А.А. ЕРЕМЕНКО • А.И. ФЕДОРЕНКО • А.И. КОПЫТОВ

ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК в удароопасных зонах железорудных месторождений

НОВОСИБИРСК
«НАУКА»

РОССИЙСКАЯ АКАДЕМИЯ НАУК
СИБИРСКОЕ ОТДЕЛЕНИЕ
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА

А.А. ЕРЕМЕНКО • А.И. ФЕДОРЕНКО
А.И. КОПЫТОВ

ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В УДАРООПАСНЫХ ЗОНАХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Ответственный редактор
доктор технических наук, профессор *В.Е. Миренков*

НОВОСИБИРСК
"НАУКА"
2008

УДК 622.8
ББК 33.141
Е70

Еременко А.А. Проведение и крепление горных выработок в удароопасных зонах железорудных месторождений / А.А. Еременко, А.И. Федоренко, А.И. Копытов. — Новосибирск: Наука, 2008. — 236 с.
ISBN 978-5-02-023176-4.

Монография посвящена развитию теоретических методов изучения геомеханического состояния массива при проведении и креплении горных выработок. Показаны общие закономерности характера распределения напряжений в массиве горных пород. Дано обоснование применения облегченных типов крепей в массиве горных пород с тектоническими полями напряжений. Предложены способы проведения и крепления горных выработок в удароопасных зонах. Разработаны профилактические мероприятия по повышению безопасности и эффективности ведения горных работ на железорудных месторождениях.

Книга предназначена для научных и инженерно-технических работников научно-исследовательских, проектных институтов, горно-рудных предприятий, а также преподавателей вузов горного профиля.

Табл. 39. Ил. 126. Библиогр.: 238 назв.

Eremenko A.A. Roadway construction and supports in the rockburst-hazardous areas at iron-ore deposits / A.A. Eremenko, A.I. Fedorenko, A.I. Kopytov. — Novosibirsk: Nauka, 2008. — 236 p.

The monograph describes the theoretical researches into the geomechanical state of a rockmass when driving and supporting mine workings. The authors outline general regularities of the stress distribution in a rockmass in the course. A foothold is established for light-duty supports to be used in a rockmass with the tectonic stress fields. It is proposed how to drive and support mine workings in the rockburst-hazardous areas. Also, the provisions are developed for the higher safety and efficiency of mining at iron-ore deposits.

The book is meant for the researches and engineering-technicians of research and development establishments, design offices, mining companies as well as for the academicians in the field of mining.

Tabl. 39. Fig. 126. Ref. 238.

Рецензенты

доктор технических наук *В.В. Першин*
доктор технических наук *В.М. Серяков*
кандидат технических наук *В.П. Дмитрин*

Утверждено к печати Ученым советом Института горного дела СО РАН

Книга издана при финансовой поддержке Сибирского отделения РАН

ТП-07-II-№ 245

ISBN 978-5-02-023176-4

© А.А. Еременко, А.И. Федоренко, А.И. Копытов, 2008
© Российская академия наук, 2008
© Оформление. "Наука". Сибирская издательская фирма РАН, 2008

Оглавление

Предисловие 6

Глава 1

Геологические, горно-технические и геомеханические условия отработки железорудных месторождений в Алтае-Саянской горной области 7

1.1. Краткие геологическая, горно-техническая и геомеханическая характеристики железорудных месторождений 7
1.2. Исследования в области строительства горных выработок. Опыт проведения и крепления выработок в условиях высокого горного давления . . 13
1.3. Анализ устойчивости капитальных выработок в сложных горно-геологических условиях 20
1.4. Общие сведения о горном давлении 25
1.5. Классификация горных выработок. Способы и технология проведения выработок 30

Глава 2

Напряженное состояние массива и устойчивость обнажений горных пород 37

2.1. Напряженное состояние горных пород вне и в зоне очистных работ на месторождениях 37
2.2. Исследование прочностных и деформационных свойств горных пород Казского месторождения 37
2.3. Устойчивость горных пород в условиях отработки месторождений . . . 40

Глава 3

Исследование напряженно-деформированного состояния массива на удароопасных железорудных месторождениях при проведении и креплении горных выработок 44

3.1. Методика экспериментальных исследований 44
3.2. Оценка состояния капитальных горных выработок при динамических явлениях 47
3.3. Исследование процесса распределения динамических явлений при ведении горных работ на месторождениях Горной Шории 67

Глава 4

Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности выработки при нагружении 72

4.1. Оценка характера распределения напряжений в элементах экспериментальной модели при их различных геометрических параметрах 72

4.2. Постановка задачи расчета напряженно-деформированного состояния в элементах экспериментальной модели 73
4.3. Интерпретация результатов оценки характера распределения напряжений 74
4.4. Расчет и анализ напряженно-деформированного состояния в окрестности выработки при различных механических параметрах среды 76
4.5. Основные соотношения анизотропного упругого тела и их применение при расчетах напряженного состояния укрепленного анкерами массива горных пород 82
4.6. Напряженное состояние горного массива в кровле выработки при вертикальном расположении анкеров 86
4.7. Напряженное состояние горных пород в кровле выработки при наклонном расположении анкеров 91

Глава 5

Определение несущей способности трубчатых анкеров взрывного закрепления 92

5.1. Расчет несущей способности трубчатых анкеров взрывного закрепления 92
5.2. Расчетная схема и конструктивные параметры опорного элемента анкера 96
5.3. Определение несущей способности опорного элемента трубчатого анкера 98
5.4. Определение глубины концентраторов напряжений при формировании опорного элемента взрывом 102
5.5. Расчет несущей способности опорного элемента анкера 104
5.6. Влияние параметров трубчатого анкера на несущую способность опорного элемента 106

Глава 6

Исследование взаимодействия системы "крепь — порода" 109

6.1. Исследование взаимодействия анкерной крепи с решетчатой металлической затяжкой 109
6.2. Определение прочности соединений решетчатой затяжки при монтаже 113
6.3. Разработка конструкции трубчатой штанги гидровзрывного закрепления 116
6.4. Влияние импульса гидровзрыва на удлинение анкеров 121
6.5. Закрепление анкеров методом бетонирования 123

Глава 7

Разработка и обоснование способов проведения и крепления выработок в массиве горных пород с тектоническими полями напряжений 126

7.1. Влияние разупрочнения призабойного массива с одновременной установкой опережающей поддерживающей крепи на электросопротивление горных пород 126
7.2. Проведение выработок с одновременным разупрочнением приконтурной зоны массива камуфлетным взрыванием и установкой опережающей поддерживающей крепи 129
7.3. Влияние контурного взрывания на устойчивость горных пород 130
7.4. Влияние удлиненных оконтуривающих шпуров при проведении выработок на напряженное состояние массива горных пород 133
7.5. Исследование влияния параллельно-сопряженных скважин и шпуров при проходке выработок на удароопасность массива горных пород 135

Глава 8

Совершенствование способов проведения и крепления выработок в напряженно-деформированном массиве горных пород 141

8.1. Проведение и крепление горных выработок с использованием неэлектрической системы инициирования зарядов ВВ 141
8.2. Разработка конструкций средств взрывания зарядов, инициируемых через массив горных пород 155
8.3. Технология проведения и крепления подготовительных и нарезных выработок 169
8.4. Крепление выработок в удароопасных условиях 187
8.5. Упрочнение горных пород в выработках методом инъекции растворов 214
8.6. Опыт проведения выработок в руддворах 217
8.7. Профилактические мероприятия по снижению удароопасности при проведении и креплении горных выработок 220

Заключение 222

Библиографический список 224

Предисловие

Железорудные месторождения Горной Шории и Хакасии разрабатываются на больших глубинах в условиях действия высоких тектонических напряжений и нарушенности массива горных пород. Руды и породы прочные, хрупко разрушаются под нагрузкой, способны накапливать значительную упругую энергию деформаций; около 90 % пород удароопасны. Развитие горных работ связано с ростом объемов проведения капитальных, подготовительных и очистных выработок, которые расположены как в шахтном поле, так и в лежачем боку месторождения, имеют большой удельный вес и их длина на отдельных рудниках изменяется от сотен до тысяч метров.

До настоящего времени устойчивость горных выработок в большинстве случаев создавалась за счет применения железобетонной и монолитной бетонной крепей. Однако бетонная крепь не всегда обеспечивает их надежное поддержание. Особая роль отводится облегченным типам крепей, таким как анкерная и набрызг-бетонная, которые особенно эффективны в условиях больших глубин. В этом случае возникает необходимость детального исследования влияния технологии разработки на особенности проведения и крепления выработок в условиях напряженно-деформированного состояния массива горных пород с учетом использования шпуровых зарядов ВВ, контурных шпуров, параллельно-сопряженных скважин и шпуров, камуфлетного взрывания и др. Разработка и обоснование способов проведения и крепления выработок в удароопасных условиях — актуальная научная и практическая задача.

Настоящая работа выполнялась в рамках научной школы академика РАН М.В. Курлени.

Экспериментальные исследования в производственных условиях, а также совместное написание глав 1, 3, 7 и 8 выполнены: к.т.н. В.А. Еременко (ИГД СО РАН), В.К. Джаловым, О.В. Копытовым, А.Ф. Мюнхом, В.Н. Никитиным (ОАО "Евразруда"), В.И. Коняхиным, В.К. Климко, д.т.н. И.Ф. Матвеевым, к.т.н. О.В. Шипеевым, В.А. Штирцем (Таштагольский филиал ОАО "Евразруда"), к.т.н. Е.А. Белоусовым, к.т.н. В.В. Прибом, В.М. Тороповым, В.Л. Меером, В.Н. Филипповым, Е.Н. Щептевым (Горно-Шорский филиал ОАО "Евразруда"), С.Л. Воробьевым, А.А. Кудряшовым, С.А. Корочкиным, С.А. Черкашиным, А.А. Щуцким (Казский филиал ОАО "Евразруда"), А.В. Дорошиным (ОАО "ВостНИГРИ"), В.В. Дорогунцовым (глава администрации п. Шерегеш).

Глава 1

Геологические, горно-технические и геомеханические условия отработки железорудных месторождений в Алтае-Саянской горной области

1.1. Краткие геологическая, горно-техническая и геомеханическая характеристики железорудных месторождений

Горную Шорию представляют железорудные месторождения Темир-Тельбесской (Казское месторождение) и Кондомской групп. Наиболее перспективны месторождения Кондомской группы — Таштагольское и Шерегешевское (рис. 1.1). В пределах рудной зоны Таштагольского месторождения выделены четыре участка: Западный, Северо-Западный, Восточный и Юго-Восточный. В настоящее время отрабатываются Восточный и Юго-Восточный, по которым оконтурено более 6 рудных тел (1, 6–9, $5^б$, 10, 14, 16), остальные участки разведаны сравнительно недавно [1–3]; обнаружен участок Глубокий.

Рудные тела Восточного участка представлены магнетитом с примесью кварца, хлорита, кальцита, эпидота и других минералов. Предел прочности на одноосное сжатие составляет 120–140 МПа, в тектонических зонах 60–100 МПа. В совокупности рудные тела участка образуют зону северо-западного простирания, длина которой на вскрываемых и подготавливаемых горизонтах 730–750 м. Горизонтальная мощность рудных тел изменяется от 15–20 до 40–60 м. Общая горизонтальная мощность рудных тел вместе с прослоями пустых пород составляет 100–120 м. Отмечается тенденция к слиянию рудных тел, и глубина их распространения превышает 1500 м. Угол падения изменяется от 70 до 90°. Вмещающие породы представлены в основном сиенитами, скарнами, сланцами и порфиритами. Предел прочности пород на одноосное сжатие изменяется в широких интервалах — от 50 до 180 МПа.

На Западном участке располагается пять рудных тел мощностью 5–25 м. Длина по падению 8–1120 м, по простиранию от 38 до 370 м. Падение крутое, угол 80–85°. Рудные площади на горизонтах +140, +70, 0 и −70 м составляют 4–6 тыс. $м^2$. Предел прочности руды 120–140, породы 100–160 МПа. Удельный вес руды колеблется от 3,3 до 4,9 $т/м^3$. Среднее содержание железа 37,4 %.

Северо-Западный участок является непосредственным продолжением собственно Таштагольского месторождения (Восточный участок), рудного тела 1, которое с горизонта (гор.) +210 м склоняется на северо-запад, образуя слепую часть, и приближается к находящемуся на земной поверхности руслу р. Кондомы и охраняемым сооружениям. Горизонтальная мощность залежи вместе с рудными включениями достигает 110 м, угол падения 70–90°. Толща сложена крутопадающими массивами скарна, сланцев, известняков, порфирита, сиенита, предел прочности которых колеблется от 50 до 120 МПа. Массив характеризуется дизъюнктивными тектоническими нарушениями, высокой трещиноватостью, так как в данном районе проходят мощные (до 5–10 м) зоны смятения и дробления.

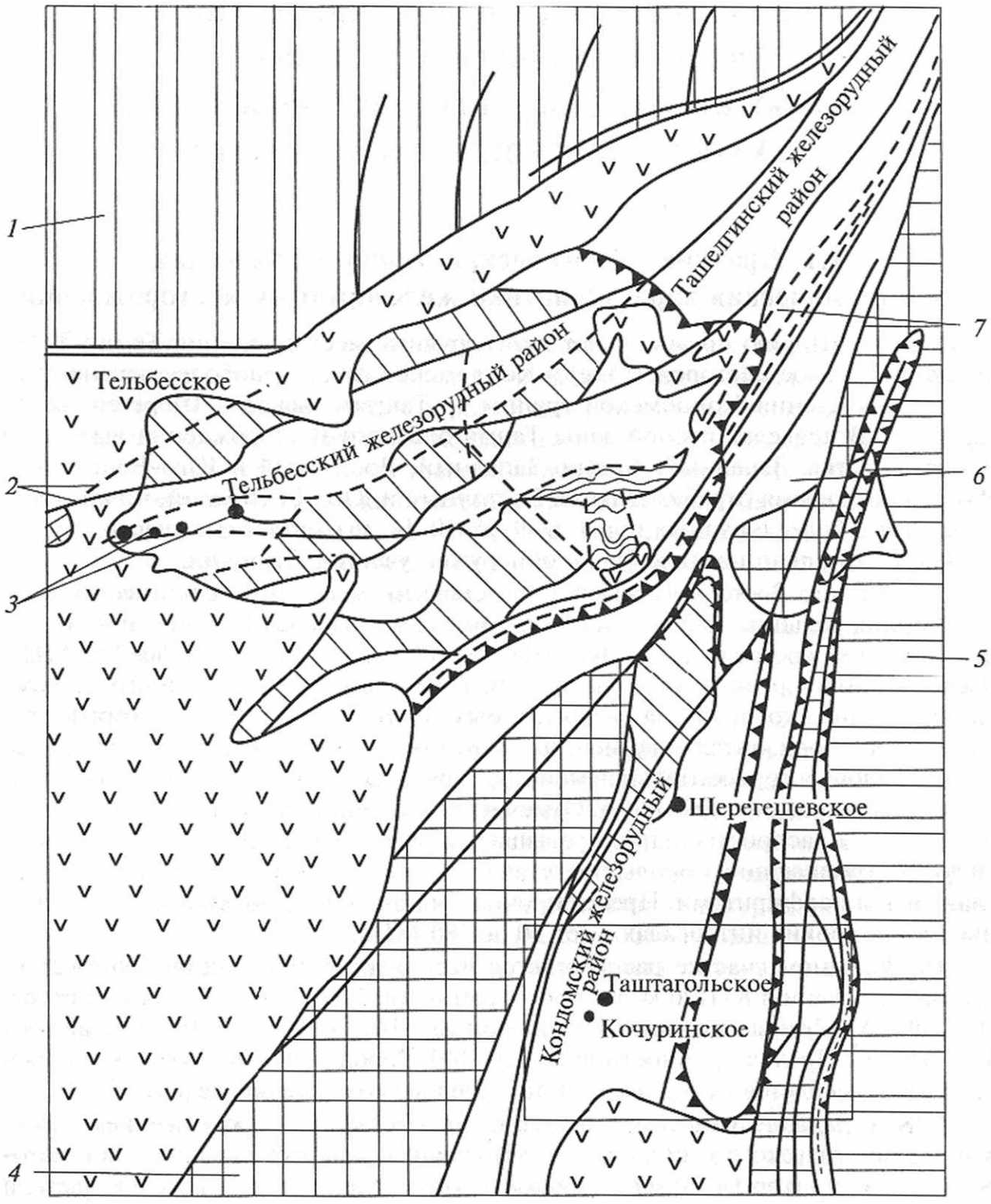


Рис. 1.1. Структурная схема северной части Алтае-Саянской складчатой области.

1 — южная часть Кузнецкой котловины; *2* — главные и второстепенные разломы; *3* — железорудные месторождения, различные по масштабам оруденения; *4* — Бийско-Катунский срединный массив; *5* — Шорский (Мрасский) срединный массив; *6* — Кондомо-Ташелгинское звено Алтае-Кузнецкого глубинного разлома; *7* — Ташелгино-Темирский региональный рудоконтролирующий разлом.

Юго-Восточный участок включает два рудных тела мощностью 5–40 м. Длина по падению составляет 260–830 м, по простиранию 60–1200 м. Рудные тела и породы месторождения разбиты густой сетью трещин, отдельностей и кливажа. Имеются крупные тектонические трещины с амплитудой смещения более 120 м. Сопровождаются они зонами смятия, наличием вдоль тектонических контактов карбонатных и кварцевых жил, даек сиенитового и диоритового состава. Трещинная тектоника ориентирована в основном в меридиональном направлении. Суммарные запасы руды на перечисляемых участках оцениваются в 400–452 млн т, а вместе с прогнозными на глубине 1200–1700 м на участке Глубоком составляют более 1 млрд т.

Таштагольское месторождение вскрыто пятью стволами, один из которых (Сибиряк) находится в стадии строительства. Ствол Западный в настоящее время (до гор. –350 м) эксплуатируется в качестве воздухоподающего ствола. Ствол Северный пройден до гор. –350 м и служит для спуска и подъема людей и грузов. Ствол Южный пройден до гор. –210 м, вентиляционным гезенком по оси ствола — до гор. –280 м и служит для выдачи отработанного воздуха с южного фланга месторождения. Ствол Новый Капитальный является основным по выдаче руды из шахты, спуску материалов и оборудования, подъему и спуску людей на горизонты шахты до гор. –350 м.

На Таштагольском месторождении горные работы проводятся на семи горизонтах в шахте гор. $(\pm 70) \div (-350)$ м по Восточному, Северо-Западному, Юго-Восточному участкам, а также в районе гор. –420 м (ствол Сибиряк) по подготовке рудоперепускных выработок и достигли глубины 1050 м. В перспективе — переход на глубины 1200–1700 м (участок Глубокий).

На месторождении очистные работы достигли глубины 700 м, горно-капитальные — 900 м и ведутся на пяти горизонтах $(\pm 70) \div (-350)$ м, проходческие работы — на шести горизонтах шахты. В течение года проходится более 2000 м подготовительных и около 3000 м нарезных выработок, около 1000 м горно-капитальных, в среднем добывается 2 млн т руды.

На Таштагольском удароопасном месторождении вне зоны влияния очистных работ на глубине до 600 м: $\sigma_1 = 2{,}5\gamma H$, $\sigma_2 = 1{,}3\gamma H$, $\sigma_3 = \gamma H$ [4]. Максимальные сжимающие напряжения ($\sigma_{max} = \sigma_1$) действуют в северо-западном направлении по простиранию рудных тел ($A = 320 \pm 20°$). На глубине 890 м (гор. –350 м): $\sigma_1 = 3{,}0\gamma H$, $\sigma_2 = 1{,}8\gamma H$, $\sigma_3 = \gamma H$. Максимальная составляющая напряжений ориентирована в северо-западном направлении ($A = 320 \pm 20°$). В зоне влияния очистных работ σ_{max} действует вкрест простирания ($A = 45 \pm 15°$) и составляет $5\gamma H$, по простиранию напряжения равны $3{,}5\gamma H$ и вертикальные γH.

Шерегешевское месторождение относится к контактово-метасоматическому типу и по происхождению связывается с интрузией сиенитов. В настоящее время появляются представления также о сингенетичном с вмещающей вулканогенно-осадочной толщей генезисе руд. Рудное поле месторождения — это мощная рудно-скарновая зона субширотного простирания длиной более 2 км, имеющая на различных участках мульдо- и флексурообразное строение. Руды месторождения магнетитовые. Вмещающие породы состоят из скарнов, альбитофиров, порфиритов, сиенитов, мраморизованных известняков и гранитов. Рудные тела линзообразные, с крутым углом падения, мощностью от 2 до 100 м.

Для месторождения характерен флексурный подворот восточного крыла синклинальной складки, сопровождающийся системой разрывов, секущих трещин и трещин отслоения [2].

В рудной зоне семь участков (рудное тело и Восточный участок уже отработаны); три отрабатываются (Болотный, Главный, Новый Шерегеш). Участки Подрусловый и Новая Промплощадка распространены на нижних горизонтах (гор. +185 м и ниже) и находятся в целиках под промплощадку и Большую Речку.

Месторождение разведано на глубину до 1 км. На горизонтах (+325 м и ниже) Главного участка общее падение рудной зоны составляет 50–60°. Бóльшая часть запасов участка сосредоточена в этажах (+325)÷(+115) м, затем до гор. –25 м происходит постепенное выклинивание 15 рудных тел. Средняя их мощность 19,5 м. Общая мощность рудной зоны 160–180 м. Магнетитовые руды, как правило, окружены скарнами.

На Болотном участке рудная зона падает под углами 55–60°. Основная часть запасов заключена в двух рудных телах вытянутой формы, расположенных примерно параллельно друг другу. Мощность их колеблется от 5 до 45 м. Со стороны лежачего бока на расстоянии 5–10 м от рудного тела находится крупное тектоническое нарушение с углом падения 85°.

На участке Новый Шерегеш рудная зона падает в среднем под углом 40–45°. На участке насчитывается более 10 рудных тел мощностью от 2 до 90 м, основная их часть лежит в интервале горизонтов +325 и +45 м.

На Подрусловом участке падение рудной зоны составляет 40–45°. Верхняя кромка рудных тел расположена в 300 м от поверхности. По падению рудные тела вытягиваются на 600 м. Мощность их колеблется от 2 до 40 м, средняя — 10 м (средняя горизонтальная мощность 25 м). Волнистый характер формы отдельных рудных тел приводит к тому, что угол падения их изменяется от 10 до 80°. Основная часть запасов на участке находится в интервале горизонтов +255 и –165 м.

Рудная зона на участке Новая Промплощадка имеет общее падение под углами 25–30°. Мощность ее около 160 м. Бóльшую часть запасов включает в себя крупное линзообразное рудное тело мощностью 45 м, расположенное в интервале горизонтов (–25) ÷ (–305) м. Верхняя его кромка лежит на глубине 700 м от земной поверхности. По падению длина рудного тела составляет 400 м.

Таким образом, геологическое строение каждого участка имеет отличительные черты. Угол падения рудной зоны постепенно выполаживается в направлении от участка Главный к участку Новая Промплощадка.

Шерегешевское месторождение вскрыто четырьмя стволами (рис. 1.2). Стволы Главный и Восточный до гор. +325 м служат для спуска и подъема людей, материалов и руды. Ствол Вспомогательный пройден до гор. +395 м и используется для спуска материалов в шахту. Воздуховыдающий ствол пройден до гор. +325 м.

На Шерегешевском месторождении горные работы проводятся на шести горизонтах в шахте гор. (+525)÷(+115) м по участкам Новый Шерегеш, Главный, Болотный и Подрусловый. Очистные работы достигли глубины 470 м, горно-капитальные 600 м. В течение года на месторождении проходится свыше 2000 м подготовительных и более 12 500 нарезных выработок, добывается от 2 до 4,5 млн т руды.

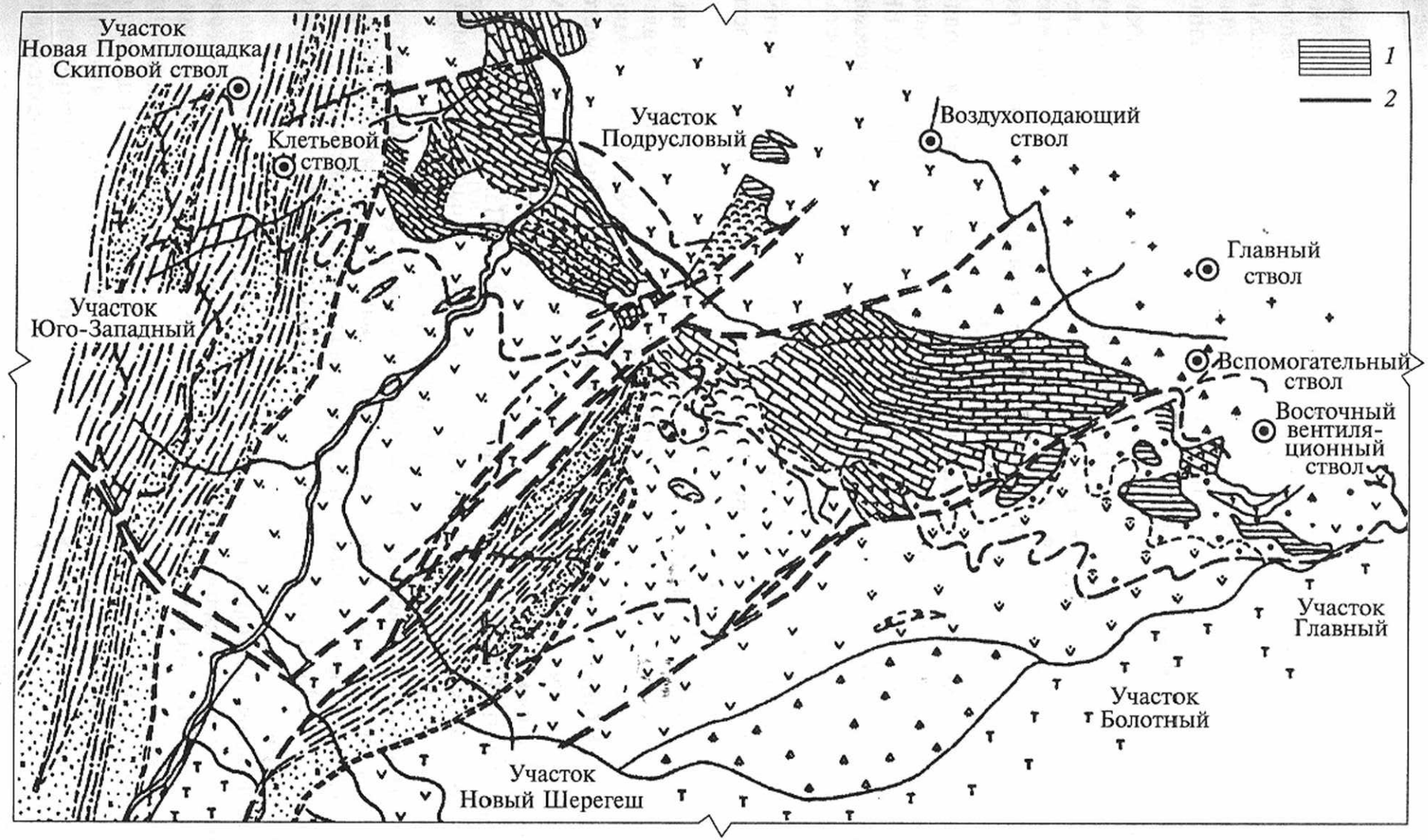


Рис. 1.2. План поверхности Шерегешевского месторождения.

1 — тектонические разломы; *2* — геологические нарушения.

Технологические блоки на Шерегешевском месторождении отрабатываются системой этажного принудительного обрушения с отбойкой руды на компенсационные камеры. Длина блока составляет 75–110 м, ширина 27–80, высота 70–150 м. Высота днища блока 13 м. Массив блока подсекается выпускными воронками и траншеями, которые создаются взрыванием вееров скважин диаметром 105 мм из подсечных траншейных ортов. Взрывание вееров скважинных зарядов ВВ производится на разрезные щели.

Отрезка от массива рудной залежи осуществляется компенсационными камерами круглого или эллипсовидного сечения. Для устойчивости блоков между камерами оставляются целики, которые ликвидируются при массовом взрыве. Компенсационные камеры выполняются взрыванием пучковых сближенных зарядов ВВ на отрезные восстающие [5–8]. Пучки скважин бурятся по сетке 4,5×4,5 м; расстояние между рядами пучков 4,5–5,0 м.

Отбойка руды в блоках производится пучковыми нисходящими и восходящими сближенными зарядами ВВ. Линия наименьшего сопротивления равна 4,5–5,0 м; расстояние между пучками скважин 5,0–5,5 м. Удельный расход ВВ на отбойку 0,57 кг/т. Потолочина блока обрушается путем взрывания зарядов ВВ в камерах. Выпуск, доставку и погрузку руды ведут вибрационными доставочно-погрузочными установками ВДПУ-4ТМ [9, 10].

В течение одного года проводится более 3–4 массовых взрывов с сейсмической энергией 10^8–10^9 Дж [11–13]. При данной технологии производительность подземного рабочего достигает 21 т/смену [14].

Исследованиями ВостНИГРИ установлено, что максимальное главное напряжение на Шерегешевском месторождении имеет северо-западное направление (азимут линии действия 345°) и в 2,8–3 раза превышает вес столба налегающих пород. На глубине 518 м (гор. +115 м) абсолютное значение сжимающего максимального главного напряжения составляет $-39 \div -22$ МПа. На гор. +255 м максимальное напряжение имеет также северо-западное направление (азимут 325°) и по абсолютной величине достигает $-25{,}8 \div -22{,}2$ МПа.

Взаимосвязь между абсолютными значениями главных напряжений выражается соотношениями: $\sigma_1 = 2{,}6\sigma_3$; $\sigma_2 = 1{,}4\sigma_3$; $\sigma_3 = \gamma H$ [4].

Анализ результатов измерений показывает, что на Шерегешевском месторождении также имеют место резко повышенные значения горизонтальных напряжений сжатия (σ_1 и σ_2). Суммарные горизонтальные напряжения ($\sigma_1 + \sigma_2$) на гор. +115 м (H = 518 м) и гор. +225 м (H = 378 м) составляют соответственно -62 и $-49{,}6$ МПа.

Шерегешевское железорудное месторождение с глубины 600 м отнесено к угрожаемым по горным ударам [15, 16]. Первые признаки удароопасности зарегистрированы в 1971 г. на глубине 160 м в выработке, проводимой в зоне влияния очистных работ. По данным службы прогноза и предупреждения горных ударов рудника, до 1985 г. произошло 15 динамических явлений, а за период с 1985 по 2001 г. — 58, с 01.01.2005 по 21.12.2006 г. — 28 динамических явлений, причем в зимнее время зафиксированы толчки с максимальной сейсмической энергией 10^7 Дж. Толчки регистрировались на шести горизонтах в шахте с увеличением их количества с гор. +325 м (рис. 1.3).

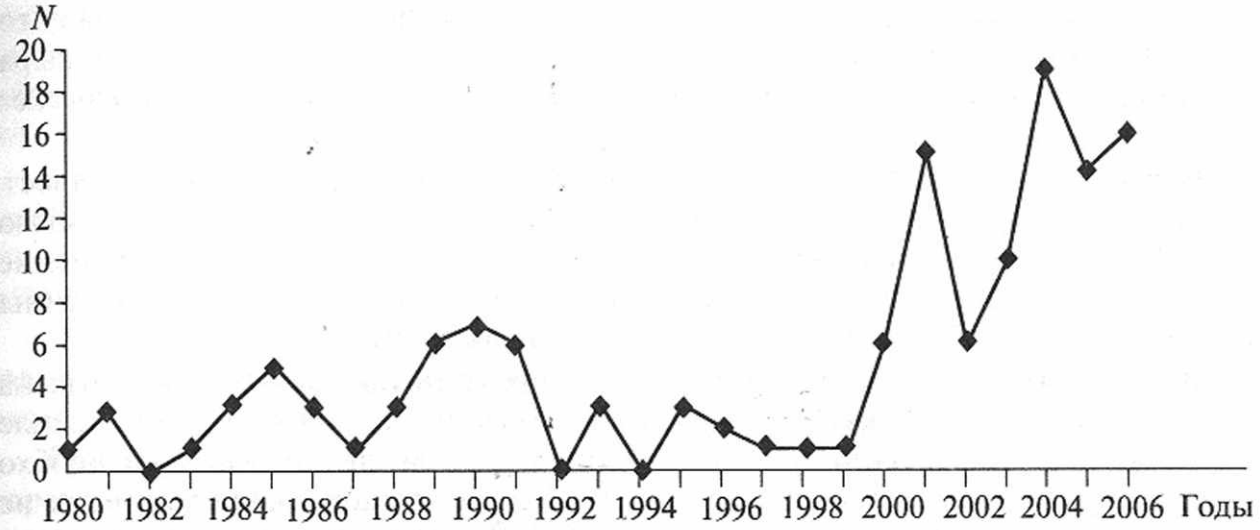


Рис. 1.3. График количества случаев (*N*) проявления горного давления.

Ниже представлены случаи проявления горного давления в динамической форме за период с 1980 по 2006 г.:

Интенсивное заколообразование	36
Стреляние	20
Внезапное обрушение	10
Толчок	53
Микроудар	2
Итого...	121

1.2. Исследования в области строительства горных выработок. Опыт проведения и крепления выработок в условиях высокого горного давления

Разработка месторождений полезных ископаемых невозможна без проведения комплекса работ по вскрытию и подготовке запасов, который тесно связан с проходкой горных выработок. При различных схемах вскрытия и подготовки месторождения, планируемого к отработке подземным способом, необходимы правильные решения по проведению горных выработок, поскольку они определяют эффективность и себестоимость добычи полезного ископаемого.

Способы проходки горных выработок зависят от устойчивости пород, их обводненности и напряженного состояния массива. Под обычными способами понимают способы проходки горных выработок с применением буровзрывной отбойки пород забоя. Объемы и способы проведения горных выработок при подземной разработке рудных месторождений зависят прежде всего от размеров шахтных и рудных полей, горно-геологических условий их отработки, а также глубины горных работ. В СНГ имеются несколько рудников с глубиной разработки 750–850 м, около 15 рудников Кривбасса ведут горные работы на глубине 450–550 м, на других глубины порядка 1000–1200 м. Такая глубина является обычной для рудников США, Канады, Южной Америки. В некоторых случаях очистные работы осуществляют на глубине 1500–2000 м [17].

В практике подземного и шахтного строительства различают проходку горизонтальных и вертикальных горных выработок. Под проходкой горной выработки подразумевается комплекс работ по разрушению пород забоя, погрузке и выдаче их на поверхность, а также возведению постоянной крепи [18].

Форма поперечного сечения горной выработки зависит от устойчивости пород и выбирается с учетом материала конструкции крепи. В горно-добывающей промышленности в основном применяют арочную, сводчатую и трапециевидную, реже круглую, полигональную или прямоугольную формы поперечных сечений горизонтальных и наклонных горных выработок.

В сложных горно-геологических условиях (при ожидаемых удельных нагрузках на крепь до 600 кН/м^2 и смещениях массива до 300 мм), когда крепление металлической арочной и монолитной бетонной крепями не дает необходимого эффекта, для крепления горизонтальных выработок на рудниках используется ограниченно-податливая крепь (ОПК). Освоение месторождения со сложными горно-геологическими условиями залегания, а также проведение выработок в условиях динамических проявлений горного давления приводит к расширению области применения крепи ОПК [19, 20].

Для условий проявления высокого горного давления разработаны усиленные конструкции крепей сопряжений выработки: КСВД-1а с дугой жесткости; КСВД-2 с центральными спаренными стяжками; КСВД-3 со стяжками из СВП-27 и СВП-17 и центральной усиленной стяжкой и др. Суммарные экономические затраты на крепление и ремонт при применении крепи КСВД в 1,5–2 раза меньше, чем при обычной крепи сопряжений [21].

Разработана ограждающая крепь, обеспечивающая безопасность подземных горных работ в выработках очистного блока при наличии повышенного горного давления и интенсивного заколообразования. В качестве несущих элементов крепи использовались металлические рамы прямоугольной или сводчатой формы, изготовленные из СВП-17 [21].

Обоснованы рациональные способы крепления выработок, обеспечивающие устойчивость и безопасное состояние при разработке рудных удароопасных месторождений. Рекомендуется возведение анкерной и набрызг-бетонной крепи толщиной 3–5 см, комбинированной крепи из металлобетона с обратным сводом, усиленным тюбингами или металлической арочной крепью и анкерами при I, II категориях удароопасности [22, 23].

Существующая в горно-рудной промышленности тенденция увеличения глубины разработки, расширения границ шахтных и рудных полей по падению и простиранию приводит к тому, что с каждым годом растет число вскрывающих и подготовительных выработок в зоне повышенного горного давления. Вовлечение в отработку нарушенных и глубоко залегающих рудных тел обусловливает проведение очистных выработок в аналогичных условиях.

С увеличением глубины залегания существенно изменяется ряд физико-механических свойств горных пород, возрастает давление, которое повышает уплотнение и понижает пористость, в результате чего для одной и той же породы будет возрастать прочность и уменьшаться деформация. В земной коре каждый элемент под действием массы вышележащих пород и собственной массы находится в напряженном состоянии, которое определяется главным обра-

зом глубиной и физико-механическими свойствами горных пород. До проведения выработки породы находятся в естественном напряженном состоянии. Выработка нарушает это первоначальное состояние, и вблизи нее в породах возникает другое распределение напряжений [24, 25].

Для расчета нагрузок на крепь капитальных выработок могут быть использованы результаты решений контактных задач механики сплошной среды. При этом достаточно изменить модуль упругости крепи приведенным модулем, учитывающим условия на контакте системы крепь — порода [26].

Экспериментально установлено, что в окрестности подземных полостей в большинстве случаев создается одна (или несколько) несущая структура пород, которая полностью или частично воспринимает горное давление [27].

Разработаны новые методы оценки устойчивости пород, учитывающие форму и размеры поперечного сечения выработки и параметры начального поля напряжений в массиве [28, 29].

По-разному, в зависимости от начального напряженного состояния и механических свойств горных пород, ведут себя массивы при вскрытии их подземными выработками. На этом этапе важно обладание информацией о механическом состоянии массива в области влияния выработки. Под механическим подразумевается напряженное состояние, прочностные и деформационные характеристики горных пород, а также совокупная (естественная и искусственная) степень трещиноватости. При этом начальное напряженное состояние в период проведения выработок играет основную роль в зарождении и формировании механического поля и процессов в той части массива, с которой в дальнейшем связаны проявления горного давления и устойчивость выработок в стадии их строительства и эксплуатации. Это объясняется тем, что породы вблизи выработок подвергаются наибольшим внешним воздействиям, величины которых зависят, помимо начального напряженного состояния и механических свойств пород, от способа проходки [30].

Проведенный на подземных рудниках ОАО "Апатит" и ПО "Сибруда" цикл исследований и опытно-промышленных испытаний по изысканию эффективных средств поддержания горных выработок позволил сформулировать и реализовать новые подходы к вопросу крепления. Это дало возможность максимально использовать собственную несущую способность массива за счет упрочнения связей по контактам структурных неоднородностей и значительно расширить область применения облегченных крепей [31–33]. Выполненный расчет напряженного состояния крепи ствола в неравномерно напряженном массиве горных пород показал, что неравномерность напряженного состояния вмещающего массива доминирует в формировании неравномерной нагрузки на крепь [34].

Представление о напряженном состоянии массива горных пород с теоретических позиций было высказано А.Н. Динником в связи с расчетом крепи круглой шахты [35]. В работе [36] он указывал на то, что горные породы должны рассматриваться как упругое тело, полагая, что в первом приближении они могут быть представлены как упругая изотропная среда, к которой можно применить уравнение теории упругости. Теорией упругости также предлагал пользоваться М.М. Протодьяконов [37]. В. Риттер с позиций теории упругости опре-

делял параметры свода естественного равновесия, возникающего при отрыве некоторого объема горных пород от их массива. Эта работа ставила своей целью объяснение явления сводообразования и получение способа определения допустимых пролетов незакрепленной кровли выработок. Теория сводообразования Риттера не нашла применения в практике, однако является доказательством того, что массив горных пород может считаться упругой изотропной средой, к которой применима теория упругости [38].

