатываемого участка, представленные глиной трения и раздробленным материалом, распределение напряжений в налегающих породах было исследовано в сечении по падению месторождения. Согласно формуле (7.6) предельный пролет должен быть 160 м, фактически пролет выработанного пространства после взрыва целиков в этом сечении составит 230 м, что на 70 м превышает предельный.

При исследовании на моделях, в которые закладывали измеренные первоначальные напряжения, было установлено, что растягивающие напряжения в кровле и на поверхности по границе выработанного пространства достигнут соответственно 3,2 и 8,4 МПа. Эти напряжения в 1,2-3 раза превышают ожидаемую прочность породы в массиве. Следовательно, после взрыва целиков руды налегающие породы должны обрушиться до поверхности. После ликвидации пустот и выхода обрушения на земную поверхность массив горных пород, заключенный между сбросами, можно рассматривать как консоль, так как участок с двух сторон оконтуривался сбросами I и IX, а с третьей -

обрушением (см. рис. 8.5). Моделированием были определены величины растягивающих и сжимающих напряжений по границе отработки в зависимости от длины консоли и глубины разработки (табл. 8.2).

С удлинением консоли увеличивались растягивающие напряжения. Так, в точках, близких к поверхности, при увеличении длины консоли в 2,5 раза (с 40 до 100 м) растягивающие напряжения на поверхности возросли в 4,7 раза (с 2,3 до 10,8 МПа). При этом зона растягивающих напряжений распространяется в глубину прямо пропорционально увеличению длины консоли, но, начиная с длины консоли 80 м, зона распространения их почти не увеличивается и составляет по величине примерно 0,55-0,6H.

Величина растягивающих напряжений находится в обратно пропорциональной зависимости от глубины разработки. Пропорциональность нарушается при достижении отношения длины консоли к глубине разработки 0,6-0,7.

При постоянной длине консоли и с увеличением глубины разработки растягивающие напряжения в пограничной зоне уменьшались, а сжимающие увеличивались. Например, увеличение глубины со 100 до 200 м привело при длине консоли 80 м к уменьшению растягивающих напряжений примерно в 2,4 раза и к возрастанию сжимающих почти в 1,2 раза (табл. 8.3).

Таким образом, на фотоупругих моделях было установлено, что наиболее вероятное разрушение консоли будет происходить в вертикальной плоскости по границе подработки, где имеются наибольшие растягивающие напряжения.

Согласно моделированию и формуле (7.9) шаг самообрушения для пород с пределом прочности на разрыв от 2 до 8 МПа составляет от 36 до 82 м.

В связи с тем, что месторождение по простиранию оконтурено параллельными сбросами, расположенными на расстоянии до 100 м друг от друга, а налегающие породы представлены в ос-

Таблица 8.3

Напряжения в зависимости от глубины разработки и длины консоли

Глубина разработки, м	Растягивающие напряжения (МПа) на поверхности в пограничной зоне при длине консоли, м				Сжимающие напряжения (МПа) у границы с выработанным пространством при длине консоли, м			
	40	60	80	100	40	60	80	100
60	-	4,8	-	-	-	-7,5	-	-
100	2,4	3,8	7,9	10,8	-7,1	-10,2	-14,7	-19
120	-	3,2	-	-	-	-10,4	-	-
150	-	2,9	4,3	-	-	-12,8	-15,4	-
180	-	-	3,6	-	-	-	-16	-
200	1	2,1	3,2	5,3	-13,8	-13,8	-16,8	-19,5



Рис. 8.6. План разработки Покровского месторождения:
I - V - очередность отработки участков

новном порфиритами, шаг обрушения для отработки гор. 61 м согласно формуле (7.9) составил 60 м.

Для обеспечения безопасности ведения горных работ перед взрывом целиков в буровых выработках, выходящих в выработанное пространство, были созданы перемычки из породы, взорванной в кровле этих выработок на длине 8 м, определенной по формуле (7.18).

Относительную деформацию налегающих пород измеряли при помощи глубинных реперов, установленных в пробуренные с поверхности скважины. Подвижку реперов фиксировали при помощи реостатных датчиков, чувствительность которых составляла 0,6 Ом на 1 мм деформации, а замерные станции находились вне зоны обрушения и соединялись с реостатными датчиками проводами, закопанными в землю. Всего было 4 станции, которые включали 13 наблюдательных скважин. В каждой скважине помещали 3-4 репера. Самые нижние устанавливали на расстоянии 2 м от кровли камер, а последующие - через 30 м.

Практика ведения горных работ по предложенным рекомендациям, основанным на применении управляемого самообрушения налегающих пород, показала, что после массового взрыва целиков произошло обрушение поверхности на северном и центральном участках на площади свыше 10 000 м² сразу же после взрыва. При этом налегающие породы по сбросу I обрушились в виде

плиты со смещением по вертикали на 5-10 м. На юго-западном участке обрушение на поверхность вышло на площади 2000 м², а весь погашаемый участок оконтурили трещины разрыва и произошло оседание поверхности.

Сопоставление характера оседания поверхности и объема пустот с учетом отбитой руды из целиков показало, что произошло полная ликвидация пустот.

При обследовании выработок в шахте было установлено, что ни одна из изоляционных породных перемычек не была нарушена.

В последующем с применением управляемого самообрушения налегающих пород были погашены пустоты при отработке Центрального (I) и Южного (II) участков рудного тела (рис. 8.6). В обоих случаях налегающие породы были обрушены на площади 13 000 м².

Для успешного применения управляемого самообрушения с шагом 60 м было предложено объединить отработку блоков 6-1 и 6-2, что позволило отработать компенсационную камеру длиной 90 м и шириной 20 м. Были взорваны междублоковый целик и участки рудного массива шириной каждый по 20 м. После массового взрыва основных запасов руды на созданную компенсационную камеру произошло обрушение консоли налегающих пород до земной поверхности. По контуру обрушения появились трещины шириной от 1 до 4 см. Поверхность в вертикальной плоскости сместилась до 20 см. При выпуске руды оседание поверхности увеличивалось. Наличие туфпорфиров привело к образованию при подработке гор. 85 м консоли длиной до 25 м, а при порфиритах обрушение происходило по контуру подработки.

Наблюдение при помощи глубинных реперов показало, что до взрыва целиков расслоения налегающих пород не происходило.

В дальнейшем отработка всего рудного тела (участки IV и V) на шахте Первомайская вели с управляемым самообрушением налегающих пород при шаге посадки согласно формуле (7.9) 60 м для порфиров и 80 м для туфпорфирифта.

Добыча 6,14 млн. т руды с применением управляемого самообрушения налегающих пород позволила шахте не производить дополнительных подготовительно-нарезных и буровых работ для принудительного обрушения налегающих пород в объемах соответственно 2,6 и 37,6 км, уменьшить расход ВВ на 800 т и получить значительную экономию. При этом потери руды и ее разубоживание соответственно составили 17 и 23% [11].

8.1.5. ШАХТА СИДЕРИТОВАЯ (НОВО-БАКАЛЬСКОЕ И СЕВЕРО-ШИХАНСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ)

На шахте Сидеритовая выемку рудных тел Ново-Бакальского и Северо-Шиханского месторождений с самого начала эксплуатации производили с применением управляемого самообрушения налегающих пород при камерной системе разработки.

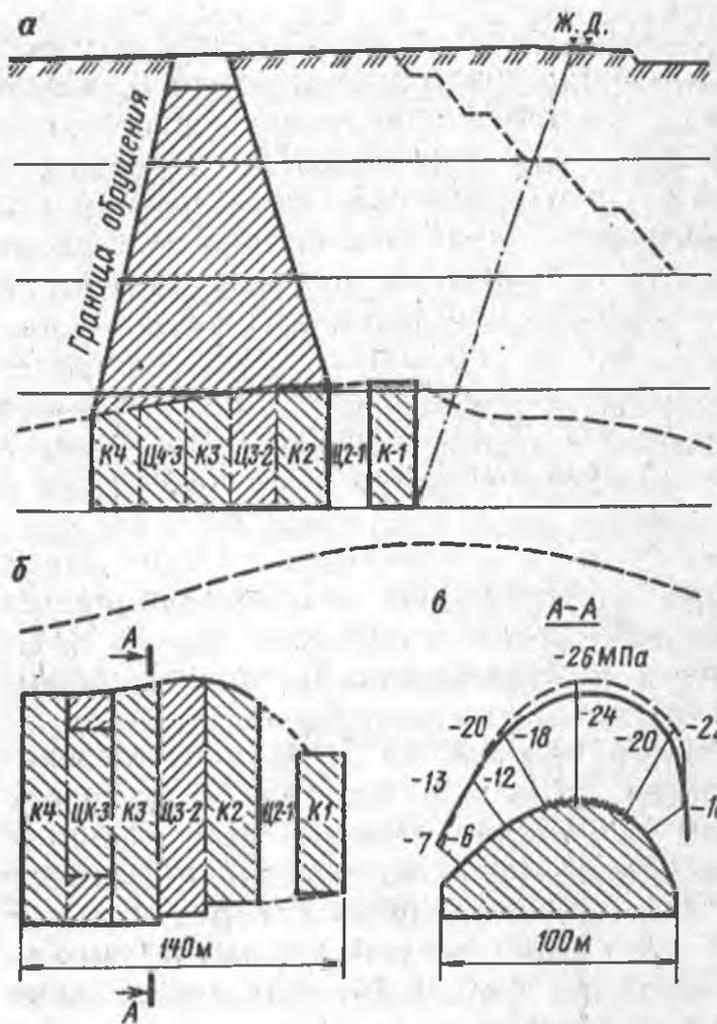


Рис. 8.7. Схема разработки блока № 15 на шахте Сидеритовая:
 а - вертикальный разрез по простиранию; б - план блока; в - эпюра распределения напряжений в налегающих породах

Выемочный блок № 15 был заложен в замке антиклинальной складки Ново-Бакальского месторождения сидеритовых руд и имел длину 140 м, ширину 60-100 м и вертикальную мощность 40-50 м (рис. 8.7). Налечающие породы на этом участке представлены кремнисто-глинистыми сланцами, распространяющимися до поверхности. Разрывные нарушения представлены секущими дайками диабазов. Прочность сланцев в массиве 18-20 МПа.

Расчет напряжений в налегающих породах на период полной отработки блока показал, что на участке кровли длиной по простиранию 100 м и шириной до 40 м напряжения составляют 18-26 МПа. Такие напряжения должны вызвать обрушение налегающих пород. Поэтому руднику было рекомендовано вести выемку руды в блоке четырьмя камерами шириной 20 м, разделив их тремя МКЦ шириной 20 м, что давало возможность избежать частичных обрушений породы из кровли камер.

Когда были полностью вынуты камерные запасы и центральная часть МКЦ 4-3 длиной 50 м, в этот период на руднике встал вопрос о необходимости дальнейшего развития Ново-Бакальского карьера так, что его борт попадал в зону обрушения блока № 15. При этом верхняя часть борта должна быть сработана в пределах запроектированного контура в течение ближайших 3 лет.

Проведение экспериментальных работ и визуального обследования на руднике показало, что на участке отработанных камер 3, 4 и МКЦ 3-4 наблюдается частичное обрушение налегающих пород. Измерением напряжений методом шелевой разгрузки в этом целике было установлено, что в нижней части целика (на горизонте выпуска) горизонтальные сжимающие напряжения вдоль его достигают 30 МПа, а вертикальные на контуре выработок 50-70 МПа, что близко к пределу прочности сидерита. В результате этого подсечная выработка, проходящая по центральной части целика вдоль его оси и расположенная на 10 м выше доставочной, разрушилась так, что ширина ее достигла 6 м, а ширина целиков между стенкой этой выработки и камерами 2 и 3 уменьшилась с 8,5 до 7 м.

С учетом объемности выработанного пространства при длине его по простираению 100 м вместо 140 м максимальные сжимающие напряжения в налегающих породах должны снизиться до 24 МПа, которые хотя и незначительно, но превышают прочность породы в массиве.