Изложенное позволяет заключить, что массив горных пород обладает упругими свойствами до проведения в нем горной выработки в естественном (исходном) объемно-напряженном состоянии, которое характеризуется вертикальной и горизонтальной составляющими. Горное давление определяется как силы в породах, окружающих горные выработки. Эти силы, изменяющие напряжения в массиве, в значительной степени обусловлены величиной естественного объемно-напряженного состояния массива [39].

В условиях неравнокомпонентного поля напряжений в породном массиве оптимальной формой поперечного сечения будет та, при которой размеры зоны хрупкого разрушения будут минимальны. Устойчивость горных выработок может достигаться упрочнением прилегающих к выработке пород анкерованием и возведением набрызг-бетонной крепи. Набрызг-бетон может применяться с металлической сеткой, закрепляемой на анкерах [40].

Отклонения от нормального горного давления происходят в случаях наличия: слоистости, даек, жил и сбросов в массиве, анизотропности самой породы, зернистости или рыхлой структуры, которая является причиной их неполной связанности [41].

При разработке месторождений полезных ископаемых, строительстве подземных объектов, бурении геологических разведочных скважин нередко обнаруживается необычно высокое горное давление. Оно проявляется в виде активного растрескивания, стреляния породы, горных ударов со звуковыми и сейсмическими эффектами, а также выбросами горных пород в выработку. Керны скважин разбиваются на тонкие диски. Такие массивы пород, в которых горизонтальные напряжения превышают вертикальные, рассчитанные по объемному весу и глубине залегания пород, принято называть высоконапряженными.

Высоконапряженные массивы (тектонически-напряженные) имеют ряд характерных признаков, основные из которых следующие:

— разрушение за счет высокого горного давления выработок начинает проявляться при их строительстве и эксплуатации уже на незначительной глубине (50–100 м);

— локализация разрушений за счет высокого горного давления лишь в кровле и почве горных выработок при сохранении высокой устойчивости пород в стенках выработок. Проявление разрушений более интенсивно в забоях горизонтальных выработок. В вертикальных выработках резко выражено различие в проявлении горного давления в зависимости от их пространственного расположения;

— улучшение в несколько раз состояния устойчивости и резкое изменение интенсивности проявления горного давления при изменении азимуталь-

ного направления проходки выработок. Проходка выработок по направлению наибольшего сжатия более благоприятна по фактору обеспечения устойчивости, но менее эффективна по фактору использования энергии взрывчатых веществ;

— более высокая устойчивость выработок и их прочность при одинаковой глубине заложения в менее прочных породах;

— при переходе от одних месторождений к другим, даже расположенным в непосредственной близости друг от друга, при одинаковой глубине и одинаковых свойствах горных пород проявления горного давления различны [42].

Ряд рудников Сибири, ведущих разработку железной руды, характеризуются следующими условиями.

Измерения напряжений горных пород на Таштагольском руднике показали большие сжимающие напряжения горизонтального направления (широтного направления). Они примерно в 1,5–2 раза выше вертикальных [16, 43].

Проходка горных выработок может осуществляться с помощью:

— придания ее поперечному сечению наиболее устойчивой формы; применения различных видов постоянной и временной крепи [44–55];

— увеличения несущей способности массива горных пород с помощью их искусственного укрепления в местах нарушений [56];

— рационального расположения выработок относительно других выработок в массиве с устойчивыми породами (в зоне несущественного влияния очистных работ — вкрест зоне минимального давления);

— снижения напряжений в массиве пород вокруг выработок с помощью образования разгрузочных полостей, применения способов проходки, ослабления приконтурного массива (контурное взрывание, безвзрывные способы проходки и т.д.) [57].

Снижение концентраций напряжений выработок можно проводить путем изменения формы их поперечного сечения. В зависимости от соотношения напряжений, действующих на контуре поперечного сечения выработок, его форма может быть эллиптической, круглой, прямоугольной, прямоугольно-сводчатой и др.

Если в выработке сделать щели, то концентрация напряжений на контуре изменится. Щели в углах прямоугольной выработки образуют буровзрывным способом одновременно с подвиганием забоя. Взрывание заряда осуществляют с замедлением после взрывания оконтуривающих шпуров. Наиболее приемлемо образование щели с отставанием на один цикл проведения буровзрывным способом. Для обеспечения устойчивости пробуренной щели ее покрывают торкрет-бетоном.

При пересечении выработками тектонических нарушений или контактов двух основных, но по упругим характеристикам различных пород, слагающих массив, необходимо применять меры по снижению концентрации напряжений, вызванных этими нарушениями или различием пород. С этой целью соответствующие разгрузочные щели следует делать по длине в зависимости от угла встречи нарушений или контакта различных пород с выработкой, соотношений упругих характеристик контактирующих пород и действующих напряжений. Так, при проведении выработки через контакт пород, имеющих различные мо-

дули упругости, разгрузочные щели следует делать в породе с большим модулем упругости (в жесткой породе) по длине в зависимости от угла встречи контакта или нарушения с выработкой.

При проходке выработок по удароопасным породам целесообразно проводить установку опережающей поддерживающей крепи с применением анкеров взрывного закрепления с раскреплением их взрывом в момент взрывания комплекта шпуров в забое. Использование наклонных анкеров дает возможность увеличивать уход забоя за цикл в слабых породах.

Значительное влияние на безопасность горных работ оказывает скорость подвигания забоев с перераспределением зоны максимума горного давления в глубь массива. На Ташинском руднике при условии постоянства общего числа шпуров и скважин в комплекте за счет использования рациональных конструкций прямых врубов с применением компенсационных скважин увеличенного диаметра в среднем коэффициент использования шпура (КИШ) и выход горной массы с 1 м шпура возросли на 10–15 % [58–60].

На Лениногорском комбинате создан буровзрывной комплекс, состоящий из установки ПБУ-1, специального приспособления для бурения сопряженно-параллельных шпуров и зарядчика ПЗЛ-25. Разработаны эффективные щелевые врубы, что повысило КИШ до 0,93–0,98. Совместно с работниками Таштагольского рудника предложена технология с использованием самоходного оборудования и конструкций прямых врубов с компенсационными шпурами (скважинами) различного диаметра [61]. Также осуществлено крепление анкеров с набрызг-бетоном. Предложены различные методы определения числа шпуров в забое, рациональной их глубины, величины забойки и метода инициирования. Установлено, что глубина прорыва между двумя параллельными шпурами почти не зависит от их длины, а зависит от работоспособности применяемого ВВ и расстояний между ними. Врубовые шпуры целесообразно заряжать с помощью забойки в размере 25–30 % длины шпура [62–64].

Использование шпуровых зарядов диаметром 60 мм показало, что данный способ проходки по сравнению с мелкошпуровым обеспечивает повышение скорости проходки, производительности труда на 20–25 % и безопасности работ [65]. В результате экспериментальных исследований разработана система автоматизированного взрывания зарядов в шпурах, основным элементом которой являются взрыватели. Срабатывание взрывателей во врубовых шпурах происходит от действия энергии волны взрыва соседнего заряда [66].

Экспериментальные исследования показали, что конструкции крепей: анкерная с гибкими металлическими верхняками, арочная податливая из спецпрофиля с деревянной затяжкой и частично монолитная железобетонная — не обеспечивают удовлетворительного поддержания выработок на глубоких горизонтах в шахте [67, 68]. Для выработок, расположенных во вмещающем массиве горных пород, рекомендуется арочная, податливая из спецпрофиля с металлической решетчатой затяжкой или с железобетонной податливой затяжкой в сочетании с анкерной. Для выработок в рудных телах предлагается анкерная крепь с сеткой и набрызг-бетоном и т.п.

При отработке рудных тел не должны оставаться целики, которые могут вредно повлиять на выработки. Если это невозможно, то следует выбирать места заложения выработок с учетом степени влияния целиков на удароопасность выработок.

При эксплуатации рудников на месторождениях, склонных к горным ударам, должны соблюдаться следующие требования [69–76]:

— возводить податливые крепи, крепи поддерживающего, распорного или ограждающего типа, а также комбинированные и штанговые с элементами податливости;

— придавать выработке полигональную форму поперечного сечения;

— регламентировать во времени и пространстве технологические процессы и способы предотвращения горных ударов;

— ограничивать проведение выработок в зоне опасного влияния опорного давления от очистных работ;

— осуществлять прогноз удароопасности массива по трассам выработок и контроля степени удароопасности призабойных частей.

Проведение горных выработок на месторождениях, опасных по горно-тектоническим ударам, должно осуществляться после выполнения следующих профилактических мероприятий:

— крепления выработок, предотвращающего обрушение пород кровли и боков, создающего устойчивые формы; бурения разгрузочных щелей и скважин; контурного взрывания;

— приведения выработок I и II категорий удароопасности в неудароопасное состояние;

— крепления выработок в соответствии с горно-геологическими, горно-техническими условиями и степенью удароопасности.

Подготовительные выработки, как правило, должны проходиться вне зоны опорного давления от очистных работ. При проектировании это расстояние должно составлять не менее 40 м. Если сечению выработки необходимо придать полигональную или шатровую формы, то вершину угла (шатра) следует располагать в местах характерных разрушений выработки (стреляние, шелушение и др.). Расстояние между ближайшими стенками параллельных выработок и камер различного назначения на удароопасных участках до глубины 1000 м должно быть не менее $4d$, где d — наибольший размер поперечного сечения наибольшей выработки, а при глубине свыше 1000 м — не менее $5d$.

Сбойка двух выработок на участках, склонных к горным ударам, с расстояния между забоями 20 м следует вести одним забоем. Пересечение выработок осуществляется под прямым или близким к нему углом.

При проведении выработок с применением щелевой разгрузки постоянная крепь должна возводиться с отставанием на расстояние не менее двух наибольших размеров поперечного сечения выработки.

Проходка горизонтальных выработок большого сечения производится с использованием поэтапной выемки, предусматривающей первоочередную выемку верхнего слоя с созданием в забое этого слоя и стенках выработок защитной зоны при наличии I и II категорий удароопасности. Опережение линии за-

боя верхнего слоя относительно нижнего должно составлять не менее двух проходческих циклов.

Общее развитие фронта очистных работ необходимо выполнять в направлении от выработанного пространства на массив руды с минимальным количеством передовых выработок и без оставления удароопасных целиков.

Горные работы в выработках блоков (панелей) должны проводиться после затухания процесса стреляния и интенсивного заколообразования. Если известно направление подвижек пород в тектонических нарушениях, то скважины должны пробуриваться перпендикулярно направлению подвижек [77].

Анализ тенденций, отмечающихся в горно-рудной промышленности, позволяет сделать вывод о том, что объемы проведения выработок в условиях повышенного горного давления будут сохраняться или даже возрастать. Это обусловлено, прежде всего, увеличением глубины разработки, а также вовлечением в отработку запасов, находящихся в зонах природных и техногенных нарушений массивов горных пород [78–80].

Несмотря на общее снижение объемов добычи железной руды, поддержание соответствующих объемов добычи будет обеспечиваться введением в действие нижележащих горизонтов. В связи с этим в первую очередь будет осуществляться проходка горизонтальных и вертикальных капитальных выработок.

1.3. Анализ устойчивости капитальных выработок в сложных горно-геологических условиях

При проведении анализа устойчивости капитальных выработок обследовано 13 км этих выработок на горизонтах ±0 м (глубина 500 м), –70 м (570 м), –140 м (640 м), –210 м (710 м), –280 м (780 м), –350 м (850 м) Таштагольского месторождения. Изучены также горно-геологические и горно-технические условия их проходки и эксплуатации [81, 82]. На каждом горизонте рудника вскрывающие выработки имеют примерно одинаковые размеры и ориентацию по направлению.

На руднике распространены две основные формы сечения горизонтальных капитальных выработок арочного типа с трехциркульным и одноциркульным сводами. Размеры сечения в свету: высота от 2,8 до 3,1 м, ширина от 2,9 до 3,1 м на протяженных участках, на сопряжениях высота достигает 5 м, а ширина 6,8 м. Высота камер околоствольных дворов 8 м. Капитальные выработки проводят буровзрывным способом с заходками по 1,3–1,5 м. Вслед за подвиганием забоя на расстоянии 20–50 м возводится постоянная крепь. Для временного крепления применяют анкеры с металлической сеткой и торкрет-бетон [83–85].

В качестве постоянной крепи горизонтальных капитальных выработок на руднике используют монолитную бетонную, железобетонную, набрызг-бетонную, арочную металлическую с деревянной затяжкой, анкерную и комбинированную крепи. На гор. –210 м и ниже в капитальных выработках возводится железобетонная крепь с податливыми прослойками из деревянного бруса, уложенного в пяте свода крепи. Этот элемент податливости повышает устойчивость крепи в условиях деформации породного контура выработки и действия динамических нагрузок от массовых взрывов и горных ударов.

Бетонную и железобетонную крепи возводят вручную с применением деревянной опалубки. Минимальная толщина бетонной крепи на протяженных участках 0,2–0,25 м, на сопряжениях до 0,3 м, на нижних горизонтах бетонную крепь на сопряжениях усиливают металлической арматурой.

Вмещающие породы по длительности сохранения устойчивости обнажений и интенсивности обрушений можно отнести ко II (устойчивые) и III (средней устойчивости) категориям по Н.С. Булычеву [84]. Встречаются участки IV категории — неустойчивые. Потеря устойчивости незакрепленными капитальными выработками проявляется в виде заколообразований, вывалов породы в кровле и бортах. В закрепленных выработках потеря устойчивости характеризуется образованием трещин и вывалов в бетоне, деформированием металлических арок крепи. Отмеченные виды потери устойчивости выработками происходят вследствие воздействия на них неравномерных тектонических напряжений, опорного давления от очистного пространства и динамических нагрузок от массовых взрывов и горных ударов, на что указывают многие авторы [86–91].

С целью исследования вывалообразования в капитальных выработках изучены 200 случаев вывалов пород, происходивших при проведении выработок на горизонтах –140, –210, –280, –350 м. Отмечено, что в выработках субширотного направления на гор. –280 м наблюдаются вывалы пород из кровли и забоя на глубину, превышающую длину шпура на 0,1–0,4 м. Сооружение сопряжений в таких выработках связано с самопроизвольным обрушением породы, что приводит к разрушению породного целика между сопрягающимися выработками на глубину до 3 м. Примером могут служить грузовой и порожняковый квершлаги. Выработки субмеридионального направления обрушаются чаще в бортах на глубину 0,4–1,1 м, что характерно для северного квершлага [92].

Установлено, что объемы единичных вывалов достигают 11–40 м^3, иногда 80–90 м^3. При этом они распространяются по длине выработки от 3 до 30 м, реже 60 м. Распределение объемов вывалов и суммарной длины выработок с вывалами по горизонтам приведено в табл. 1.1.

Продолжительность стояния выработок, выполненных без крепи, составляет от 3 дней до 5 мес. На обнаженный породный контур в таких выработках горное давление и динамическая нагрузка от массовых взрывов и горных ударов воздействуют значительно меньший промежуток времени, чем в выработках, эксплуатирующихся без крепи в течение всего срока их службы (12–14 лет). Отмечено, что меньшее число вывалов наблюдается в незакрепленных выработках, расположенных на значительном расстоянии от очистных работ, и при

Таблица 1.1

Распределение вывалов по горизонтам Таштагольского месторождения

Горизонт, м	Длина выработок, м		Доля выработок с вывалами от их общей длины, %	Объем вывала, м^3	Средний объем вывала на 1 м выработки, м^3
	общая	с вывалами			
–140	1835	749	40,8	1408	1,88
–210	3488	1724	49,3	4026	2,33
–280	2580	463	17,9	1162	2,51
–350	900	132	14,6	351	2,67
Всего...	8803	3068		6947	

меньшей продолжительности их стояния. Так, на гор. ±0 м в северном квершлаге, эксплуатируемом без крепи, зафиксировано интенсивное вывалообразование в кровле на глубину 1,0–1,5 м. В южном квершлаге, расположенном на том же горизонте, вывалов почти нет, так как расстояние от очистных работ для южного квершлага на 200 м больше, а срок эксплуатации на 6 лет меньше, чем для северного.

Интенсивность вывалообразования напрямую зависит от времени, в течение которого контур выработки находится без крепи; для выработок, эксплуатируемых без крепи в течение длительного времени, — от близости очистных работ.

Вывалы породы приводят к увеличению стоимости строительства выработки. Дополнительные материальные средства расходуются на уборку вывалившейся горной массы, на забутовку образовавшихся в результате вывалов пустот лесом, бетоном и бутобетоном.

В среднем по четырем горизонтам длина выработок с вывалами составляет 34 % от их общей длины, а удорожание 1 м выработки, связанное с вывалами, составляет около 20 % от средней стоимости строительства выработки. В действительности затраты на руднике, связанные с вывалообразованием, значительно больше, не учтены потери, связанные со снижением скорости проходки, повреждением коммуникаций и оборудования в забое выработок, травмированием шахтеров. Следует также отметить, что учтены далеко не все случаи обрушения пород, а вывалы с максимальной глубиной меньше 0,2–0,25 м совсем не учитывались.

Обследование закрепленных капитальных горных выработок показало, что трещинообразованию в большей степени подвержены бетонные крепи северо-западного (СЗПШ) и юго-восточного (ЮВПШ) полевых штреков, а также северо-восточная часть грузового и порожнякового квершлагов, расположенных в непосредственной близости (40–150 м) от места ведения очистных работ на каждом горизонте (табл. 1.2).

На гор. ±0 м крепь в СЗПШ интенсивно разрушена между заездами в орты 7 и 17, в ЮВПШ — между ортами 20 и 21, 26 и 27. На этих участках встречаются трещины различных направлений. По периметру сечения, перпендикулярного к оси выработки, число их достигает 8, а длина изменяется от 3 до 50 м. Ширина раскрытия трещин 2–10 см. Часто вдоль трещин встречаются вывалы бетона шириной до 1 м.

На гор. –70 м в СЗПШ между ортами 5 и 6, 7 и 17, а в ЮВПШ между ортами 17 и 22, 26 и 28 также интенсивно нарушена бетонная крепь в виде различно

Таблица 1.2

Распределение трещин в крепи выработок (%) и суммарных зарядов ВВ по горизонтам Таштагольского месторождения

Горизонт, м	Квершлаг		СЗПШ	ЮВПШ	Прочие капитальные выработки	Суммарный заряд ВВ, тыс. т
	порожняковый	грузовой				
±0	9,72	26,87	52,17	31,37	1,8	11,4
–70	11,25	16,67	55,77	72,72	2,0	11,3
–140	3,05	7,58	28,91	52,82	6,6	6,6
–210	0,61	0	0	3,33	6,7	2,0

ориентированных протяженных трещин и вывалов. Характер их аналогичен нарушениям крепи в СЗПШ и ЮВПШ на гор. ±0 м.

На гор. –140 м в СЗПШ и ЮВПШ в кровле преобладают поперечные и наклонные, а в бортах — продольные к оси выработки трещины. Здесь интенсивно разрушена крепь на участке между ортами 11 и 24, наиболее близко расположенном от места ведения очистных работ. По периметру сечения, перпендикулярного к оси выработки, можно насчитать от 3 до 8 трещин. Ширина раскрытия трещин на этом участке изменяется от 1 до 10 см, а длина от 3 до 60 м. Вдоль трещин и между ними наблюдаются вывалы бетона шириной от 0,2 до 0,6 м, которые представляют собой реальную опасность для шахтеров и оборудования, а также приводят к снижению несущей способности крепи и в конечном итоге к разрушению выработки. В ЮВПШ между ортами 26 и 28 обнаружены только 12 отдельных нераскрытых трещин в бетоне крепи, большинство из них в восточном борту выработки. Длина их изменяется от 1 до 7 м.

На гор. –210 м ЮВПШ отмечено несколько небольших трещин длиной 1–10 м преимущественно в западном борту около заездов в орты 27 и 29.

Начиная с 1959 г. при проведении горных выработок наблюдаются случаи динамического проявления горного давления. Только за период 1987–2003 гг. сейсмостанцией Таштагольского рудника зарегистрировано более 6000 случаев стреляний, толчков, микроударов и собственно горных ударов. Из них 1 горный удар в стволе Западный, 2 микроудара в ортах 15, 17 гор. –280 м и 1 микроудар на гор. –70 м (орт 5–7); 7 стреляний и 389 толчков. В связи с этим постоянно растет объем крепления горных выработок. Креплению подлежит 100 % подготовительных и более 50 % нарезных выработок. Наибольший объем работ по креплению (60–65 %) приходится на такие виды крепи, как монолитный бетон и железобетон. Работа по креплению выработок этими видами крепи связана с большими трудовыми материальными затратами. За последние 10 лет стоимость 1 м^3 от проходки горных выработок увеличилась в 1,3 раза. Кроме того, монолитный бетон и железобетон не обеспечивают надежного поддержания горных выработок на больших глубинах.

Переход на разработку глубоких горизонтов вызвал ухудшение состояния горных выработок и увеличение затрат на их поддержание, что обусловлено все нарастающим влиянием горного давления. На незакрепленных участках идет постоянный процесс заколообразования. От переборов породы в забоях и вывалов из кровли и бортов сечение выработок увеличивается на 20–30, а иногда на 50–60 %.

Темпы проходки и производительность труда проходчиков во многом зависят от затрат времени на уборку и транспортирование горной массы. Так, нарушение ортов 15, 17, 18 на гор. –280 м вследствие проявления горного давления привело к отставанию проходки. Общий объем вывалов по ортам: орт 15 — 172 м^3, орт 17 — 140 м^3, орт 18 — 153 м^3.

Значительную долю в цикле проходки занимают подготовительно-заключительные операции, что связано с увеличением времени на осмотр рабочего места и приведение его в безопасное состояние. Согласно данным хронометражных наблюдений, среднее время на оборку заколов составляет 40 мин. Все чаще стал появляться в хронометражных наблюдениях пункт “Наблюдения ди-

намических проявлений", отнесенный к простоям по внешним причинам, средняя продолжительность его 25 мин. По гор. –280 м этот пункт присутствует в 50 % хронометражных наблюдений (табл. 1.3).

В большинстве случаев проявления горного давления в динамической форме происходят значительные разрушения горных выработок, которые требуют потом проведения длительных восстановительных работ.

Большие сложности при сооружении и поддержании горизонтальных горных выработок вызывают неравнокомпонентное поле напряжений и динамические проявления. В таких условиях применение в качестве призабойной и

Таблица 1.3

Виды разрушений горных выработок при толчках

Место проявления	Эквивалент взрыва ВВ, т	Продолжительность времени, с	Характеристика нарушений в выработках
Гор. –210 м, орты 26–28	0,14 1,0 0,22 0,51 0,35	2 1,9 3 9 6	Нарушено бетонное крепление, подняты пути на 8–10 м, сколы бетона, трещины, выгнута арматура в пяте свода
Гор. –140, –210 м, орт 25, сопряжение с вентиляционным штреком; орт 23, СВК от 24 до 25 орта; орт 26	До 1,0		На гор. –140 м обрушение горной массы на сопряжении орта 25 с вентиляционным штреком. На гор. –210 м в орте 23 нарушено бетонное крепление. По СВК между ортами 24, 25 взрыхлена набойка и подняты рельсовые пути
Гор. –70 м, сопряжение орта 7 с СЗПШ	2,9	15	Падение заколов в орте 7 (2,2×1,0×0,4 м)
Гор. –70 м, орт 6 (3–5 ВДПУ)	13,8	10,9	С кровли орта упал закол (3×2×0,7 м), обрушение бетонного крепления
Гор. –280 м, орт 18 забой	0,3 0,19	1	Обрушение крупных кусков с южного угла свода (1,5×1,0×0,6 м)
Гор. –140 м, район 24, 25, 26, 30 ортов	2,9 2,5 0,2 10,0 0,3 0,1	2,5	В орте 30 вывал породы с кровли, подняты рельсовые пути
Гор. –70, –140 м, СВПШ, орты 5–10	2,8	25	Появление трещин бетонной крепи по СЗПШ ортов 5–10 гор. –70, –140 м, в орте 5 (гор. –70 м) вывал 0,5 м в районе заходок под ВДПУ
Гор. –70 м, орты 7, 8	0,08	1,5	Поднята почва орта 8, северная нитка пути поднята на 20 см, в орте 7 сколы бетона
Гор. –280 м, орты 27, 28			Нарушено бетонное крепление

временной крепи арочной металлической крепи СВП малоэффективно. В течение одного года установлено 1080 арок СВП-17, разобрано 644, установлено повторно 443. В среднем трудозатраты на крепление СВП превышают нормативные в 2–2,5 раза.

Большие размеры зоны неупругих деформаций вокруг выработок, глубина нарушения массива взрыванием комплекта шпуров забоя и величина шероховатости приводят к снижению эффективности легких сейсмостойких видов крепи, а порой полностью исключают их применение, что также сдерживает рост производительности труда и скорость проведения выработок. Невыполнение планов по проходке (в основном нарезных выработок) объясняется большими отвлечениями рабочей силы на восстановительные работы и работы по приведению забоев в неудароопасное состояние, появлением в ряде забоев нарезных и подготовительных выработок I и II категорий удароопасности.

Травматизм на Таштагольском месторождении при проходке горных выработок повысился на 25 %. Проведение горных выработок — это единственный процесс, на котором за данный период не наблюдалось снижения уровня травматизма. Наиболее тяжелые травмы получены в результате горных ударов, а также при оборке заколовшихся кусков и вследствие обрушения горной массы из-за несвоевременной оборки кровли выработки. Основные причины травматизма от заколовшихся кусков — непериодичность оборки кровли и бортов выработки в течение смены (особенно в конце) от обрушения горной массы в результате динамических проявлений горного давления из-за неэффективности мер по их предупреждению. В связи с этим возникает необходимость усовершенствования имеющихся и разработки новых способов охраны горных выработок от воздействия горного давления, что даст возможность избежать удорожания проходческих работ, уменьшить расходы на поддержание выработок и обеспечить бесперебойную работу шахты.

Одно из направлений совершенствования способов охраны на подземных рудниках — создание малооперационной технологии проходки, в которой мероприятия по приведению выработки в неудароопасное состояние совмещаются с мероприятиями проходческого цикла. Этому способствует и то, что локальный прогноз удароопасности на участках ведения горных работ при проходке горных выработок достаточно надежно осуществляется службой прогноза, использующей комплекс геофизических методов, т.е. своевременно обнаруживаются участки массива в окрестности выработок с повышенной концентрацией напряжений.

1.4. Общие сведения о горном давлении

В нетронутом массиве горных пород имеет место равновесно-объемное напряженное состояние. До проведения выработок нетронутый массив испытывает начальное поле напряжений, которое вызывается собственной массой пород и возможными неотектоническими процессами. Собственная масса пород является, как правило, причиной начального напряженного состояния массивов осадочных пород. Начальное поле напряжений в этом случае называется гравитационным. В породах осадочного комплекса следует ожидать проявле-

ния гравитационного начального поля напряжений, при этом в связи с наличием значительного объема слабых пород с большим коэффициентом поперечных деформаций (до 0,4) распределение напряжений в массиве может изменяться от геостатического до гидростатического [28].

При геостатическом распределении напряжений вертикальная составляющая по Г. Гейму и А.Н. Диннику определяется массой налегающих пород $\sigma_3 = \sum_0^H \gamma_i h_i$, а горизонтальные составляющие — боковым распором через коэффициент поперечных деформаций (μ): $\sigma_1 = \sigma_2 = \frac{\mu}{1-\mu}\sigma_3$, где γ_i — объемная масса i-го слоя пород; h_i — мощность i-го слоя; H — глубина рассматриваемой точки от дневной поверхности; μ — коэффициент Пуассона.

При гидростатическом распределении напряжений все составляющие напряжений одинаковы и определяются массой налегающих пород $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = \sum_0^H \gamma_i h_i$.

В геотектонических полях напряжений, обусловленных неравномерностью тектонических движений, максимальная составляющая напряжений, как правило, горизонтальна и может в несколько раз превышать вертикальную составляющую, определяемую массой столба налегающих пород [92–100]. Характерной особенностью тектонических полей напряжений является разрушение пород в кровле и почве горизонтальных выработок, стенках вертикальных выработок. При этом наблюдается зависимость размеров и области разрушений от ориентировки выработок относительно направления действия максимального горизонтального напряжения. Касательная к контуру вертикальных выработок в местах наиболее частых разрушений укажет на ориентировку максимальной составляющей напряжений. В горизонтальных выработках при их ориентировке перпендикулярно максимальной составляющей горизонтальных напряжений возникают наибольшие разрушения в почве и кровле выработок.

При проведении горных выработок равновесие пород нарушается, происходит перераспределение первоначальных напряжений, деформация пород проявляется в смещениях стенок и кровли выработок, прогибах слоев, появлении трещин и обрушении пород. Силы, которые образуются в массивах горных пород после проведения в нем выработок и вызывают деформации горных пород, окружающих выработки, называют горным давлением.

Горное давление имеет различные формы:

— упругое и упругопластическое деформирование пород без их разрушения;

— вывалообразование (местное или регулярное) в слабых, трещиноватых и мелкослоистых породах;

— разрушение пород под влиянием предельных напряжений в массиве по всему периметру сечения или на отдельных ее участках при развитии пластических деформаций;

— выдавливание пород в выработку вследствие пластического течения (конвергенция стенок или почвы и кровли выработок) в виде сближения или пучения пород и др.

При упругом деформировании пород вокруг выработок круглой, эллиптической или близких к ним форм распределение напряжений во всей области влияния выработки (или на ее контуре) определяется на основе аналитических выражений, выведенных методами теории упругости.

Для выработок круговой формы напряжения в области влияния горизонтальной выработки находятся из выражений

$$\sigma_r = \left(1 - \frac{a_c^2}{r^2}\right)\left[\frac{\sigma_3 + \sigma_1}{2} - \frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2}\left(1 - 3\frac{a_c^2}{r^2}\right)\cos 2\theta\right];$$

$$\sigma_\theta = \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2}\left(1 + \frac{a_c^2}{r^2}\right) + \frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2}\left(1 + 3\frac{a_c^4}{r^4}\right)\cos 2\theta;$$

$$\tau_{r\theta} = -\frac{\sigma_3 - \sigma_1}{2}\left(1 + 2\frac{a_c^2}{r^2} - 3\frac{a_c^4}{r^4}\right)\sin 2\theta,$$

где σ_3 и σ_1 — вертикальная и горизонтальная компоненты тензора напряжений в нетронутом массиве пород; σ_r, σ_θ — нормальные радиальные и тангенциальные напряжения в породах вокруг выработки; $\sigma_{r\theta}$ — касательные напряжения; a_c — радиус сечения выработки; r, θ — текущие полярные координаты.

Для вертикальных выработок, пройденных в гравитационном поле ($\sigma_1 = \sigma_2$), напряжения определяются из следующих выражений:

$$\sigma_r = \sigma_1\left(1 - \frac{a_c^2}{r^2}\right);$$

$$\sigma_\theta = \sigma_1\left(1 + \frac{a_c^2}{r^2}\right).$$

Для горизонтальных выработок эллиптической формы тангенциальные напряжения на контуре выработки рассчитываются по формуле

$$\sigma_\theta = \sigma_3 + \sigma_1 - \frac{(a_c - b)(\sigma_3 + \sigma_1) + (a_c + b)(\sigma_3 - \sigma_1)a_c\sin^2\theta - b\cos^2\theta}{a_c^2\sin^2\theta + b^2\cos^2\theta},$$

где b, a — вертикальная и горизонтальная полуоси. Для случаев упругопластического деформирования пород, вывалообразования и разрушения окружающих выработки пород в предполагаемых начальных полях напряжений месторождения распределение зон возможного разрушения пород (по Н.С. Булычеву) [29, 84] представлено на рис. 1.4 (здесь C — величина сцепления пород, МПа; γH — вертикальная компонента, МПа).

Факторы, влияющие на горное давление:

— начальное природное поле напряжений и глубина горных работ;

— физико-механические свойства пород;

— характер залегания пород и строение массива;

— форма и размеры поперечного сечения выработок, их взаимное расположение, близость очистных работ;

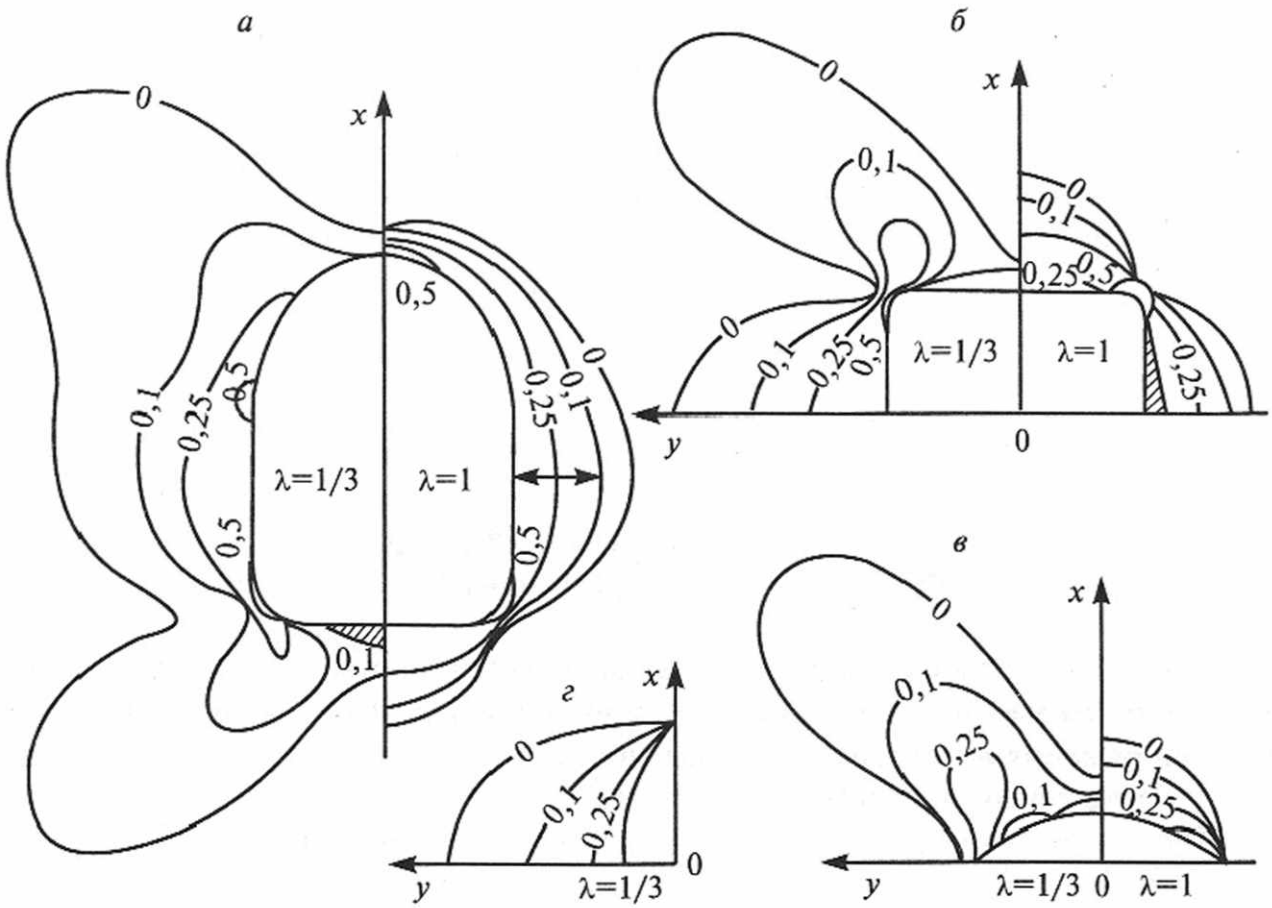


Рис. 1.4. Зоны возможного разрушения пород при различных формах поперечного сечения выработок и коэффициентах бокового давления в массиве $\lambda = 1$ и $\lambda = 1/3$ (цифры обозначают отношение $C/\gamma H$).

а — сводчатая выработка; *б* — квадратная; *в*, *г* — эллиптическая.

— динамические нагрузки от взрывных работ при проведении и эксплуатации выработок.

Начальное природное поле напряжений, в котором наряду с гравитационной может присутствовать и тектоническая составляющая, обусловливает распределение и уровень концентрации напряжений в породах на контуре выработок с учетом формы их поперечного сечения. Концентрация напряжений на контуре выработок возрастает, если они попадают в зону влияния соседних выработок или в зону опорного давления от очистных работ. Для учета влияния очистных работ на состояние выработок коэффициенты концентрации напряжений в зоне опорного давления от очистных работ рассчитываются экспериментально.

Физико-механические свойства пород и руд с учетом уровня действующих напряжений определяют характер и вид развития деформационных процессов вокруг выработки. В крепких породах при небольших напряжениях развиваются упругие деформации контура. Если напряжения на контуре выработок превышают пределы прочности пород, происходит хрупкое разрушение приконтурных участков массива, которое в породах с высоким модулем упругости может сопровождаться выделением значительного количества энергии и развитием горных

ударов. Для предупреждения развития динамических явлений с понижением горных работ и увеличением очистных работ необходимо исследовать деформационные свойства пород и руд для оценки их склонности к горным ударам.

В случаях, когда уровень действующих напряжений вокруг выработок недостаточен для разрушения самих структурных блоков, из которых сложен массив, происходит разрушение пород в форме сдвига и отрыва по поверхностям естественных трещин или других структурных неоднородностей, в результате чего образуются вывалы и заколы.

Если породы обладают способностью к проявлению значительных пластических деформаций, то хрупкого разрушения пород не происходит, а после упругого деформирования развиваются пластические деформации как без разрыва сплошности (пластическое течение), так и с разрывом ее, т.е. разрушение.

Когда породы в приконтурной области выработок склонны к проявлению вязких свойств, в частности ползучести, в выработках наблюдаются специфические типы проявлений горного давления — сближение (конвергенция стенок или почвы и кровли выработок) или пучение пород. Влажность горных пород при прочих равных условиях увеличивает эффект ползучести. Вмещающие породы, обогащенные глинистыми частицами, обладают свойствами пластичности, при увеличении влажности и степени выветривания склонны к пучению, что создает сильное давление на крепь. Характер залегания пород и строение массива с учетом действующих напряжений вокруг выработок определяют форму и размеры области разрушения массива.

Область массива пород вокруг выработок, в которой проявляются пластические, вязкие деформации и разрушение, составляет зону неупругих деформаций. Параметры зоны неупругих деформаций характеризуют состояние выработки, они являются исходными для выбора и расчета крепи.

Расчетные методы определения давления горных пород на крепь выработок делятся на две группы:

— методы расчета по заданной нагрузке, основанные на положениях и представлениях строительной механики;

— методы расчета по заданной деформации, рассматривающие давление как результат взаимодействия крепи и боковых пород.

Определение горного давления по методу М.М. Протодьяконова [37], относимого к первой группе, следует проводить в условиях упругого или упруго-пластического поведения боковых пород в обнажениях.

Величина горного давления на крепь выработки находится из выражения

$$P_g = \frac{4}{3}\gamma\frac{a_{\text{п}}^2}{f},$$

где P_g — давление на 1 м выработки, т; γ — объемный вес, т/м^3; $a_{\text{п}}$ — полупролет свода естественного равновесия, м; f — коэффициент крепости пород по М.М. Протодьякову; b — высота свода, м:

$$b = \frac{a_{\text{п}}}{f}.$$

Таблица 1.4

Устойчивость пород

Категория устойчивости пород	Оценка состояния устойчивости пород	Смещение пород U, мм		
		осадочные (песчаники, алевролиты, аргиллиты, известняки, уголь и др.)	изверженные (граниты, диориты, порфириты и др.)	соляные (каменная соль, сильвинит, карналит и др.)
I	Устойчивое	<50	<20	<200
II	Среднеустойчивое	50–200	20–100	200–300
III	Очень неустойчивое	200–500	100–200	300–500
IV	Сильно неустойчивое	>500	>200	>500

Выбор типа и расчет крепи горизонтальных и наклонных выработок необходимо выполнять в соответствии со СНиП-II-94-80 (часть II) в зависимости от категории устойчивости пород с учетом степени воздействия очистных работ и других выработок. В качестве критерия определения категории устойчивости пород следует принимать величину их смещений U на контуре поперечного сечения выработки за весь срок службы без крепи в соответствии с табл. 1.4.

Отнесение выработки к той или иной категории устойчивости необходимо осуществлять по абсолютной величине максимальных смещений пород на контуре поперечного сечения, которые определяются дифференцированно в кровле, почве и боках выработки.

Согласно СНиП-II-94-80, допускается оценку устойчивости пород в горизонтальных и наклонных выработках и выбор крепи проводить по величине безразмерного показателя, вычисляемого по соотношению расчетного напряжения к расчетному сопротивлению пород.

1.5. Классификация горных выработок. Способы и технология проведения выработок

По направлению проходки, назначению и пространственному расположению горные выработки подразделяются на горизонтальные, восстающие (под углом более 45°), наклонные, камерные и околоствольные дворы.

По горизонтальным горным выработкам осуществляется работа внутришахтного электровозного транспорта, прокладка основных магистралей сжатого воздуха, технологической воды и сетей электроснабжения, связи и сигнализации. По ним происходит главное проветривание рудника с последующим распределением воздуха по очистным и проходческим забоям, а также сток шахтных вод в водосборник центральной насосной станции.

Восстающие выработки служат для связи между собой рабочих горизонтов, пропуску вентиляционной струи, доставки в рабочие блоки материалов, оборудования и инструмента, прокладку коммуникаций различного назначения (трубопроводы, кабель).

Наклонная выработка (уклон) необходима для вскрытия и отработки запасов горизонта, а также является запасным выходом. По уклону осуществляется пропуск исходящей струи воздуха горных выработок горизонта и прокладка коммуникаций.

В камерных выработках размещается электротехническое оборудование, электровозное депо, склады противопожарных материалов, склад взрывчатых материалов, насосная станция и прочие функциональные технические средства.

Для проходки уклона и камерных выработок разрабатываются специальные проекты организации работ. По ним выполняются также проходка шахтных стволов и их армировка.

Выработки имеют прямоугольную, трапециевидную, сводчатую, бочкообразную, арочную с обратным сводом и круглую формы поперечного сечения. Форма поперечного сечения горной выработки выбирается в зависимости от многих факторов: свойств пересекаемых пород, характера появления и величины горного давления, назначения и срока службы, конструкции крепи и свойств крепежных материалов.

Самой экономичной формой поперечного сечения является прямоугольная, но при наличии бокового давления выработка быстро теряет устойчивость. Если имеется боковое давление, то ему может противостоять бочкообразная форма, при интенсивном давлении сверху и с боков — подковообразная или арочная, при всестороннем давлении — круглая, подковообразная и арочная с обратным сводом.

Для проведения горных выработок необходимо составление технологического паспорта, который включает следующие основные параметры: выбор схемы проведения выработки, формы сечения, определение размеров сечения, расчет буровзрывных работ, обоснование выбора ВВ, определение удельного расхода ВВ, количества шпуров и их расположения, расчет шпуровых зарядов, обоснование схемы проветривания, механизация погрузки, крепление выработки, организация работ проходческого цикла.

Разработка технологического паспорта начинается с установления формы и размеров поперечного сечения выработки. Размеры поперечного сечения выработки (ширина, высота и площадь) зависят от ее назначения, габаритов транспортного оборудования, количества рельсовых путей, способа передвижения людей и количества проходящего по выработке воздуха [101–136].

Форма поперечного сечения выработки зависит от свойств пересекаемых пород и материала крепи, а материал — от срока службы выработки, ее характера и величины горного давления. Форма поперечного сечения горизонтальных и наклонных выработок чаще всего бывает криволинейной, арочной, сводчатой, трапециевидной и полигональной.

Для подбора требуемого типового сечения выработки определяется ширина полевого штрека на уровне подвижного состава B_p (мм) по формуле

$$B_p = m + 2b + c + n, \tag{1.1}$$

где m — зазор между крепью и подвижным составом, мм; b — ширина подвижного состава, мм; c — зазор между составами, мм; n — зазор для прохода людей, мм.

По величине B подбирается ближайшее типовое сечение выработки.

При проведении горизонтальных выработок, особенно по крепким породам или рудам, буровзрывные работы занимают до 70 % времени проходческо-

го цикла [33]. На каждую выработку составляется паспорт буровзрывных работ, который должен удовлетворять следующим требованиям:

— после взрыва комплекта шпуров — полное соответствие формы и размеров выработки проектным данным;

— равномерное дробление отбитой горной массы и отсутствие разбрасывания ее по выработке;

— ровная поверхность забоя и стенок выработки после взрыва;

— высокий коэффициент использования шпуров (КИШ);

— минимальное образование трещин и заколов в стенах и кровле выработки;

— исключение возможности повреждения оборудования и крепи при взрывных работах;

— применяемые взрывчатые вещества должны быть безопасны в обращении, обладать достаточной работоспособностью, высокой плотностью, негигроскопичностью, химической стойкостью, труднозамерзаемостью и невысокой стоимостью.

Расход взрывчатого вещества — это его количество, необходимое для эффективного разрушения 1 м^3 обуренной породы массива. На расход ВВ влияет целый ряд факторов:

— физико-механические свойства пород, диаметр шпуров;

— качество ВВ, количество обнаженных плоскостей в забое и др.

На практике расход ВВ и величину заряда определяют опытным путем (серией опытных взрывов зарядов) или рассчитывают по эмпирическим формулам. Наиболее приемлемые результаты дает формула Н.М. Покровского [106]

$$q = q_1 f_0 V l_{ш}, \tag{1.2}$$

где q — удельный расход ВВ на 1 м^3 обуренной породы в массиве, кг; q_1 — количество 62 % динамита, необходимого для выброса породы объемом 1 м^3, зависит от свойств породы, изменяется в пределах от 0,15 до 1,5. При расчетах можно принимать $q_1 = 0{,}1f$, f_0 — коэффициент структуры породы, определяется опытным путем в зависимости от ее характеристики.

Расход ВВ на расчетную величину подвигания забоя за цикл $Q_{ВВ}$ (кг) находится по формуле

$$Q_{ВВ} = qV_з = ql_ш S_r \eta, \tag{1.3}$$

где $l_ш$ — глубина шпуров, м; $V_з$ — объем породы на одну заходку, м^3; S_r — площадь сечения выработки вчерне, м^2; η — коэффициент использования шпуров.

Средняя величина заряда ВВ $Q_з$ (кг) на один шпур составит

$$Q_з = \frac{Q_{ВВ}}{N}, \tag{1.4}$$

где N — число шпуров на забой.

Количество шпуров на забой зависит от физико-механических свойств пород, площади сечения выработки, типа ВВ, диаметра патронов ВВ и диаметра шпуров, коэффициента заполнения шпура взрывчатым материалом. Количество шпуров определяет объем буровых работ, степень дробления породы и точность оконтуривания выработки.

Количество шпуров N на заходку можно рассчитать следующим образом:

$$N = \frac{qS_r h_п}{a_з G}, \tag{1.5}$$

где $h_п$ — длина патрона ВВ, м; G — масса патрона ВВ, кг; $a_з$ — коэффициент заполнения шпуров, который можно принимать следующим:

Диаметр патронов, мм	$a_з$
32	0,65–0,75
45	0,4–0,5
55	0,35–0,45

Глубина шпуров является одним из наиболее важных расчетных параметров при проведении горных выработок. От глубины шпуров зависит продолжительность каждого проходческого процесса, каждой производственной операции, эффективность взрывных работ, величина КИШ, расход ВВ, степень дробления отбитой горной массы и др.

Учитывая, что от глубины шпуров зависят объем работ и продолжительность цикла, ее выбирают такой, чтобы продолжительность цикла была кратной смене, двум сменам, суткам, т.е. цикл работ заканчивался в одну, две смены или в сутки. Для сокращения продолжительности цикла стремятся к совмещению работ во времени по бурению, возведению крепи, погрузке отбитой горной массы. Совмещают вспомогательные проходческие процессы с основными (например, бурение шпуров совмещают с настилкой рельсовых путей, оборудованием водоотливной канавки и др.). Величина совмещения учитывается коэффициентом φ:

$$\varphi = \frac{t_{несовм}}{t_{бур}} \prec 1, \tag{1.6}$$

где $t_{несовм}$ — несовмещенное время, ч; $t_{бур}$ — полное время обуривания забоя, ч.

При отсутствии совмещения $\varphi = 1$, при полном совмещении $\varphi = 0$. В среднем $\varphi = 0{,}3–0{,}6$.

Методика определения глубины шпуров в зависимости от организации и механизации работ в забое предложена Н.М. Покровским, где задаются продолжительностью цикла во времени (цикл в смену, в две смены или за сутки).

За заданное время должны быть выполнены все процессы проходческого цикла, т.е. получаем равенство

$$T_ц = \varphi \cdot t_{бур} + t_{зар} + t_{пров} + t_{погр} + t_{всп}, \tag{1.7}$$

где $T_ц$ — продолжительность цикла, ч; φ — коэффициент совмещения работ; $t_{бур}$ — время обуривания забоя, ч; $t_{зар}$ — время заряжения шпуров, ч; $t_{пров}$ — время проветривания забоя после взрывания шпуров по правилам безопасности 0,5 ч; $t_{погр}$ — время отгрузки отбитой горной массы из забоя, ч; $t_{всп}$ — время, затрачиваемое на вспомогательные операции (приведение забоя в безопасное состояние, переход от одного проходческого процесса к другому и т.д., 0,15–0,25 ч).

Затем рассчитывается время выполнения приведенных в уравнении проходческих операций $t_{бур}$, $t_{погр}$, $t_{зар}$, ч:

$$t_{бур} = \frac{\varphi N l_ш}{\varphi_1 \beta_1 k V_т}, \tag{1.8}$$

$$t_{погр} = \frac{\eta l_ш S_{пр} \sin\alpha}{P_п}, \tag{1.9}$$

$$t_{зар} = Nt', \tag{1.10}$$

где N — количество шпуров в забое выработки, шт.; $l_ш$ — длина шпуров, м; φ — коэффициент использования бурильных машин, учитывающий потерю времени на забуривание, замену штанг, коронок, переход от одного шпура к другому и т.д., $\varphi_1 = 0{,}7–0{,}8$; β_1 — коэффициент одновременности работы бурильных машин, $\beta_1 = 0{,}75–0{,}85$; k — наибольшее количество одновременно работающих бурильных машин; $V_т$ — техническая скорость бурения, м/ч; η — КИШ; $S_{пр}$ — площадь сечения выработки в проходке, м^2; sin α — угол наклона шпуров, град; $P_п$ — производительность погрузочной машины, м^3/ч; t' — время на заряжание и взрывание одного шпура, $t' = 2{,}5–3$ мин. Подставив значения в формулу (1.7), получим

$$T_ц = \frac{\varphi N l_ш}{\varphi_1 \beta_1 k V_т} + \frac{\eta l_ш S_{пр} \sin\alpha}{P_п} + Nt' + t_{пров} + t_{всп}. \tag{1.11}$$

Отсюда, решая уравнение относительно $l_ш$, находим

$$l_ш = \frac{T_ц - (Nt' + t_{пров} + t_{всп})}{\frac{\eta \sin\alpha}{P_п} \cdot \frac{\varphi N}{\varphi_1 \beta_1 k V_т}}. \tag{1.12}$$

Рациональная схема расположения шпуров в забое выработки в значительной мере определяет скорость проходки выработки.

На выбор типа проходческого оборудования оказывает влияние крепость пересекаемых пород, вид используемой энергии, необходимая скорость подвигания забоя и др.

При проведении выработок буровзрывным способом основными техническими средствами ведения проходческих работ являются буровые и погрузочные машины.

Тип погрузочной машины выбирается в зависимости от сечения выработки, производительности машины, требуемого фронта погрузки, вида используемой энергии, характера выработки и других факторов.

Бурение шпуров занимает от 30 до 60 % общего времени проходческого цикла. В зависимости от крепости пород для бурения шпуров применяют различные бурильные машины. При крепости пород 8 — машины вращательного действия, при $f = 8–16$ — вращательно-ударного действия, $f = 14–20$ — ударно-поворотного. В более слабых породах шпуры бурят электросверлами. Применяются ручные пневматические перфораторы и буровые установки (каретки).

Эксплуатационная производительность бурильных машин определяется, как правило, опытным путем. Для горизонтальных и наклонных выработок $P_э^δ$, м/смену, может быть рассчитан по формуле

$$P_э^δ = P_{тех}^δ \cdot K_{пз}, \tag{1.13}$$

где $P_{тех}^δ$ — техническая производительность бурильной установки, м/ч; $K_{пз}$ — коэффициент, учитывающий время на подготовительно-заключительные операции.

При планировании и организации горно-проходческих работ необходимо исходить прежде всего из того, чтобы как можно полнее были использованы машины, механизмы и обеспечены высокие темпы подвигания горных выработок. В этом отношении большое значение имеет комплексная механизация.

Основанием для выбора типа крепления служит показатель устойчивости горных пород бортов и кровли выработки, который определяется из выражения $\sqrt{\frac{[\tau]_{ср}}{\tau_{ср}}}$, где $[\tau]_{ср}$ — предел прочности вмещающих пород на срез; $\tau_{ср}$ — действующие напряжения среза (скалывания в плоскости среза).

Для устойчивых пород $\sqrt{\frac{[\tau]_{ср}}{\tau_{ср}}} \geq 1,$ (1.14)

для пород средней устойчивости $1 > \sqrt{\frac{[\tau]_{ср}}{\tau_{ср}}} > 0{,}6,$ (1.15)

для неустойчивых пород $\sqrt{\frac{[\tau]_{ср}}{\tau_{ср}}} \leq 0{,}6.$ (1.16)

Паспорт на каждую отдельную выработку составляется с учетом горно-геологических условий.

Для подготовительных выработок в рудах и породах:

— устойчивых — выработки могут проходиться и эксплуатироваться без крепления, а также следует применять анкерную или набрызг-бетонную крепь [137–141];

— среднеустойчивых — в качестве крепления использовать анкерную крепь или анкерную крепь с металлической сеткой [142, 143];

— неустойчивых — в качестве крепления применять анкерную крепь с металлической решеткой и набрызг-бетоном, а также арочную податливую крепь с затяжкой кровли запилом.

Для нарезных выработок в рудах и породах [144–152]:

— устойчивых — выработки могут проходиться без крепления, в качестве крепления допускается использование анкерной крепи;

— среднеустойчивых — применять анкерную крепь с металлической сеткой;

— неустойчивых — в качестве крепления использовать анкерную крепь с металлической сеткой и набрызг-бетоном.

Время существования крепи на участках выработок, необходимость ее замены при ремонте определяются в результате проверки состояния крепи и устойчивости кровли и бортов выработок лицами технического надзора [151, 152]. При остановке работ на длительный срок выработка, подлежащая креплению, должна быть закреплена вплотную к забою [153–160].

Глава 2

Напряженное состояние массива и устойчивость обнажений горных пород

2.1. Напряженное состояние горных пород вне и в зоне очистных работ на месторождениях

Железорудные месторождения Алтае-Саянской горной области разрабатываются на больших глубинах в условиях высоких природных напряжений в массиве горных пород и его нарушенности. Наличие высоких горизонтальных напряжений в нетронутом массиве объясняется действием современных технологических процессов в регионе.

Сотрудниками ИГД СО РАН, ВНИМИ, СФ ВНИМИ, ВостНИГРИ, КузГТУ, МГГУ, МГУ и служб ППГУ детально изучено напряженно-деформированное состояние массива различными методами.

Установлено, что на Таштагольском месторождении вне зоны и в зоне влияния очистной выемки на глубине 300–600 м и более максимальное главное горизонтальное напряжение σ_1 в 2,5 раза превышает вертикальное [4]. Вкрест простирания действует напряжение σ_2, равное 1,3 вертикального. Главные нормальные напряжения в массиве горных пород находятся в соотношении $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = 2{,}5 : 1{,}3 : 1{,}0$. Тектоническая составляющая увеличивается на 4 МПа на каждые 100 м глубины.

Взаимосвязь между абсолютными значениями главных напряжений на Шерегешевском месторождении выражается соотношениями $\sigma_1 = 2{,}6\sigma_3$; $\sigma_2 = 1{,}4\sigma_3$ и $\sigma_3 = \gamma H$, на Казском месторождении — соотношениями $\sigma_1 : \sigma_2 : \sigma_3 = 3{,}7 : 2{,}5 : 1{,}0$. На Абаканском месторождении вне зоны очистных работ тектоническое поле напряжений сжатия характеризуется: $\sigma_1 = \sigma_{max} = 3\gamma H$; $\sigma_2 = 2{,}5\gamma H$; $\sigma_3 = \gamma H$ [160]. В зоне влияния очистных работ σ_{max} также действует вкрест простирания по $A\sigma_{max} = 315–325°$.

Выявлено, что значение напряжений и направление их действия оказывают существенное влияние на устойчивость горных выработок и, как следствие, на выбор типа крепи.

2.2. Исследование прочностных и деформационных свойств горных пород Казского месторождения

Для обоснования параметров и типа крепи для конкретных горно-геологических условий необходимо знать прочностные и деформационные свойства горных пород. Изучение прочностных и деформационных свойств пород с увеличением глубины подземных разработок проводилось на Казском железорудном месторождении.

Из прочностных и деформационных свойств горных пород в лабораторных условиях по известным методикам [161, 162] определялись: предел прочности породы на одноосное сжатие, предел прочности при растяжении, модуль упругости и коэффициент Пуассона.

Для проведения испытаний были отобраны горные породы с гор. −300 м (главный квершлаг).

Предел прочности на сжатие

$$[\sigma_{сж}] = P_{max} / F_0, \tag{2.1}$$

где P_{max} — максимальная разрушающая нагрузка, кН; F_0 — площадь поперечного сечения образца, см.

Для определения предела прочности при растяжении использовали метод диаметрального сжатия, в результате чего в образцах возникали растягивающие напряжения. Предел прочности на растяжение рассчитывали по формуле

$$[\sigma_р] = \frac{0{,}637P_р}{h_0 d_о}, \tag{2.2}$$

где $P_р$ — разрушающее усилие, кН; $d_о$ — диаметр образца, см.

Статический модуль упругости вычисляли так:

$$E_{ст} = \frac{(P_к - P_н)}{Fh_0}, \tag{2.3}$$

где $E_{ст}$ — статический модуль упругости, МПа; $P_к$, $P_н$ — конечная и начальная нагрузки на образец при измерении деформации, кН; F — продольная абсолютная деформация образца при изменении нагрузки от $P_н$ до $P_к$: h_0 — высота образца, см.

Коэффициент Пуассона находится как частное от деления средней поперечной деформации образца E' на среднюю продольную деформацию E'':

$$\mu = E' / E''. \tag{2.4}$$

Результаты испытаний прочностных и деформационных свойств горных пород Казского месторождения с гор. −300 м приведены в табл. 2.1.

Результаты исследований позволили установить следующую закономерность изменения прочностных свойств горных пород от ее типа.

Таблица 2.1

Прочностные и деформационные свойства горных пород Казского месторождения

Горная порода	Модуль упругости $E \cdot 10^4$, МПа	Коэффициент Пуассона μ	Предел прочности, МПа	
			$[\sigma_{сж}]$	$[\sigma_р]$
Диоритовый сиенит	9,38	0,25	116,2	—
	8,85	0,24	109,7	11,3
Диоритовый порфирит	7,48	0,20	80,5	16,6
	7,05	0,16	40,4	—
	7,78	0,21	72,0	12,5

С поверхности и от глубины −300 м прочность диоритовых сиенитов, порфиритов и диабазовых порфиритов на одноосное сжатие изменяется от 40 до 116 МПа.

Анализ экспериментальных данных показывает, что в диоритовых сиенитах, порфиритах и диабазовых порфиритах модуль упругости изменя-

ется незначительно в пределах от $7{,}05 \cdot 10^4$ до $9{,}38 \cdot 10^4$ МПа. Коэффициент поперечных деформаций в породах изменяется от 0,16 до 0,25. Большие значения коэффициента Пуассона по породе связаны с рассланцовкой пород, микротрещиноватостью и зависят от минералогического состава пород. Диоритовые сиениты, порфириты и диабазовые порфириты являются прочными породами с высоким модулем упругости.

Испытание механических свойств горных пород и оценка их удароопасности проводились также на образцах.

Испытания образцов горных пород на хрупкость и оценка их удароопасности осуществлялись с помощью прибора УМГП-3 [163] по методике Л.А. Шрейнера посредством вдавливания индентора (пуансона) в образец породы. Коэффициент хрупкости $K_{хр}$ находим из соотношения

$$K_{хр} = \frac{P_1}{P_2} \cdot \frac{h_2}{h_1}, \tag{2.5}$$

где P_1 — усилие вдавливания на момент выкола, МПа; P_2 — усилие после выкола, МПа; h_1 — глубина внедрения конуса до момента выкола, мм; h_2 — полная глубина внедрения конуса от начала опыта, мм.

Прибор снабжен самописцем и позволяет проводить характеристику разрушения на масштабную ленту в осях "напряжение — деформация".

Для оценки относительной хрупкости горных пород рассчитывали следующие коэффициенты удароопасности:

$$K_1 = \frac{\varepsilon_у}{\varepsilon_п}, \tag{2.6}$$

$$K_2 = \frac{E}{M}, \tag{2.7}$$

где $\varepsilon_у$ — упругая деформация; $\varepsilon_п$ — полная деформация; E — модуль упругости породы, МПа; M — модуль спада, МПа.

Коэффициенты K_1 и K_2 характеризуют склонность материала к хрупкому за счет упругой энергии, накопленной в самом материале.

Результаты определения коэффициентов K_1 и K_2 и критерии оценки различных типов пород по категориям удароопасности приведены в табл. 2.2.

Установлено, что все основные породы, которые находятся на гор. –300 м (в створе главного квершлага) можно отнести к категории "удароопасные", поскольку у всех типов пород $K_1 > 0{,}7$, $K_2 < 1{,}0$ и $K_{хр} > 6$ [4].

Это означает, что горные породы способны накапливать энергию упругой деформации на нагруженных участках и склонны к динамическим проявлениям при достижении предельных значений напряжений.

Кроме того, их можно отнести к категории "удароопасные" по предельным коэффициентам хрупкости и пластичности, что необходимо учитывать при расчете параметров крепления горных выработок, проводимых в неоднородном поле напряжений.

Таблица 2.2

Результаты испытаний образцов пород на удароопасность и хрупкость на гор. −300 м Казского месторождения

Горная порода	Коэффициент				Примечание
	пластичности $K_{пл}$	удароопасности		хрупкости $K_{хр}$	
		K_1	K_2		
Диоритовый порфирит	1,06	0,95	0,13	—	$K_1 > 0,7$
	1,15	0,87	0,12	—	$K_2 < 1,0$
Диоритовый сиенит	1,07	0,94	0,10	—	Удароопасные
	1,20	0,85	0,10	1 / 9,70	$K_1 < 0,7$
Диоритовый порфирит	1,12	0,90	0,26	1 / 4,85	$K_2 < 1,0$
	1,05	0,96	0,28	—	Неудароопасные
	1,15	0,89	0,16	—	
	1,04	0,97	0,10	—	
	1,07	0,94	0,13	—	
Диабазовый порфирит	1,04	0,96	0,16	1 / 5,76	

2.3. Устойчивость горных пород в условиях отработки месторождений

Абаканское железорудное месторождение находится в пределах сейсмически активной зоны, в которой происходят современные тектонические движения земной коры с деформациями сжатия. Результаты анализа ранее выполненных работ на Абаканском месторождении показывают, что руды и вмещающие породы характеризуются высоким модулем продольной упругости ($E = (5 \div 9) \cdot 10^4$ МПа), обладают способностью накапливать энергию упругих деформаций и хрупко разрушаться.

Массив рудных полей месторождения подвергнут тектоническому сжатию силами, действующими в плоскости, близкой к горизонтальной, и имеет максимальный тензор напряжений в северо-западном направлении.

Как известно, проведение горных выработок сопровождается распределением первоначальных напряжений в массиве. Вокруг них возникают зоны повышенных концентраций напряжений, которые, достигая максимальных значений, вызывают разрушение пород в приконтурном массиве. Исследованиями по определению напряжений в массиве вокруг одиночной выработки на шахтах Таштагольского и Шерегешского месторождений установлено [164], что максимальные напряжения распространяются на 0,4–1,3 м от контура выработки и увеличиваются с глубиной горных работ.

Кроме того, выявлено [165], что основная часть потенциальной нагрузки, определяемая гравитационными силами, воспринимается окружающими горными породами и только около 2 % нагрузки воспринимается крепью. В то же время для возводимых крепей в большинстве случаев достаточно воспринимать нагрузку до 2,5 % от потенциальной. Если передать еще около 1 % нагрузки с крепи горному массиву, то выработки с достаточной степенью надежности можно будет крепить более дешевыми и менее материалоемкими видами крепей. Для подтверждения расчетов устойчивости горных выработок

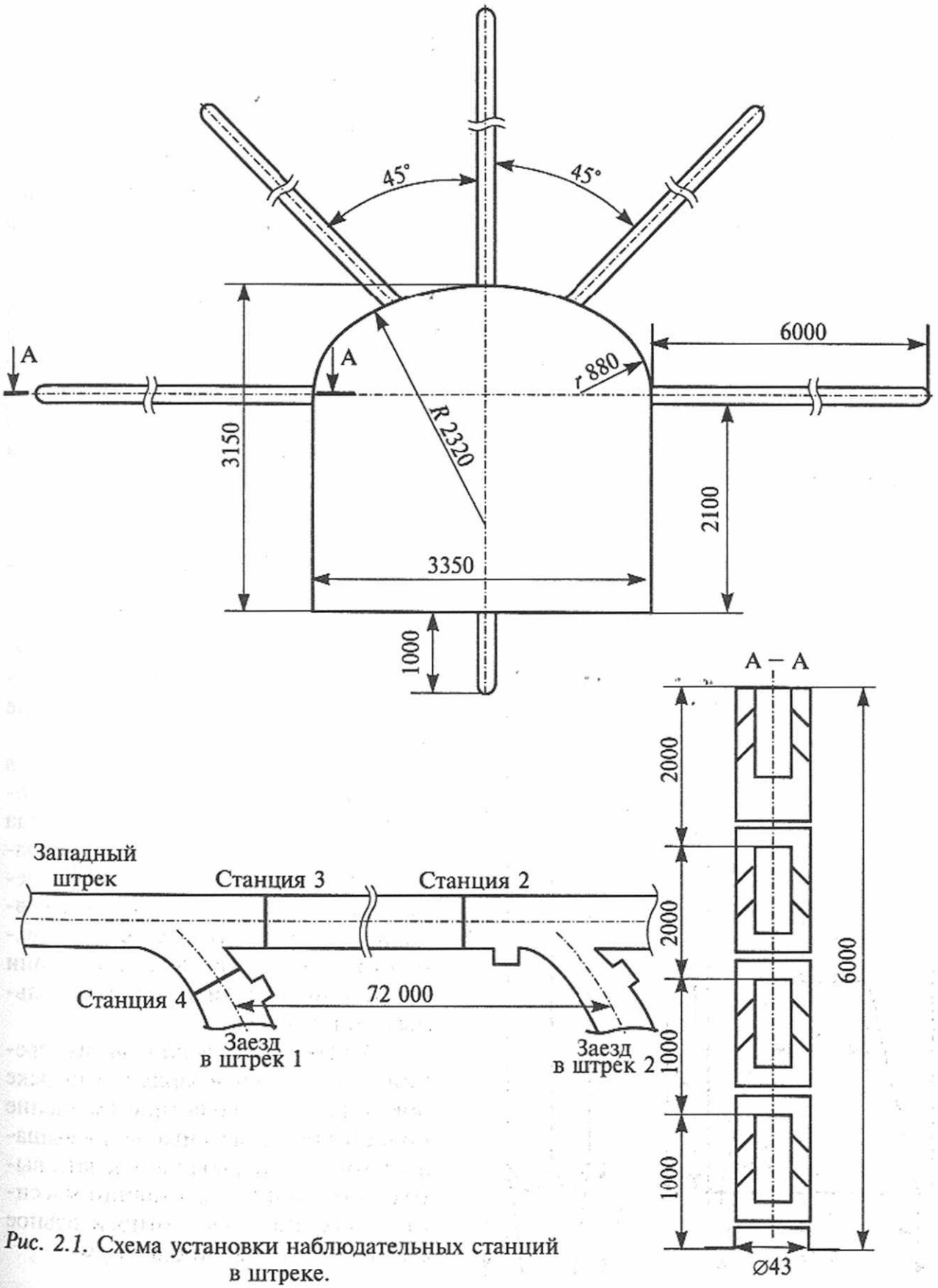


Рис. 2.1. Схема установки наблюдательных станций в штреке.

в конкретных горно-геологических условиях на Абаканском и Таштагольском месторождениях установлены контурные и глубинные реперы. На Абаканском месторождении на гор. +225 м в западном полевом штреке размещены три наблюдательные станции. Западный штрек сечением 9,8 м^2 пройден по туфопесчаникам, туфоагломератам зеленоватого цвета и песчаникам. Коэффициент крепости горных пород по М.М. Протодьяконову 8–10. Выполненные расчеты устойчивости выработок, где устанавливались реперные станции, показали, что они относятся к первой категории устойчивости и крепятся только торкрет-бетоном. Сопряжение заезда с западного штрека закреплено монолитным бетоном. Наблюдательные станции заложены вне закрепленной части выработок. Каждая наблюдательная станция состояла из 26 реперов. В кровле и боках выработки шпуры обуривались глубиной 6 м, а в почве — 1 м. В каждый шпур установлены по 5 реперов: контурный и далее через 1, 2, 4 и 6 м. В почве выработки устанавливался один репер — контурный (рис. 2.1).

Для бурения шпуров глубиной 6–8 м под реперные станции разработано и изготовлено специальное соединение буровых штанг (рис. 2.2). Шпуры диаметром 42 мм бурили установкой СБКМ-2М.

Наблюдательные станции друг от друга находились на расстоянии 20 м.

На Таштагольском месторождении на гор. –280 м также установлены две аналогичные наблюдательные станции (орт 19 и 20).

Наблюдения велись на Абаканском месторождении в течение года, а на Таштагольском в течение 2 мес.

Показания реперов снимали в первую неделю через день-два, вторую неделю — через 2–3 дня. Когда смещения пород стабилизировались, замеры проводили 1 раз в неделю. Кроме того, замеры осуществляли после каждого массового и технологического взрывов, когда они происходили вблизи наблюдательных станций.

Обработка результатов измерений по станциям в западном штреке показала, что абсолютное смещение приконтурного массива не превышало 5 мм. Это позволило сделать вывод об устойчивом состоянии массива. Максимальное относительное смещение составило 0,8 мм/м.

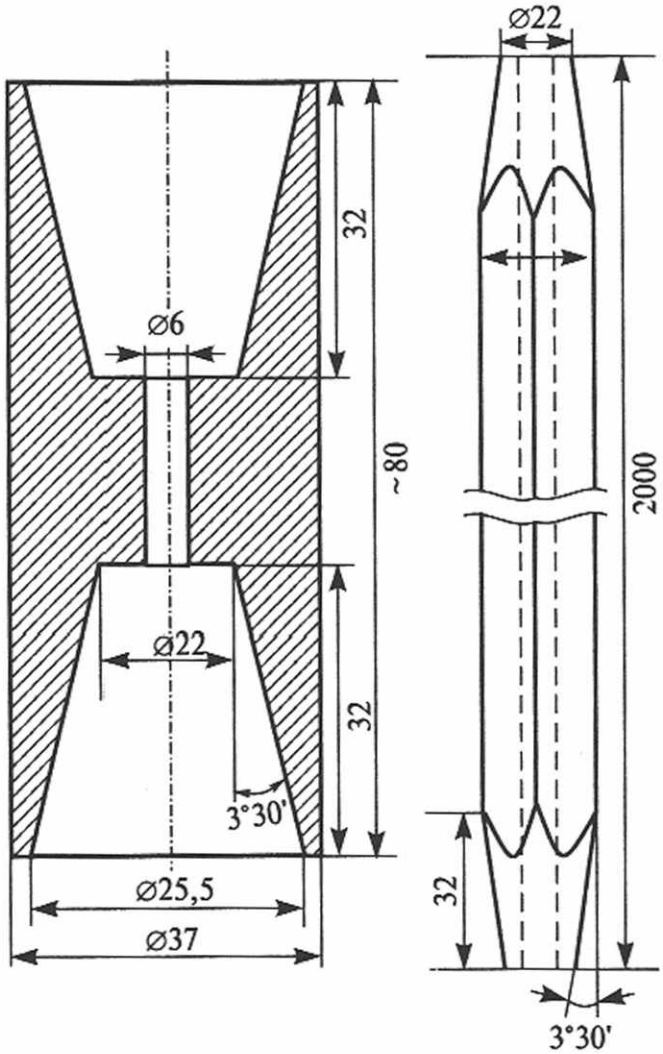


Рис. 2.2. Соединительная муфта и анкер.

На Таштагольском месторождении в орте 19 в первый месяц наблюдались незначительные смещения реперов (до 1 мм/м). Однако в дальнейшем их показания были нестабильны. Наблюдались смещения до 3,1 мм/м, особенно в боках выработки.

Предположительно можно сделать вывод, что в данный период происходило движение всего массива.

Вторая станция показала смещение контурного репера в кровле выработки до 1,6 мм/м в первый месяц проходки. В дальнейшем изменения практически не наблюдались.

Расчеты показали, что кровля выработки относится ко II категории устойчивости и требует крепления, а бока — к I.

Выявлено, что методом контурных и глубинных реперов можно давать оценку устойчивости горных выработок и определять напряжения по известным формулам.

Глава 3

Исследование напряженно-деформированного состояния массива на удароопасных железорудных месторождениях при проведении и креплении горных выработок

3.1. Методика экспериментальных исследований

Экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния массива (НДС) горных пород проводились в районе капитальных выработок на Таштагольском и Шерегешевском месторождениях при отработке технологических блоков № 3, 8, 5, 2, 4, 11, 12, 1, 20–25, 33, 32, 34, 35, $35^б$, 17, 30 и др. (рис. 3.1, 3.2) [166].

В производственных условиях устанавливались особенности формирования НДС массива горных пород при проведении и креплении капитальных горных выработок в зависимости от местоположения очистных блоков, глубины горных работ и др.

Отработка рудных запасов осуществлялась системой этажного принудительного обрушения с взрывной отбойкой на зажатую среду и компенсационные камеры. При этой технологии рудное тело в пределах этажа разбивается на блоки шириной 27 м, длиной, равной мощности рудного тела [12–14]. Высота этажа колеблется от 60 до 70 м. Выпуск руды производится вибродоставочными установками ВДПУ-4ТМ. Подсечка блоков траншейная и плоская, высотой 2 м. Производительность рабочего на выпуске и погрузке руды, а также объемы добычи определялись на основании сменных хронометражных наблюдений.

Общая оценка напряженного состояния массива и выявления его пригруженных участков выполняется методами регионального прогноза [16, 167, 168], а критерии удароопасности конкретных участков массива — методами локального прогноза. Контроль за региональными изменениями НДС массива при проведении исследований осуществляется микросейсмическими, электрометрическими и методами электромагнитного излучения. Локальный прогноз на месторождениях проводится с помощью электрометрии и метода глубинных реперов.

Для регистрации динамических явлений на сейсмостанции "Таштагол" использовался комплект аппаратуры, включающий сейсмоприемники СМ-3 и телеметрическую аппаратуру ТАППС.

Замеры методом подземного электрозондирования (ПЭЗ) выполняются при проходке подготовительных, капитальных выработок, при нарезке и отработке блоков. Центры замеров ПЭЗ выбираются согласно планам горных работ. Электрометрические измерения проводятся методом ПЭЗ по симметричной 4-электродной схеме АММВ аппаратурой АНЧ-3 с использованием переносных (прижимных) реперов-электродов.

Прижимные электроды имеют вид чашечек, закрепляемых на электроизоляционных рукоятках и заполняемых поролоном, пропитанным раствором соли.

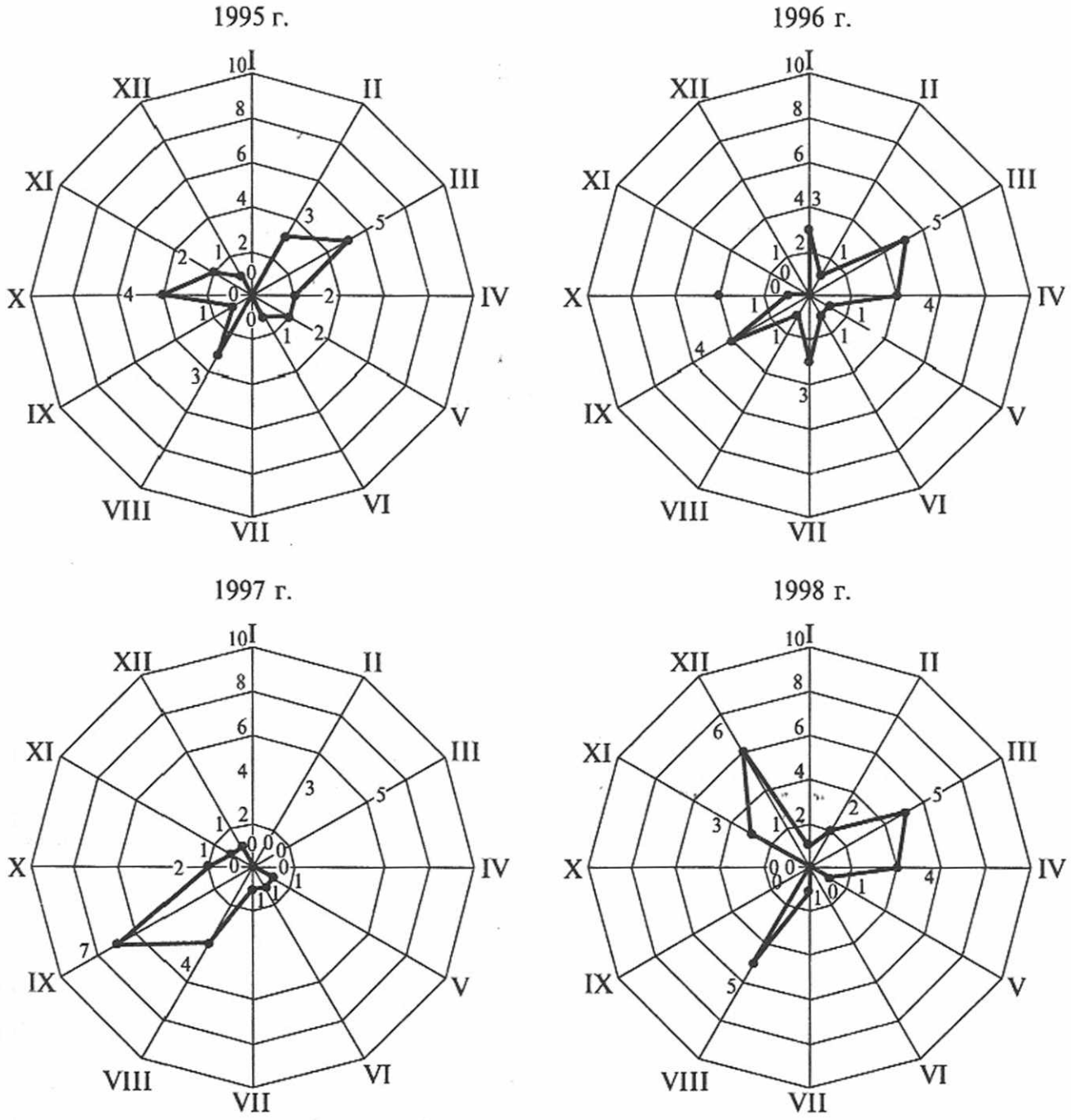


Рис. 3.1. Количество массовых и технологических взрывов за период с 1995 по 1998 г.