Учитывая все эти обстоятельства, руднику было рекомендовано взорвать МКЦ 2-3 и остатки МКЦ 3-4, а МКЦ 1-2 оставить для поддержания налегающих пород во избежание их сдвижения, т.е. для охраны железнодорожных путей. Подпор обрушенными породами со стороны камеры 2 позволит ему продержаться требуемые 1-1,5 года, несмотря на возможные подвижки по трещинам. Этому способствует также и то, что длина этого целика в 2 раза меньше, чем остальных.

После взрыва МКЦ 2-3 и МКЦ 3-4 началось постепенное обрушение налегающих пород и через 3 мес оно достигло поверхности. Диаметр зоны обрушения равен 35 м.

Кроме блока № 15 на шахе Сидеритовая управляемое самообрушение налегающих пород было внедрено при отработке Северо-Шиханского месторождения, расположенного на глубине 150-200 м. Блок № 3 имел ширину 100 м, длину 200 м и среднюю высоту 30 м. После выемки блока на площади 100×100 м² взорваны МКЦ. Напряжения в кровле выработанного пространства достигали 70 МПа при прочности углистых сланцев в массиве 22-27 МПа (рис. 8.8).

Такие напряжения должны были вызвать обрушение налегающих пород. В действительности произошло обрушение сланцев и части кварцитов на высоту 20 м, что привело к заполнению выработанного пространства и подпору свода обрушения, так как в блоке находилось еще до 50% запасов отбитой руды, а средняя мощность вынутого рудного тела составляла 25 м. По мере выпуска руды и увеличения длины блока № 3 обрушение налегающих пород развивалось, в результате чего мощность обрушившихся пород достигла 40 м.

Вопрос о применении управляемого самообрушения налегающих пород при выемке блоков 1 и 2 был решен после расчета напряжений в налегающих породах методом конформного ото-

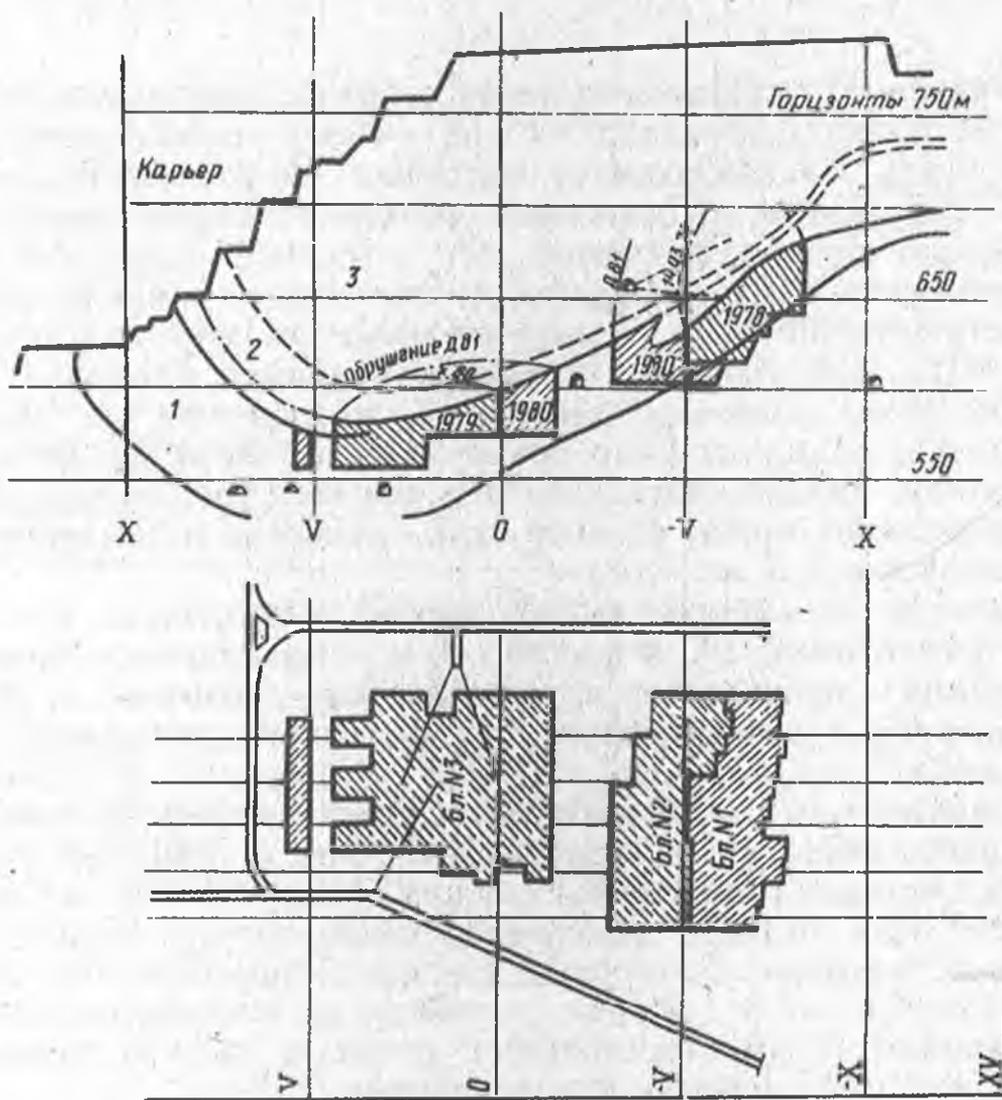


Рис. 8.8. План, разрез и очередность разработки Бакальского месторождения:

1 - руда; 2 - сланцы; 3 - кварциты, доломиты, известняк

бражения. Было установлено, что после выемки блоков с соотношением высоты к ширине, равным 1, сжимающие напряжения в кровле достигают 17 МПа. При отношении высоты блока к ширине, равном 0,5, напряжения в кровле увеличиваются и у ее углов достигают 29 МПа. Это говорит о том, что залегающие в кровле сланцы обрушаются, но пролет выработанного пространства должен быть не менее 25 м.

Для того, чтобы происходило обрушение доломитов и известняков, пролет выработанного пространства должен быть не менее 60 м.

В процессе ведения очистных работ эти рекомендации подтвердились.

После выемки блока № 1 шириной 30-40 м произошло обрушение только сланцев, а в блоке № 2, имеющем ширину 60-70 м, в обрушения вместе со сланцами были вовлечены доломиты и кварциты.

Добыча 2,75 млн. т руды с применением управляемого са-

мообрушения налегающих пород позволила шахте не производить дополнительных подготовительно-нарезных и буровых работ в объемах соответственно 330 м и 77 км и уменьшить расход ВВ на 440 м, что обеспечило шахте большой экономический эффект [30].

8.1.6. ШАХТА ЗАПАДНЫЙ КАРАЖАЛ (МЕСТОРОЖДЕНИЕ ЗАПАДНЫЙ КАРАЖАЛ)

Шахта Западный Каражал обрабатывает рудную залежь, представляющую собой смятое в складки линзообразно-пластообразное рудное тело субширотного простирания длиной 6 км и шириной до 600 м. Падение залежи варьируется от 0 до 80°, а мощность ее колеблется от 10 до 90 м. Породы лежачего бока сложены углисто-кремнистыми известняками, висячего бока - железисто-кремнистыми, карбонатными оруденелыми яшмами и бледными железисто-марганцевыми рудами с коэффициентом крепости пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова 10-18. Однако налегающие породы имеют небольшую прочность при растяжении, которая в куске составляет 1,4-4 МПа, а в массиве 0,07-0,2 МПа, так как трещиноватость пород висячего блока очень сильная. Месторождение разрабатывается камерной системой.

Расчетным методом конформного отображения было установлено, что в кровле выработанного пространства на большой площади действуют растягивающие напряжения, достигающие 0,6 МПа, которые должны привести к обрушению налегающих пород. Для этого пролет по простиранию при отсутствии выхода обру-

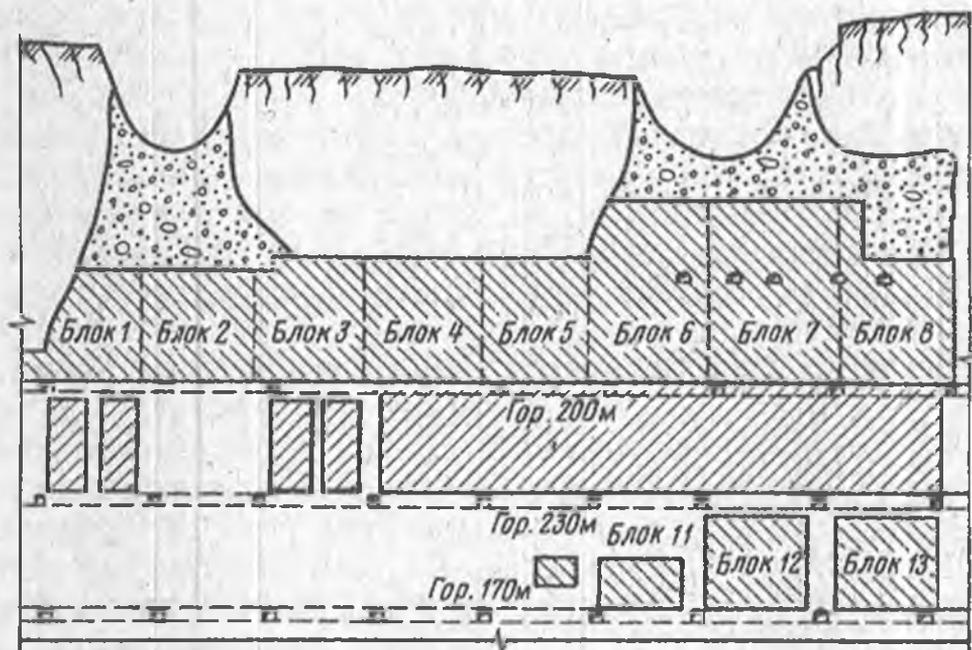


Рис. 8.9. Разработка месторождения Западный Каражал (разрез по простиранию)

шения на поверхность должен быть не менее 200 м с учетом того, что размер его по падению составляет 100 м. После взрыва целиков в блоках № 6, 7 и 8 пролет превысил 200 м и обрушение налегающих пород вышло на поверхность (рис. 8.9). При дальнейшей выемке рудного тела шаг обрушения согласно формуле (7.16) составил 120 м.

Успешное применение системы разработки с управляемым самообрушением налегающих пород позволило шахте добыть руды около 3 млн. т, причем уменьшить объемы (по сравнению с применяемым ранее принудительным обрушением налегающих пород) по проведению выработок на 1,1 км и бурению скважин на 159 км, расходу ВВ на 830 т и получить значительную экономию [11].

8.1.7. СОКОЛОВСКИЙ ПОДЗЕМНЫЙ РУДНИК (СОКОЛОВСКОЕ ЖЕЛЕЗОРУДНОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ)

В предыдущих примерах управление напряженным состоянием (горным давлением) производилось для обеспечения устойчивости элементов камерных систем разработки на период выемки их запасов руды и затем для обеспечения самообрушения вмещающих пород при погашении выработанного пространства. В данном примере управление горным давлением состояло в обеспечении устойчивости элементов камерной системы до и в период ее закладки [6].