Замеры протекают по следующей схеме. Приемные электроды ММ устанавливают на расстоянии 0,4 м друг от друга. На равном расстоянии от них размещают питающие электроды. Величины разносов при ПЭЗ и коэффициент K, учитывающий влияние выработки и геометрические размеры установки, принимаются согласно "Указаниям по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных и опасных по горным ударам" [168].

При появлении признаков удароопасности до снятия напряжения в данном районе замеры повторяются ежесуточно. Изменение уровня напряженного

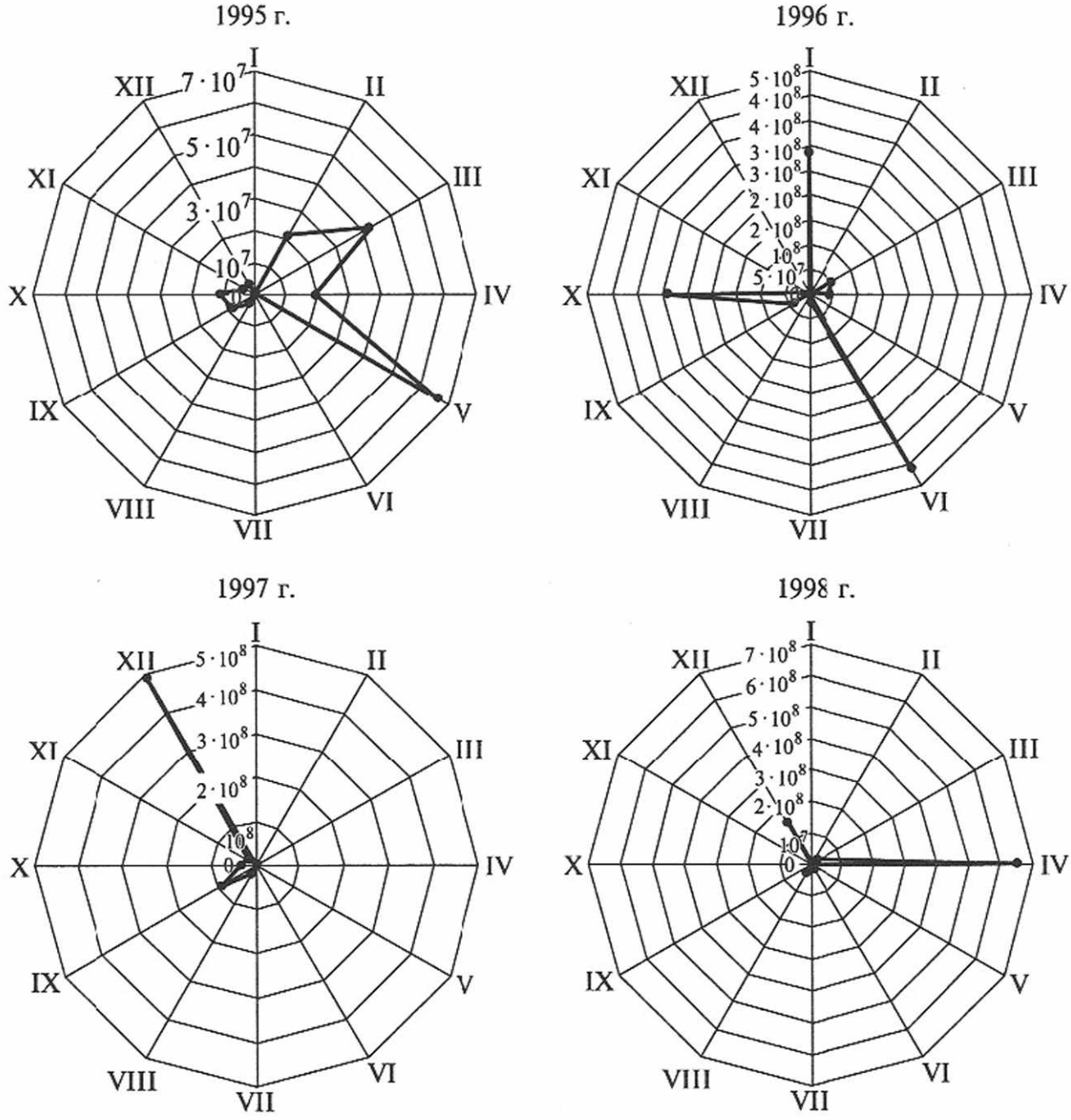


Рис. 3.2. Суммарная энергия взрывов за период 1995–1998 гг.

состояния определяют по разности измеренных значений, отнесенных к первоначально измеренной величине по формуле

$$(\rho_i - \rho_1)/\rho_1 = \rho_i/\rho_1 - 1. \qquad (3.1)$$

При $|0{,}05| > \Delta\rho_i - \rho_1 > -1$ — участок массива пригружен;

$|0{,}05| < \Delta\rho_i - \rho_1 < 1000$ — участок массива разгружен;

$-0{,}93 > \Delta\rho_i - \rho_1 > -0{,}97$ — участок угрожаем по горным ударам;

$-0{,}97 > \Delta\rho_i - \rho_1 > -1$ — участок опасен по горным ударам;

$\Delta\rho_i - \rho_1 >> 150$ — массив разрушен.

Во время массовых и технологических взрывов энергия взрывов возрастает непропорционально росту массы зарядов ВВ. На увеличение или снижение ее

Таблица 3.1

Характеристика состояния массива горных пород

Критерий удароопасности K_E	Заключение о состоянии массива	Тип динамического явления
$K_E < 10^{-5}$	Склонен к накоплению упругой энергии и реализации ее в виде микроразрушений	Толчки
$10^{-5} < K_E < 1{,}7 \cdot 10^{-4}$	Локальная концентрация напряжений в выработках	Толчки, стреляния, интенсивное заколообразование
$1{,}7 \cdot 10^{-4} < K_E < 3{,}5 \cdot 10^{-4}$	Напряжения достаточны для динамических явлений с сейсмической энергией 10^3–10^6 Дж	Микроудары, толчки, стреляния
$3{,}5 \cdot 10^{-4} < K_E < 10^{-3}$	Удароопасное	Горные удары, микроудары, толчки
$K_E \geq 10^{-3}$	Удароопасное на площади более 400 м^2	Удары горно-тектонического типа, горные удары

реагирует массив горных пород. В качестве критерия удароопасности (K_E) принято отношение сейсмической энергии, накопленной в массиве горных пород, к потенциальной энергии, заключенной во взрыве заряда ВВ.

Данные по энергии взрывов берутся на сейсмостанции "Таштагол". Критерий удароопасности K_E рассчитывается по формуле

$$K_E = \frac{E_в}{4{,}19 A_{уд} Q_{3_{ВВ}}}, \tag{3.2}$$

где K_E — энергетический коэффициент; $E_в$ — сейсмическая энергия взрыва, Дж; $A_{уд}$ — полная удельная работа взрыва заряда ВВ, кал/кг; $Q_{3_{ВВ}}$ — масса зарядов ВВ, кг;

$$E_в = 10^k, \tag{3.3}$$

здесь k — показатель энергетического класса, равный $k = 2{,}76 \cdot \lg\tau_c + 2{,}24$, τ_c — длительность сейсмического события.

По величине K_E судят о динамических явлениях в массиве (табл. 3.1). Расчет критерия удароопасности ведется после производства массового или технологического взрывов.

Оценка направления действия напряжений проводится на основе анализа пространственной ориентировки трещин и отслоений на контуре выработок. Обследуют все незакрепленные выработки, различно ориентированные в пространстве. При этом фиксируют участки разрушений на контуре выработок. Дополнительно выявляют участки разрушений контура скважин. Обращают внимание на характер разрушения пород на контуре: насколько параллельны отслаиваемые плитки контуру выработки и как согласуются поверхности отслоений с естественными поверхностями ослабления (трещинами, слоистостью и т.д.).

3.2. Оценка состояния капитальных горных выработок при динамических явлениях

Проведена оценка состояния горизонтальных и вертикальных горных выработок в условиях напряженно-деформированного состояния массива горных пород Таштагольского и Шерегешевского месторождений. За период с 1995 по

2006 г. осуществлялись работы в околоствольном дворе ствола Сибиряк, углубка ствола Западного, емкостного бункера комплекса подземного дробления на гор. –350 м, проведение квершлагов на стволы Сибиряк и Новый Клетьевой, южного квершлага; проходка и крепление ствола Слепого и др. на Таштагольском месторождении. В течение года проходилось более 2000 м капитальных выработок. Крепление выработок выполнялось железобетонной, анкерной с металлической сеткой и с затяжкой кровли и бортов круглым лесом, набрызг-бетонной крепью, а также СВП-17.

В процессе отработки рудных запасов усилилось вредное влияние горного давления, стали регистрироваться толчки, микроудары, стреляния и заколообразование. Так, в 1995 г. произошло 205 толчков, из них 4 в лежачем боку месторождения с суммарной сейсмической энергией от 4,24 до $2,5 \cdot 10^5$ Дж, при этом в районе складов ВМ осыпался торкрет-бетон, образовались трещины в бетонной крепи (рис. 3.3).

В дальнейшем наблюдалось сжатие в массиве горных пород порожнякового квершлага, северного "треугольника" в створе орта 9 и в районе ствола Западного (в створе ортов № 7, 11, 13 и 15), что вызвало толчки с энергией 4,24 — $1,3 \cdot 10^2 \div 1,4 \cdot 10^7$ Дж (см. рис. 3.3). В результате комиссионного осмотра этих районов установлено обрушение горных пород, шелушение бетона и просыпь горных пород объемом 2–3 м^3.

Отработка блоков № 21, 32 и 5 вызвала концентрацию напряжений и толчки в районе ствола Новый Капитальный, склада ВМ и между грузовым и западным квершлагами. Энергия толчков составила 4,24 — $1,5 \cdot 10^4$ и $4,3 \cdot 10^5$ Дж (рис. 3.4).

После проведения массовых взрывов по блокам № 20, 3, 33, 14 отмечалось снижение и увеличение электрометрического коэффициента ($K\rho$) на гор. –280 и –350 м. Так, при взрывании блоков № 20 и 30 по северному квершлагу установлено снижение $K\rho$ от 1–3 до 2–0,3; по грузовому квершлагу — от 1,4–1,7 до 0,25–0,65 (рис. 3.5). По порожняковому квершлагу на гор. –280 м $K\rho$ незначительно увеличилось.

При осмотре выработок выявлено обрушение бетона (1 м^3) и горных пород (0,5 м^3), а также трещины в бетонной крепи.

В 1999 г. произошли толчки в районе ствола Западный и частично ствола Южный (9,4 Дж) (рис. 3.6). При силе толчка, равного $1,6 \cdot 10^5$ Дж, в стволе Западном нарушена армировка, отмечено сжатие проводников на отметке +270 м, выше руддвора на 10 м.

В 2000 г. сложная геодинамическая обстановка сложилась в районе руддвора ствола Сибиряк, ствола Северный, в ЮСВО и в забое ВВШ гор. –350 м (рис. 3.6). Электрометрические измерения в течение года показали периодическое снижение коэффициента $K\rho$ от 2–8 до 0,7–1,2 (рис. 3.7). Зарегистрированы толчки с энергией 4,24 — $5,3 \cdot 10^2 \div 1,3 \cdot 10^6$ ($2,1 \cdot 10^6$) Дж, при этом наблюдались треск, осыпание горной массы, трещина в квершлаге и появление воды, шелушение бетона и обрушение горных пород за крепью и др.

За последние пять лет осуществлялась отработка блоков на северном фланге (№ 01, 1, 11), в центральной части (№ 23, 24, 17 (I, II очереди)), на южном фланге (№ 35, 30) и Юго-Восточном участке (№ 1, 2). Массовые взрывы по

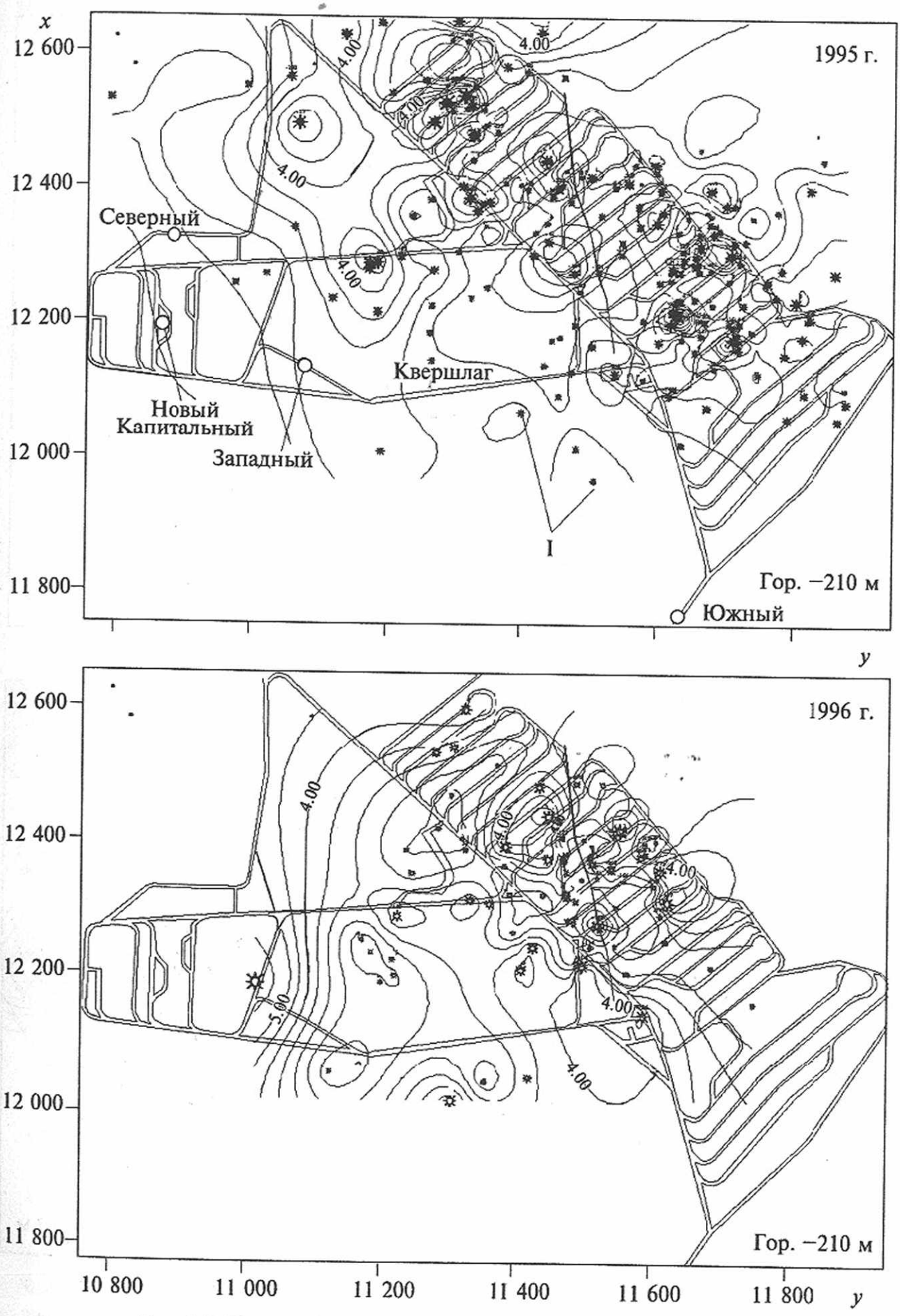


Рис. 3.3. Карта сейсмической активности за 1995 и 1996 гг.

I — динамические явления.

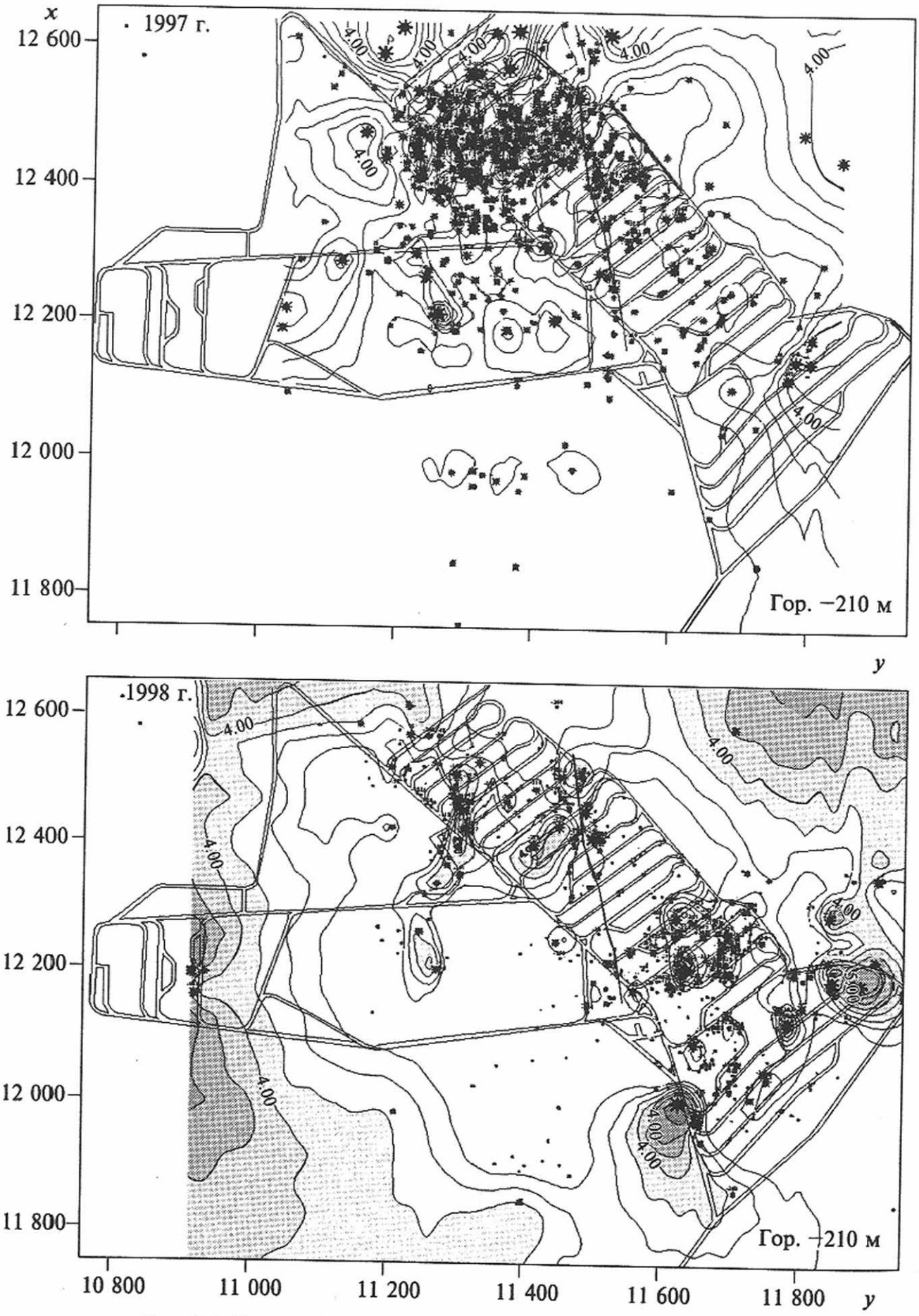


Рис. 3.4. Карта сейсмической активности за 1997 и 1998 гг.

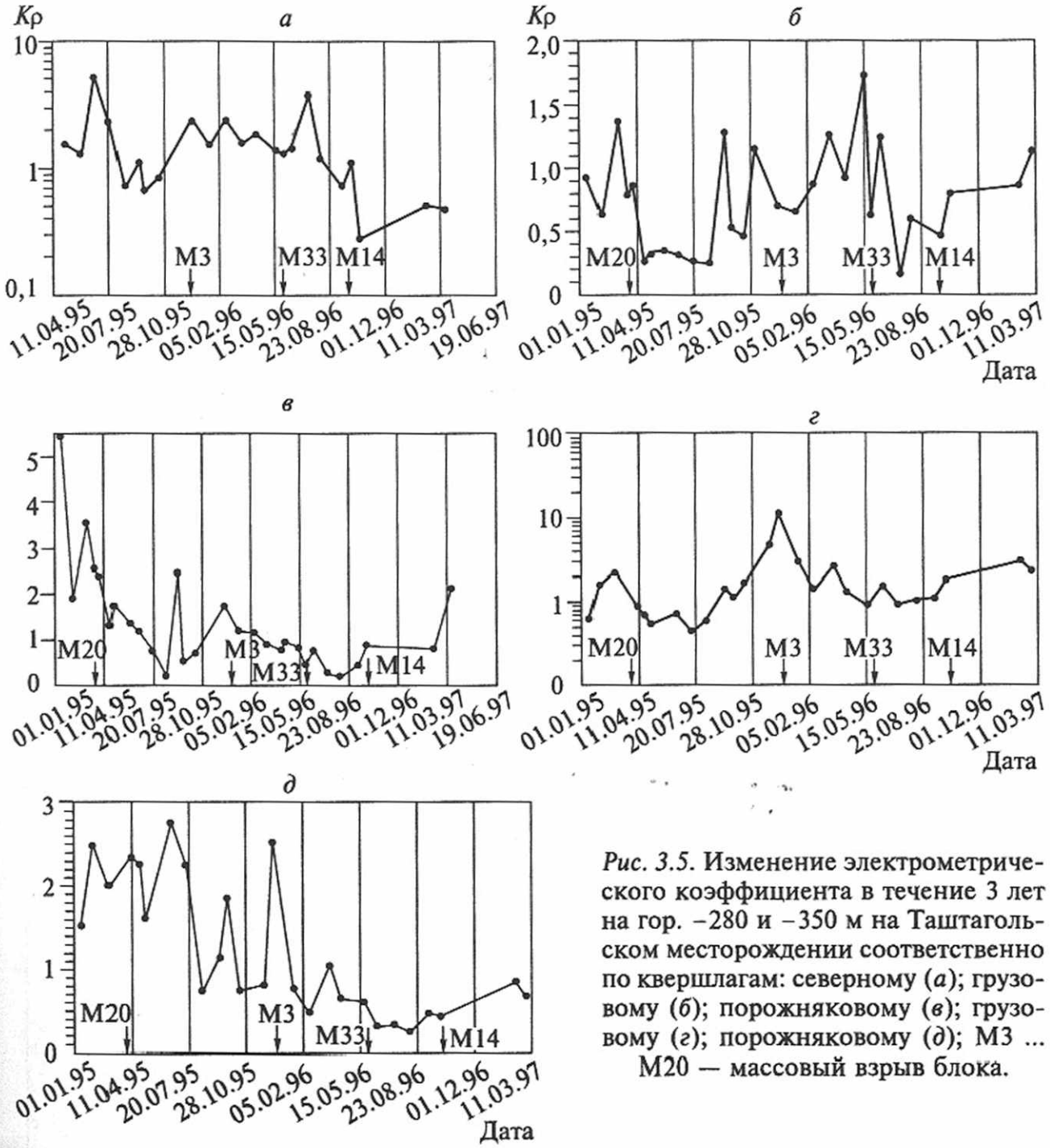


Рис. 3.5. Изменение электрометрического коэффициента в течение 3 лет на гор. –280 и –350 м на Таштагольском месторождении соответственно по квершлагам: северному (*а*); грузовому (*б*); порожняковому (*в*); грузовому (*г*); порожняковому (*д*); М3 ... М20 — массовый взрыв блока.

данным блокам спровоцировали толчки в районе шахтных стволов и склада ВМ. Так, в районах стволов Западный, Южный, Северный и Новый Капитальный сейсмическая энергия динамических явлений составляла соответственно 4,24 — 2,4 · 10^4; 1,4 — 1,3 · 10^2; 3,1 — 6,4 · 10^4 Дж (рис. 3.8–3.10).

Выявлено обрушение горных пород в забоях ВВШ, ЮСВО; в порожняковом квершлаге у диагональной сбойки со стволом Западный образовалась трещина в массиве за бетонной крепью в этаже (–70)÷(±0) м. В западном разведочном квершлаге произошел микроудар с энергией 2,4 · 10^3 Дж, при этом обрушилось 1,5 $м^3$ горной массы с кровли выработки.

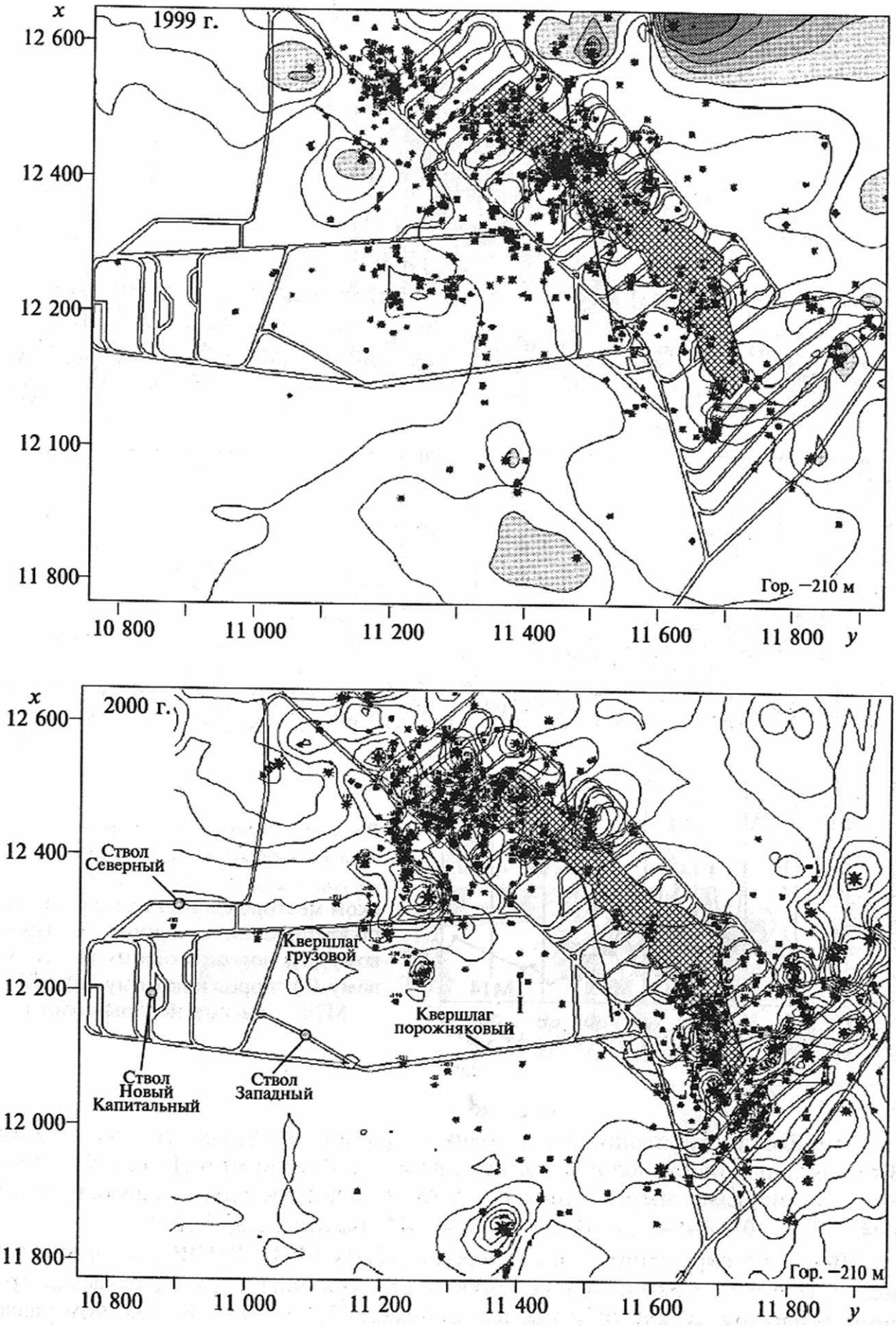


Рис. 3.6. Карта сейсмической активности за 1999 и 2000 гг.
I — динамические явления.

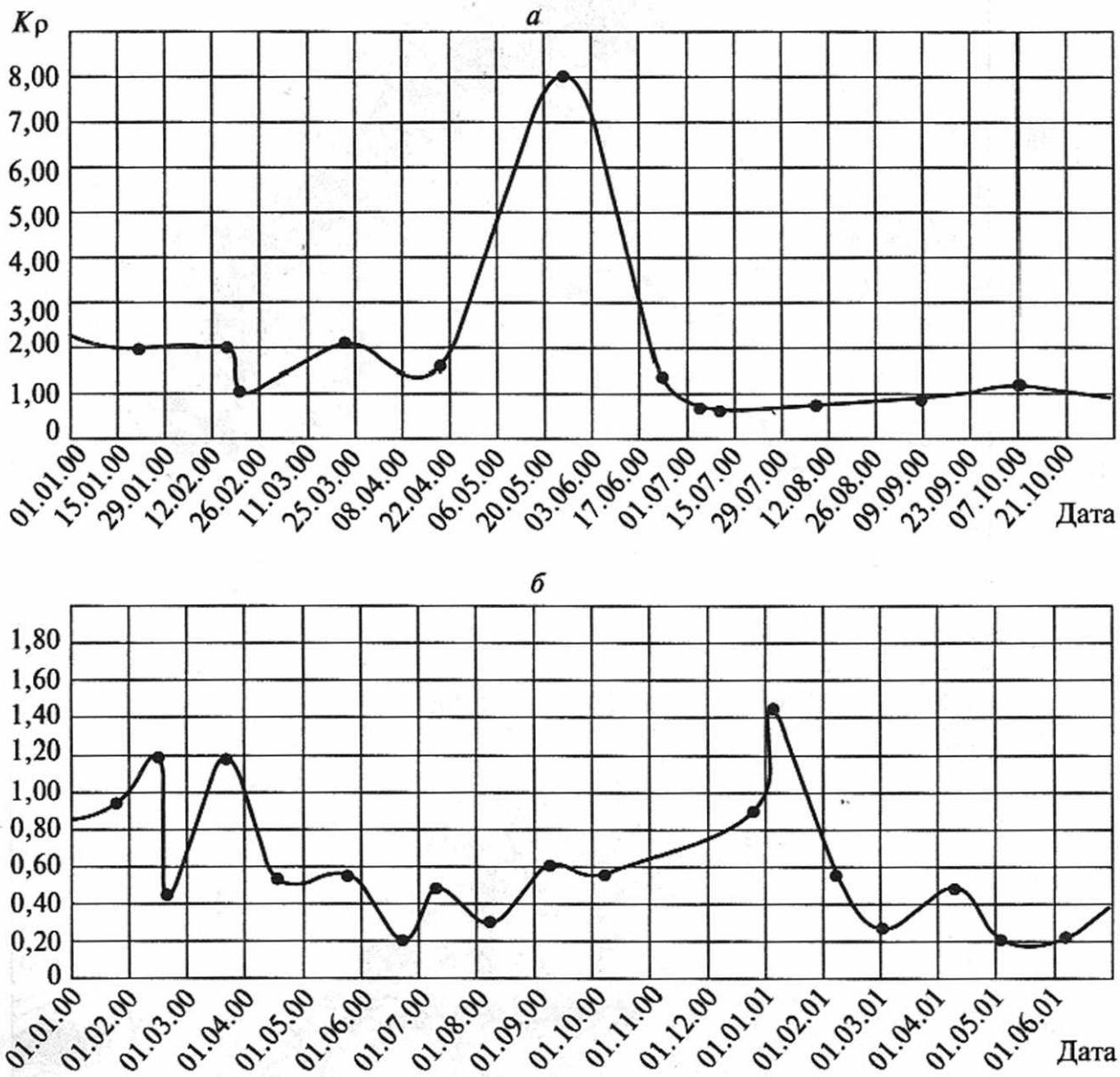


Рис. 3.7. Изменение *Кр* в течение 2000 г. в северном (*а*) и грузовом (*б*) квершлагах гор. –280 м.

Следует отметить, что с увеличением глубины разработки месторождения объемы разрушений в капитальных выработках возрастают, особенно в районе квершлагов, складов ВМ и стволов (рис. 3.11).

Так, при глубине разработки 400–900 м и более объемы разрушений составили 0,2–5 м^3 (рис. 3.12).

В условиях неравномерного поля напряжений Шерегешевского месторождения оптимальные форма и размеры поперечного сечения выработок такие, при которых объемы зоны хрупкого разрушения минимальные. Эти зоны соответствуют участкам опасных концентраций напряжений [168–173]. Рост напряжений наблюдается в массиве вокруг выработок, пройденных в крепких породах на глубине, где гравитационные силы не достигали значений предела прочности породы.

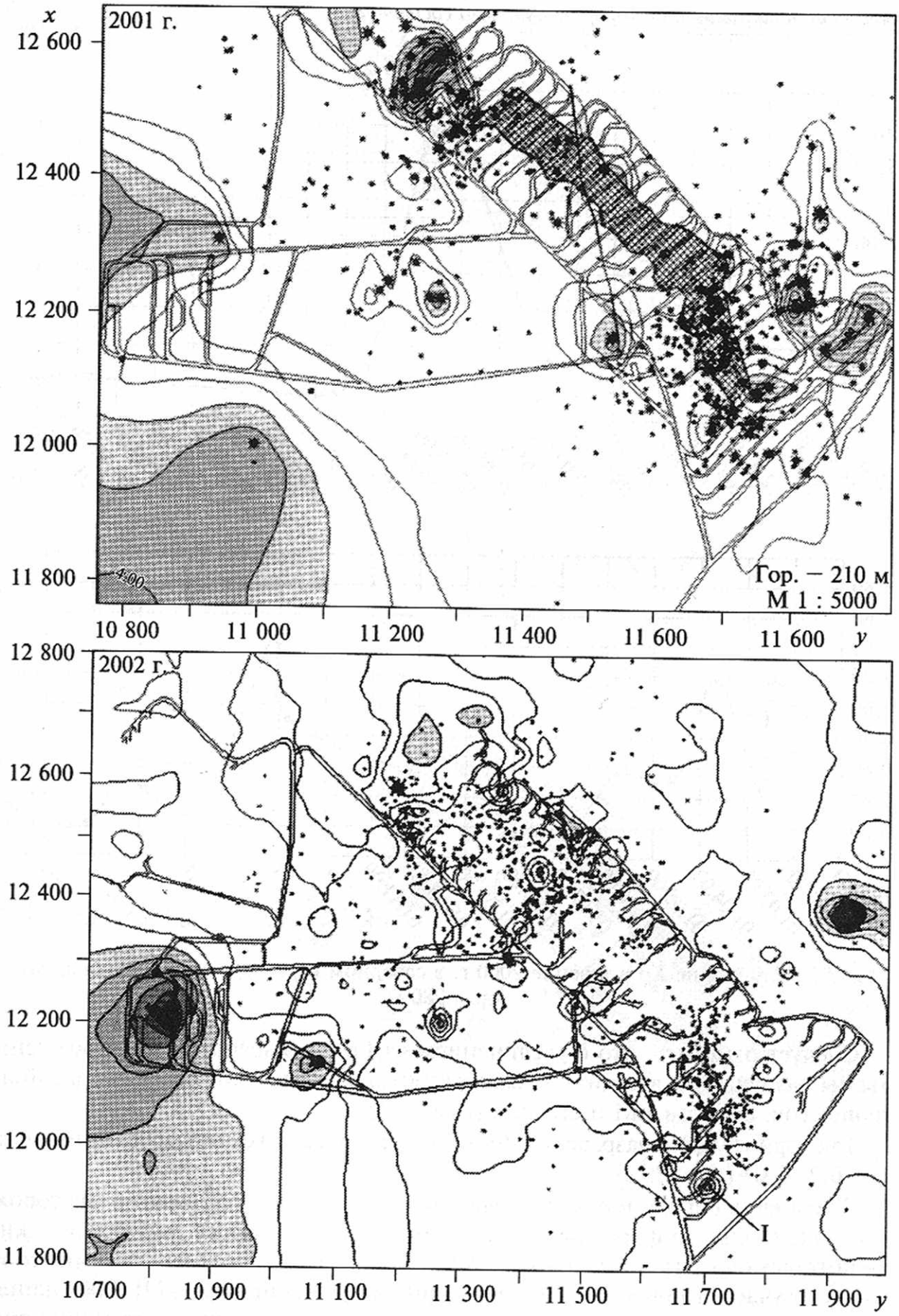


Рис. 3.8. Карта сейсмической активности за 2001 и 2002 гг.

I — зоны концентрации динамических явлений.

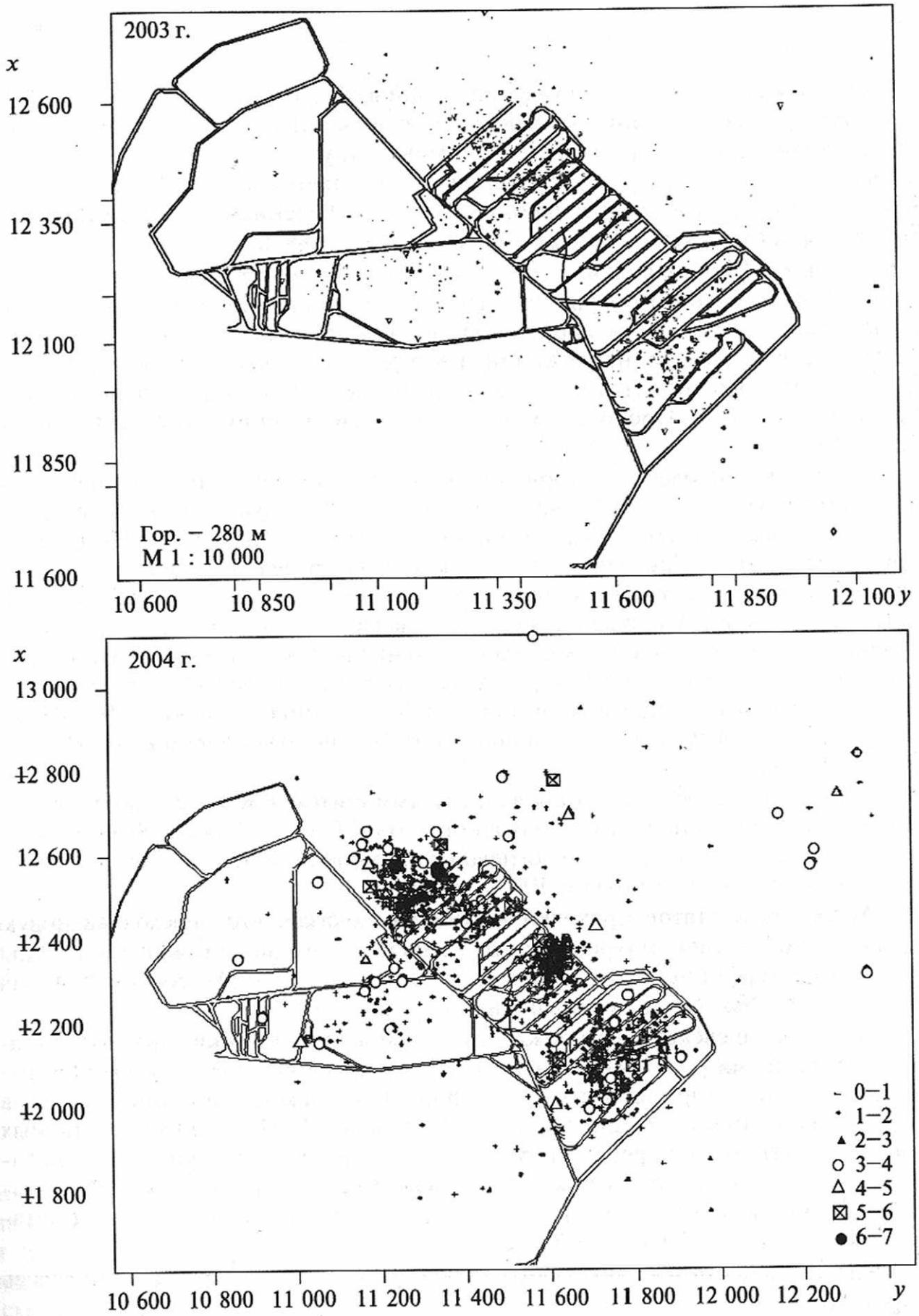


Рис. 3.9. Карта сейсмической активности за 2003 й 2004 гг.