Соколовское месторождение железной руды, разрабатываемое подземным способом, представлено залежами наклонного и крутого падения (рис. 8.10). Вмещающие породы, особенно контакты руды и пород, интенсивно тектонически нарушены (раздроб-

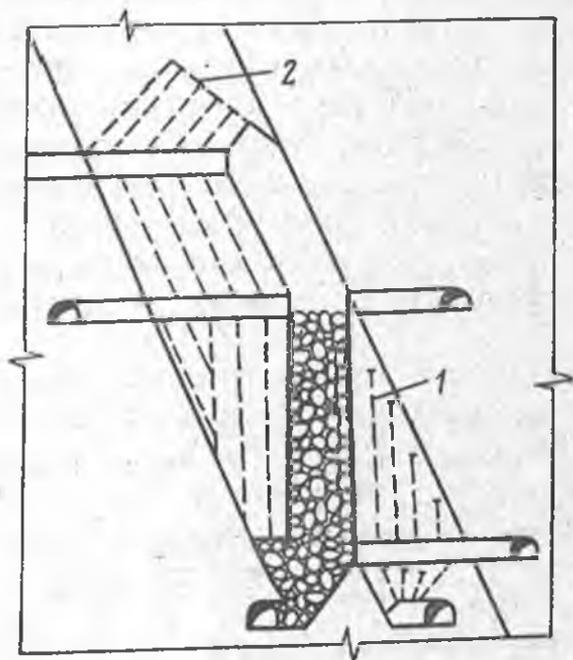


Рис. 8.10. Схема применения камерной системы разработки на Соколовском подземном руднике:
1 - временный целик; 2 - образование шатровой кровли

лены), милонитизированы. Прочность руды на сжатие в куске равна в среднем 30 МПа, в массиве 12-16 МПа, а в зонах интенсивного дробления 5-7 МПа. Трещиноватость хаотическая, трещины, как правило, не залечены или залечены милонитом, глиной трения, много зеркал скольжения. Наличие водоносных горизонтов в налегающих породах обусловило применение системы разработки с закладкой выработанного пространства твердеющей смесью. Отработку ведут камерами (в четыре очереди) шириной по простиранию залежей 12-15 м, длиной 20-40 м. Сначала отрабатывают и закладывают камеры 1-й очереди, расположенные друг от друга по простиранию на расстоянии, равном их тройной ширине, затем между ними отрабатывают и закладывают камеры 2-й очереди. Оставшиеся рудные целики (камеры 3 и 4-й очередей) отрабатывают между искусственными массивами.

Запасы руды в камере отбиваются на отрезную щель, расположенную длинной стороной по простиранию.

При выемке запасов камер возникли осложнения, вызванные большими объемами самообрушений пород кровли и висячего бока, в результате чего некоторые камеры приходилось закладывать с недоизвлеченными запасами.

Для Соколовского подземного рудника экспериментально-аналитическим методом были найдены следующие величины первоначальных напряжений на глубине около 200 м: вертикальные $\sigma_z = -5$ МПа; горизонтальные вкрест простирания $\sigma_x = -8,5$ МПа; горизонтальные по простиранию $\sigma_y = -3$ МПа [27].

Согласно распределению коэффициентов концентрации напряжений на стенках камер, приведенному в табл. 6.7 и показанному на рис. 6.12, напряженное состояние массива вблизи камер на руднике характеризуется следующим образом: при расположении отрезной щели по простиранию и, следовательно, при подвигании фронта работ в камере вкрест простирания происходит неблагоприятное распределение напряжений с момента образования отрезной щели. В кровле и рудных стенках действуют сжимающие напряжения, величина которых достигает предела прочности руды в куске, а в висячем боку - растягивающие величиной до 5 МПа. Сейсмическое действие периодически повторяющихся взрывов при отбойке камерных запасов еще больше снижает устойчивость уже разрушенного массива, в результате чего фактические контуры камер первых очередей приобретают грибовидную форму.

Более благоприятно для устойчивости приконтурного массива распределяются напряжения в случае, когда отрезная щель располагается вкрест простирания и фронт работ в камере двигается по простиранию. В этом случае в висячем боку отсутствуют растягивающие напряжения, в рудных стенках сжимающие напряжения не превышают - 10,5 МПа. В кровле напряжения сжатия вкрест простирания не более - 9,6 МПа. Величина сжимающих напряжений, действующих по простиранию, в кровле отрезной щели в начальный момент отбойки камерных запасов

Таблица 8.4

Показатели отработки камер за 1979-1987 гг.

Очередность отработки камер	Число отработанных камер	Добыто руды из камер, тыс. т	Потери руды, %	Разубоживание руды, %
I	27	1856,7	6	12,2
II	25	1730,9	3,6	11
III	19	1161,1	5,4	9,6
IV	16	929,9	8,3	9,1
Всего:	87	5678,6	5,6	10,8

близка к их величине вкрест простирания, что улучшает условия работы массива кровли на сдвиг и повышает ее устойчивость.

Поэтому на руднике отрезные щели стали проводить вкрест простирания, причем ширина их (размер по простиранию) не превышала 8 м, что обеспечивало их устойчивость, так как напряжения в этом случае не превышали предела прочности массива [6].

Было отработано несколько камер, в которых отрезные щели были устойчивые и отсутствовали в них самообрушения стенок и кровли.

Для повышения устойчивости кровли камеры согласно распределению напряжений в ней на руднике ее стали делать наклонной или шатровой (см. рис. 6.13, а). Оработка 20 камер показала, что шатровая кровля позволила уменьшить объем ее самообрушения и тем самым повысила устойчивость камер, что позволило полностью их отработать и заложить закладкой. Применение почти повсеместно временных поддерживающих целиков у всячего бока позволило руднику согласно уменьшению концентрации напряжений в массиве пород всячего бока значительно уменьшить число его самообрушений.

Таким образом, применив шатровую кровлю и целики у всячего бока, на руднике резко сократились случаи самообрушений камер, что позволило полностью отработать и заложить и тем самым избежать значительных потерь и разубоживания руды (табл. 8.3).

Исходя из данных этой таблицы и подраздела 7.4 можно заключить, что при отработке рудных тел системой с закладкой выработанного пространства происходят большие потери и разубоживание руды из-за самобрушения элементов камерной системы. Максимальное разубоживание наблюдается при отработке камер I и II очередей и минимальное - при отработке камер, расположенных между искусственными массивами.

Из-за уменьшения самообрушений элементов системы разработки и улучшения организации процесса закладки доля закладочных работ в себестоимости 1 т руды уменьшается.

8.2. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ РАЗРАБОТКЕ СЛЕПЫХ РУДНЫХ ТЕЛ

При разработке слепых мощных крутых рудных тел, залегающих в крепких вмещающих породах, одной из основных проблем является ликвидация пустот. Применение для этой цели принудительного обрушения налегающих пород обычно не обеспечивает полного погашения выработанного пространства, так как при отработке нижележащих этажей принудительная подрывка налегающих пород становится практически невозможной из-за опасности ведения горных работ над пустотами. Поэтому разработку подобных месторождений обычно практикуют с закладкой, а применение последней, как известно, снижает производительность труда и увеличивает себестоимость руды. В отдельных случаях выработанное и непогашенное пространство от рабочего изолируется тем или иным способом.

По мере увеличения объема выработанного пространства возрастает опасность внезапного обрушения налегающих пород, которое может привести к значительным динамическим нагрузкам на элементы систем разработки, мощным воздушным потокам. Вместе с тем увеличение выработанного пространства сопровождается, как правило, ростом площади подработанной части массива, что приводит в свою очередь к возрастанию давления на элементы систем разработки, которые расположены по контуру (опорное давление).

8.2.1. ШАХТА ЭКСПЛУАТАЦИОННАЯ (ЛЕБЯЖИНСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ)

Лебяжинское месторождение является слепым рудным телом, залегающим в крепких вмещающих породах, начиная с глубины 250 м. В северной части оно представлено залежью пластообразной формы мощностью до 80 м субмеридионального простирания с восточным падением под углом 50-55°. В южной части залежь разделяется на две разобщенные пачки линзообразной формы. Подлежащая разработке часть рудного тела имеет длину около 150 м и прослеживается на глубину 450 м (рис. 8.11).

Рудное тело представлено пироксено-магнетитовыми скарнами, вмещающие породы - крепкими роговиками и небольшими по мощности с оторочками забалансовых руд, имеющих значительное развитие в верхней части рудного тела.

Предел прочности горных пород в образце составляет при сжатии 87-160 МПа и при растяжении 4,7-11,5 МПа. Модуль упругости $0,75 \cdot 10^{-5}$ МПа и коэффициент Пуассона 0,24.

Предел прочности массива горных пород на сжатие составляет 40-50% предела прочности породы в образце.

При определении напряженного состояния массива горных пород в производственных условиях установлено, что вертикаль-

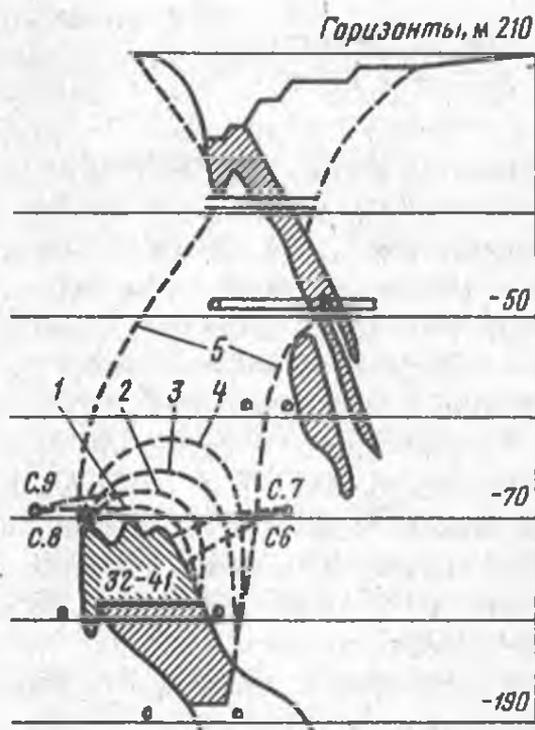


Рис. 8.11. Развитие обрушения вмещающих пород при отработке Лебяжинского месторождения:
1-5 - контуры обрушения по мере развития очистных работ; С6 - С9 - смотровые скважины

ные составляющие тензора напряжения в этаже горизонтов от -70 до -130 м равны 6,9 МПа, горизонтальные, действующие по простиранию и вкрест простирания рудного тела, равны соответственно - 15,5 и -7,8 МПа.

При простой геометрической форме выработанного пространства в сечении напряженное состояние вмещающих пород по контуру выработанного пространства определяли аналитическим методом, при сложной форме - моделированием на фотоупругих материалах. Рассматривались сечения вкрест простирания рудного тела. В мощной части рудного тела напряжения сжатия достигают в угловых точках 30-40 МПа, что примерно равно пределу прочности массива безрудных и рудных скарнов.

Моделирование сложной формы сечения забоя на фотоупругой резине СКУ-6 было установлено, что сжимающие напряжения в основном не превышают 20 МПа, однако в угловых точках они достигают 70 МПа. В кровле выработанного пространства висячей и лежачей пачек наблюдаются растягивающие напряжения величиной 3-5 МПа.

Таким образом, исходя из напряженного состояния и прочности массива горных пород, вокруг выработанного пространства, особенно в угловых частях, после выемки на горизонте -130 м возможны обрушение рудных и безрудных скарнов и отслаивание роговиков из кровли выработанного пространства.

Следовательно, после выемки всего рудного тела на горизонте -130 м из-за перераспределения напряжений будет происходить постепенное разрушение пород. Ожидать полного обрушения налегающих пород и заполнения выработанного пространства не придется. Поэтому вместо ликвидации пустоты

было решено ее локализовать. Для этого необходимо было создать рудную и породную подушки достаточной толщины и изолировать подходящие к выработанному пространству выработки. Толщина породной (рудной) подушки на дучках в условиях рудного тела 32-41 согласно расчету составила 15 м. Длина породных перемычек благодаря подрыву кровли выработок согласно формуле (7.18) должна быть не менее 8 м.

Для уменьшения разубоживания руды, которое могло произойти из-за частичного обрушения породы кровли выработанного пространства и забрасывания руды южного участка на породу, в случае ее обрушения, в северной части было предложено оставить по середине рудного тела барьерный целик. Массовое взрывание этого целика совместно с нижележащим подэтажом южного участка должно обеспечить на дучках достаточную толщину рудной подушки.