Одной из наиболее трудоемких операций в общей технологии добычи руды является проведение горных выработок: трудоемкость составляет около 30 % от общей доли. Повышение производительности труда и других технико-экономических показателей проходки выработок достигается за счет увеличения глубины заходки, взрываемой за один прием, с обеспечением перераспределения зоны опорного давления в глубь массива горных пород.

На шахте Шерегешевского месторождения при системе разработки этажного принудительного обрушения проведение, например, откаточных ортов осуществляют через 27 м вкрест простирания рудных тел по направлению главных составляющих напряжений. Работы по проходке выработок площадью 10,2 м^2 выполняются по породе и магнетитовой руде (коэффициент крепости по М.М. Протодьяконову 12–18) при бурении шпуров глубиной 2,5–2,7 м.

Технология проведения горизонтальных выработок с применением комплекта шпуров диаметром 40–43 мм заключается в следующем. В центральной части забоя выбуривается компенсационная скважина диаметром 105 мм, длиной не менее 20 м. Скважина служит также для определения категории удароопасности методом электрометрии. Вруб состоит из четырех параллельных шпуров глубиной 2,5 м, расположенных по вершинам ромба вокруг скважины. Длина диагоналей ромба, а также расположение шпуров во врубе изменяются в зависимости от физико-механических свойств горных пород. Оконтуривающие шпуры выбуриваются на расстоянии 650–1000 мм один от другого и 250–350 мм от проектного контура выработки под углом 2–3° по отношению к стенке орта. Всего шпуров 40.

Шпуры заряжают патронированным аммонитом 6ЖВ. Для обеспечения обратного направления инициирования патрон-боевик размещают в донной части заряда. Способ взрывания огневой с применением ЗП. Интервалы замедления между группами зарядов ВВ колеблются от 2 до 10 с.

Анализ результатов проходки выработок показал, что переход на новую схему расположения шпуров вокруг компенсационной скважины позволил увеличить коэффициент использования шпуров до 0,95–0,97, сократить время обуривания забоя за счет уменьшения числа шпуров.

На Шерегешевском месторождении 70–80 % динамических явлений связаны со взрывными работами. Наиболее значительное влияние на горные выработки оказывают взрывы в процессе оформления компенсационных камер, а также выполнения операций по обрушению панелей. После них в различных районах шахтного поля регистрируются обрушения горных пород, заколообразования и др. Энергетический класс взрывов, рассчитанный, как и класс динамических явлений, по сейсмограммам, полученным на сейсмостанции "Таштагол", колеблется от 5 до 8,7 и более.

Удароопасность массива горных пород после каждого взрыва оценивалась параметром K_E (см. 3.1) [174].

В результате проведенных взрывов по подготовке и обрушению технологических блоков установлено, что величина K_E изменялась от 10^{-5} до 10^{-3} и характеризовала состояние массива горных пород, где проводил-

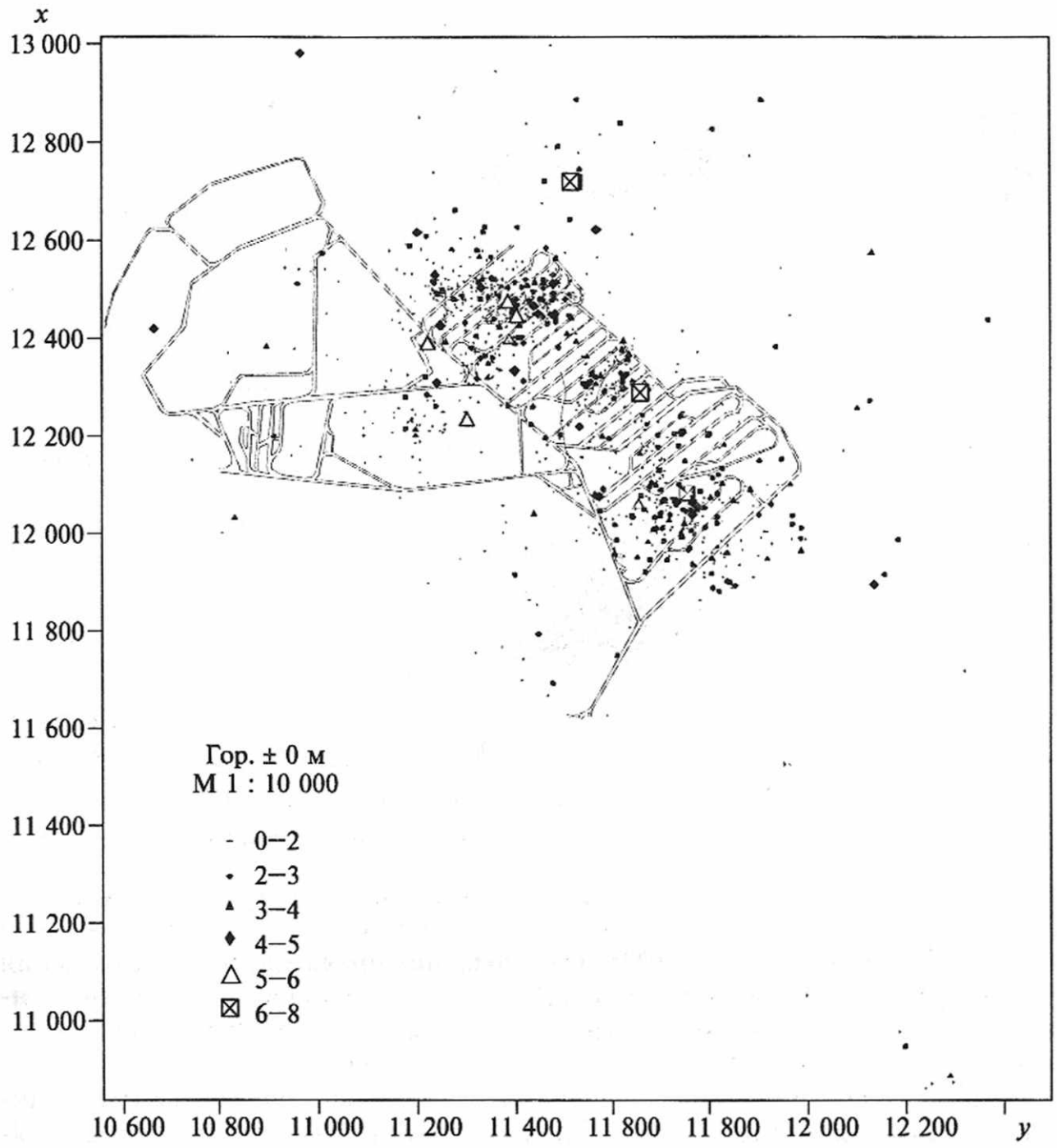


Рис. 3.10. Карта сейсмической активности за 2005 г.

Здесь и на рис. 3.11 цифрами обозначен энергетический класс событий.

ся взрыв (табл. 3.2–3.4). При значениях K_E, близких к нулю, НДС массива не претерпело существенных изменений. При K_E, равном от $3{,}5 \cdot 10^{-4}$ до 10^{-3} и более, в шахте происходили горные удары, микроудары и толчки, вызвавшие обрушения пород и поднятие железнодорожных путей и т.п. (см. табл. 3.4). Определение сейсмической энергии взрывов позволяет оперативно оценивать удароопасность массива, что обеспечит повышение безопасности в шахте и снижение затрат на подготовительно-восстановительные работы.

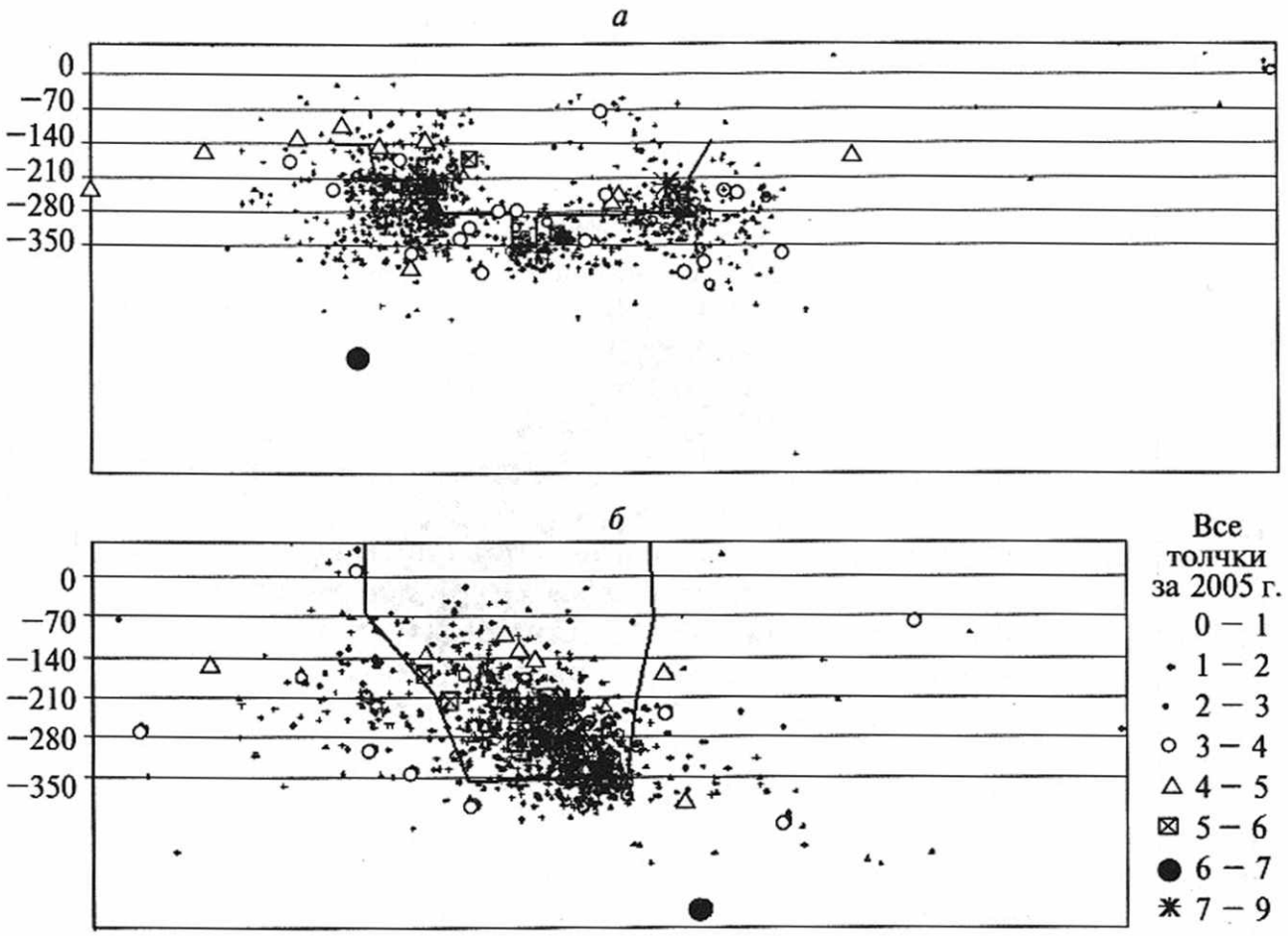


Рис. 3.11. Распределение динамических явлений за 2005 г.
а и *б* — соответственно по и вкрест простирания месторождения.

За последние 10 лет по капитальным выработкам наблюдались проявления в форме толчков. 30.07.04 началось шелушение по грузовому квершлагу 2 участка Подрусловый гор. +225 м. Шелушение проявлялось на протяжении 5 м по кровле и стенкам выработки. При этом наблюдалось отслаивание тонких плиток, растрескивание по трещинам. Выработка стала приобретать полигональную форму. Отмечалось куполение выработки.

Район участка сложен порфиритами и известняками с вкраплением сиенитов. Динамическое явление происходило на контакте порфиритов и известняков при взрывной отбойке забоев. Для безопасности работ предложено отстаивание забоя в течение суток и бурение трех опережающих скважин диаметром 105 мм по 7 м.

05.08.04 в 5 ч 30 мин началось интенсивное заколообразование по ЗПШ-2 на сопряжении со штреком 8 участка Новый Шерегеш. Заколообразование фиксировалось на протяжении 20 м по кровле и бортам выработки. При оборке заколов образовались тонкие плиты, повторяющие контур выработки, слышался треск. Выработка, закрепленная торкрет-бетоном, принимала полигонную форму. Динамическое явление произошло после технологического взрыва по блокам 290 и 26/27. Масса ВВ 12 200 кг. Для безопасности работ проведена оборка заколов.

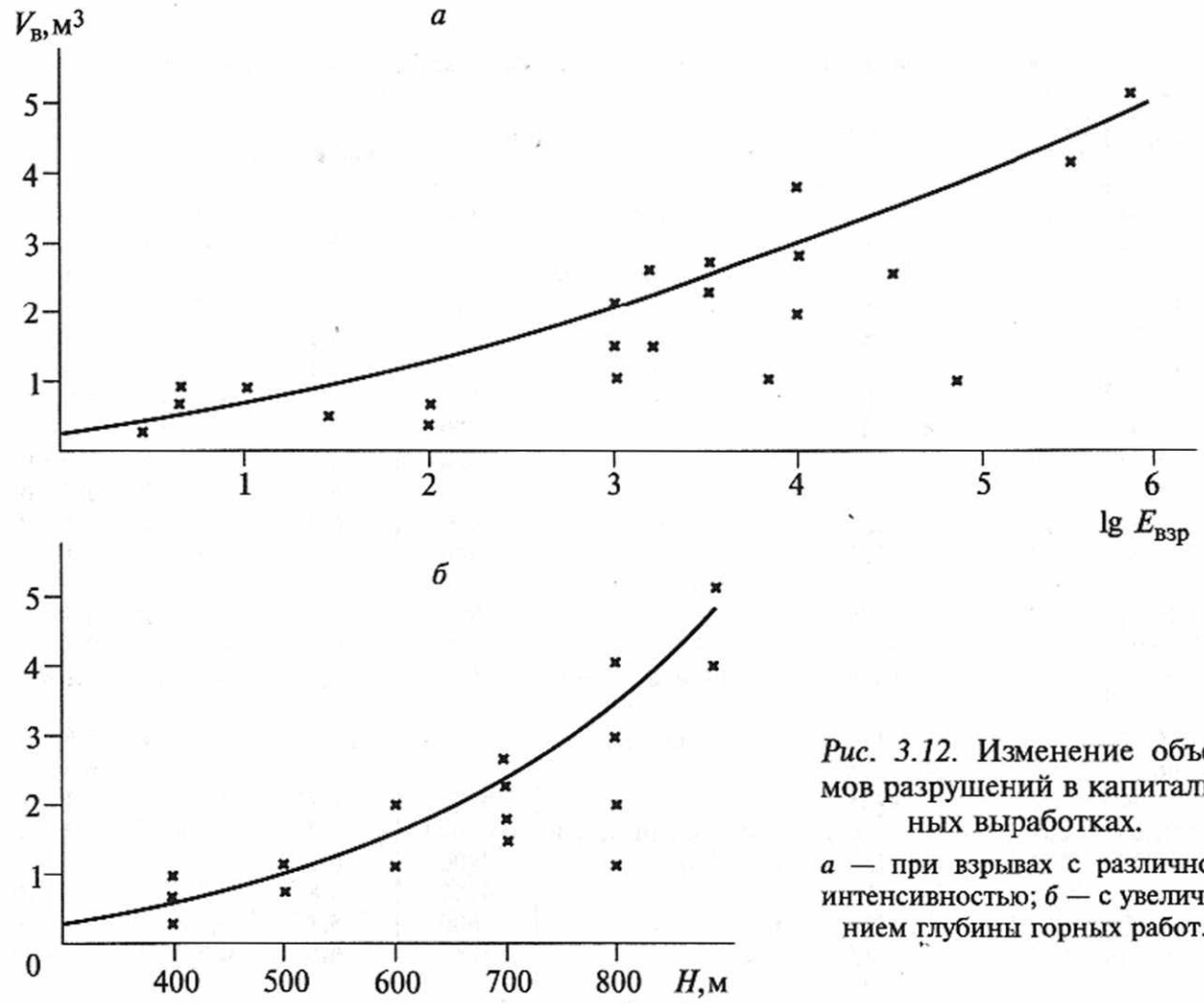


Рис. 3.12. Изменение объемов разрушений в капитальных выработках.

а — при взрывах с различной интенсивностью; *б* — с увеличением глубины горных работ.

При развитии очистных работ на участке Главный в декабре 2003 и в марте 2004 гг. на гор. +325 ÷ +255 м произошли мощные микроудары (энергетический класс 6,3 и 9,4). В горных выработках возникли области разрушений, вспучивание почвы, поднятие рельсовых путей. Объем обрушенных пород превысил 10 м³. В связи с этим часть породного и рудного массивов в районе залегания участка Главный была отнесена к опасному по горным ударам. По вертикали эта область лежит ниже отметки +325 м. В плане она располагается на стыке участков Главный и Болотный и к ней относится значительная часть участка, за исключением его северо-восточной части. Переход к разработке рудных тел на больших глубинах и отнесение части Шерегешевского месторождения к опасной зоне по горным ударам обусловили необходимость повышения степени и достоверности прогноза и предупреждения динамических явлений в горных выработках.

Для установления наиболее общих закономерностей распределения полей напряжений при отработке участков Шерегешевского месторождения применяются методы математического моделирования [175]. При построении модели деформирования интересующего участка используются данные о его геологическом строении, механических свойствах пород, направлении действия и исходных напряжениях. Далее с помощью серии расчетов, в которых в соответствии с планом развития горных работ на месторождении изменяется геометрия очист-

Таблица 3.2

Оценка удароопасности горных пород при взрывах по участку Главный

Дата	Время, ч.мин	Блок, горизонт, м	Вид взрыва	Масса ВВ, кг	Энергетический класс	Энергия взрыва, Дж	Критерий удароопасности
02.04.04	7.26	14, +255	Подсечка	8800	6,7	$4,6\times10^{6}$	$1,4\times10^{-4}$
02.04.04	23.25	56, +185	»	7900	7,0	$5,0\times10^{7}$	$1,7\times10^{-3}$
11.04.04	12.25	56, (+255)÷(+185)	Массовый взрыв	314 573	8,7	$7,4\times10^{8}$	$6,6\times10^{-4}$
22.04.04	7.22	14, +255	Подсечка	3894	6,0	$3,9\times10^{6}$	$2,8\times10^{-4}$
23.04.04	8.59	56, +185	»	7600	8,2	$6,6\times10^{8}$	$2,4\times10^{-3}$
27.04.04	23.26	56, +185	»	5000	7,1	$5,1\times10^{7}$	$2,8\times10^{-3}$
01.05.04	7.52	56, +185	»	2194	6,7	$4,6\times10^{6}$	$5,8\times10^{-4}$
07.05.04	7.13	14, +255	»	9900	6,1	$4,0\times10^{6}$	$1,1\times10^{-4}$
07.05.04	23.27	56, +185	»	4380	6,7	$4,6\times10^{6}$	$2,9\times10^{-4}$
14.05.04	7.26	56, +185	»	4200	6,2	$4,1\times10^{6}$	$2,7\times10^{-4}$
18.05.04	23.18	14, +255	»	2000	6,0	$3,9\times10^{6}$	$5,4\times10^{-4}$
20.05.04	16.22	14, +325	Компенсационная камера	1500	5,8	$3,8\times10^{5}$	$1,8\times10^{-5}$
19.05.04	23.20	14, +325	»	1800	6,7	$4,6\times10^{6}$	$6,3\times10^{-4}$
27.05.04	15.32	56, +185	Подсечка	1200	6,2	$4,1\times10^{6}$	$9,5\times10^{-4}$
29.05.04	23.20	14, +325	Компенсационная камера	5600	6,4	$4,3\times10^{6}$	$2,1\times10^{-4}$
02.06.04	23.48	56, +185	Подсечка	3800	7,0	$5,0\times10^{7}$	$3,6\times10^{-3}$
03.06.04	23.18	14, +255	»	1600	5,9	$3,8\times10^{5}$	$6,6\times10^{-4}$
11.06.04	23.27	14, +255	»	9700	6,7	$4,6\times10^{6}$	$1,3\times10^{-4}$
20.06.04	13.04	14, (+325)÷(+255)	Массовый взрыв	312 423	7,7	$5,8\times10^{7}$	$5,2\times10^{-5}$
07.09.04	23.21	14, +255	Подсечка	7800	6,7	$4,6\times10^{6}$	$1,6\times10^{-4}$
09.09.04	7.26	56, +185	»	4200	5,8	$3,8\times10^{5}$	$2,5\times10^{-5}$
11.09.04.	8.00	56, +185	»	2600	5,7	$3,7\times10^{5}$	$3,9\times10^{-4}$
23.09.04	23.22	56, +185	»	5780	6,6	$4,7\times10^{6}$	$2,2\times10^{-4}$

Таблица 3.3

Оценка удароопасности горных пород при взрывах по участку Новый Шерегеш

Дата	Время, ч.мин	Блок, горизонт, м	Вид взрыва	Масса ВВ, кг	Энергетический класс	Энергия взрыва, Дж	Критерий удароопасности
29.04.04	23.31	26–27, +325	Подсечка	13 600	7,0	$5,1\times10^{7}$	$1,0\times10^{-3}$
21.05.04	21.17	290, +255	Компенсационная камера	2000	5,8	$3,8\times10^{5}$	$5,0\times10^{-5}$
25.05.04	23.46	290, +185	Подсечка	6800	5,7	$3,7\times10^{5}$	$1,5\times10^{-5}$
28.05.04	23.43	290, +185	»	4200	5,5	$3,5\times10^{5}$	$2,0\times10^{-5}$
09.06.04	23.21	290, +255	»	4500	6,5	$4,4\times10^{6}$	$2,7\times10^{-5}$
09.07.04	15.20	27, +255	Компенсационная камера	5300	6,4	$4,3\times10^{6}$	$2,7\times10^{-5}$
13.07.04	5.27	27, +255	Подсечка	5300	5,0	$3,1\times10^{5}$	$2,2\times10^{-4}$
15.07.04	7.21	27, +325	Компенсационная камера	4200	6,3	$4,2\times10^{6}$	$1,6\times10^{-5}$
19.07.04	23.26	27, +325	»	6700	6,7	$4,6\times10^{6}$	$2,8\times10^{-4}$
27.07.04	21.17	290, +325	»	4200	6,6	$4,5\times10^{6}$	$1,9\times10^{-4}$
04.08.04	23.21	290, 26–27, +325	»	12 900	6,8	$4,7\times10^{6}$	$3,0\times10^{-4}$
06.08.04	23.22	290, 26–27, +325	»	12 200	6,8	$4,7\times10^{6}$	$1,0\times10^{-5}$
24.08.04	23.42	22, +255	Подсечка	1800	5,3	$3,3\times10^{5}$	$1,0\times10^{-5}$
01.09.04	23.29	22, +255	»	5300	6,0	$3,9\times10^{6}$	$5,0\times10^{-5}$
03.09.04	0.06	26–27, +325	»	5900	6,4	$3,3\times10^{6}$	$2,0\times10^{-4}$
04.09.04	7.23	290, +325	Компенсационная камера	7100	5,9	$3,8\times10^{5}$	$1,5\times10^{-5}$

Таблица 3.4

Оценка удароопасности горных пород при взрывах по участку Болотный

Дата	Время, ч.мин	Блок, горизонт, м	Вид взрыва	Масса ВВ, кг	Энергетический класс	Энергия взрыва, Дж	Критерий удароопасности
18.08.04	7.25	5, +255	Подсечка	1700	5,5	$3,5\times10^{5}$	$5,8\times10^{-5}$
19.08.04	16.07	5, +255	»	4194	6,5	$4,4\times10^{6}$	$2,9\times10^{-4}$
19.08.04	23.36	5, +325	Компенсационная камера	2880	6,7	$4,6\times10^{6}$	$4,4\times10^{-4}$
21.08.04	7.51	5, +325	»	1500	6,2	$4,1\times10^{6}$	$7,6\times10^{-4}$
23.08.04	23.16	5, +325	»	3340	6,5	$4,4\times10^{6}$	$3,7\times10^{-4}$
25.08.04	15.33	5, +325	»	6426	7,4	$5,4\times10^{7}$	$2,3\times10^{-3}$
26.08.04	15.25	5, +255	Подсечка	1700	5,7	$3,7\times10^{5}$	$6,1\times10^{-5}$
28.08.04	7.22	5, +255	»	2100	6,7	$4,6\times10^{6}$	$6,1\times10^{-4}$
31.08.04	7.23	5, +325	Компенсационная камера	4000	6,4	$4,3\times10^{6}$	$3,0\times10^{-4}$
31.08.04	15.19	5, +325	»	2100	6,5	$4,4\times10^{6}$	$5,8\times10^{-4}$
01.09.04	7.31	5, +325	»	600	5,8	$3,8\times10^{5}$	$1,7\times10^{-4}$
03.09.04	7.25	5, +325	»	2100	6,7	$4,6\times10^{6}$	$6,1\times10^{-4}$
06.09.04	23.29	5, +325	»	2300	6,0	$3,9\times10^{6}$	$4,7\times10^{-4}$
10.09.04	15.36	5, +325	»	8900	6,8	$4,7\times10^{6}$	$1,4\times10^{-4}$

ного пространства, устанавливаются расположение зон концентрации сжимающих, растягивающих и касательных напряжений и характер их изменения по мере отработки рудных участков.

Наиболее сложная геомеханическая ситуация на месторождении складывается при отработке технологических блоков в районе контакта рудных тел участков Главный и Болотный. Принятая здесь стратегия развития очистных работ заключается в том, что сначала происходит выемка блоков на одном из участков. Затем на этом участке фронт отработки удаляется от границы контакта. На другом участке, напротив, фронт отработки движется к границе контакта рудных тел (рис. 3.13). При определенном пролете отработки в районе контакта происходит взаимовлияние зон опорного давления, вызванное выемкой обоих участков.

На участке Главный на гор. (+325) ÷ (+255) м взорван и осуществлен выпуск руды из блока № 14. Оценка методами математического моделирования напряженного состояния массива горных пород после отработки этого блока показала, что в рудном целике, находящемся между участками Главный и Болотный, формируется область действия высоких сжимающих и касательных на-

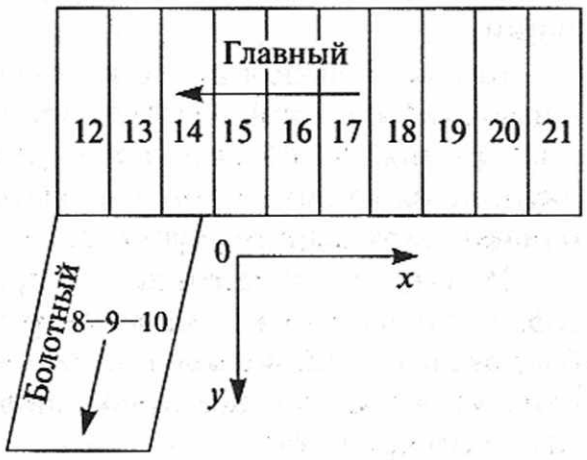


Рис. 3.13. Схема расположения рудных блоков на участках Главный и Болотный, гор. (+325) ÷ (+255) м, с обозначением их номеров. Стрелками указаны направления развития очистных работ.

пряжений. В значительной части целика уровень сжатия превысил 100 МПа [176]. К отбойке на участке Главный также запланированы еще два блока: № 13 и 12. Предполагается, что их выемка вызовет дальнейшее уменьшение размеров рудного целика между участками месторождения, что предельно осложнит геомеханическую обстановку в данном районе. Вследствие этого предложен вариант отработки, предусматривающий первоочередную отбойку части блоков № 13 и 12, граничащую с обрушенными породами участка Болотный, затем дальнейшую совместную выемку руды из них [166]. Проведенная геомеханическая оценка варианта показала его обоснованность вследствие значительно меньшего уровня напряжений, достигаемых в районе отработки, по сравнению с обычно применяемым порядком ведения очистных работ на участке Главный.

Подготовительные работы по отбойке первой части блоков № 13 и 12 выполнялись в условиях действия высоких напряжений, поэтому в данном районе проводился контроль геомеханического состояния массива. Он осуществлялся на месторождении путем измерений электросопротивления массива аппаратурой АНЧ-3 и электромагнитного излучения — прибором РВИНДС-2.

На рис. 3.14, *а* представлены результаты измерения электромагнитного излучения на гор. +255 м в подготавливаемой к отбойке первой очереди блоков № 13 и 12 в апреле, мае и июне 2005 г. Видно, что в конце апреля — начале мая его значения были повышенными. В этот период, а именно 2 мая 2005 г., в 2 ч 30 мин в районе указанных буровых выработок произошел толчок, в результате которого обрушились породы в целике, образованном при проходке выработок бурового орта 1. Толчок ощущался в шахте, однако сейсмостанцией "Таштагол" не был зарегистрирован. В качестве меры предосторожности было выдано предписание на отстаивание выработок.

В тот же день в 22 ч 7 мин отмечен еще один толчок в районе буровых выработок подготавливаемой к отбойке первой очереди блоков № 13 и 12. Он произошел одновременно с взрыванием шпуров в забое буровой камеры № 1. Толчок ощущался на поверхности и в шахте. Сейсмостанция "Таштагол" зарегистрировала динамическое явление энергетического класса 6,6. Общее количество обрушенной массы составило 15 м^3. После толчка принято решение о приостановлении взрывных работ в данном районе до завершения установки крепи, а все выработки здесь временно исключены из эксплуатации.

Самый большой всплеск значений электромагнитного излучения за весь период наблюдений зарегистрирован 03.06.2005 г. Сразу вслед за этим в районе ведения подготовительных работ по обрушению блоков № 13 и 12 произошел толчок во вмещающем массиве горных пород. Толчок ощущался в шахте, однако разрушений выработок не отмечено.

Результаты измерений электромагнитного излучения, выполненные на гор. +325 м участка Главный в районе подготовки к отбойке первой очереди блоков № 13 и 12, позволяют отметить, что во время возникновения динамических явлений в массиве горных пород происходит его высокая электромагнитная активность (рис. 3.14, *б*).

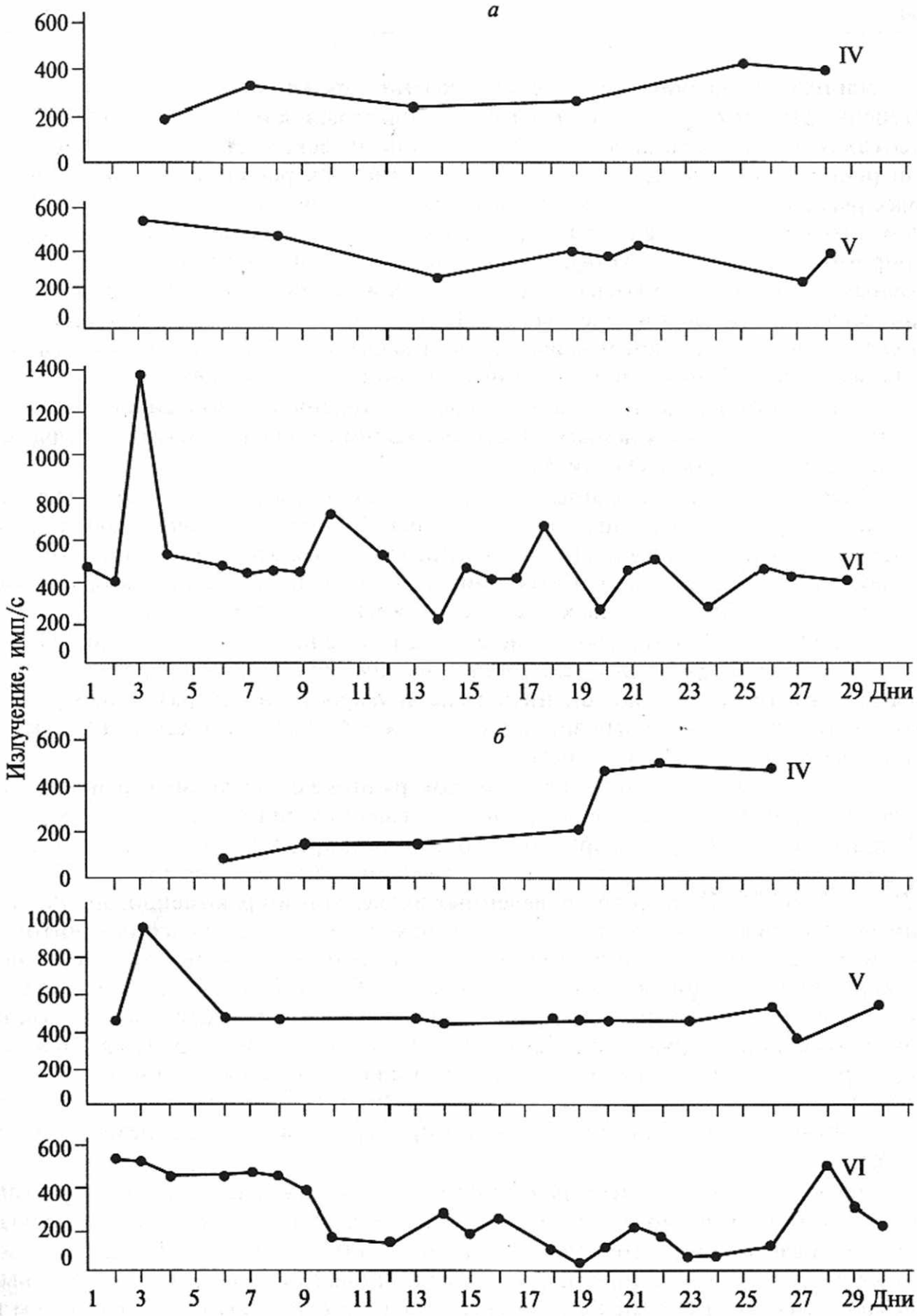


Рис. 3.14. Результаты измерения электромагнитного излучения массива прибором РВИНДС-2 в блоках № 12, 13 гор. +255 м (*а*) и гор. +325 м (*б*) участка Главный в 2005 г.

IV, V, VI — апрель, май, июнь.

Данные измерения электросопротивления также подтверждают высокую степень удароопасности массива в районе подготовки к отбойке первой очереди блоков № 13 и 12 во время возникновения динамических явлений в этом районе. На рис. 3.15 приведены результаты измерений электросопротивления рудного массива на гор. +255 и +325 м в тот же период времени: апрель — июнь 2005 г. На обоих горизонтах в начале мая зафиксированы самые низкие значения электросопротивления, свидетельствующие о высоком уровне напряжений в массиве горных пород. Как уже указывалось, в это время на месторождении произошли динамические явления в виде толчков. Толчок, отмеченный в начале июня, располагался во вмещающем массиве вдали от выработок, поэтому данные измерения электросопротивления не смогли установить его подготовку.

Еще одним параметром, оценивающим степень удароопасности массива горных пород и применяемым на месторождении в последние годы, является коэффициент удароопасности K_E.

В табл. 3.5 приведены данные о технологических взрывах и толчках на участке Главный, зарегистрированных сейсмостанцией "Таштагол" в начале 2005 г. Значения критерия удароопасности, вычисленные по этим данным, показывают, что удароопасная ситуация на месторождении в районе участка Главный сформировалась в начале июня 2005 г. перед толчком, произошедшим 05.06.2005 г.

Таким образом, комплексное использование данных сейсмостанции "Таштагол", оценка напряженного состояния массива горных пород инструментальными методами позволяют оценить степень удароопасности различных участков месторождения и прогнозировать время и район возникновения динамических явлений большой мощности.

За последние 30 лет на Таштагольском руднике сооружение вертикальных стволов протекает в условиях действия высоких природных напряжений. Впервые возник вопрос сохранения постоянной крепи в стволе Новый Капитальный при строительстве комплекса подземного дробления ниже гор. ±0 м (H = 450 м) [78]. На основе проведенных исследований рекомендована податливая конструкция крепи с использованием деревянных сминаемых щитов и размещением их попарно в железобетонной крепи по направлению действия максимальных и минимальных напряжений [79, 80]. Практически все стволы на старой промплощадке пройдены по дайковым телам в массиве с высокой концентрацией напряжений. Проходка ствола Западный сопровождалась неоднократными динамическими явлениями на глубине более 600 м. В эксплуатируемом стволе Западный между гор. −140 м (H = 610 м) и гор. −70 м (H = 540 м) произошел горный удар, который разрушил 35 м железобетонной крепи.

Доразведка запасов месторождения и проводимая вследствие этого реконструкция Таштагольского рудника предусматривали проходку ряда стволов различного назначения, в том числе первого из них — Сибиряк. Шахтный скипо-клетьевой ствол Сибиряк сооружается на новой промплощадке взамен выбывающего ствола Новый Капитальный. Расположен ствол примерно в 1 км к западу от участка Восточный Таштагольского месторождения.

Проходка ствола Сибиряк осуществлялась с большими трудностями из-за разрушения постоянной железобетонной крепи на глубине 563 м и ниже под

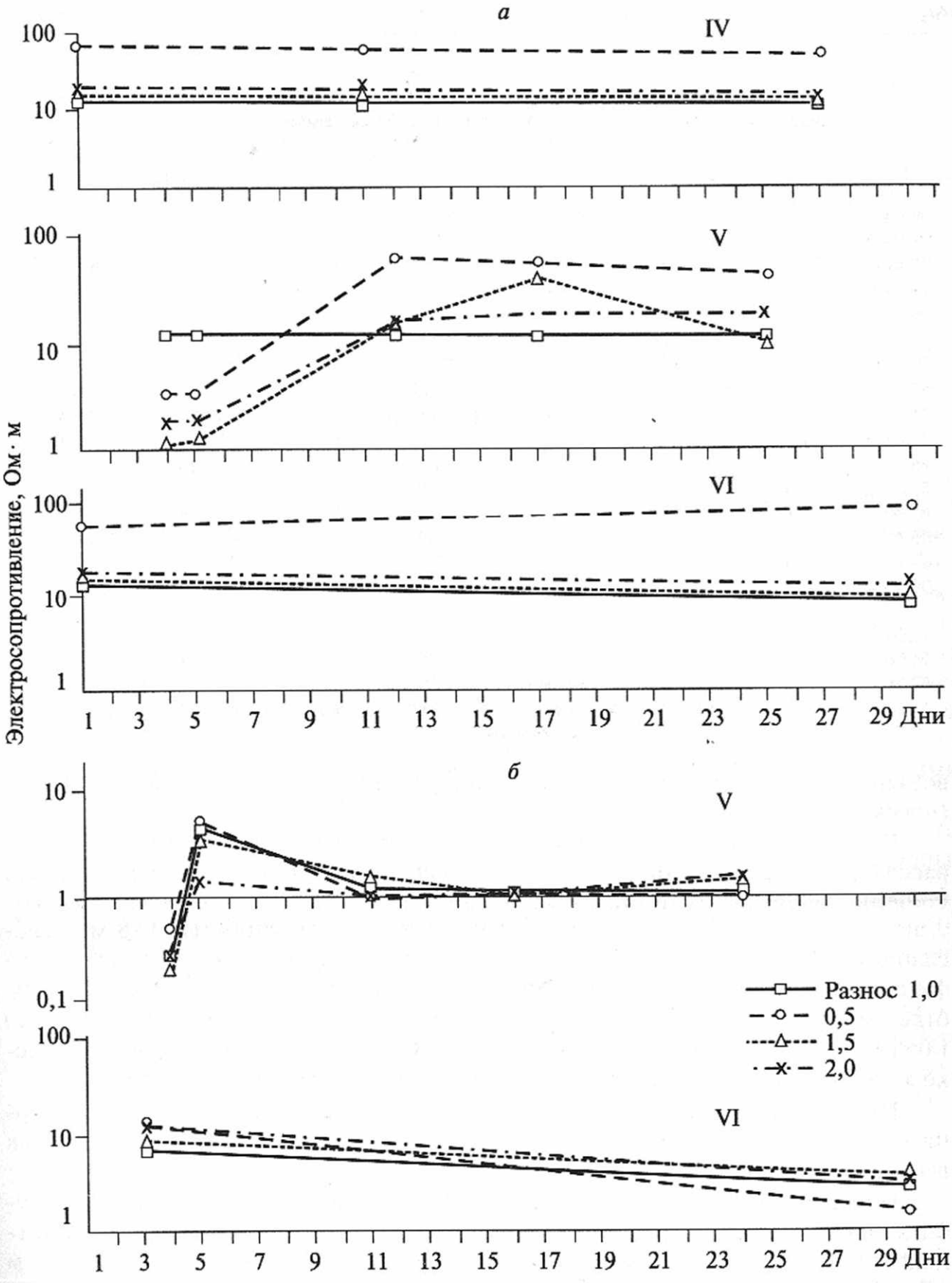


Рис. 3.15. Измерения электросопротивления массива прибором АНЧ-3 в блоках № 12, 13 участка Главный в 2005 г.

а — гор. +255 м, орт 14; *б* — гор. +325 м, орт 2.

Таблица 3.5

Сейсмические события на участке Главный по данным сейсмостанции "Таштагол"

Дата	Время, ч.мин	Блок, горизонт, м	Вид взрыва	Масса ВВ, кг	Энергетический класс	Энергия взрыва, Дж	Критерий удароопасности
04.04.05	23.19	57, +185	Подсечка	6100	7,3	$5,3\times10^{7}$	$1,6\times10^{-4}$
08.04.05	23.20	14, +255	»	6000	6,0	$3,9\times10^{6}$	$1,8\times10^{-4}$
27.04.05	7.18	14, +255	»	6400	5,8	$3,8\times10^{5}$	$1,6\times10^{-5}$
29.04.05	23.20	14, +255	»	2790	5,7	$3,7\times10^{5}$	$3,7\times10^{-5}$
10.05.05	24.05	57, +185	»	2100	6,8	$4,7\times10^{6}$	$6,2\times10^{-4}$
14.05.05	16.52	14, +255	»	4200	5,8	$3,7\times10^{5}$	$2,8\times10^{-5}$
17.05.05	15.23	57, +185	»	7700	6,5	$4,4\times10^{6}$	$1,6\times10^{-4}$
19.05.05	15.23	56, +185	»	6100	6,1	$4,0\times10^{6}$	$1,8\times10^{-4}$
21.05.05	7.21	14, +255	»	3600	6,0	$3,9\times10^{6}$	$3,0\times10^{-4}$
25.05.05	23.55	14, +255	»	2100	5,7	$3,7\times10^{5}$	$4,9\times10^{-4}$
26.05.05	23.55	56, +185	»	5100	6,0	$3,9\times10^{6}$	$2,1\times10^{-4}$
01.06.05	15.20	25, +255	»	800			
01.06.05	23.39	14, +255	»	1200	6,4	$4,3\times106^{7}$	$1,0\times10^{-3}$
06.06.05	23.19	14, +255	»	4000	6,2	$4,1\times10^{6}$	$2,8\times10^{-4}$
07.06.05	17.40	12/13, +255	»	3700			
09.06.05	23.15	12/13, +325	Компенсационная камера	3700	8,0	$6,4\times10^{8}$	$4,8\times10^{-2}$
11.06.05	23.20	12/13, +325	»	2100	6,3 (6,7)	$4,6\times10^{6}$	$6,1\times10^{-4}$
14.06.05	15.36	12/13, +325	»	1900	7,1	$5,1\times10^{7}$	$7,5\times10^{-3}$
17.06.05	7.15	57, +185	Подсечка	800			
17.06.05	23.20	12/13, +325	Компенсационная камера	6300	9,1	$8,1\times10^{9}$	$3,6\times10^{-2}$

воздействием высоких тектонических напряжений и несоответствия технологических схем [82].

Все породы вследствие регионального метаморфизма претерпели сильное рассланцевание, в результате чего превращены в метаморфические сланцы. По степени трещиноватости они неоднородны, количество трещин в среднем составляет 5 шт. на 1 м; трещины залечены кальцитом мощностью 1–8 мм. Рассланцовка практически меридиональная, с углом падения 80° на запад. Коэффициент крепости 9–12; в обнажении — от неустойчивых до среднеустойчивых, отдельность плитчатая, при вывалах с бортов размер блоков от 0,5×0,5×0,3 до 1,0×1,0×0,3 м. На глубинах 547,9–550,3 и 955,2–958,4 м выделены участки дискования керна с высокой степенью упругости и напряженности пород.

По разрезу скважины встречаются участки пород с низким выходом керна — ослабленные зоны (по кавернометрии), которые классифицируются как весьма ослабленные грунты.

Проектом предусмотрено ствол диаметром в свету 7,5 м проходить на глубину 1050 м с крепью толщиной 400 мм. До глубины 600 м крепь — монолитный бетон, ниже — бетон с двойной арматурной сеткой. С гор. +70 м ($H = 470$ м) запланирована установка деревянных щитов для создания податливости бетонной крепи.

Фактически до глубины 611 м ствол закреплен монолитной бетонной крепью толщиной не менее 400 мм, с установкой элементов податливости. Последняя заходка закреплена железобетоном с одним рядом арматуры.

Значительное количество динамических явлений при проходке вертикальных стволов и околоствольных выработок отмечается на удароопасном Таштагольском месторождении. Основные из них рассматриваются ниже.

Руддвор шахты Западная. 12.11.1975 г. в забое порожняковой ветви западного руддвора гор. –140 м (H = 643 м) произошел микроудар, который сопровождался сильным звуковым и сейсмическим эффектом. Выброс породы из сводовой части забоя выработки объемом 1 м^3. Причина микроудара — концентрация напряжения в массиве вблизи шва тектонического разлома и контакта диоритовой дайки с сиенитами.

19.08.1979 г. в забое руддвора гор. –210 м (H = 720 м) произошел микроудар, которым из кровли выброшена порода на расстояние 3,5 м от контакта со сланцами. Объем выброса до 5 м^3, глубина до 1,0 м. Нарушена опалубка.

Следует отметить, что выработки до забоя были закреплены постоянной монолитной железобетонной крепью. Кровля на расстоянии 5 м от забоя не закреплена, по кровле установлена опалубка. Сечение ствола (вчерне) приобрело шатровую форму.

Руддвор шахты Новая Капитальная. 26.05.1972 г. в околоствольном дворе ствола, в восточной ветви водосборника гор. –70 м (H = 520 м) произошел микроудар. В момент оборки заколов возник процесс интенсивного заколообразования и стреляния, завершившийся выбросом породы из кровли в объеме 2 м^3. Затем с кровли и забоя стали отстреливаться линзообразные куски породы. Общий объем обрушившейся массы составил 12 м^3. Причина — повышение напряжения вблизи контакта диоритовой дайки с сиенитами и туфосланцами в зоне влияния тектонического разлома.

07.07.1972 г. в камере опрокидывателя околоствольного двора ствола гор. –70 м (H = 515 м) произошел горный удар, которым выброшено 12 м^3 породы.

Камера опрокидывателя имеет сечение 40,8 м^2. При оборке заколов наблюдалось интенсивное заколообразование и потрескивание пород в кровле выработки. Причина горного удара — повышение напряжения при большом обнажении в условиях влияния контактов различных типов пород.

Фактор удароопасности массива при сооружении стволов, возможность динамических разрушений крепи обусловливают необходимость определения угрожаемых пород, склонных к горным ударам, а также применение в выработках профилактических мероприятий, в том числе инструментального контроля.

3.3. Исследование процесса распределения динамических явлений при ведении горных работ на месторождениях Горной Шории

С 1995 по 2006 г. горные работы на Таштагольском месторождении проводились на 7 горизонтах в шахте (+70)÷(–350) м по трем участкам: Восточный, Юго-Восточный и Северо-Западный. Проведено более 27 массовых и 400 технологических взрывов с сейсмической энергией $1{,}7 \cdot 10^5 \div 7{,}2 \cdot 10^8$ Дж.

Капитальные работы велись на горизонтах (+70)÷(−420) м: углублялся ствол Западный, армировался ствол Сибиряк, укреплялись слепой ствол, околоствольные выработки ствола Сибиряк, комплексы подземного дробления у ствола Сибиряк, южный квершлаг, квершлаг на стволы Сибиряк и Новый Капитальный, выработки на юго-восточном и северо-западном участках и др. Для крепления горных выработок использовались следующие типы крепей: железобетонная, анкерная, анкерная с металлической сеткой, набрызг-бетонная, СВП-17 и т.п.

При ведении горных работ на восточном участке за указанный период отрабатывались блоки № 3 в этаже (−70)÷(±0) м, № 8 в этаже (−210)÷(−140) м, № 5 в этаже (−140)÷(−70) м, № 2 в этаже (−70)÷(±0) м, № 13 в этаже (−280)÷(−210) м, № 7 в этаже (−210)÷(140) м, № 01, 1 в этаже (−70)÷(±0) м, № 4 в этаже (−140)÷(−70) м, № 12 в этаже (−280)÷(−210) м, № 11 в этаже (−280)÷(−210) м, № 6 в этаже (−280)÷(−210) м, № 6 в этаже (−210)÷(−140) м и № 1 в этаже (+70)÷(+117) м на северном фланге месторождения; № 20 в этаже (−280)÷(−210) м, № 14 в этаже (−280)÷(−210) м в центральной части и № 33 в этаже (−280)÷(−210) м, № 32 в этаже (−280)÷(−210) м, № 34 в этаже (−280)÷(−210) м, № 35 в этаже (−280)÷(−210) м, № $35^б$ в этаже (−140)÷(−70) м, № 25 в этаже (−280)÷(−210) м, № 30 в этаже (−280)÷(−210) м на южном фланге месторождения.

Изучена геодинамическая обстановка в период подготовки, производства взрывов и выпуска руды из блоков. Сложная геодинамическая ситуация возникала в районе грузовых, порожняковых и южного квершлагов; северного и южного треугольников; складов ВМ; в районе стволов Западный, Новый Капитальный, Южный и Северный.

В системах регионального прогноза за проявлением горного давления ведутся шахтные микросейсмические наблюдения. Основной их задачей является прогнозирование удароопасных ситуаций с целью принятия профилактических мер по безопасности горных работ в шахтах.

Установлено влияние отработки блоков на интенсивность динамических явлений в лежачем боку Таштагольского и Шерегешевского месторождений. Отмечен рост сейсмической энергии толчков и их миграция в районе стволов, квершлагов и др., особенно в окрестности складов взрывчатых материалов (ВМ) (табл. 3.6).

На величину сейсмической энергии динамических явлений и их распределение в массиве горных пород оказывает влияние, кроме принятой массы ВВ, местоположение очистных блоков. Так, при выемке блоков на северном фланге и в центральной части месторождения регистрируются толчки в районе складов ВМ с энергией от 4,24 до $2,5 \cdot 10^5$ Дж, стволов Западный, Северный и Новый Капитальный — от 4,2 до $1,7 \cdot 10^4$ Дж и в квершлагах — от 9,4 до 10^6 Дж (рис. 3.16). Отработка блоков на южном фланге месторождения провоцирует толчки в районе ствола Южный и южного "треугольника", при этом энергия толчков изменяется от 6,4 до 10^6 Дж. Следует отметить, что динамические явления фиксируются на расстояниях от 15–20 до 650–900 м от отрабатываемых блоков, причем максимальная энергия сейсмических событий регистрируется в районе складов ВМ и ствола Западный на расстояниях от 20 до

Таблица 3.6

Распределение динамических явлений в лежачем боку Таштагольского месторождения

Дата; время (по Гринвичу)	Координаты			Сейсмическая энергия, Дж	Примечание (привязана к шахтному полю)
	x	*y*	*z*		
1	2	3	4	5	6
Склад ВВ, северный и южный треугольники; квершлаги					
26.02.95; 22.08	12 277	11 270	−65	$1{,}3 \cdot 10^3$	Склад ВВ, ств. 11 орта
19.05.95; 11.53	12 381	11 265	−198	$1{,}3 \cdot 10^2$	», ств. 8 орта
07.10.95; 16.16	12 356	11 239	−295	$6{,}5 \cdot 10^1$	То же
17.10.95; 14.27	12 304	11 306	64	9,4	Сев. треугольник, ств. 11 орта
30.07.96; 1.01	12 286	11 217	−199	$1{,}1 \cdot 10^4$	Склад ВВ, ств. 9 орта
06.08.96; 16,53	17 400	11 311	−115	4,24	Сев. треугольник, ств. 9 орта
28.09.96; 8.42	12 305	11 351	−70	$2{,}18 \cdot 10^3$	Склад ВВ, ств. 9 орта
15.03.97; 10.57	12 305	11 332	−233	9,39	Груз. квершлаг, ств. 12 орта
19.03.97; 7.05	12 119	11 509	−245	9,4	Южн. треугольник, ств. 12 орта
01.05.97; 19.59	12 285	11 187	−80	$2{,}8 \cdot 10^2$	То же
21.05.97; 6.57	12 373	11 263	−139	$1{,}18 \cdot 10^3$	Склад ВВ, ств. 8–9 орта
30.06.97; 1.48	12 311	11 380	−207	6,5	Сев. треугольник, ств. 13 орта
07.07.97; 2.22	12 284	11 121	−234	$3{,}7 \cdot 10^4$	Груз. квершлаг, ств. 7 орта
13.07.97; 0.0	12 339	11 340	−129	9,4	Склад ВВ, ств. 11 орта
13.07.97; 5.46	12 325	11 248	−298	9,4	Груз. квершлаг, ств. 9 орта
27.07.97; 0.03	12 332	11 312	−186	$7{,}9 \cdot 10^3$	Склад ВВ, ств. 10 орта
09.08.97; 2.59	12 338	11 310	−172	$1{,}2 \cdot 10^3$	То же
17.08.97; 0.0	12 343	11 284	−185	$1{,}2 \cdot 10^3$	», ств. 9 орта
24.08.97; 2.47	12 362	11 286	−117	4,24	То же
01.11.97; 16.28	12 330	11 291	−158	9,4	», ств. 10 орта
13.01.98; 3.37	12 365	11 279	−180	$6 \cdot 10^3$	», ств. 9 орта
10.02.98; 8.0	12 337	11 264	−223	$1{,}5 \cdot 10^4$	», ств. 9–10 орта
27.05.98; 7.27	12 350	11 298	−171	$3{,}74 \cdot 10^4$	», ств. 10 орта
27.12.98;17.33	12 319	11 247	−221	$2{,}1 \cdot 10^3$	», ств. 9–10 орта
17.07.02; 1.44	12 285	11 190	−202	$2{,}2 \cdot 10^3$	», ств. 8 орта
20.01.03; 3.41	12 224	11 241	−276	$1{,}2 \cdot 10^3$	Груз. квершлаг, ств. 24
14.10.03; 3.49	12 382	11 252	−163	$2{,}5 \cdot 10^5$	Склад ВВ
Шахта Западная					
22.07.96; 9.44	12 189	11 193	−228	$1{,}3 \cdot 10^2$	Район шахты: ств. 11 орта
19.08.96; 13.26	12 187	11 012	−103	$1{,}4 \cdot 10^7$	», ств. 7 орта
05.11.96; 5.44	12 069	11 163	−356	$6{,}5 \cdot 10^1$	», ств. 15 орта
07.11.96; 1.59	12 056	11 120	−105	4,24	», ств. 13 орта
04.02.97; 20.57	12 090	11 040	−320	4,24	», ств. 11 орта
01.05.99; 3.18	12 247	11 030	−186	1,4	То же
01.06.99; 23.43	12 067	11 057	−153	1,4	»
14.06.99; 12.34	12 170	11 033	−148	2,5	»
07.08.99; 12.34	12 270	11 050	−105	$1{,}6 \cdot 10^5$	»
25.09.01; 15.57	12 075	11 075	−290	4,24	»
02.03.02; 5.54	12 168	11 119	−109	2,3	»
17.07.02; 6.36	12 154	11 202	−225	3,4	»
27.08.02; 7.51	12 212	11 265	−228	$5 \cdot 10^3$	»
12.09.02; 2.48	12 150	11 098	−246	$1{,}3 \cdot 10^5$	»
21.10.02; 0.30	12 158	11 103	−181	$5{,}3 \cdot 10^2$	»
20.12.02; 20.15	12 125	11 193	−243	2,03	»
02.01.03; 8.14	12 142	11 134	−360	$2{,}4 \cdot 10^4$	»
06.01.03; 20.53	12 103	11 193	−272	$1{,}5 \cdot 10^4$	»

Окончание табл. 3.6

1	2	3	4	5	6
13.02.03; 4.49	12 009	11 056	−167	3,37	Район шахты, ств. 11 орта
08.09.03; 10.48	12 155	11 058	−190	4,34	То же
24.09.03; 11.50	12 237	11 048	−184	2,5	»
25.01.04; 3.19	12 158	11 076	−236	6,5	Район шахты, ств. 7–8 орта
06.03.04; 8.28	12 157	11 016	−72	7,02	То же
16.03.04; 8.44	12 158	11 051	−190	$5{,}5 \cdot 10^3$	»
08.05.04; 4.55	12 062	10 996	−63	4,05	»
09.05.04; 2.35	12 198	11 168	−171	5,73	»
10.05.04; 15.12	12 195	11 068	−65	3,01	»
10.05.04; 15.15	12 202	11 109	−43	3,5	»
10.05.04; 17.55	12 182	11 095	−131	3,51	»
21.06.04; 16.18	12 163	11 006	−184	$1{,}7 \cdot 10^4$	»
27.06.04; 16.05	12 162	11 021	−192	$1{,}2 \cdot 10^3$	»
31.07.04; 19.25	12 108	11 115	−60	2,4	»
15.09.04; 14.2	12 159	11 094	−248	1,88	»
26.11.04; 3.10	12 148	11 062	−307	1,4	»
19.12.04; 18.25	12 180	11 161	−260	4,92	»
Шахта Новая Капитальная					
15.02.98; 18.38.16	12 196	10 906	−143	$4{,}3 \cdot 10^5$	Район шахты
15.02.98; 18.38.21	12 163	10 910	−166	$1{,}6 \cdot 10^5$	То же
15.02.98; 18.38.56	12 180	10 912	−167	6,5	»
25.02.98; 2.37	12 196	10 926	−157	$1{,}56 \cdot 10^4$	»
12.07.98; 10.39	12 191	10 975	−179	4,24	»
24.07.02; 6.10	12 227	10 945	−236	3,1	Район шахты (бункер)
26.12.02; 0.49	12 247	10 844	−180	$6{,}4 \cdot 10^4$	»
04.03.03; 11.55	12 220	10 938	−198	3,86	»
04.03.03; 14.8	12 236	10 988	−128	2,44	»
05.03.03; 6.5	12 181	10 892	−301	3,4	»
24.03.03; 13.38	12 220	10 897	−202	4,38	»
29.04.03; 21.9	12 200	10 870	−200	4,62	»
05.06.03; 5.41	12 239	10 923	−278	3,3	»
20.06.03; 8.41	12 214	10 854	−176	4,26	»
19.08.03; 14.4	12 210	10 918	−313	4,24	»
11.10.03; 16.48	12 230	10 909	−189	2,9	»
27.11.03; 0.33	12 225	10 913	−129	$1{,}17 \cdot 10^4$	»
03.12.04; 6.1	12 223	10 845	−240	1,4	»
Шахта Южная					
07.04.99; 4.20	11 679	11 466	−328	9,4	Район шахты
08.09.01; 12.44	11 740	11 471	−368	2,6	То же
11.09.03; 3.48	11 713	11 540	−139	9,92	», ств. 29 орта
Шахта Северная					
18.04.00; 21.8	12 290	10 890	−162	4,24	Район шахты
09.12.00; 14.59	12 273	11 014	−109	6,5	», ств. 5 орта
03.07.01; 7.8	12 320	11 000	−32	2,6	»
04.08.01; 6.20	12 233	10 922	−268	4,24	»
15.08.01; 5.25	12 327	10 973	−133	1,4	»
28.01.02; 20.26	12 310	10 950	−10	$1{,}3 \cdot 10^2$	»
28.09.03; 5.48	12 306	10 993	−207	1,3	»
20.04.04; 22.6	12 247	10 969	−183	3,72	»
19.12.04; 8.48	12 329	10 962	−91	$2{,}87 \cdot 10^2$	»

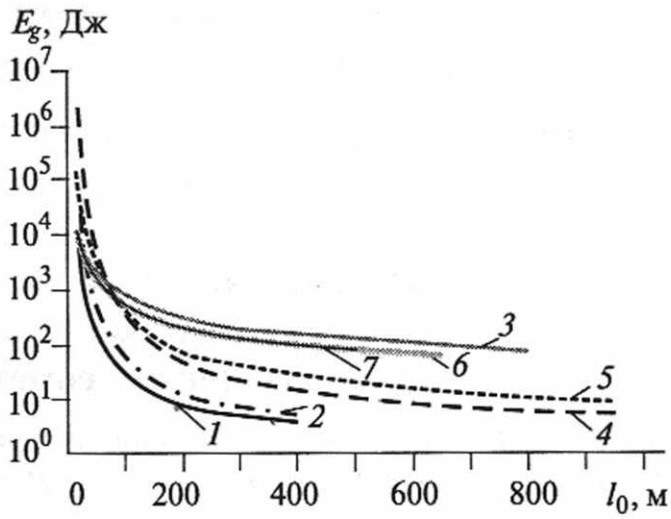


Рис. 3.16. Изменение сейсмической энергии динамических явлений в лежачем боку месторождения при ведении очистных работ.

1 — сопряжение грузового квершлага с полевым штреком; *2* — сопряжение порожнякового квершлага с полевым штреком; *3* — шахта Западная; *4* — шахта Новая Капитальная; *5* — шахта Северная; *6* — шахта Южная; *7* — склад взрывчатых материалов (ВМ).

650 м, минимальная — в районе северного "треугольника", квершлагов и ствола Северный на расстояниях 400 и 900 м.

Уменьшение энергии E_g динамических явлений при увеличении расстояния l_0 аппроксимируется степенной функцией $\lg = A'/l_0^{\alpha}$, где константы A' и α изменяются в пределах 14,06 ÷ 67,91 и 0,19 ÷ 0,56 соответственно. На рис. 3.16: *1* — $E_g = 56{,}593 l_0^{-0{,}6463}$; *2* — $E_g = 62{,}195 l_0^{-0{,}6315}$; *3* — $y = 15{,}128x^{-0{,}2231}$; *4* — $y = 14{,}063x^{-0{,}1958}$; *5* — $y = 37{,}473x^{-0{,}4311}$; *6* — $y = 67{,}912x^{-0{,}566}$; *7* — $y = 14{,}47x^{-0{,}2137}$.

Глава 4

Математическое моделирование напряженно-деформированного состояния массива горных пород в окрестности выработки при нагружении*

4.1. Оценка характера распределения напряжений в элементах экспериментальной модели при их различных геометрических параметрах

Трудоемкость и все возрастающая стоимость проведения лабораторных экспериментов по изучению характера деформирования и разрушения массива горных пород при отработке запасов полезных ископаемых в различных горно-технических условиях ставит задачу поиска наиболее простых по реализации экспериментальных моделей и обоснования степени их достоверности. Наиболее актуальными и практически важными являются вопросы обеспечения устойчивости подготовительных и капитальных выработок. Определяющее значение при этом имеет исходное поле напряжений, которое существует в массиве горных пород. Как правило, на большинстве месторождений одно из главных напряжений — вертикальное, его величина равна γH, где γ — объемный вес налегающих пород, H — расстояние от рассматриваемой точки до земной поверхности. Два других главных напряжения действуют в горизонтальной плоскости, и их значения могут быть как меньше, так и больше γH.

Для исследования характера деформирования и разрушения массива горных пород вокруг выработанного пространства при различных исходных полях напряжений создана экспериментальная модель, схема которой показана на рис. 4.1.

При воздействии пресса на площадку *4* усилия передаются на металлические бруски *5*, которые взаимодействуют с металлическими шариками *2*. Те действуют на боковые и горизонтальные границы песчано-цементной модели *3*. Резиновая прокладка *1*, обладая низким модулем упругости и большим коэффициентом Пуассона, значительно деформируясь, вызывает разгрузку верхней границы модели *3* от сжимающих усилий со стороны металлических шариков. В результате вертикальная нагрузка на песчано-цементную модель становится меньше, чем горизонтальная. Меняя механические свойства прокладки, можно моделировать различные исходные поля напряжений, в которых происходит образование выработки. Все элементы модели помещены в металлический каркас и при нагружении стенки каркаса остаются неподвижными.

Разработанная экспериментальная модель позволяет сравнительно просто исследовать характер деформирования и разрушения приконтурного массива при различных формах кровли выработки, различной геометрии расположения анкеров и т.п. Однако остаются невыясненными вопросы: действительно ли использование модели дает возможность реализации тектонически нагруженного массива; каковы диапазоны изменения упругих характеристик среды 1,

* Глава написана совместно с д.т.н. В.М. Серяковым.

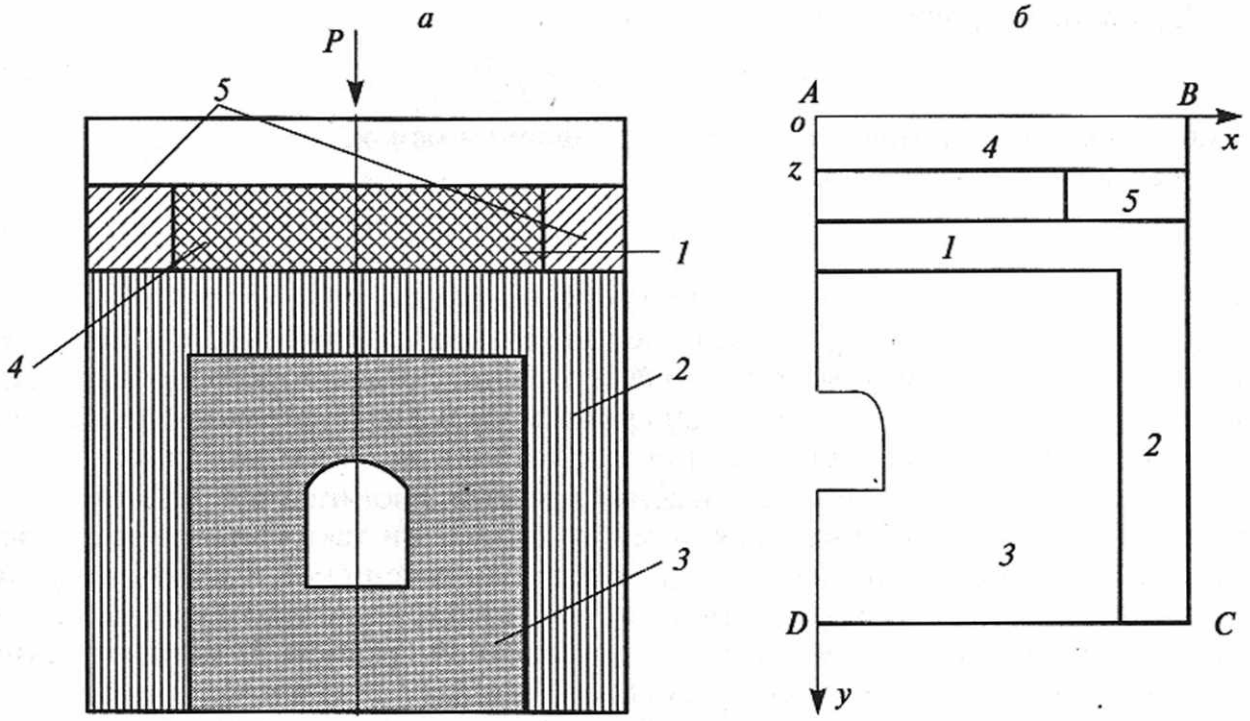


Рис. 4.1. Схема модели (*а*) и расчетная область задачи (*б*).

1 — резиновая прокладка; *2* — металлические шарики; *3* — песчано-цементная модель массива горных пород с выработкой; *4* — площадка нагружения; *5* — металлические бруски; *P* — вертикальная нагрузка.

при которых могут быть реализованы тектонические усилия; каковы параметры нагружения песчано-цементной модели в других случаях? Для решения этих вопросов было выполнено математическое моделирование.

4.2. Постановка задачи расчета напряженно-деформированного состояния в элементах экспериментальной модели

На рис. 4.1, *б* показано вертикальное сечение экспериментальной модели, положенное в основу расчетной схемы. Вследствие симметрии деформирования модели относительно вертикальной линии, проходящей через ее центр, рассмотрена только половина области. Начало координат выбрано в точке *A*. Ось *ox* направлена вдоль границы *AB*, ось *oy* — по *AD*, ось *oz* — перпендикулярна рассматриваемому сечению. Геометрия модели и распределение усилий по границе *AB* неизменны по координате *z*, поэтому выполнены условия плоской деформации.

Граничные условия, соответствующие характеру нагружения области *ABCD* (рис. 4.1, *б*), следующие.

На границе *AB* действует распределенная нормальная нагрузка, суммарная величина которой равна усилию, прикладываемому к прессу:

$$\sigma'_y = \frac{P}{S}, \qquad \tau'_{xy} = 0, \tag{4.1}$$

где S — площадь верхней поверхности модели.

На боковой границе CD

$$u = 0, \quad \tau'_{xy} = k\sigma_x, \tag{4.2}$$

здесь u — смещение точек модели в направлении оси ox.

На нижней границе CD

$$u = 0, \quad \tau'_{xy} = k\sigma'_x, \tag{4.3}$$

где u — смещение точки расчетной области по оси oy.

В (4.1)–(4.3) σ'_x, σ'_y, τ'_{xy} — компоненты тензора напряжений, k — коэффициент трения деформируемого материала о стенки, ограничивающие экспериментальную модель. Между составляющими модель средами с различными физико-механическими свойствами приняты условия жесткого контакта.

Максимальная нагрузка, развиваемая прессом, достигает 500 кН, что соответствует давлению, не превышающему 20 МПа. При таких значениях давления можно считать, что зависимость между напряжениями и деформациями всех материалов, составляющих модель, описывается законом Гука. Если для песчано-цементной модели массива с выработкой, равной 3, металлических брусков, равных 5, и площадок нагружения, равных 4, это вполне оправданно, то применение упругой модели для областей, занятых металлическими шариками и резиновой прокладкой, требует дополнительных обоснований. Среда, состоящая из металлических шариков, при всестороннем сжатии в диапазоне прикладываемых к модели нагрузок проявляет только упругие свойства. При наличии напряжений растяжения ее поведение аналогично характеру деформирования тела в модели "среды без растяжения" [177]. В процессе решения задачи растягивающие напряжения устраняются и перераспределяются на другие области деформирования. Результатом решения является напряженно-деформированное состояние расчетной области. В его объеме, занятом металлическими шариками, действуют только сжимающие напряжения. Упругими деформациями при сжатии можно описать и механическое поведение материала в области *1* (см. рис. 4.1, *а*). Однако резиносодержащий материал обладает большим коэффициентом Пуассона и его объемная деформация мала. С учетом этих особенностей моделирование механического состояния резиновой прокладки проводилось с помощью задания для нее низкого модуля Юнга E и большого коэффициента Пуассона ν.

4.3. Интерпретация результатов оценки характера распределения напряжений

Моделирование напряженного состояния элементов экспериментальной модели выполнено методом конечных элементов. В его основе лежит разбиение исследуемой области на значительное число конечных элементов треугольной, четырехугольной или другой формы. Эти элементы предполагаются взаимосвязанными в конечном числе узловых точек. Выбирается функция, посредством которой по смещениям узловых точек находятся перемещения в любой внутренней точке элемента. Затем ищется минимум полной потенциальной энергии системы среди всех возможных перемещений, удовлетворяющих кине-

матическим условиям на границе тела. Основными неизвестными при этом являются смещения узловых точек [175, 178].

При плоской деформации определению подлежат две компоненты вектора смещений U, V соответственно в направлении осей x и y. Обозначим смещения узлов i, j, k треугольного элемента через U_i, V_i, U_j, V_j, U_k, V_k.

Функцию, которая давала бы перемещение любой точки внутри элемента, выберем линейной:

$$\begin{aligned} U &= \lambda_1 + \lambda_2 x + \lambda_3 y, \\ V &= \lambda_4 + \lambda_5 x + \lambda_6 y. \end{aligned} \tag{4.4}$$

Постоянные λ_i определяются приравниванием U, V узловым смещениям

$$\begin{Bmatrix} U_i \\ V_i \\ U_j \\ V_j \\ U_k \\ V_k \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} 1 & x_i & y_i & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_i & y_i \\ 1 & x_j & y_j & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_j & y_j \\ 1 & x_k & y_k & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1 & x_k & y_k \end{Bmatrix} \tag{4.5}$$

или в матричном виде $\{U\} = [A]\{\lambda\}$.

Разрешая систему (4.5) относительно λ_i, получим $\{\lambda\} = [A]^{-1}\{U\}$.

Деформация любой точки тела находится с помощью формул

$$\{\varepsilon\} = \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} = \begin{Bmatrix} \dfrac{\partial U}{\partial x} \\ \dfrac{\partial V}{\partial y} \\ \dfrac{\partial U}{\partial y} + \dfrac{\partial V}{\partial x} \end{Bmatrix},$$

которые в результате использования (4.4) можно представить в виде

$$\begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix} = \begin{bmatrix} 0 & 1 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 1 & 0 & 1 & 0 \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \lambda_1 \\ \lambda_2 \\ \lambda_3 \\ \lambda_4 \\ \lambda_5 \\ \lambda_6 \end{Bmatrix} = [B]\{\lambda\}. \tag{4.6}$$

Записывая выражение $\{\lambda\}$ через $\{U\}$, получим

$$\{\varepsilon\} = [B][A]^{-1}\{U\} = [T]\{U\},$$

где $[T] = [B][A]^{-1}$.

Связь между напряжениями и деформациями в случае плоской деформации имеет вид

$$\begin{Bmatrix} \sigma'_x \\ \sigma'_y \\ \tau'_{xy} \end{Bmatrix} = \frac{E}{(1+\nu)(1-2\nu)} \begin{bmatrix} 1-\nu & \nu & 0 \\ \nu & 1-\nu & 0 \\ 0 & 0 & \dfrac{1-2\nu}{2} \end{bmatrix} \begin{Bmatrix} \varepsilon_x \\ \varepsilon_y \\ \gamma_{xy} \end{Bmatrix}$$

или $\{\sigma\} = [D]\{\varepsilon\}$.

В этих формулах E, ν — модуль Юнга и коэффициент Пуассона.

Матрица жесткости конечного элемента в общем случае определяется выражением [179]

$$[K] = \int_V [T]^T [D][T]\, t_э\, dx\, dy, \tag{4.7}$$

где $t_э$ — толщина элемента, а интегрирование производится по объему элемента. В случае плоской деформации и при выборе функции смещений в линейной форме (4.4) элементы матриц $[T]$, $[D]$ не зависят от координат x, y. Интегрирование выполняется просто, и получаются конечные формулы для определения элементов матрицы жесткости. Эта матрица симметрична относительно главной диагонали, и число ее различных элементов равно 21.

Пусть в узлах элемента действуют внешние силы, задаваемые вектором $\{r\}$. Если бы тело состояло из одного элемента, то уравнение для определения неизвестных смещений имело бы вид $\{r\} = [K]\{\delta\}$. Но так как область расчета разбивается на ряд конечных элементов, то к одному узлу сетки обычно примыкает несколько элементов. Каждый из них вносит свой вклад в суммарную матрицу жесткости, для элементов которой имеет место алгебраическая сумма элементов матриц жесткостей, примыкающих к узлу конечных элементов

$$[K_i] = \sum_S K_{IS}.$$

Если обозначить вектор перемещений всех узлов сетки $\{\delta^a\}$, а вектор сосредоточенных усилий во всех узлах $\{R\}$, то окончательно имеем

$$\{R\} = [K]\{\delta^a\}. \tag{4.8}$$

Это соотношение представляет собой систему линейных алгебраических уравнений относительно компонент вектора перемещений. Для ее решения использована модификация метода Гаусса. После определения перемещений напряженное состояние находится по формуле

$$\{\tau\} = [D][T]\{U\}. \tag{4.9}$$

4.4. Расчет и анализ напряженно-деформированного состояния в окрестности выработки при различных механических параметрах среды

Расчет напряженно-деформированного состояния, возникающего в элементах модели, проведен при следующих значениях геометрических и механических характеристик. Модуль Юнга и коэффициент Пуассона металлических

брусков и площадки нагружения: $E = 150\,000$ МПа; $\nu = 0{,}25$. Для песчано-цементной модели эти значения равны 30 000 МПа и 0,20 соответственно. Геометрические параметры выработки: ширина 40 мм, высота до пяты свода 30 мм, стрела подъема 10 мм. В соответствии с принятым масштабом моделирования 1 : 75 в натуре это отвечало размеру 3 × 3 м.

Размеры всей модели 210 × 210 × 140 мм. Высота области, в которой размещена резиновая прокладка, 20 мм. Усилие P равномерно распределялось по верхней границе площадки *4* (см. рис. 4.1, *а*). Так как напряженно-деформированное состояние элементов модели линейно зависит от его величины, то базовые расчеты проведены для $P = 250$ кН, при незначительном превышении которого начинается процесс разрушения песчано-цементной конструкции. Это значение P соответствует заданию σ'_y, равному 8,5 МПа.