При моделировании распределения напряжений в налегающих породах после отработки нижележащего этажа горизонта - 190 м было установлено, что в висячем боку рудного тела на большой площади действуют растягивающие напряжения, достигающие 10 МПа. Эти напряжения примерно равны пределу прочности на растяжение роговиков в образце. Учитывая благоприятное распространение систем трещин и наличие больших растягивающих напряжений, обрушение висячего бока должно произойти на большую высоту вплоть до выработанного пространства Восточного рудного пояса с выходом на поверхность.

Управляемое самообрушение для погашения и локализации выработанного пространства применено при выемке этажа на горизонте - 130 м. В мощной части северного участка шахтного поля сперва отработали три блока, затем верхние подэтажи южной части. После этого взорвали барьерный целик.

Для наблюдения за характером обрушения налегающих пород и определения их объема в выработанном пространстве, а также контура обрушения были пробурены специальные смотровые скважины, в которые помещали соответствующие приборы. Всего с горизонта - 70 м было пробурено 12 скважин, расположенных в северной, средней и южной частях рудного тела (см. рис. 8.11).

При выемке очистных блоков обрушения налегающих пород из кровли выработанного пространства не наблюдалось. Однако сразу же после взрыва барьерного целика началось обрушение налегающих пород и через неделю объем обрушенных пород в целике составил 220 тыс. м³, которые покрыли почти равномерно взорванную массу. Толщина породной подушки составила около 30 м. В дальнейшем по мере выпуска руды и после его окончания на горизонте - 130 м происходило постепенное обрушение налегающих пород, в результате чего объем обрушенных пород через год достиг 400 тыс. м³ в целике и образовалась породная подушка высотой свыше 50 м.

После взрыва и выпуска первых же блоков началось даль-

нейшее обрушение налегающих пород. Когда ширина выработанного пространства на горизонте - 190 м составила 70 м, объем обрушенных налегающих пород оказался равен 700 тыс. м³ в целике, а породная подушка возвышалась над горизонтом - 130 м на 60-65 м. Созданию такой большой породной подушки благоприятствовала значительно меньшая мощность рудного тела в этаже (-130) - (-190) м по сравнению с мощностью в этаже (-70) - (-130) м, в то время как площадь подработанного висячего бока после выемки нижележащего этажа (горизонта -190 м) увеличилась в 2 раза.

С увеличением выработанного пространства на горизонте - 190 м интенсивность обрушения начала возрастать. Контур обрушения соединился с выработанным пространством Восточного пояса, и обрушение распространилось на поверхность. При этом больших скоростей движений воздушных потоков по выработкам шахты не было замечено. Верхний уровень обрушенных пород достиг отметки 110 м и заметных дальнейших перемещений его не наблюдалось, так как он достиг обрушений верхних рудных тел (см. рис. 8.11).

В последующем на шахте "Эксплуатационная" с применением управляемого самообрушения были отработаны все слепые рудные тела Западного рудного пояса.

С применением управляемого самообрушения вмещающих пород было добыто 5500 тыс. т руды и получен большой экономический эффект благодаря уменьшению проведения горных выработок на 1350 м, бурения скважин на 190 км и расхода ВВ на 1000 т [11].

8.2.2. МЕСТОРОЖДЕНИЯ ГОРНОЙ ШОРИИ И ХАКАСИИ

Железорудные месторождения Горной Шории и Хакасии главным образом контактово-метасоматического происхождения, с крутым (от 60 до 90°) залеганием линзообразных рудных тел. Горизонтальная мощность их колеблется от нескольких метров до 120 м; по падению они прослеживаются на глубину до 1500 м и более. Свыше 70% разведанных запасов железных руд сосредоточено в слепых рудных телах, т.е. таких, которые не выходят на земную поверхность или под наносы.

Отработка слепых рудных тел затрудняется значительными капитальными затратами на принудительное обрушение налегающей толщи горных пород. Проектные проработки вариантов ликвидации пустот по технико-экономической оценке показали, что принудительное обрушение налегающих пород или закладка выработанного пространства приведет к увеличению себестоимости 1 т сырой руды по системе в 1,5-2 раза.

В связи с этим шахты Казского, Шерегешского и Темир-Тауского рудоуправления при отработке слепых рудных тел погашение выработанного пространства производили путем его

изоляции. В качестве примера рассмотрим обработку слепого рудного тела "Дальнее" на руднике Темир-Тау.

Горизонтальная мощность рудного тела изменялась от 20 до 80 м. Падение крутое (70-90°). Длина рудной зоны по простиранию более 200 м, по падению - 180-200 м. Руды и вмещающие породы слаботрещиноваты, в основном устойчивые с коэффициентом крепости 14-16 по шкале проф. М.М. Протодьяконова. Вмещающий массив представлен диоритами, гранодиоритами и известняками. На участке развита зона выветрелых пород, достигающая глубины 150 м от поверхности. Зона выветривания перекрыта наносами мощностью от 2 до 20 м. Крупных тектонических нарушений на участке рудного тела не обнаружено. На случай внезапного обрушения налегающих пород с возникновением ударной воздушной волны были приняты меры ее локализации, для чего в выработках вышележащих горизонтов предусматривали создание перемычек из завалов горной породы согласно формуле (7.18) и установку железобетонных перемычек толщиной до 4 м с окнами для организации постоянных наблюдений за состоянием выработанного пространства. Состояние налегающих пород контролировали геофонами.

К этому времени на руднике Темир-Тау получила широкое применение этажно-камерная система разработки с отбойкой руды вертикальными нисходящими скважинными зарядами ВВ. В этаже 200-260 м было десять камер, восемь из которых располагались вкрест простирания и две по простиранию. Ширина камер составляла 14 м, ширина междукамерных целиков - 12 м. Длина камер и целиков колебалась от 25 до 80 м в зависимости от мощности рудного тела. Высота камер от 35 до 45 м. После взрывания междукамерных целиков налегающая толща не обрушилась и образовалось выработанное пространство с горизонтальной площадью обнажения 11 тыс. м² и общим объемом пустоты 439,2 тыс. м³. Обрушенная руда выпускалась с условием оставления на дучках 15-метровой предохранительной подушки на случай возможного самообрушения налегающих пород, толщина которой контролировалась планограммой выпуска, визуально и инструментальной съемкой. По мере выпуска обрушенной горной массы целиков велась подготовка к отработке нижележащего этажа (гор. 140-200 м), где ширина камеры была уменьшена до 10 м, а междукамерных целиков увеличена до 16 м.

Поскольку выдержанность рудного тела Дальнее сохранилась с глубиной, были отработаны восемь очистных камер и массовым взрывом обрушены междукамерные целики. Массой заряда 500 т ВВ было обрушено 1116 тыс. т руды, средний удельный расход ВВ составил 0,448 кг на 1 т сырой руды.

Сейсмическое воздействие от такого массового взрыва не привело к обрушению налегающих пород. Дальнейший выпуск руды осуществлялся из расчета оставления рудной предохранительной подушки толщиной 15 м.

Наблюдения за поведением налегающей толщи горных пород при отработке рудного тела Дальнее проводили через поверхностную наблюдательную станцию путем звукометрического прослушивания устойчивости налегающей над пустотой толщи горных пород и измерения напряжений в боковых породах методом частичной разгрузки.

В результате отработки наибольшая горизонтальная площадь выработанного пространства (гор. 200 м) составила 11037 м², высота - 180 м. Общий объем пустот составил более 1 млн. м³.

Опыт отработки рудного тела Дальнее показал, что при соответствующих условиях (определенных соотношениях напряжений слаботрешиноватого массива крепких горных пород и небольших на обнажениях их концентрациях, не превышающих предельного значения) выработанное пространство можно не погашать, а изолировать от рабочих горизонтов перемычками путем завала на длине, определяемой по формуле (7.18), или путем возведения их из бетона.

Применение метода изоляции выработанного пространства позволило рудникам Сибири отработать ряд слепых рудных тел. За период с 1977 по 1984 г. на шахте Казского РУ было добыто 5673 тыс. т горной массы, а в 1985 г. весь годовой объем руды (1291,9 тыс. т) был добыт со слепых рудных тел.

Начиная с 1978 г. на шахтах рудоуправлений Темир-Тауского, Казского и Шерегешского было добыто руды из слепых рудных тел свыше 11 млн. т с большим экономическим эффектом.

8.3. УПРАВЛЕНИЕ ГОРНЫМ ДАВЛЕНИЕМ ПРИ РАЗРАБОТКЕ РУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ СИСТЕМАМИ С ОБРУШЕНИЕМ

Конструктивно системы разработки с обрушением на компенсационные камеры отличаются от камерных с последующим обрушением целиков по существу размером камер. В первом случае камеры образуются минимальных размеров, но достаточных для разрушения рудных массивов и налегающих пород массовым взрывом, во втором - камеры создаются максимальных размеров, но позволяющих обеспечить их устойчивость, на которые взрываются целики и налегающие породы. Поэтому методы управления горным давлением при системах с обрушением направлены в одних случаях на обеспечение устойчивости элементов системы, но в основном не компенсационных камер, а отбываемых рудных массивов и выработок, расположенных в них, хотя в условиях большого горного давления необходимо иногда обеспечивать и устойчивость этих камер; в других случаях - на создание больших напряжений, приводящих к самообрушению налегающих пород при погашении выработанного пространства.

8.3.1. ШАХТА СЕВЕРО-ПЕСЧАНСКАЯ (ПЕСЧАНСКАЯ ГРУППА МЕСТОРОЖДЕНИЙ)

Песчанская группа месторождений состоит из нескольких рудных тел; залегают они с глубины 250-300 м. Наиболее мощными из них являются Северо-Песчанское и Ново-Песчанское, где применяли управляемое самообрушение вмещающих пород.

Северо-Песчанское месторождение представлено мощным рудным телом, имеющим протяженность по простиранию до 2000 м и по падению 600 м и угол падения 70-80°. Коэффициент крепости руды 8-9 по шкале проф. М.М. Протодяконова, вмещающих пород 6-14. Первый этаж, имея высоту 40 м, мощность 100 м и длину по простиранию 270 м, вынимался блоками вкрест простирания системой принудительного этажного обрушения на вертикальные компенсационные камеры.

Для контроля за обрушением налегающих пород были пройдены смотровые восстающие и пробурены наблюдательные скважины.

После выемки блока № 1 гор. - 80 м на Северопесчанской залежи, имеющего длину 100 м, ширину и высоту 35 м, напряжения на угловых участках кровли размером до 34 м составляли 20-43 МПа (рис. 8.12). Вмещающими породами залежи являлись скарны, имеющие прочность при сжатии в куске 45 МПа, а в массиве 18-22 МПа. Учитывая ограниченные размеры перенапряженных участков кровли, следовало ожидать их постепенного обрушения после выемки блока № 1. В действительности обрушение налегающих пород в течение первого месяца развивалось очень медленно, а через 2 мес мощность обрушившихся пород составила 35-57 м (рис. 8.13, табл. 8.4).