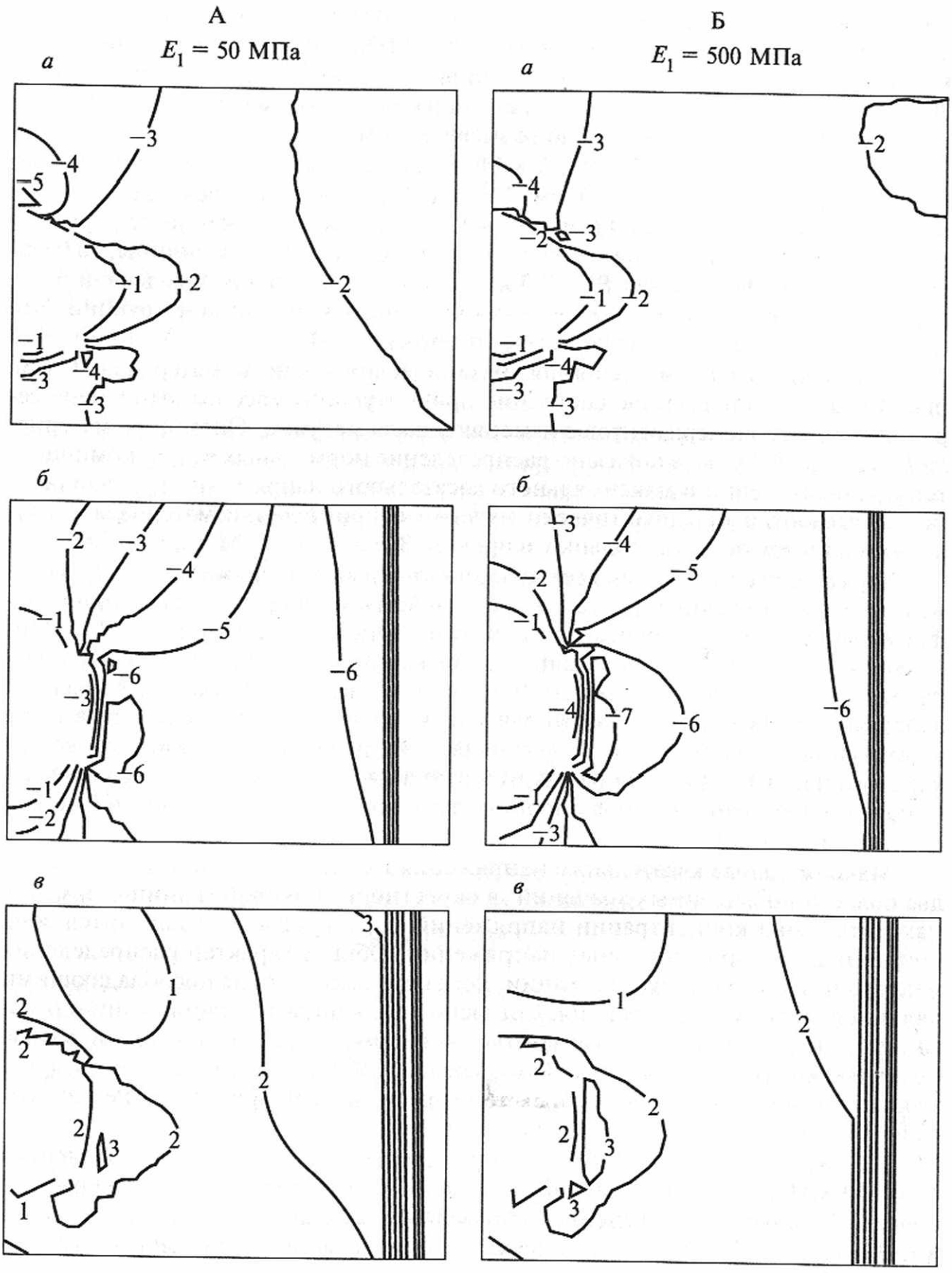
С целью выяснения влияния механических свойств материала *1* (см. рис. 4.1, *а*) на напряженное состояние приконтурного массива выполнена серия численных экспериментов с изменяющимся модулем Юнга этого материала E_1. На рис. 4.2А, *а—в* показано распределение нормальных σ'_x, σ'_y компонент тензора напряжений и максимального касательного напряжения τ'_{max} в окрестности выработки при практически нулевом сопротивлении материала *1* продвижению в эту область стальных шариков. Здесь $E_1 = 50$ МПа, $\nu = 0{,}45$.

Характер распределения всех компонент тензора напряжений и τ'_{max} соответствует установленным ранее закономерностям механического состояния деформируемой среды в окрестности выработанного пространства [178]. Наибольшая концентрация сжимающих напряжений σ'_x достигается в кровле выработки. Массив в окрестности бортов и почвы выработки разгружен от действия напряжений сжатия. Вторая зона концентрации σ'_x находится в месте сопряжения горизонтальной и вертикальной границ выработки. Для вертикального напряжения σ'_y зоны разгрузки расположены в почве и кровле выработанного пространства. Зона опорного давления лежит в окрестности боковой границы выработки.

Максимальные касательные напряжения имеют в окрестности выработки две области повышенных значений: в окрестности боковой границы, там, где находится зона концентрации напряжений σ'_y; в кровле, где находится зона концентрации горизонтальных напряжений. Общий характер распределения напряжений соответствует ситуации, когда в исходном поле преобладающими являются тектонические усилия. Согласно изложенным представлениям о механизме деформирования элементов экспериментальной модели, в случае практически нулевого модуля Юнга среды в области *1* должна достигаться максимальная величина исходных горизонтальных напряжений. Результаты дальнейших расчетов подтверждают этот факт.

На рис. 4.2,Б, *а–в* показано распределение σ'_x, σ'_y и τ'_{max} при значениях $E_1 = 500$ МПа, $\nu_1 = 0{,}45$. Увеличение модуля Юнга материала, размещенного в области *1*, вызывает уменьшение напряжений в зоне концентрации σ'_x в кровле выработки и в области сопряжения ее горизонтальной и вертикальной границ (рис. 4.2,Б, *а*).

В зоне концентрации вертикальных напряжений, напротив, происходит увеличение сжимающих усилий. Такой характер изменения напряженного со-

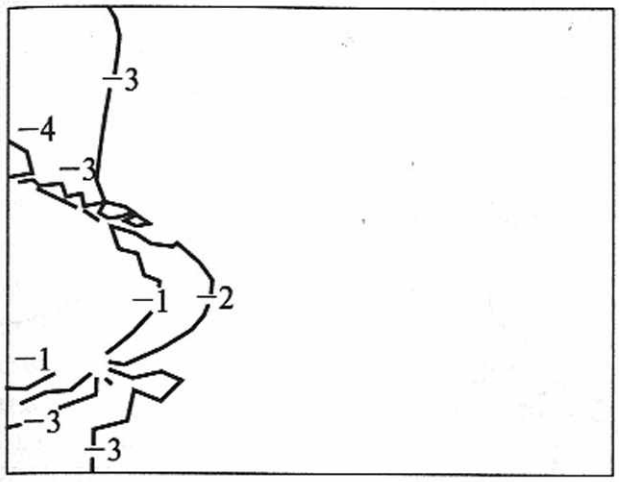


Начало рис. 4.2.

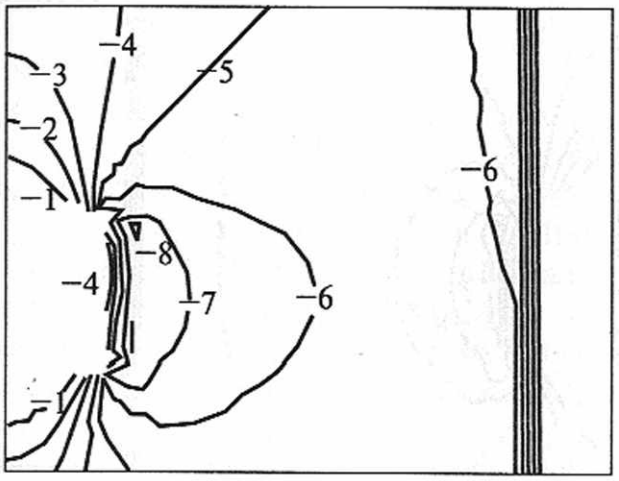
В

E_1 = 1000 МПа

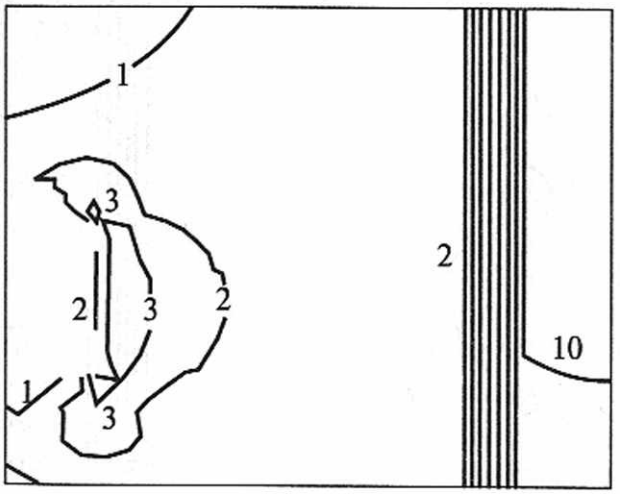
а



б



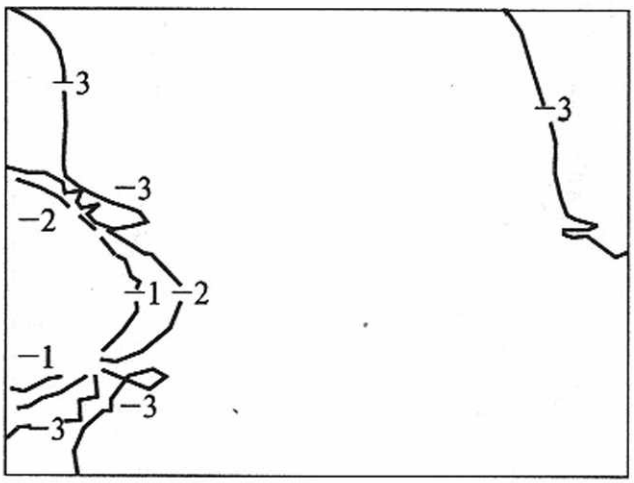
в



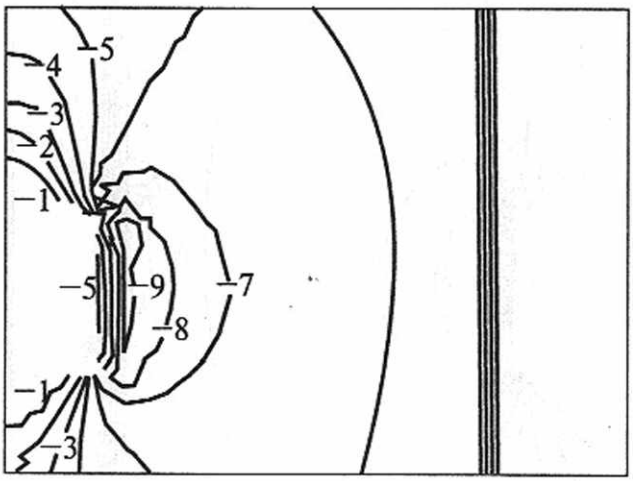
Г

E_1 = 10 000 МПа

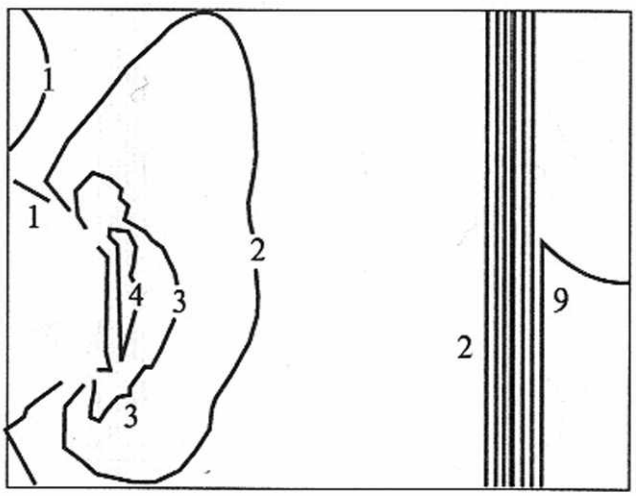
а



б

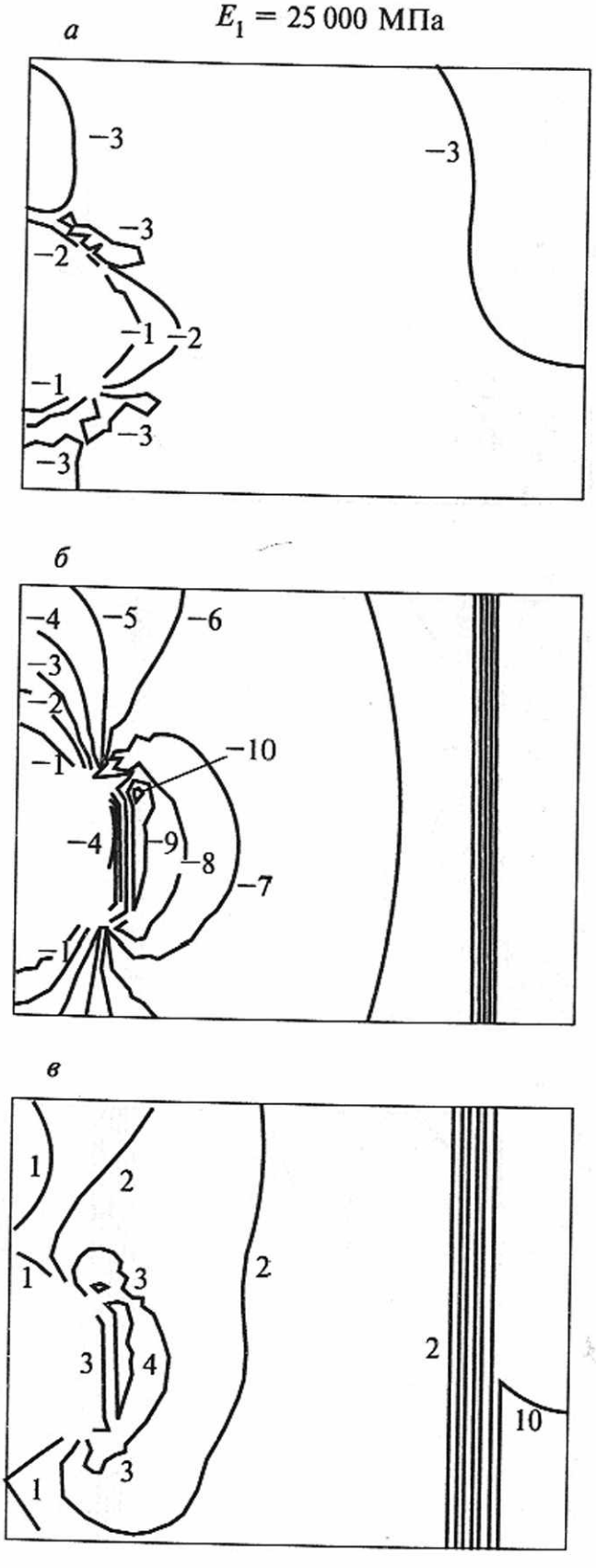


в



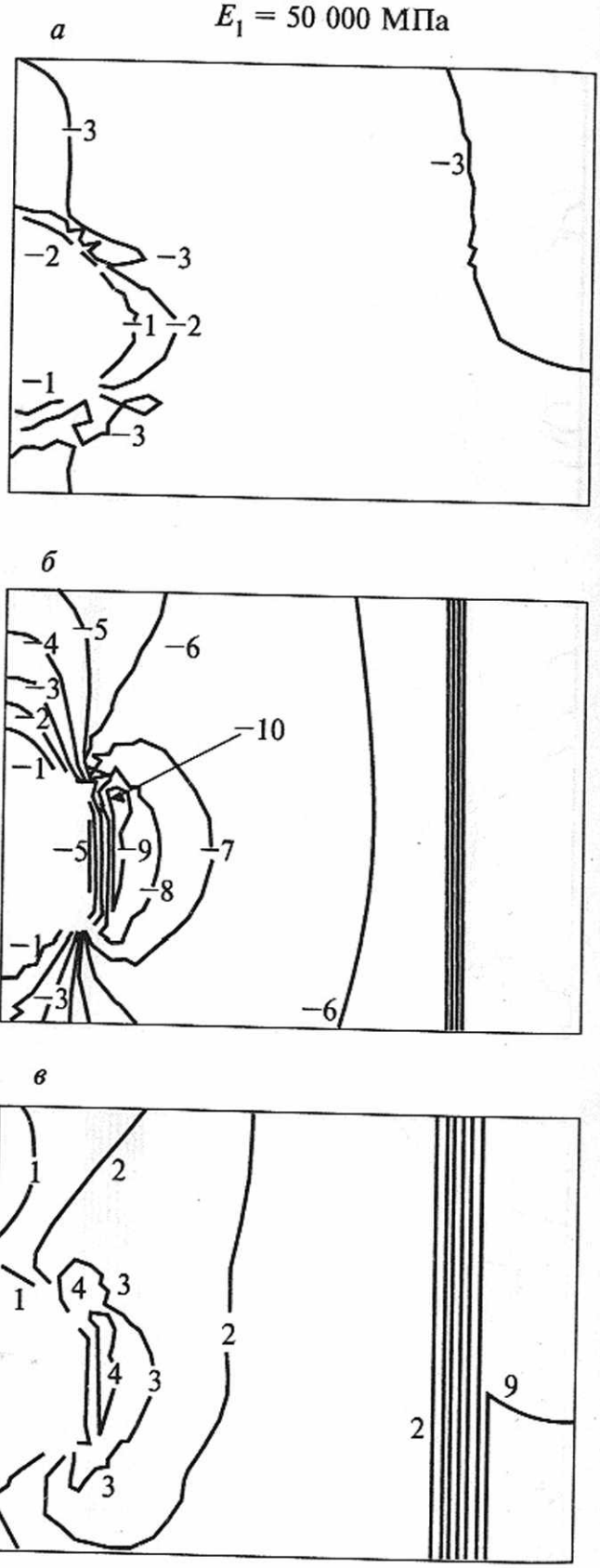
Д

E_1 = 25 000 МПа



Е

E_1 = 50 000 МПа



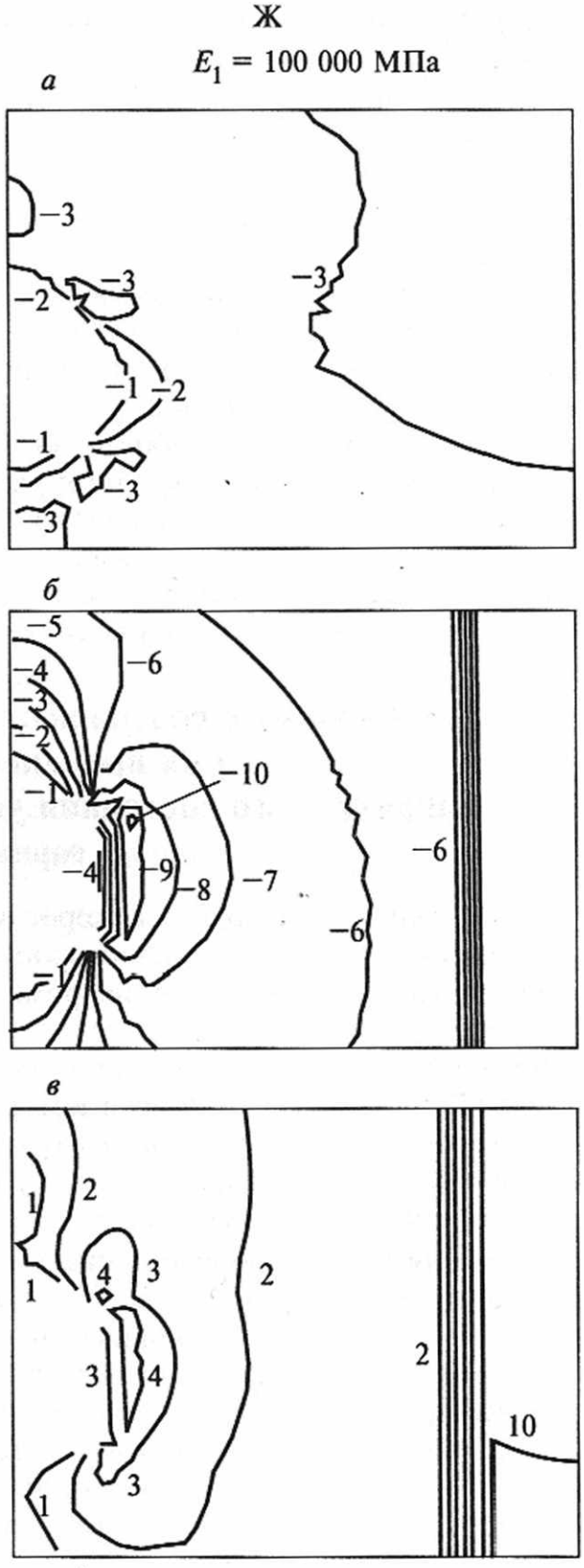


Рис. 4.2. Характер распределения напряжения в окрестности незакрепленной выработки при $\nu_1 = 0{,}45$ и разных значениях E_1.
а — σ'_x; *б* — σ'_y; *в* — τ'_{max}.

стояния в окрестности выработки соответствует исходному полю напряжений, в котором отношение σ'_x/σ'_y уменьшается по сравнению с вариантом, приведенным на рис. 4.2,А. Другими словами, происходит уменьшение тектонической составляющей исходного поля напряжений.

Отмеченные тенденции в распределении полей напряжений в окрестности выработки еще более выпукло проявляются при дальнейшем увеличении модуля Юнга материала, занимающего область *1*. На рис. 4.2,Б—Ж приведены изолинии напряжений σ'_x, σ'_y и τ'_{max} для следующих значений E_1: 1000, 10 000, 25 000, 50 000 и 100 000 МПа соответственно. При E_1 = 1000 МПа (см. рис. 4.2,В), кроме уменьшения значений σ'_x в кровле выработки, становится меньшей по размерам зона разгрузки массива от горизонтальных напряжений в борту выработки. При увеличении E_1 до 10 000 МПа (см. рис. 4.2,Г) наиболее интенсивно продолжается разгрузка массива от напряжений σ'_x. Размеры зоны разгрузки массива от σ'_x окрестности боковой поверхности выработки изменяются незначительно. Здесь же продолжается увеличение зоны опорного давления (напряжения σ'_y) как по значению напряжений в ней, так и по размерам. Исчезает область концентрации τ'_{max} в кровле выработки. Во второй отмеченной ранее зоне концентрации τ'_{max} в окрестности борта выработки рост напряжений имеет такой же характер, как и напряжения σ'_y. При дальнейшем увеличении E_1 до 25 000 МПа происходят незначительные изменения в значениях и характере распределения напряжений (см. рис. 4.2,Д),

а при E_1 = 50 000 и 100 000 МПа (см. рис. 4.2,Е, Ж) напряженное состояние практически стабилизируется. Анализ совместного распределения всех напряжений в окрестности выработки позволяет сделать вывод о том, что при больших значениях E_1 исходное напряженное состояние массива характеризуется преобладающими по значению вертикальными напряжениями.

Сравнение результатов моделирования, приведенных на рис. 4.2,А—Ж, с данными расчетов напряженного состояния однородного массива с выработкой, имеющей такую же форму, показало, что геомеханические ситуации на этих рисунках соответствуют изменению тектонической составляющей исходного поля напряжений от значения $\sigma'_x = 1{,}5\sigma'_y$ на рис. 4.2,А до значения $\sigma'_x = (\nu/1 - \nu)\,\sigma'_y$ на рис. 4.2,Ж.

Таким образом, разработанная экспериментальная модель позволяет изучать процессы деформирования и разрушения массива горных пород в окрестности выработанного пространства в различных исходных полях напряжений. Соотношение между значениями исходных напряжений определяется свойствами материала, расположенного в области *1* (см. рис. 4.1, *а*). Дальнейший рост горизонтальной составляющей возможен путем увеличения высоты этой области.

4.5. Основные соотношения анизотропного упругого тела и их применение при расчетах напряженного состояния укрепленного анкерами массива горных пород

В результате внедрения анкеров в приконтурный массив горных пород создается среда с иными механическими свойствами. Для определения соответствующего ей напряженно-деформированного состояния рассмотрим схему, приведенную на рис. 4.3. Здесь система координат (x, y) отвечает глобальной системе, в которой представлен процесс деформирования модели, (x^1y^1) — локальной системе, одна из осей которой совпадает с направлением расположения анкера. На рис. 4.3 этой осью является 0^1y^1.

Введем обозначения: σ_x, σ_y, τ_{xy}, ε_x, ε_y, γ_{xy} — компоненты тензора напряжений и деформаций в системе координат ($0xy$); σ_1, σ_2, σ_{12}, ε_1, ε_2, γ_{12} — значения тензора напряжений и деформаций в системе координат ($0^1x^1y^1$). Так как напряжение анкерования совпадает с осью 0^1y^1, то главные направления тензоров напряжений и деформаций будут совпадать с осями 0^1x^1 и 0^1y^1. Ось z будет направлена перпендикулярно плоскости чертежа, и деформации модели в этом направлении не будет, т.е. будут выполнены условия плоской деформации.

С общих позиций теории упругого анизотропного тела рассматриваемая ситуация отвечает трансверсально-изотропному телу с осью симметрии $0y^1$. В этом случае связь

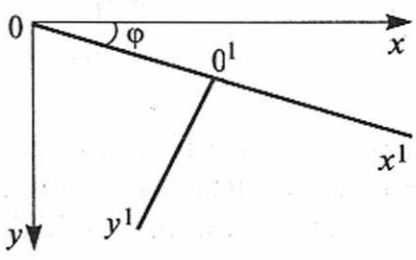


Рис. 4.3. Глобальная ($0xy$) и локальная ($0^1x^1y^1$) системы координат при использовании соотношений анизотропного упругого тела для расчетов напряженного состояния укрепленного анкерами массива горных пород.

между компонентами деформаций и напряжений в системе координат $(0^1x^1y^1)$ примет вид

$$\varepsilon_1 = \frac{\sigma_1}{E_1} - \frac{\nu_1}{E_1}\sigma_Z - \frac{\nu_2}{E_2}\sigma_2,$$

$$\varepsilon_2 = \frac{\sigma_2}{E_2} - \frac{\nu_2}{E_2}(\sigma_1 + \sigma_Z), \qquad (4.10)$$

$$\varepsilon_Z = \frac{\sigma_Z}{E_1} - \frac{\nu_1}{E_1}\sigma_1 - \frac{\nu_2}{E_2}\sigma_2,$$

$$\gamma_{12} = \frac{1}{G}\tau_{12}.$$

Здесь E_1, ν_1 — модуль Юнга и коэффициент Пуассона массива горных пород, в котором пройдена выработка; такие свойства отвечают направлениям вдоль осей $0x^1$ и $0z$; E_2, ν_2 — модуль Юнга и коэффициент Пуассона среды в направлении анкерования (вдоль оси $0y^1$); G — модуль сдвига среды в плоскости $0^1x^1y^1$.

Для условий плоского деформирования $\varepsilon_Z = 0$. Отсюда из третьего уравнения (4.10)

$$\sigma_Z = \nu_1\sigma_1 + \frac{E_1\nu_2}{E_2}\sigma_2. \qquad (4.11)$$

Подставляя (4.11) в два первых уравнения системы (4.10), имеем

$$\varepsilon_1 = \frac{1-\nu_1^2}{E_1}\sigma_1 - \frac{\nu_2(1+\nu_1)}{E_2}\sigma_2,$$

$$\varepsilon_2 = -\frac{\nu_2(1+\nu_1)}{E_2}\sigma_1 + \frac{1-\dfrac{E_1\nu_2^2}{E_2}}{E_2}\sigma_2, \qquad (4.12)$$

$$\gamma_{12} = \frac{1}{G}\tau_{12}.$$

Если обратить (4.12) и выразить напряжения через деформации, то получим следующие зависимости:

$$\sigma_1 = \frac{1 - E_1\nu_2^2 / E_2}{E_2\Delta}\varepsilon_1 + \frac{1-\nu_1^2}{E_1\Delta}\varepsilon_2 = a\varepsilon_1 + b\varepsilon_2,$$

$$\sigma_2 = \frac{\nu_2(1+\nu_1)}{E_2\Delta}\varepsilon_1 + \frac{1-\nu_1^2}{E_1\Delta}\varepsilon_2 = b\varepsilon_1 + c\varepsilon_2, \qquad (4.13)$$

$$\gamma_{12} = G\gamma_{12} = d\gamma_{12},$$

где введены обозначения:

$$a = \frac{1 - E_1\nu_2^2 / E_2}{E_2\Delta},$$

$$b = \frac{\nu_2(1+\nu_1)}{E_2\Delta}, \quad c = \frac{\nu_2(1+\nu_1)}{E_2\Delta}, \quad d = G,$$

$$\Delta = \frac{(1-\nu_1^2)(1-E_1\nu_2^2/E_2)}{E_1E_2} - \frac{\nu_2^2(1+\nu_1)^2}{E_2^2}.$$

Тогда в матричном виде (4.4) можно записать $\{\sigma\}' = [D]'\{\varepsilon\}'$,

где $\{\sigma\}' = \begin{Bmatrix}\sigma_1\\ \sigma_2\\ \tau_{12}\end{Bmatrix}$, $\{\varepsilon\}' = \begin{Bmatrix}\varepsilon_1\\ \varepsilon_2\\ \gamma_{12}\end{Bmatrix}$, $[D]' = \begin{bmatrix}a & b & 0\\ b & a & 0\\ 0 & 0 & d\end{bmatrix}$.

Для вычисления компонент матрицы жесткости конечных элементов, на которые разбивается расчетная область, необходимо определить компоненты матрицы $[D]$, связывающие напряжения и деформации в системе координат $0xy$.

Пользуясь матричной алгеброй, формулы, определяющие компоненты тензора напряжений $\{\sigma\} = \begin{Bmatrix}\sigma_x\\ \sigma_y\\ \tau_{xy}\end{Bmatrix}$ через компоненты тензора деформаций $\{\varepsilon\} = \begin{Bmatrix}\varepsilon_x\\ \varepsilon_y\\ \gamma_{xy}\end{Bmatrix}$, можно записать так:

$$\{\sigma\} = [D]\{\varepsilon\}, \tag{4.14}$$

где $[D] = [T]\,[D]'\,[T]^{\mathrm{T}}$, а

$$[T] = \begin{bmatrix}\cos^2\varphi & \sin^2\varphi & -\sin 2\varphi\\ \sin^2\varphi & \cos^2\varphi & \sin 2\varphi\\ \sin\varphi\cos\varphi & -\sin\varphi\cos\varphi & \cos 2\varphi\end{bmatrix},$$

здесь φ — угол поворота оси x при переходе к системе координат $(0x^1y^1)$ (рис. 4.9).

Перемножая матрицы $[T]$, $[D]$, $[T]^{\mathrm{T}}$, получаем выражения для вычисления компонент матрицы $[D]$. Они имеют следующий вид:

$$d_{11} = a\cos^4\varphi + 2b\sin^4\varphi\cos^2\varphi + c\sin^4\varphi + d\sin^2 2\varphi,$$

$$d_{12} = (a+c)\sin^2\varphi\cos^2\varphi + b(\sin^4\varphi + \cos^4\varphi),$$

$$d_{13} = (a\cos^2\varphi + b\sin^2\varphi - b\cos^2\varphi - c\sin^2\varphi)\sin\varphi\cos\varphi - d\sin 2\varphi\cos 2\varphi,$$

$$d_{22} = a\sin^4\varphi + 2b\sin^2\varphi\cos^2\varphi + c\cos^4\varphi + d\sin^2 2\varphi,$$

$$d_{23} = (a\sin^2\varphi + b\cos^2\varphi - b\sin^2\varphi - c\cos^2\varphi)\sin\varphi\cos\varphi + d\sin 2\varphi\cos 2\varphi,$$

$$d_{33} = (a - 2b + c)\sin^2\varphi\cos^2\varphi + d\cos^2 2\varphi.$$

Из-за симметрии $[D]$ остальные компоненты не выписаны. В случае плоской деформации матрица жесткости вычисляется по формуле

$$[K] = [B]^{\mathrm{T}}[D][B]t\Delta,$$

где $[B]$ — матрица, связывающая смещение узлов конечного элемента с его деформациями. В случае треугольных конечных элементов

$$[B] = \frac{1}{2\Delta}\begin{bmatrix} b_i & 0 & b_j & 0 & b_k & 0 \\ 0 & c_i & 0 & b_j & 0 & b_k \\ c_i & b_i & c_j & b_j & c_k & b_k \end{bmatrix},$$

где $b_i = y_j - y_k$, $c_i = x_k - x_j$; остальные компоненты матрицы $[B]$ получаются путем циклической перестановки индексов i, j, k; $x_i, y_i, \ldots, y_k$ — координаты треугольного элемента $\{i, j, k\}$ в системе $0xy$; Δ — его площадь.

Выполняя перемножение матриц $[B]$, $[D]$, $[B]^T$, получаем формулы для вычисления компонент матрицы жесткости $[K]$. С учетом ее симметрии имеем:

$$k_{11} = (d_{11}b_i + d_{13}c_i)b_i + (d_{13}b_i + d_{33}c_i)c_i,$$
$$k_{12} = (d_{12}c_i + d_{13}b_i)b_i + (d_{23}c_i + d_{33}b_i)c_i,$$
$$k_{13} = (d_{11}b_j + d_{13}c_i)b_i + (d_{13}b_j + d_{33}c_j)c_i,$$
$$k_{14} = (d_{12}c_j + d_{13}b_j)b_i + (d_{23}c_j + d_{33}b_j)c_i,$$
$$k_{15} = (d_{11}b_k + d_{13}c_k)b_i + (d_{13}b_k + d_{33}c_k)c_i,$$
$$k_{16} = (d_{12}c_k + d_{13}b_k)b_i + (d_{23}c_k + d_{33}b_k)c_i,$$
$$k_{22} = (d_{22}c_i + d_{23}b_i)c_i + (d_{23}c_i + d_{33}b_i)b_i,$$
$$k_{23} = (d_{12}b_j + d_{23}c_j)c_i + (d_{13}b_j + d_{33}c_j)b_i,$$
$$k_{24} = (d_{22}c_j + d_{23}b_j)c_i + (d_{23}c_j + d_{33}b_j)b_i,$$
$$k_{25} = (d_{12}b_k + d_{23}c_k)c_i + (d_{13}b_k + d_{33}c_k)b_i,$$
$$k_{26} = (d_{22}c_k + d_{23}b_k)c_i + (d_{23}c_k + d_{33}b_k)b_i,$$
$$k_{33} = (d_{11}b_j + d_{13}c_j)b_j + (d_{13}b_j + d_{33}c_j)c_j,$$
$$k_{34} = (d_{12}c_j + d_{13}b_j)b_j + (d_{23}c_j + d_{33}b_j)c_i,$$
$$k_{35} = (d_{11}b_k + d_{13}c_k)b_j + (d_{13}b_k + d_{33}c_k)c_j,$$
$$k_{36} = (d_{12}c_k + d_{13}b_k)b_j + (d_{23}c_k + d_{33}b_k)c_j,$$
$$k_{44} = (d_{22}c_j + d_{23}b_j)c_i + (d_{23}c_j + d_{33}b_j)b_j,$$
$$k_{45} = (d_{12}b_k + d_{23}c_k)c_j + (d_{13}b_k + d_{33}c_k)b_j,$$
$$k_{46} = (d_{22}c_k + d_{23}b_k)c_j + (d_{23}c_k + d_{33}b_k)b_j,$$
$$k_{55} = (d_{11}b_k + d_{13}c_k)b_k + (d_{13}b_k + d_{33}c_k)c_k,$$
$$k_{56} = (d_{12}c_k + d_{13}b_k)b_k + (d_{23}c_k + d_{33}b_k)c_k,$$
$$k_{66} = (d_{22}c_k + d_{23}b_k)c_k + (d_{23}c_k + d_{33}b_k)b_k.$$

Эти соотношения использовались при определении напряженно-деформированного состояния массива, укрепленного в кровле системой разнонаправленных анкеров. Направление внедрения анкеров учитывалось с помощью задания различных значений угла φ.

4.6. Напряженное состояние горного массива в кровле выработки при вертикальном расположении анкеров

Рассмотрим механическое состояние массива горных пород в окрестности выработки для случая вертикального расположения анкеров при креплении кровли выработанного пространства. Влияние анкеров, внедренных в кровлю выработки, распространяется на изменение полей напряжений и деформаций только в непосредственной окрестности выработки. Об этом говорят данные проведенных расчетов, поэтому далее рассматривается и анализируется только эта область массива горных пород.

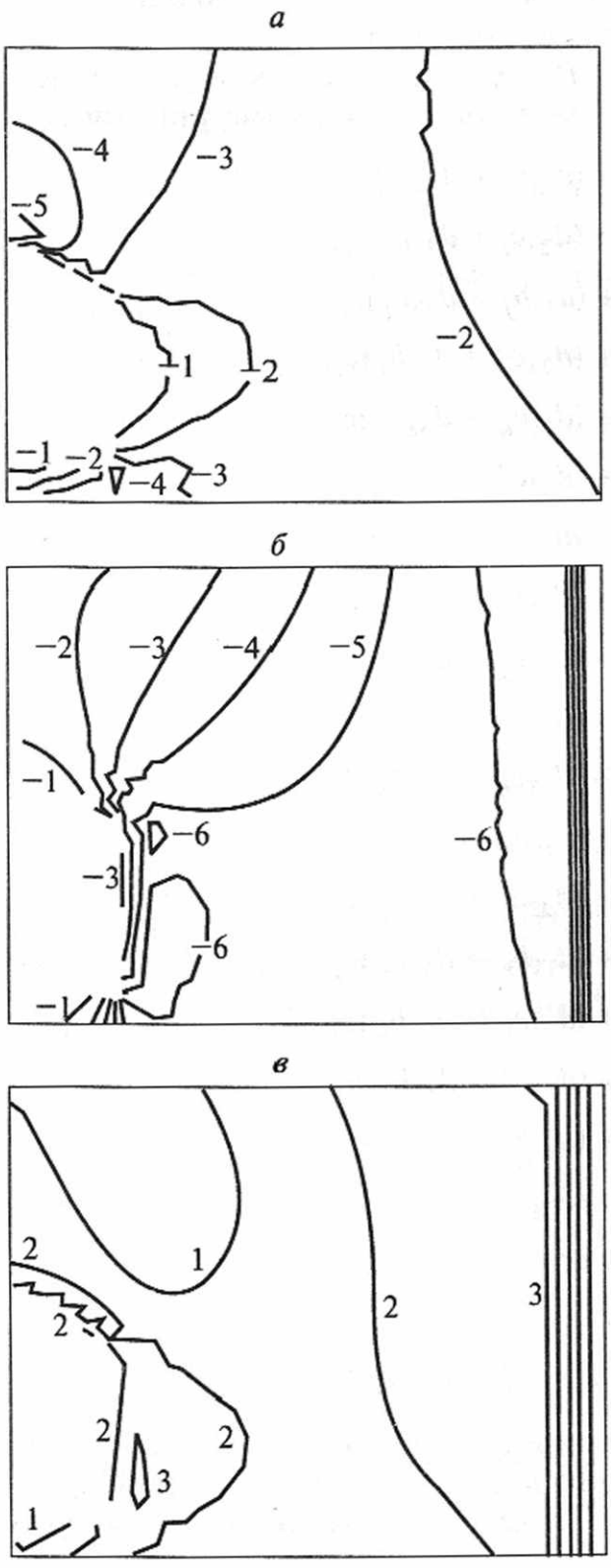
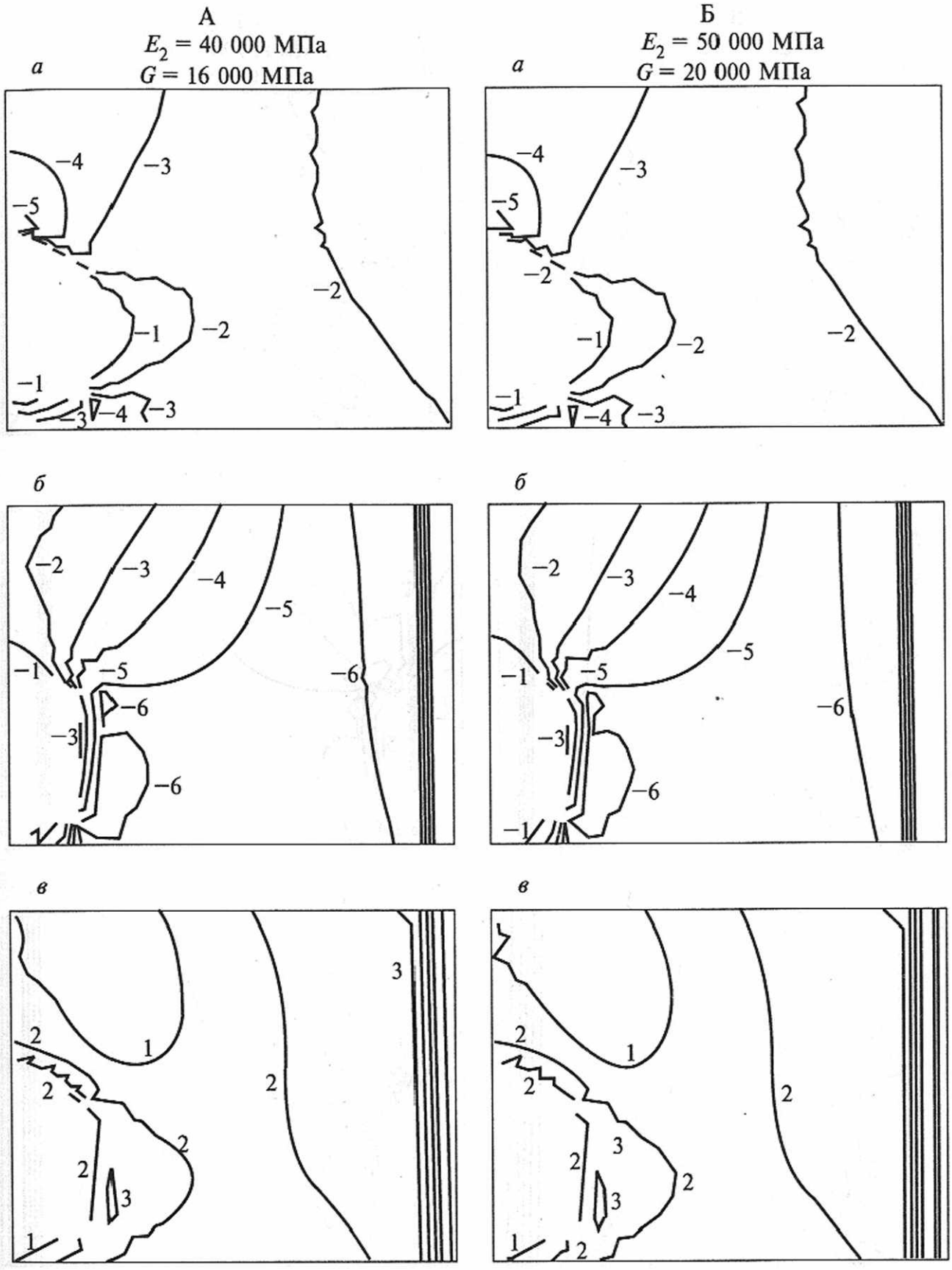


Рис. 4.4. Распределение горизонтального напряжения в окрестности выработки с незакрепленной кровлей выработанного пространства.