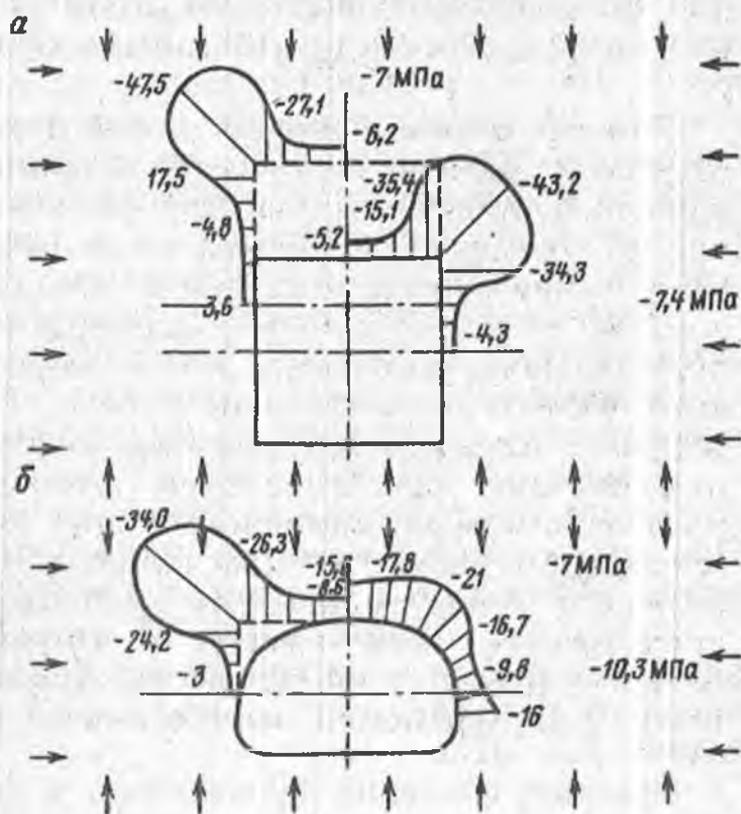


Рис. 8.12. Эпюры распределения напряжений вокруг выработанных пространств гор. - 80 м шахты Северопесчанская:
а - блок № 1; б - блок № 2

Таблица 8.4

Развития обрушения налегающих пород при отработке Северо-Песчанского месторождения

Номер блока	Площадь подработки, 1000 м ²	Объем выработанного пространства, 1000 м ³	Объем обрушившихся пород, 1000 м ³		Высота породной подушки, м
			после взрыва	через 4 мес	
Горизонт - 80 м					
1	2,85	75	90	200	60
2	2,6	60	85	175	75
10	3,8	80	60	100	85
Итого	9,25	215	235	475	85
Горизонт - 160 м					
11	4,5	180	160	190	50
10	5	190	180	240	150
Обрушение вышло на поверхность					

После отработки блока № 2 размер выработанного пространства в плане составил 100×100 м². В сечении вкрест простиранья рудного тела напряжения в кровле блока № 2 на участках длиной до 15 м составили 8-30 МПа, что также приводило к обрушению налегающих пород. Обрушение налегающих пород развилось на высоту 70 м. Причиной прекращения дальнейшего развития обрушения является заполнение выработанного пространства обрушенными породами из-за их разрыхления и подпора ими кровли. После того, как были отработаны блоки 10 и 11 на гор. - 160 м, обрушение вышло на поверхность. Этому способствовал не только перепуск пород вниз, но и увеличение выработанного пространства по простиранью со 130 до 240 м, что привело к увеличению коэффициента K'_1 в выражении (7.3) с 0,74 до 0,88, т.е. напряжения в кровле выработанного пространства увеличились в 1,2 раза (см. табл. 8.4).

Изменение напряжений в натуральных условиях определялось фотоупругими датчиками, которыми устанавливалась связь между величиной опорного давления и площадью выработанного пространства и нагрузки на междублоковые целики и днище.

Измерения показали, что по мере увеличения площади выработанного пространства напряжения по его контуру возрастали. При этом максимальные их приращения наблюдались в середине длины обнажений и достигали 33 МПа.

В массиве горных пород со стороны висячего бока прирост напряжений был в несколько раз больше, чем с лежачего. Так у висячего бока прирост составил 16,5 МПа, а у лежачего бока только 2,5 МПа.

Опорное давление проявлялось и в междублоковых целиках.

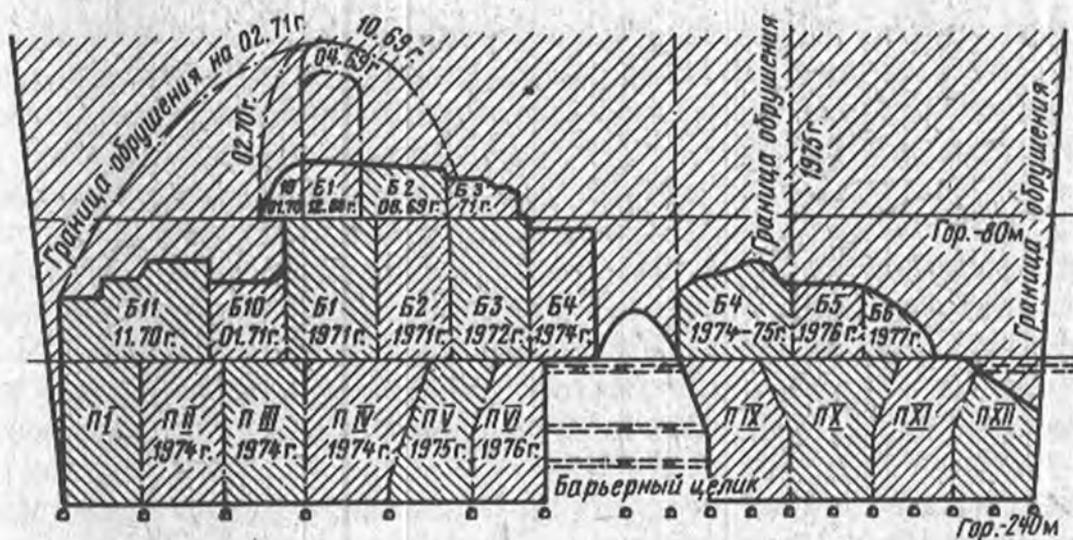


Рис. 8.13. Вертикальный разрез по простиранию и порядок разработки Северопесчанского месторождения:
 Б1 - Б11 - номера блоков;
 П I - П XII - номера панелей

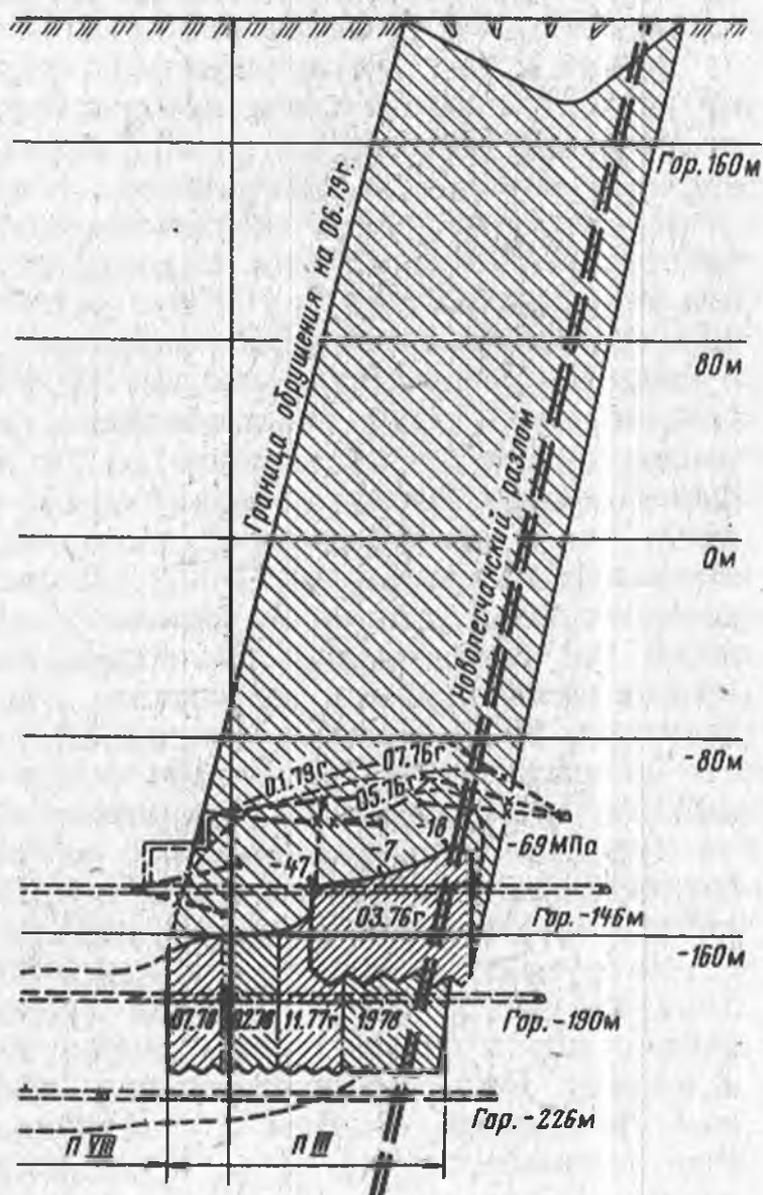


Рис. 8.14. Вертикальный разрез вкрест простирания и порядок разработки Новопесчанского месторождения

В первом этаже в блоке 10 измерения показали, что образование компенсационных камер привело к увеличению давления на целик до $-6,1$ МПа. После взрыва целика в днище напряжение уменьшилось до $-1,6$ МПа.

Во втором этаже (гор. 160 м) опорное давление определялось на междублоковый целик (МБЦ) 10-11 (см. рис. 8.13).

После отработки всех камерных запасов блока 11 напряжения у висячего бока возросли на $24,1$ МПа, а у лежачего — только на $0,7$ МПа. Возросли также напряжения и в МБЦ 1-10. Этот прирост напряжений связан с развитием обрушения вмещающих пород на первом этаже и выемкой камерных запасов в блоке 11 (см. табл. 8.4).

После взрывания междуканнерных целиков в блоке 10 напряжения в МБЦ-10-11 возросли у висячего бока на 48 МПа. Взрывание МБЦ-10-11 резко понизило напряжения как в приграничной части, так и по рудному массиву.

Вместе с тем, по мере выпуска руды напряжения во времени по всем точкам увеличились, особенно у висячего бока. Это происходило из-за развития обрушения налегающих пород и выхода его на земную поверхность.

На Новопесчанской залежи выемка рудного тела была начата на гор. — 190 м. Рудное тело представляет собой динзообразное тело мощностью до 100 м с углом падения до 25° . Вмещающими породами являются скарны, порфириты и их туфы, имеющие прочность в куске до 120 МПа. После выемки рудного тела на гор. — 190 м выработанное пространство должно было иметь длину 220 м, ширину до 70 м и высоту $10-40$ м. При фотоупругом плоском моделировании на СКУ-6 было установлено, что в кровле выработанного пространства сжимающие напряжения величиной $40-95$ МПа занимали участок около 10 м. К тому же этот участок находится в зоне Ново-Песчанского разлома, где выход керна при разведочном бурении снижается до 60% по отношению к остальному массиву горных пород, где он достигает 80% . Поэтому на данном участке прочность не должна превышать 40% от прочности в куске и здесь следовало ожидать самообрушения налегающих пород.

Руднику было рекомендовано на участке длиной 150 м отработать 5 компенсационных камер и произвести на них массовую отбойку руды одним взрывом (рис. 8.14).

На руднике в первую очередь были вынуты три камеры. На этом же участке обурен рудный массив. К моменту выемки еще двух камер в первых трех камерах началось разрушение стенок и кровли. Было принято решение взорвать руду в районе первых трех камер. В этом случае длина выработанного пространства уменьшилась до 95 м, а максимальные сжимающие напряжения снизились до 69 МПа, но они превышали прочность породы, хотя размер участка с разрушающими напряжениями уменьшился до 6 м. В этих условиях следовало ожидать медленного развития обрушения налегающих пород.

В действительности лишь на второй месяц обрушение захватило нижние наблюдательные скважины и руднику было рекомендовано полностью произвести выпуск отбитой руды, которая была оставлена в качестве предохранительной подушки для защиты от воздушных ударов. На конец отработки гор. - 190 м мощность обрушившихся пород составила 50 м.

После выемки руды на гор. - 240 м под уже выработанным участком гор. - 190 м и перепуска обрушенных пород вниз началось дальнейшее обрушение налегающих пород. Этому способствовало главным образом то, что при увеличении высоты выработанного пространства до 100 м при ширине до 80 м в его кровле напряжения увеличились до 46 МПа и действовали они по всему периметру кровли. В результате обрушения налегающих пород высота их на днище достигла 100 м и в среднем в 1,3 раза превысила мощность вынутаго рудного тела. При длине выработанного пространства 340 м и ширине 120 м обрушение налегающих пород вышло на поверхность.

В дальнейшем отработка мощного пологого рудного тела Ново-Песчанской залежи, как и Сечеро-Песчанской, велась и ведется путем выемки панелей длиной 100 м и шириной 50 м, выходящих к зоне обрушения. Концентрация напряжений вокруг выработанного пространства панелей и основного выработанного пространства суммируется, в результате чего напряжения на большей части обнажения пород превышают предельные. Это приводит к интенсивному обрушению налегающих пород вслед за отбойкой руды в панелях. Следовательно, выемка рудного тела на Ново-Песчанском участке на протяжении всего времени его эксплуатации проводится с применением управляемого самообрушения налегающих пород.

Добыча 30 млн. т руды на шахте Северо-Песчанская с применением управляемого самообрушения налегающих пород позволила исключить объем подготовительно-нарезных работ на 13 км, буровых работ на 184 км и расхода ВВ на 4600 т, предназначавшихся для принудительной посадки налегающих пород, и получить большой экономический эффект. При добыче руды системами блокового обрушения потери руды при новой технологии составили 7% и разубоживание 20%. По данным практики при добыче руды этой системой по старой технологии (с принудительным обрушением вмещающих пород) потери составляют 10-20%, а разубоживание 20-30% [11].

8.3.2. ШАХТА ЮЖНАЯ (ГОРОБЛАГОДАТСКОЕ МЕСТОРОЖДЕНИЕ)

Технология добычи руды с управляемым самообрушением налегающих пород на шахте первоначально была применена при выемке участка на глубине 280 м (этаж 0 + 60 м), обрабатываемого системой с обрушением. Фактическая длина участка со-

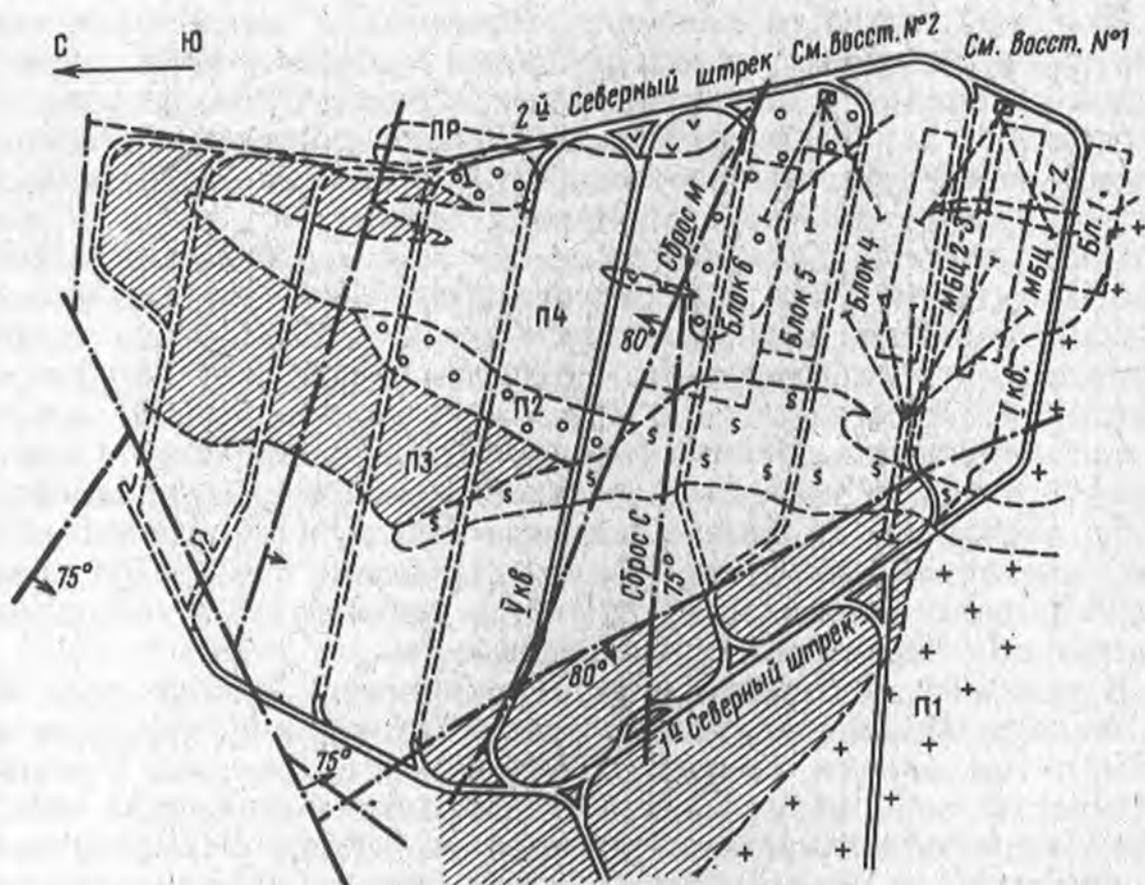


Рис. 8.15. План разработки Гороблагодатского месторождения (гор. 0 м): П1 - сиениты и сиенит-порфиры; П2 - гранато-магматитовые скарны; П3 - скарны гранатовые и гранато-пироксеновые; П4 - руда; № 1, № 2 см. вост. - смотровые восстающие со смотровыми скважинами; ПР - места измерения напряжений методом разгрузки

ставила 220 м и ограничивалась сбросами (рис. 8.15). Согласно формуле (7.12) предельный пролет первого частичного самообрушения налегающих пород для этих условий равен 130 м. Участок был разбит на 6 блоков. В первую очередь должны быть отработаны 4 блока, в результате чего пролет составит 140 м [40].

Напряженное состояние целиков и характер его изменения в процессе выемки блоков определялся методами разгрузки, фотоупругими датчиками и звукометрическим методом.

Напряжения измеряли на буровом (35 м) и скреперном (10 м) горизонтах в МБЦ 1-2 и 2-3, имевших ширину 25 м, и в опорном целике (блок № 5) шириной 30 м. Целики были сложены из различных пород, упругие свойства которых отличались в 1,5-2 раза друг от друга.

Фотоупругие датчики располагали по длине целиков от висячего бока к лежащему (рис. 8.16).

Приращения напряжений как по величине, так и по знаку были неодинаковыми во всех точках. Наибольшие приращения оказались в точках, расположенных в сиенитовом массиве.

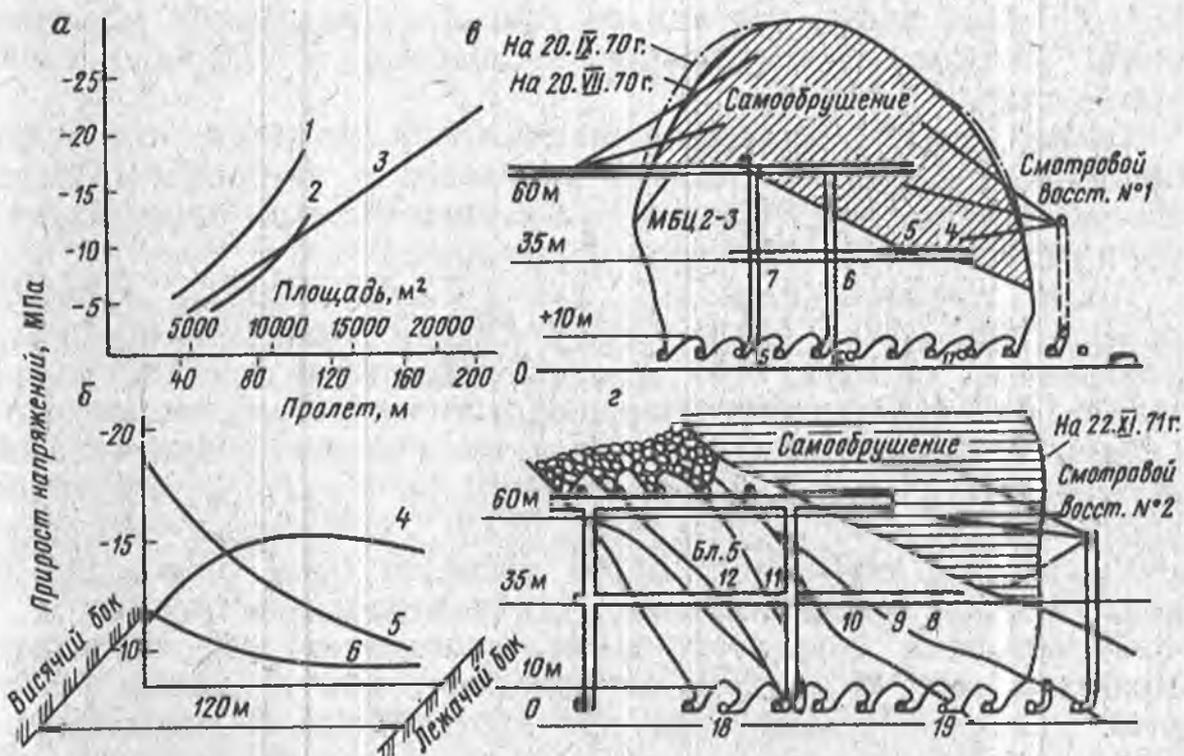


Рис. 8.16. Схема проведения промышленного эксперимента и его результаты: а - прирост напряжений по мере увеличения выработанного пространства по простиранию в МБЦ-1-2 и 2-3 и в блоке 5 (соответственно кривые 1, 2 и 3); б - прирост напряжений по длине МБЦ-1-2 и 2-3 и блока 5 (соответственно кривые 4, 5 и 6); в - расположение наблюдательных станций и развитие самообрушения висячего бока над МБЦ-2-3 после его взрывания; з - то же, над блоком 5 после его взрывания; 4-19 - наблюдательные станции, оборудованные фотоупругими датчиками

Вероятно, рудный массив уходил из-под нагрузки, а сиенитовый принимал ее. Поэтому в нем и увеличились сжимающие напряжения почти в 3,5 раза по сравнению с исходными значениями, но они были ниже предела прочности на сжатие более чем в 2 раза.

Результаты измерений показали, что целики имеют сложное поле напряжения. При этом, по мере увеличения пролета, а следовательно, и подработанной площади напряжения в целиках возрастали.

В МБЦ-1-2 и 2-3 характер изменения напряжений был одинаковым, но прирост их был значительно больше в первом из них (рис. 8.16, а, кривая 1). В барьерном целике прирост напряжений все время рос и достиг почти 20 МПа (датчики 8 и 19, рис. 8.16, кривая 3).

Однако абсолютные значения напряжений были ниже, чем допустимые, поэтому целики находились в устойчивом состоянии.

По длине целиков напряжения распределялись неравномерно. Со стороны висячего бока они были в 1,3-1,7 раза выше, чем со стороны лежащего (рис. 8.16, б, кривые 5, 6). При этом барьерный целик испытывал большую неравномерность напряжений, чем междублоковый. Характер распределения напряжений в

МБЦ-1-2 был иным, так как он находился на фланге месторождения, которое из-за большого склонения напоминало слепое рудное тело.

Таким образом, измерения напряжений показали, что междублоковые и барьерные целики находятся в устойчивом состоянии на участке подработанного массива горных пород, превышающем предельную площадь обрушения.

После отработки блоков 1, 2 и 3 были взорваны междублоковые целики 1-2 и 2-3 и блок 4. Общий пролет выработанного пространства составил 140 м и подработанный массив на площади 15 000 м², потеряв опору, обрушился и заполнил пустоту.

Контур обрушения определяли путем измерения длин скважин, пробуренных из смотровых восстающих № 1 и 2 и из откаточных выработок гор. 60 м (см. рис. 8.16). Результаты измерений показали, что обрушение пород всячего бока произошло без зависаний как по простиранию, так и вкрест простирания.

Обрушенных пород оказалось достаточно для перекрытия выработок гор. 60 м и 0 м. При этом, как показали фотоупругие датчики, установленные в днище блоков, напряжения в них после прекращения выпуска увеличивались. Это увеличение в основном происходило из-за развития обрушения всячего бока. Взрывание междублоковых целиков привело к увеличению напряжений в блоке № 5 у всячего бока примерно в 2 раза и у лежачего - в 1,4 раза.

Таким образом, определенный лабораторными исследованиями и расчетом по формуле (7.12) предельный пролет первого частичного обрушения размером 130 м полностью подтвердился производственным экспериментом.

Далее, приступили к отработке сплошной системой с отбойкой руды в зажатой среде блока 6 (см. рис. 8.15). Эта часть участка отрабатывалась без блоковых целиков. Вся нагрузка приходилась на блок 5 (барьерной целик). Поэтому перед его взрыванием сжимающие напряжения в нем увеличились на 6,4 МПа у всячего бока и на 1,4 МПа у лежачего. После взрывания блока 5 сразу же произошло обрушение всячего бока, на что указывает завал выработок гор. 60 м со стороны лежачего бока. Контур обрушения, определенный промерами через контрольные скважины, свидетельствует о полном заполнении выработанного пространства пустыми породами (см. рис. 8.16). Общий пролет выработанного пространства составил 220 м, при котором произошло обрушение до поверхности.

Дальнейшая разработка месторождения производилась и производится только с применением управляемого самообрушения налегающих пород, что позволило отказаться от принудительного их обрушения. Было добыто руды с управляемым самообрушением свыше 17 млн. т, при этом был уменьшен объем проведения выработок на 4700 м, бурения скважин на 270 км, сокращен расход ВВ на 2700 т и получен большой экономический эффект [11, 33].

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. *Аксенов В.К., Липчанский Б.М., Пирля К.В.* Об инженерной оценке напряжений в массиве горных пород. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1982, № 1, с. 20-28.
2. *Андреевский А.П.* Методика определения расстояния между шпурами и скважинами для щелеобразования. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1983, № 4, с. 34-38.
3. *Антоненко Л.К., Влох Н.П., Ильин А.М.* Разработка рудных месторождений с использованием энергии горного давления. - Безопасность труда в промышленности, 1986, № 8, с. 58-61.
4. *Бобров Г.Ф.* Проблемы изучения деформаций горных пород при сложном напряженном состоянии. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1982, № 2, с. 24-35.
5. *Бовин А.А., Курленя М.В., Шемякин Е.И.* Проблемы разработки месторождений полезных ископаемых на больших глубинах. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1983, № 3, с. 64-73.
6. *Влияние* расположения отрезной щели на устойчивость камеры / *Влох Н.П., Крутиков А.В., Шуплецов Ю.П., Коваленко А.И.* - Горный журнал, 1983, № 5, с. 26-28.
7. *Влох Н.П., Зубков А.В., Липин Я.И.* Прогноз удароопасности выработок на стадии проектирования горных работ. Прогноз и предотвращение горных ударов на рудных месторождениях Апатиты, КФАН СССР, 1987.
8. *Влох Н.П., Зубков А.В., Пятков Ю.Ф.* Совершенствование конструкции днищ в условиях действия высоких горизонтальных сжимающих напряжений. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1981, № 4.
9. *Влох Н.П., Зубков А.В., Феклистов Ю.Г.* Метод частичной разгрузки на большой базе. Диагностика напряженного состояния породных массивов. Новосибирск, Наука, 1980.
10. *Влох Н.П., Зубков А.В., Шуплецов Ю.П.* Опыт применения податливых потолочин при отработке наклонно падающих рудных тел. - Горный журнал, 1983, № 11, с. 43-45.
11. *Внедрение* естественного управляемого обрушения вмещающих пород на железных рудниках Урала и Казахстана / *Н.П. Влох, А.В. Зубков, Н.С. Ефремовцев и др.* - Горный журнал, 1981, № 4, с. 55-58.
12. *Егоров П.В., Колмаков В.А.* Оценка напряженного состояния гранитов. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1983, № 3, с. 107-110.
13. *Зубков А.В., Влох Н.П.* Влияние деформации двух пород у контура на распределение напряжений в них при проведении горной выработки. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1980, № 2, с. 3-7.
14. *Зубков А.В.* Зависимость напряженного состояния кровли и стенок камеры от ее трехмерности. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1987, № 5, с. 11-16.
15. *Исследования* проявления горного давления и технологии подземной разработки руд на больших глубинах под ред. Д.М. Бронникова. М., ИПКОН, 1983.
16. *Катков Г.А.* Определение напряжений в массиве пород контактными методами. Методология и технические средства определения напряжений в горном массиве. Новосибирск, Наука, 1983.
17. *Крыжановский А.В.* О возможности управления устойчивостью приконтурного массива выработок доставки в днище блока при действии горизонтальных тектонических сил. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1981, № 4, с. 82-87.

18. Кулаков Г.И. О фотоупругих датчиках. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1984, № 5, с. 84-88.
19. Курленя М.В., Попов С.Н. Теоретические основы определения напряжений в горных породах, Новосибирск, Наука, 1983.
20. Линьков А.М. Устойчивость горных пород. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1983, № 6, с. 3-7.
21. Машуков В.И. Численное решение некоторых двумерных задач теории упругости с помощью сингулярных интегральных уравнений. - В сб.: Динамика твердого тела. Новосибирск, Наука, 1980.
22. Методы и средства решения задач горной геомеханики /Г.Н. Кузнецов, Н.А. Филатов, К.А. Ардашев и др., М., Недра, 1987.
23. Морозов Г.Ф. Изучение прочности пород и напряжения вблизи нарушений. Геомеханическая интерпретация результатов натуральных экспериментов. Новосибирск. Наука, 1983.
24. Муратов В.А., Шевелев Ю.А. Особенности проявления горного давления и рациональные способы поддержания горизонтальных выработок на рудниках Горной Шории. Горное давление в капитальных и подготовительных выработках. Новосибирск, Наука, 1983.
25. Определение напряжений в днище при системе этажного обрушения с отбойкой руды на зажатую среду /Н.П. Влох, А.В. Зубков, В.П. Леликов и др. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1980, № 6, с. 83-89.
26. Определение оптимальных параметров камер и целиков на ш. Северная Гороблагодатского месторождения с учетом первоначального напряженного состояния массива горных пород (А.В. Зубков, Ю.Г. Феклистов, А.Е. Балек, В.П. Леликов). Геомеханическая интерпретация результатов натурального эксперимента. Новосибирск, ИГД СО АН СССР, 1983.
27. Определение упругих характеристик и составляющих первоначальных напряжений массива скальных пород /Н.П. Влох, С.М. Ушков, Ю.П. Шуплецов и др. Механика разрушения горных пород, Фрунзе, Илим, 1980.
28. Применение метода управляемого самообрушения налегающих пород на шахте Сидеритовая /Н.П. Влох, А.В. Зубков, Б.П. Жуков и др. - Горный журнал, 1987, № 12, с. 43-45.
29. Применение пенополистерола ПС-1 для решения упругих задач в горном деле методом моделирования /Н.П. Влох, А.В. Зубков, Ю.Ф. Пятков и др. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1980, № 1, с. 94-97.
30. Разработка наклонных рудных тел камерами увеличенных размеров /Н.П. Влох, А.В. Зубков, Ю.Г. Феклистов и др. - Горный журнал, 1986, № 8, с. 26-28.
31. Современные проблемы механики скальных пород в энергетическом строительстве /И.Т. Айтматов, Э.Г. Газиев, В.Г. Лебедев и др., М., Энергоатомиздат, 1986.
32. Ставрогин А.Н., Зарецкий-Феоктистов Г.Г., Танов Г.Н. О статических и динамических упругих модулях горных пород при сложном осесимметричном напряженном состоянии. - Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1984, № 5, с. 9-17.
33. Управление горным давлением при разработке удароопасных месторождений /Л.М. Коротких, И.П. Лубенец, В.К. Дягилев и др. - Горный журнал, 1985, № 9, с. 24-26.
34. Ялымок Н.Г., Рогожников О.В. Определение размеров камер и целиков при разработке месторождений в горных районах. Фрунзе, Илим, 1980.
35. Bywater S, Cowling R, Black B.N. Stress measurement and analysis for mine planning. 5-th Congress International Society. Rock Mechanics. Melbourne, 1983, 2. Rotterdam, 1983, p. 29-37.
36. Bcuc Michael J. Chan Samuel S.M. Shaft design in the d'Alen mining district, Idaho - results of in situ stress and physical property

measurements. Rept. Investing Bureau of Mines. U.S. Department International, 1980, № 8, p. 35-39.

37. *Blackwood R.L.* An inference of crustal rheology from stress observations. 4-th International Congress of Rock Mechanics, Montreux, 1979, v. 1, p. 32-35.

38. *Bock H.* Experimental determination of the residual stress field in a ballistic column. 4-th International Congress of Rock Mechanics, Montreux, 1979, v. 1, p. 86-88.

39. *Chunting Ziao, Zhaoxian Shi.* In-situ stress measurements and application to engineering design in the jinchuan mine. 5-th International Society of Rock Mechanics, Melbourne, 1983, v. 2, Rotterdam, 1983, p. 87-89.

40. *Cunha Antonio P.* Analysis of advancing tunnels in rock. 5-th International Society of Rock Mechanics. Melbourne, 1983, v. 2, Rotterdam, 1983, p. 153-157.

41. *Gioda Giancarlo.* A simple boundary equation technique for elastic stress analysis of underground cavities. Rock mechanics and Rock Engineering, 1984, 17, № 3, p. 147-165.

42. *Nyrvang A.M.* Practical use of rock stress and deformation measurements in the Norwegian mining industry. 4-th International, 1983.

43. *Pinto Jose Zoureiro, Charrua-Craca Jose Gabriel.* Determination of the state of stress of rock masses by the small flat jack (SFJ) method. 5-th International Society of Rock Mechanics, Melbourne, 1983, v. 2, Rotterdam, 1983, p. 79-83.

44. *Role de l'auscultation dans la conception et l'execution d'anvrages souterrains.* Comité Français de Mécanique des Roches. 4-th International Congress of Rock Mechanics, Montreux, 1979, v. 1, p. 62-63.

45. *Reik Gerhard.* Primärspannung und Gebirgsbruck. Felsbau, 1985, 3, № 2, p. 101-106.

46. *Gwolfs H.S., Kiber J.D.* A note on the Goodman Jack. Rock Mechanics, 1982, № 15, p. 57-66.

47. *Vlovh N.P., Zoteyev O.V.* A technique and program for computing stress-strain state of mining system elements and mining openings in solid and fractured rock masses. 6-th International Conference for numerical methods in geomechanics, Innsbruck, 1988, v. 3, Rotterdam, 1988, p. 1947-1951.

СОДЕРЖАНИЕ

Введение	3
1. Проявление горного давления на рудниках	7
2. Методы определения напряжений горных пород в натуральных условиях	15
2.1. Метод частичной разгрузки с наклейкой тензодатчиков	15
2.2. Метод полной разгрузки	19
2.3. Метод упругих включений	23
2.4. Метод щелевой разгрузки	27
2.5. Метод частичной разгрузки на большой базе	28
2.6. Экспериментально-аналитический метод определения напряжений	34
3. Погрешности при определении напряжений горных пород	37
3.1. Влияние температуры	37
3.2. Влияние влаги	39
3.3. Влияние остаточных напряжений, тектонических трещин и упругих включений	43
3.4. Гипотеза формирования поля напряжений, методика и погрешности их определения	51
3.5. Погрешность методов определения напряжений при упругих включениях и на больших базах	57
4. Методы определения напряжений в лабораторных условиях	60
4.1. Аналитические методы	60
4.2. Метод моделирования по определению напряжений	63
5. Первоначальное напряженное состояние массива схвальных пород рудных месторождений	75
5.1. Прочностные и упругие свойства горных пород	75
5.2. Напряженное состояние массива скальных пород рудных месторождений	87
6. Напряжения вокруг горных выработок	94
6.1. Распределение напряжений вокруг выработанного пространства	94
6.2. Концентрация напряжений в днище блока при системе разработки с обрушением	99
6.3. Концентрация напряжений по контуру выработки и на ее забое	109
6.4. Распределение напряжений на контуре отбиваемого рудного массива	119
6.5. Распределение напряжений вокруг камерообразных выработок	122
7. Управление горным давлением	130
7.1. Снижение напряжений на контуре горизонтальных выработок	130
7.2. Снижение напряжений в днище блока системы разработки с обрушением	134
7.3. Снижение напряжений в рудном массиве при системах с обрушением	141
7.4. Снижение напряженного состояния элементов камерных систем разработки	147
7.5. Увеличение напряжений массива горных пород для его самообрушения	161
8. Примеры управления горным давлением при разработке рудных месторождений	169
8.1. Управление горным давлением при камерных системах разработки	170
8.1.1. Шахта Северная (Гороблагодатское месторождение)	170
8.1.2. Шахта Естюнинская (Естюнинское месторождение)	172
8.1.3. Шахта Валувевская (Валуевское месторождение)	176
8.1.4. Шахта Первомайская (Покровское месторождение)	177
8.1.5. Шахта Сидеритовая (Ново-Бакальское и Северо-Шиханское месторождения)	183
8.1.6. Шахта Западный Каражал (месторождение Западный Каражал)	187
8.1.7. Соколовский подземный рудник (Соколовское железорудное месторождение)	188
8.2. Управление горным давлением при разработке слепых рудных тел	191
8.2.1. Шахта Эксплуатационная (Лебяжинское месторождение)	191
8.2.2. Месторождения Горной Шории и Хакасии	194
8.3. Управление горным давлением при разработке рудных месторождений системами с обрушением	196
8.3.1. Шахта Северо-Песчанская (Песчанская группа месторождений)	197
8.3.2. Шахта Южная (Гороблагодатское месторождение)	201
Список литературы	205

Н.П. Влох. Управление горным давлением на подземных рудниках
Замеченные опечатки в формулах

№№ п/п	Страница	Формула	Напечатано	Должно быть
1	15	2.1	$\sigma'_{1,2} = E[(\dots) \pm (\varepsilon_{a_{III}} K_1 + \varepsilon_{a_1} K''_1)] \times \dots$	$\sigma_{1,2} = E[(\dots) \pm (\varepsilon_{a_{III}} K'_1 + \varepsilon_{a_1} K'''_1)] \times \dots$
2	16	-	$K_2^i = 4R^2_3(\dots)^{-1} - (\dots)^{-1}] - \dots$	$K_2^i = 4R^2_3[(\dots)^{-1} - (\dots)^{-1}] - \dots$
3	16	2.2	$\sigma'_{1,2} = R_{r_1}(\dots) \pm (\dots) \sqrt{\dots}$	$\sigma'_{1,2} = R_{r_1}(\dots) \pm R_{r_2}(\dots) \sqrt{\dots}$
4	19	2.4	$A' = (R^2_2(\chi_d - 1) + 2R^2_1)(\dots)$	$A' = [R^2_2(\dots) + 2R^2_1] / (\dots)$
5	19	2.4	$B' = [\dots] / [8CtG_d R^2_2 \times (2R^6_2 \chi_d + 3R^4_1 R_2 - 4R^6_1)]$	$B' = [\dots] / [8CtG_d R^2_2 \times (2R^6_2 \chi_d + 3R^4_1 R_2 - 4R^6_1)]$
6	24	2.5	$B'' = 2G_d R^6_2 R^2_3(\dots)(\dots) \times (6R^2_1 K_2 - 2R^2_1 K_3 - K_1) / (\dots)$	$B'' = 2G_d B^6_2 R^2_3(\dots)(\dots) \times (6R^2_1 K_2 - 2R^2_1 K_3 - K_1) / (\dots)$
7	24	2.5	$D'' = K_1(\dots) + K_2(K_4 - 4R^6_1 K_6 + K_3(\dots))$	$D'' = K_1(\dots) + K_2(K_4 - 4R^6_1 K_6) + K_3(\dots)$
8	24	2.5	$K_2 = -R^2_1 R^2_2(\dots) [R^2_3(\dots) + R^2_2(G_d/G_6 - \chi_d) + \dots]$	$K = -R^2_1 R^2_2(\dots) [R^2_3(\dots) + R^2_2(\chi_6 G_d/G_6 - \chi_d) + \dots]$
9	24	2.5	$K_4 = 3R^2_2 R^2_3(\dots) [R^4_1 R^2_1 \times (\chi_6 G_d/G_6 - \chi_d - 3R^4_1(\dots) \times (\dots) - R^6_2(\dots) - R^4_2(\dots) \times (\dots) - 3R^4_2(\chi_6 G_d/G_6 - \chi_d) \dots]$	$K_4 = 3R^2_2 R^2_3(\dots) [R^4_1 R^2_2 \times (\chi_6 G_d/G_6 - \chi_d) - 3R^4_1(\dots) \times (\dots) - R^6_2(\dots) - R^4_2(\dots) \times (\dots) - 3R^4_2(\chi_6 G_d/G_6 - \chi_d) \dots]$
10	29	2.9	$\sigma_{1,2} = [(\Delta U_I + \Delta U_{III}) \pm \sqrt{(\Delta U_I - \Delta U_{III})^2 + (\dots)^2}] \times E / [2d(A+B)];$	$\sigma_{1,2} = [(\Delta U_I + \Delta U_{III}) E / 2d \times (A+B) \pm \sqrt{(\Delta U_I - \Delta U_{III})^2 + (\dots)^2} E / 2d(A-B)];$
11	30	2.10	$\sigma_y = [E(\Delta U_z b^2/B_z - \Delta U_y d^2/B_y) - (\dots)\sigma_x] (\dots)^{-1};$	$\sigma_y = [E(\Delta U_z b_2/B_z - \Delta U_y d_2/B_y) - (\dots)\sigma_x] (\dots)^{-1};$

№№ п/п	Страница	Формула	Напечатано	Должно быть
12	54	3.2	где $D = 0,25(\dots)(\dots) - 0,125(\dots)(\dots)^{-1} - 0,5\mu^2$;	где $L = 0,25(\dots)(\dots) - 125(\dots)(\dots)^{-1} - 0,5\mu^2$;
13	56	3.4	$\sigma_{z(x)}^\Phi - (\sigma_{z(x)}^k - \sigma_y^\Phi K_{z(y)}^k) / K_{z(z)}^k$	$\sigma_{z(x)}^\Phi - (\sigma_{z(x)}^k - \sigma_y^\Phi) K_{z(y)}^k / K_{z(z)}^k$
14	56	3.4	$\sigma_{z(y)}^\Phi - (\sigma_{z(y)}^k - \sigma_x^\Phi K_{z(x)}^k) / K_{z(z)}^k$	$\sigma_{z(y)}^\Phi - (\sigma_{z(y)}^k - \sigma_x^\Phi) K_{z(x)}^k / K_{z(z)}^k$
15	62	4.5	$\partial^2 U / [\partial y^2 \cos(n, x) - \partial^2 U / \partial x \partial y \cos(n, y)] - \bar{X}$;	$\partial^2 U / \partial y^2 \cos(n, x) - \partial^2 U / \partial x \partial y \cos(n, y) - \bar{X}$;
16	62	4.5	$\partial^2 U / [\partial y^2 \cos(n, y) - \partial^2 U / \partial x \partial y \cos(n, x)] - \bar{Y}$	$\partial^2 U / \partial y^2 \cos(n, y) - \partial^2 U / \partial x \partial y \cos(n, x) - \bar{Y}$
17	70	4.7	$K_z^{\text{оп}} = 1 - (K_z^x - K_z^y + K_z^z)$;	$K_z^{\text{оп}} = 1 - (K_z^x + K_z^y + K_z^z)$;
18	74		$K_{ij\lambda} = U_{mij\lambda} E_m / (\lambda_m H^2 m)$	$K_{ij\lambda} = U_{mij\lambda} E_m / (\gamma_m H^2 m)$
19	80	5.1	$E - (\Delta \sigma_{xc} \Delta \sigma_y - \Delta_{xk} \Delta \sigma_z) / [\epsilon_x (\Delta \sigma_y - \Delta \sigma_z)]$	$E - (\Delta \sigma_{xc} \Delta \sigma_y - \Delta_{xk} \Delta \sigma_z) / [\epsilon_x (\Delta \sigma_y - \Delta \sigma_z)]$
20	95	6.1	$\sigma_z - K_{\gamma z} \gamma H + K_{\tau x} \sigma_\tau$	$\sigma_z - K_{\gamma z} \gamma H + K_{\tau z} \sigma_\tau$
21	106	6.13	$\text{tg} 2\varphi - 2(\tau_{xz}^+) / (\sigma_z^+ - \sigma_x^+)$	$\text{tg} 2\varphi - 2(\tau_{xz}^+)^2 / (\sigma_z^+ - \sigma_x^+)$
22	113	6.21	$\epsilon_{\rho_1}^0 = -(\sigma_{\rho_2}^0 - \sigma_{\theta_2}^0 \mu_1 / [(...)] \times (1 - \mu_1^2) m) / (2dE_1)$	$\epsilon_{\rho_1}^0 = -[(\sigma_{\rho_2}^0 - \sigma_{\theta_2}^0 \mu_1 / (1 - \mu_1)(1 - \mu_1^2) m) / (2dE_1)]$
23	113	6.21	$\epsilon_{\rho_2}^0 = (\sigma_{\rho_2}^0 - \sigma_{\theta_2}^0 \mu_2 / [(1 - \mu_2)] \dots)$	$\epsilon_{\rho_2}^0 = -[(\sigma_{\rho_2}^0 - \sigma_{\theta_2}^0 \mu_2 / (1 - \mu_2)] \dots$
24	113	6.21	$\epsilon_{\theta_1}^0 = -(\sigma_{\theta_2}^0 - \sigma_{\rho_2}^0 \mu_1 / [(1 - \mu_1)] \dots)$	$\epsilon_{\theta_1}^0 = -[\sigma_{\theta_2}^0 - \sigma_{\rho_2}^0 \mu_1 / (1 - \mu_1)] \dots$
25	113	6.21	$\epsilon_{\theta_2}^0 = (\sigma_{\theta_2}^0 - \sigma_{\rho_2}^0 \mu_2 / [(1 - \mu_2)] \dots)$	$\epsilon_{\theta_2}^0 = [\sigma_{\theta_2}^0 - \sigma_{\rho_2}^0 \mu_2 / (1 - \mu_2)] \dots$
26	114	6.23	$\sigma_{\rho_2}^0 = [\sigma'_\rho (KM - LM) + \dots]$	$\sigma_{\rho_2}^0 = [\sigma'_\rho (KM - LN) + \dots]$

Продолжение

№№ п/п	Страница	Формула	Напечатано	Должно быть
27	117	6.27	$\sigma_{1,2} = 0,28(\sigma_x^c + \sigma_x^k + \sigma_z^c) \pm \pm 0,18\sqrt{\dots}$	$\sigma_{1,2} = 0,28(\sigma_x^c + \sigma_x^k + \sigma_z^c) \pm \pm 0,18\sqrt{\dots}$
28	117	6.27	$\sigma_x^c = \text{пропуск}$	$\sigma_x^c = -\sigma_{ro} + [\sigma_{rx} K_{x(rx)} + (\sigma_{rx} - \sigma_{ro}) K_{xc(rx)}] K_x^c$
29	117	6.27	$\sigma_x^c = 3\sigma_{ro} + [\dots]$	$\sigma_x^k = 3\sigma_{ro} + [\dots]$
30	135		$K_{x(x)}^{\text{ш}} = \sigma_{x(z)}^{\text{ш}} / \sigma_{x(z)} - = \text{const}$	$K_{x(z)}^{\text{ш}} = \sigma_{x(z)}^{\text{ш}} / \sigma_{x(z)} - = \text{const}$