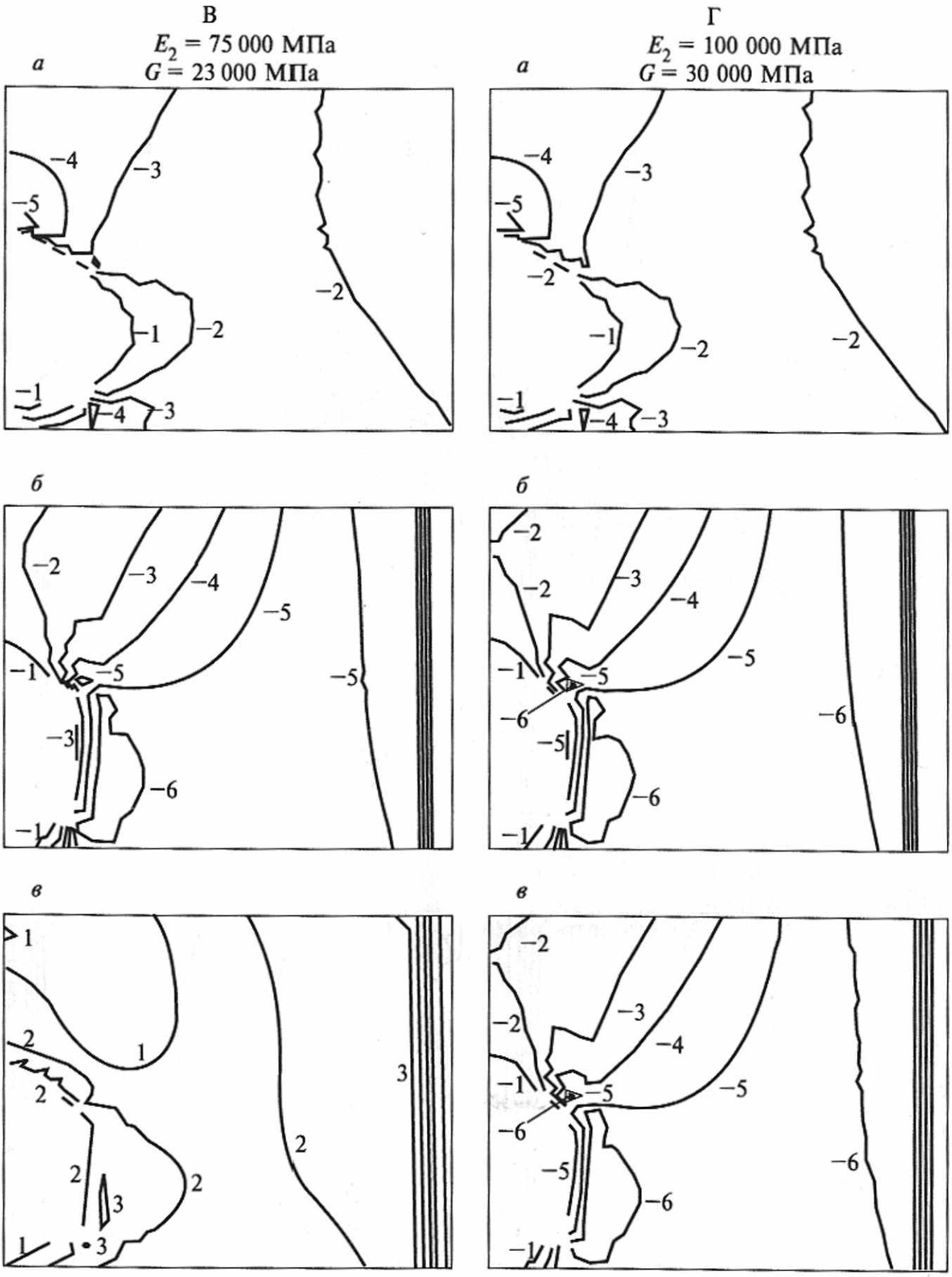
а — σ'_x; *б* — σ'_y; *в* — τ'_{max}.

На рис. 4.4 представлены некоторые результаты расчетов напряженно-деформированного состояния однородного изотропного массива с незакрепленной кровлей выработанного пространства. Как и ранее, рассмотрены нормальные напряжения σ'_x и σ'_y, а также максимальное касательное напряжение τ'_{max}. Расчет этого варианта проведен при модуле Юнга материала среды 1–50 МПа, что соответствует максимальным исходным горизонтальным напряжениям, и предназначен для сравнения с данными последующих численных экспериментов.

На рис. 4.5,А напряженное состояние соответствует варианту вертикального расположения анкеров со свойствами среды в направлении их внедрения E_2 = 40 000 МПа, ν_2 = 0,2 и G = 16 000 МПа. Анализ распределения напряжений σ'_x, σ'_y, τ'_{max} и сравнение их с аналогичными распределениями на рис. 4.4 показывают их практическую идентичность. На-



Начало рис. 4.5.



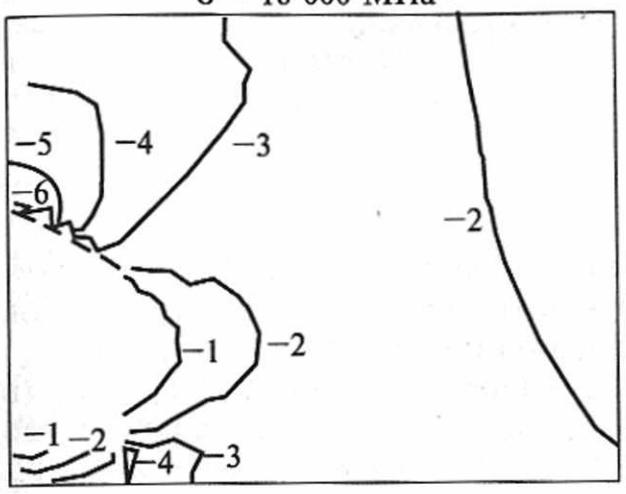
Продолжение рис. 4.5.

Д

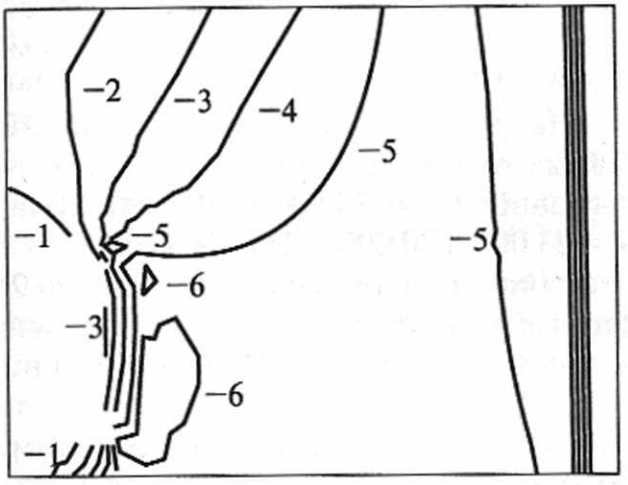
E_2 = 40 000 МПа

G = 16 000 МПа

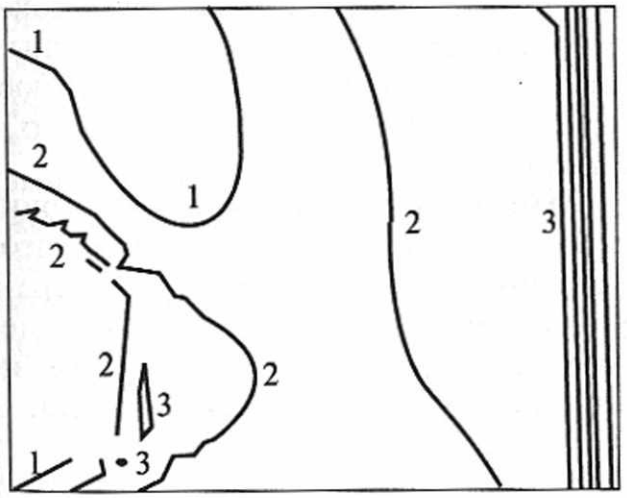
а



б



в

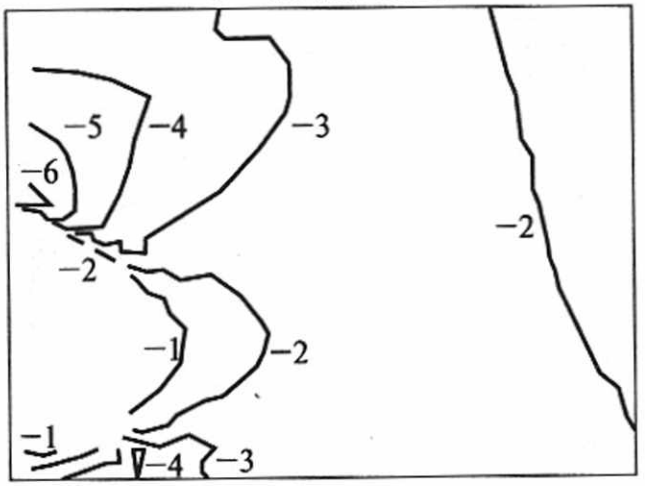


Е

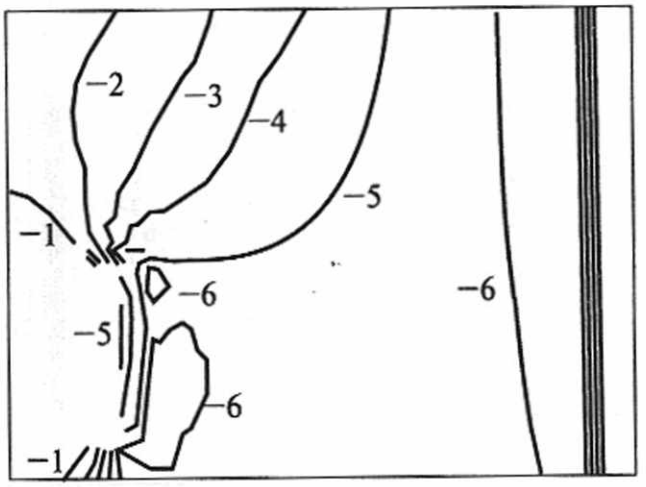
E_2 = 50 000 МПа

G = 20 000 МПа

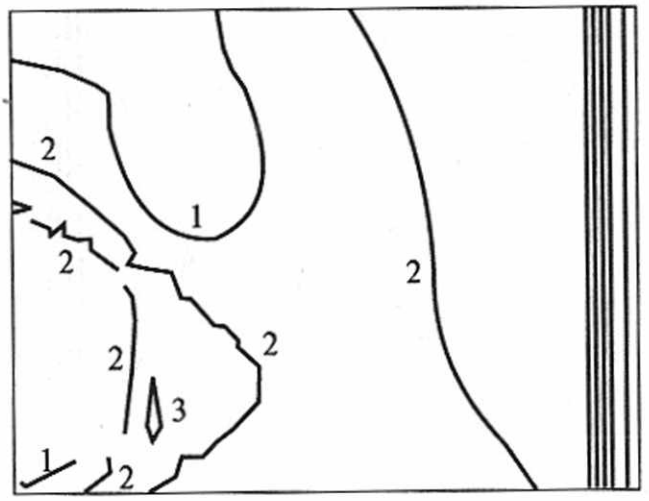
а



б



в



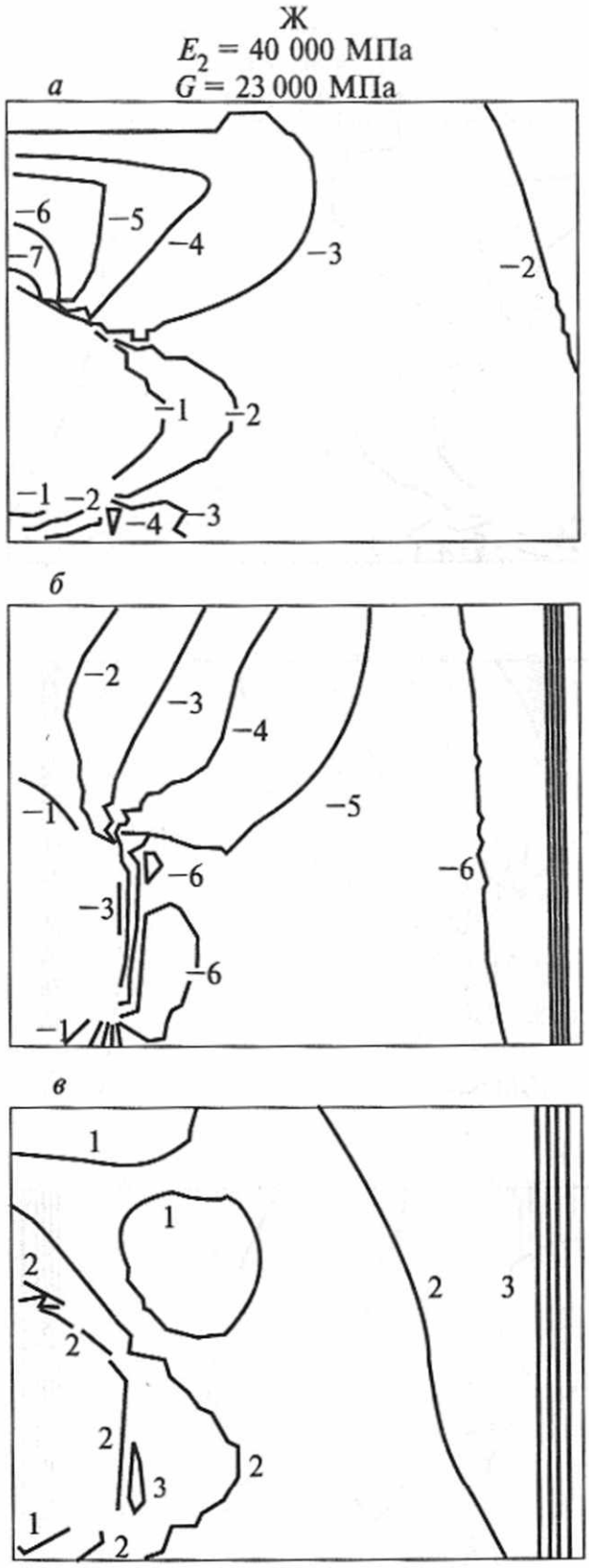


Рис. 4.5. Распределение горизонтального напряжения в окрестности выработки при вертикальном расположении анкеров в кровле выработанного пространства с механическими характеристиками среды в направлении их внедрения при $\nu_2 = 0{,}2$.
а — σ'_x; *б* — σ'_y; *в* — τ'_{max}.

мечается лишь слабая тенденция к увеличению в зоне расположения анкеров напряжений σ'_y и уменьшению σ'_x. Дальнейшее увеличение модуля E_2 (в направлении внедрения анкеров) до 50 000 МПа с тем же значением $\nu_2 = 0{,}2$ и G, увеличенным до 20 000 МПа, также не приводит к существенным изменениям в распределении полей напряжений в кровле выработки (см. рис. 4.5,Б).

На рис. 4.5,В,Г приведены линии равных значений напряжений, соответствующие E_2 = 75 000 и 100 000 МПа, G = 23 000 и 30 000 МПа. Коэффициент Пуассона не изменяется и равен 0,2. Данные характеристики среды в кровле выработки имеют чисто теоретический интерес, так как практически реализовать их не представляется возможным. Но даже такие высокие значения механических параметров не приводят к каким-либо заметным изменениям в окрестности выработанного пространства. Как и ранее, наблюдается лишь слабое уменьшение в кровле напряжений σ'_x и увеличение σ'_y.

Итоговым результатом этой серии расчетов является вывод о том, что крепление кровли выработки анкерами, направленными по вертикали, не изменяет характер распределения и значения действующих напряжений.

4.7. Напряженное состояние горных пород в кровле выработки при наклонном расположении анкеров

Рассмотрим механическое состояние приконтурного массива при наклонном внедрении анкеров в кровлю выработки перпендикулярно свободной поверхности. Длина анкеров, как и ранее, 2,2 м. Свойства материала, размещенного в области 1: $E_1 = 50$ МПа, $\nu_1 = 0{,}45$, что соответствует условиям реализации тектонически нагруженного массива горных пород. Сравнение представленных далее распределений напряжения проводилось с вариантом, показанным на рис. 4.1, *б*.

Внедрение анкеров в кровлю выработки приводит к изменению физико-механических свойств укрепляемого массива. На рис. 4.5,Д отражены данные, позволяющие оценить изменения напряженного состояния пород кровли при следующих их механических параметрах: E_2 в направлении анкерования 40 000 МПа, соответственно $\nu_2 = 0{,}2$ и $G = 16\,000$ МПа. Как и в предыдущих расчетах, рассмотрены нормальные компоненты тензора напряжений в осях (x, y) — σ'_x, σ'_y, а также максимальное касательное напряжение τ'_{max}. Сравнение с вариантом незакрепленной кровли обнаружило существенные изменения в характере распределения горизонтального напряжения σ'_x (рис. 4.5,Е). В кровле растут напряжения сжатия; область их проявления увеличивается по площади действия. Изменение других компонент менее значительно.

Дальнейшее увеличение модуля Юнга укрепляемой среды в направлении внедрения анкеров до 50 000 МПа, G до 20 000 МПа приводит к еще более четкому проявлению отмеченных изменений. Продолжается увеличение значений сжимающих напряжений σ'_x в кровле выработки и сохраняется слабое изменение других напряжений. На рис. 4.5,Ж показано распределение напряжений σ'_x, σ'_y, τ'_{max} при $E_2 = 75\,000$ МПа, $\nu_2 = 0{,}2$ и $G = 16\,000$ МПа. В кровле выработки четко видна зона, где действуют значительные сжимающие напряжения σ'_x, по уровню существенно превосходящие возникающие здесь напряжения σ'_y.

Анализируя распределение всех компонент тензора напряжений с целью оценки устойчивого состояния массива в кровле выработки, можно констатировать, что применение анкерного крепления при наклонном расположении анкеров перпендикулярно свободной поверхности приводит к повышению степени устойчивости приконтурного массива. Разнонаправленное крепление вызывает концентрацию в кровле выработки горизонтальных сжимающих напряжений, что создает в этой области массива состояние всестороннего сжатия, исключающее разрушение пород. Установленные в п. 4.3 закономерности изменения напряженного состояния приконтурного массива сохраняются и при других механических характеристиках среды, размещаемой в области *1*.

Глава 5

Определение несущей способности трубчатых анкеров взрывного закрепления

5.1. Расчет несущей способности трубчатых анкеров взрывного закрепления

Сущность закрепления горного массива трубчатыми анкерами заключается в размещении в шпуре анкерной трубы и последующей развальцовке корпуса трубы путем взрывания внутри нее в водной среде шпурового заряда, например из детонирующего шнура (ДШ) [180–182].

Практический опыт и экспериментальные исследования по установке трубчатых анкеров в шахтных условиях показали, что совокупность технических и конструктивных факторов предопределяет С-образное сечение корпуса анкера в шпуре после взрыва.

С-образность сечения анкера обусловливается следующим:

— при перфораторном бурении шпуры в скальных породах получают искривления;

— чтобы обеспечить свободное перемещение и исключить заклинивание анкера при введении в шпур, диаметр последнего необходимо увеличить с учетом его кривизны;

— для труб массового производства, применяемых для анкерной крепи, стандартом не предусматривается высокая чистота обработки поверхности, поэтому наличие поверхности микроуглублений, продольных канавок и рисок снижает удлинение периметра анкера при растяжении и не позволяет развальцевать трубу гидровзрывной нагрузкой до диаметра шпура без образования на корпусе продольного паза.

Несущая способность трубчатого анкера (ТШВ) С-образного сечения определяется свойствами материала трубы, ее геометрическими параметрами и физико-механическими свойствами закрепляемой среды и соответствует извлекающей нагрузке, под действием которой крепь смещается относительно стенок шпура. После нарушения механической связи между крепью и породой анкер радиально сжимается (вследствие технологической кривизны стен шпура) до размеров среднего свободного прохода шпура. При этом продольный паз корпуса сужается за счет изгиба стенки в режиме пластических деформаций. Дальнейшее перемещение штанги вдоль шпура происходит в режиме фрикционного взаимодействия их поверхностей. Анкер воспринимает распределенную по периметру сечения корпуса нагрузку интенсивностью q, направленную радиально (рис. 5.1).

Нагрузка q создает изгибающий момент внешних сил $M_{\text{внеш}}$ относительно продольных сечений корпуса a_c, b, b_1, в которых возникает противодействующий момент внутренних сил $M_{\text{вн}}$.

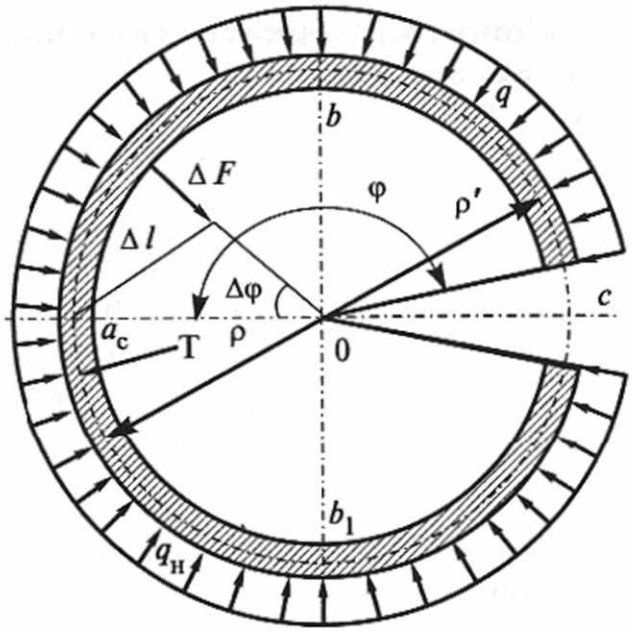


Рис. 5.1. Общий вид С-образного сечения ТШВ в шпуре.

Рассмотрим анкер С-образного сечения как кривой брус с радиусом изгиба ρ, толщиной Т, шириной $L_з$, воспринимающий распределенную нагрузку $q_н$. Для сравнения находим отдельно изгибающие моменты относительно сечений b, b_1, a_c.

Элементарная сила, приходящаяся на элемент трубчатого анкера длиной ds, равна

$$dF = q_н ds = \rho' q_н d\varphi. \qquad (5.1)$$

Изгибающий элементарный момент, который вызовет эта сила в произвольном поперечном сечении, составляющем угол φ с вертикалью,

$$dM_э = dFdl = \rho'^2 q_н \sin\varphi d\varphi. \qquad (5.2)$$

Полный изгибающий момент в указанном сечении определится как сумма элементарных моментов:

$$M_п = \rho'^2 q_н \int_0^{\varphi} \sin\varphi d\varphi = 2\rho'^2 q \sin^2 \frac{\varphi}{2}. \qquad (5.3)$$

Изгибающий момент внешних сил относительно сечения b при изменении угла φ от 0 до $\frac{\pi}{2}$ составит

$$M_в = \rho'^2 q_н \int_0^{\frac{\pi}{2}} \sin\varphi d\varphi = \rho'^2 q. \qquad (5.4)$$

Поскольку сечение анкера симметрично (см. рис. 5.1), $M_в = M_{в1}$. Изгибающий момент внешних сил относительно сечения d при значении угла $\varphi = \pi$ определится из выражения (5.3)

$$M_d = 2\rho'^2 q_н, \qquad (5.5)$$

но $\varphi = \pi$, поэтому

$$M_d = 2\rho'^2 q_н \sin^2 \frac{\varphi}{2}. \qquad (5.6)$$

Сравнивая величины $M_в$, $M_{в1}$, M_d, устанавливаем, что наибольший момент внешних сил создается относительно сечения.

Поскольку изгибающий момент внешних сил $M_{внеш}$ уравновешивается моментом внутренних сил $M_{вн}$ сечения, то $M_{вн} = M_{внеш}$.

Момент внутренних сил в сечении при пластическом изгибе бруса аппроксимируется выражением

$$M_{\text{вн}} = \frac{L_{\text{з}} \text{T}^2}{6}\left(1{,}5 + \frac{\text{T}}{2\rho'}\right)\sigma_B, \tag{5.7}$$

где T — толщина стенки трубы после взрыва; $L_{\text{з}}$ — длина закрепляющего замка анкера, принимаемая к расчету; σ_B — предел прочности металла анкера.

Приравнивая (5.6) и (5.7) и решая уравнение относительно $q_{\text{н}}$, получим

$$q_{\text{н}} = \frac{\dfrac{L_{\text{з}} \text{T}^2}{5}\left(1{,}5 + \dfrac{\text{T}}{2\rho'}\right)\sigma_B}{2\rho'^2 \sin^2 \dfrac{\varphi}{2}}. \tag{5.8}$$

В уравнении (5.8) угол φ меньше 180°, так как анкер имеет С-образное сечение, при этом радиус изгиба бруса предопределяется размером диаметра шпура. С учетом последнего

$$2\varphi = \frac{C_{\text{шп}} \times 360^\circ}{C_{\text{скв}}} = \frac{D_{\text{тр}} \times K_{\text{у}} \times 360^\circ}{D_{\text{скв}}}, \tag{5.9}$$

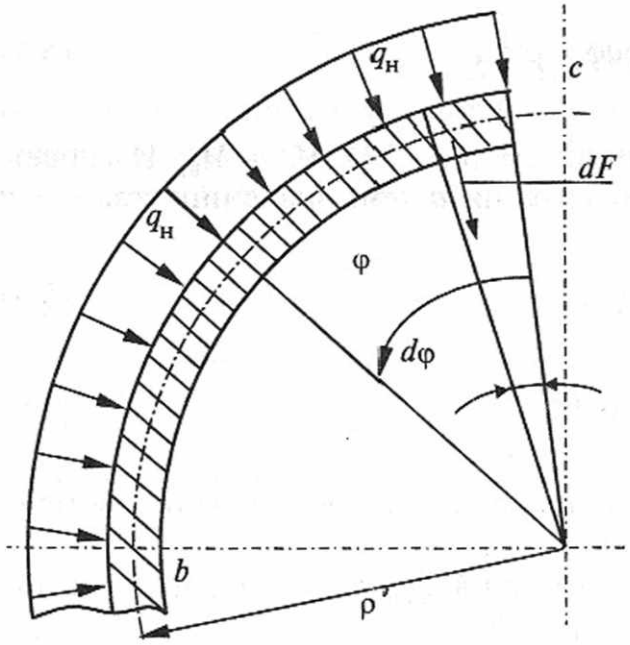
где $C_{\text{шп}} = \pi D_{\text{тр}} K_{\text{у}}$ — длина поперечного сечения анкера в шпуре; $C_{\text{скв}} = D_{\text{скв}} \times \pi$ — длина сечения шпура; $D_{\text{тр}}$ — диаметр трубы до взрыва; $K_{\text{у}}$ — коэффициент удлинения периметра трубчатого анкера от действия взрыва, находится экспериментально для каждой партии труб.

Толщина стенки штанги T после установки определится из равенства площади поперечного сечения штанги до и после взрыва:

$$D_{\text{тр}} \pi t_0 = D_{\text{тр}} \pi K_{\text{у}} \text{T}. \tag{5.10}$$

Решая (5.10) относительно T, получим

$$\text{T} = \frac{t_0}{K_{\text{у}}}, \tag{5.11}$$



где t_0 — толщина стенки трубной заготовки.

Поскольку $R : \text{T} > 5$ (R — внутренний радиус изгиба стенки анкера), нейтральный слой напряжения можно с достаточной точностью считать совпадающим со средней линией прямоугольного сечения стенки штанги. Тогда радиус кривизны нейтрального слоя деформации равен (рис. 5.2)

$$\rho' = 0{,}5(D_{\text{скв}} - \text{T}). \tag{5.12}$$

Следует отметить, что в период установки анкера (взрывное деформиро-

Рис. 5.2. Схема взаимодействия ТШВ с массивом горных пород.

вание) ее материал упрочняется до такой степени, что при повторном нагружении линейный закон деформирования сохраняется почти до момента разрушения, а напряжения, возникающие при повторном деформировании, несколько меньше временного сопротивления материала анкера на разрыв [183].

Таким образом, зная все показатели, входящие в уравнение (5.8), определяют нагрузку $q_н$ и по ней находят нагрузку P, распределенную по поверхности анкера С-образного сечения:

$$P = q' C_{шп} = q D_{тр} K_у \pi. \tag{5.13}$$

Решая (5.13) совместно с (5.8), получаем

$$q_н = \frac{\frac{LT^2}{6}\left(1{,}5 + \frac{T}{2\rho'}\right)\sigma_B D_{тр} K_у \pi}{2\rho^2 \sin^2 \frac{\varphi}{2}}. \tag{5.14}$$

По нормальной силе P, действующей на поверхность анкера, определим несущую способность

$$Q_н = P\mu, \tag{5.15}$$

где μ — коэффициент трения между горной породой и сталью, при взаимодействии мокрых тел принимается равным 0,32–0,38 [184].

Экспериментальные исследования по определению несущей способности трубчатого анкера С-образного сечения представлены на рис. 5.3.

Анализ кривых показывает, что при диаметре шпура 40 мм и изменении толщины стенки трубчатого анкера на 1,7 мм (с 2,5 до 4,2 мм) несущая способность анкера длиной 700 мм изменяется на 42 кН, т.е. увеличивается с 19 до 61 кН. При увеличении диаметра шпура с 38 до 44 мм без изменения других параметров несущая способность анкера снижается с 35 до 25 кН. При увеличении диаметра анкера с 31 до 37 мм его несущая способность увеличивается незначительно — с 25 до 29 кН.

Таким образом, рациональным приемом повышения несущей способ-

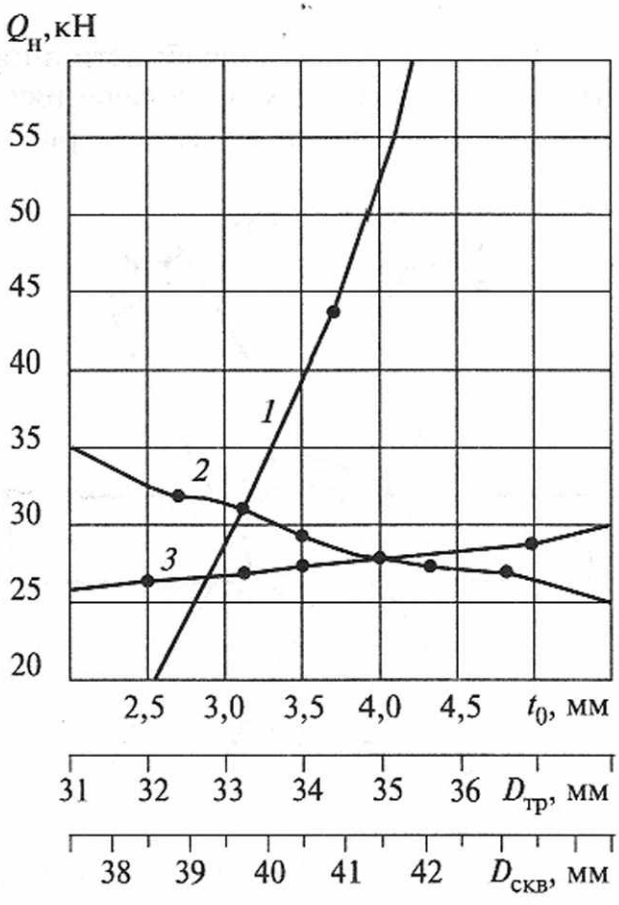


Рис. 5.3. Зависимость несущей способности анкера и С-образного сечения от параметров крепи.

1 — от t_0 при $D_{скв}$ = 40 мм; $D_{тр}$ = 33,5 мм; *2* — от $D_{скв}$ при t_0 = 3,1 мм; $D_{тр}$ = 33,5 мм; *3* — от $D_{тр}$ при t_0 = 3,1 мм, $D_{скв}$ = 43 мм; t_0 — толщина стенки анкера; $D_{тр}$ — диаметр анкера; $D_{скв}$ — диаметр скважины.

ности трубчатого анкера С-образного сечения служит увеличение толщины стенки трубы. Это позволит повысить прочность замка анкера в несколько раз без увеличения трудозатрат на бурение шпуров, что даст возможность проектировать крепь для различных условий в широком диапазоне ожидаемых нагрузок.

Установлено, что от действия импульса гидровзрыва периметр поперечного сечения анкеров, изготовленных из труб массового производства ($D_{тр}$ = 34 мм, t = 3,5 мм), увеличивается на 5 % при взрыве одной нити ДШ, на 9 % при взрыве двух нитей и на 12–13 % при взрыве трех нитей.

Результаты измерений несущей способности трубчатых анкеров С-образного сечения в шахтных условиях и вычислений по формуле (5.15) отличались менее чем на 15 %. К примеру, если расчетное значение несущей способности штанги составляет 35,3 кН (при диаметре 34 мм, толщине стенки 3,5 мм и длине закрепления 0,5 м), результаты ее измерений у образцов с данными геометрическими параметрами будут находиться в пределах 34,0–39,7 кН.

Предложенная методика расчета несущей способности ТШВ позволяет обоснованно подходить к выбору параметров трубчатого анкера, обеспечивающих ее надежную работу.

Промышленные испытания ТШВ подтвердили положения теоретических и экспериментальных исследований и показали возможность успешного их применения для крепления горных выработок [182, 185].

5.2. Расчетная схема и конструктивные параметры опорного элемента анкера

Расчет несущей способности опорного элемента проводится с учетом того, что изгибающий момент в сечениях всех пластин (лучей) опорной конструкции образован внешней силой (рис. 5.4), которую создает масса отслоившей-

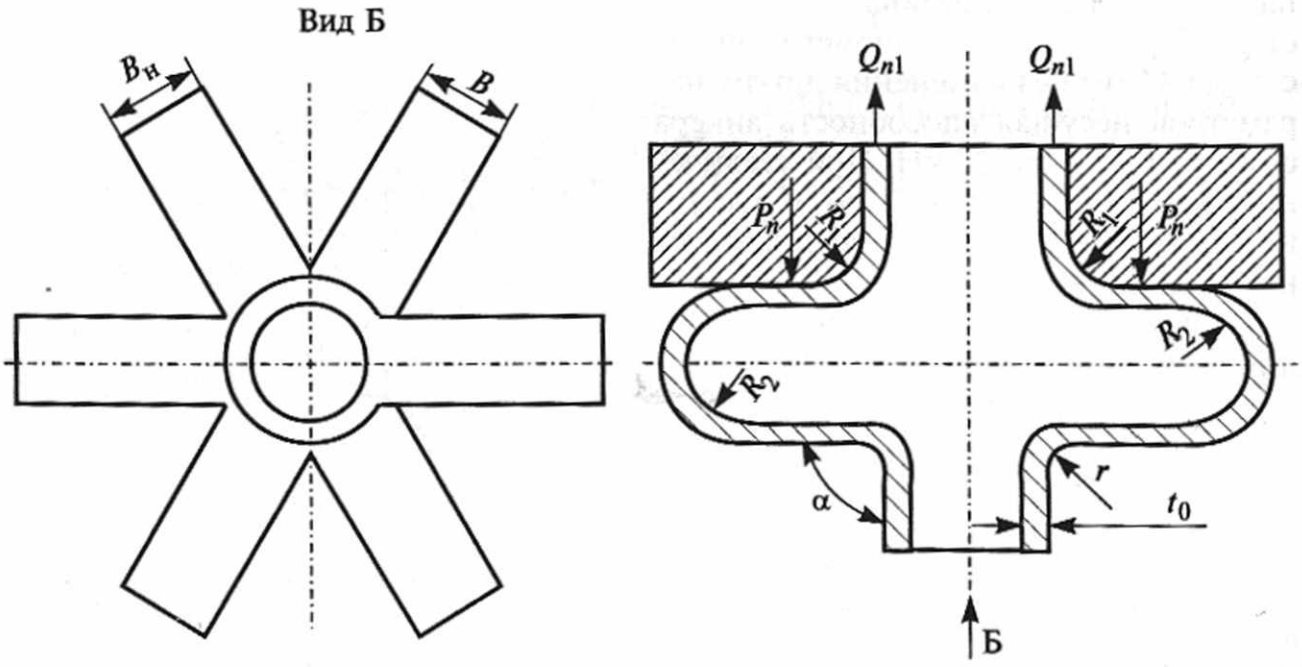


Рис. 5.4. Расчетная схема опорного элемента трубчатого анкера.

ся плиты породы. При достижении внешней силой предельного значения происходит изменение формы опорного элемента, причем оно осуществляется без разрушения конструкции за счет ее пластического деформирования. Несущая способность опорного элемента определится из условия равенства моментов внешних сил в сечениях всех пластин (лучей) конструкции (см. рис. 5.4).

Горную породу, воздействующую на конструкцию, характеризует высокая жесткость (модуль упругости породы $10^9 \times 35$–$10^9 \times 50$ Н/м^2, поэтому ее масса действует на конструкцию опорного элемента как распределенная нагрузка с центром приложения силы P_n по линии II — II начала изгиба каждого луча (рис. 5.5).

На рис. 5.5 из опорного элемента выделен один луч. Он представляет собой кривой брус с прямоугольной формой сечения, к которому приложены нагрузка P_n и равная ей противодействующая реакция Q_{n1} корпуса анкера. Сила Q_{n1} приложена по линии центра тяжести поперечного сечения I-I.

В процессе формирования из корпуса трубчатого анкера опорного элемента часть корпуса, выступающая из шпура, расчленяется взрывом по линиям продольных углублений на n равных полос. Каждая металлическая полоса формоизменяется энергией взрыва и прижимается к поверхности горной выработки вокруг устья шпура. При этом в местах изгибов и на участках контакта пластины с

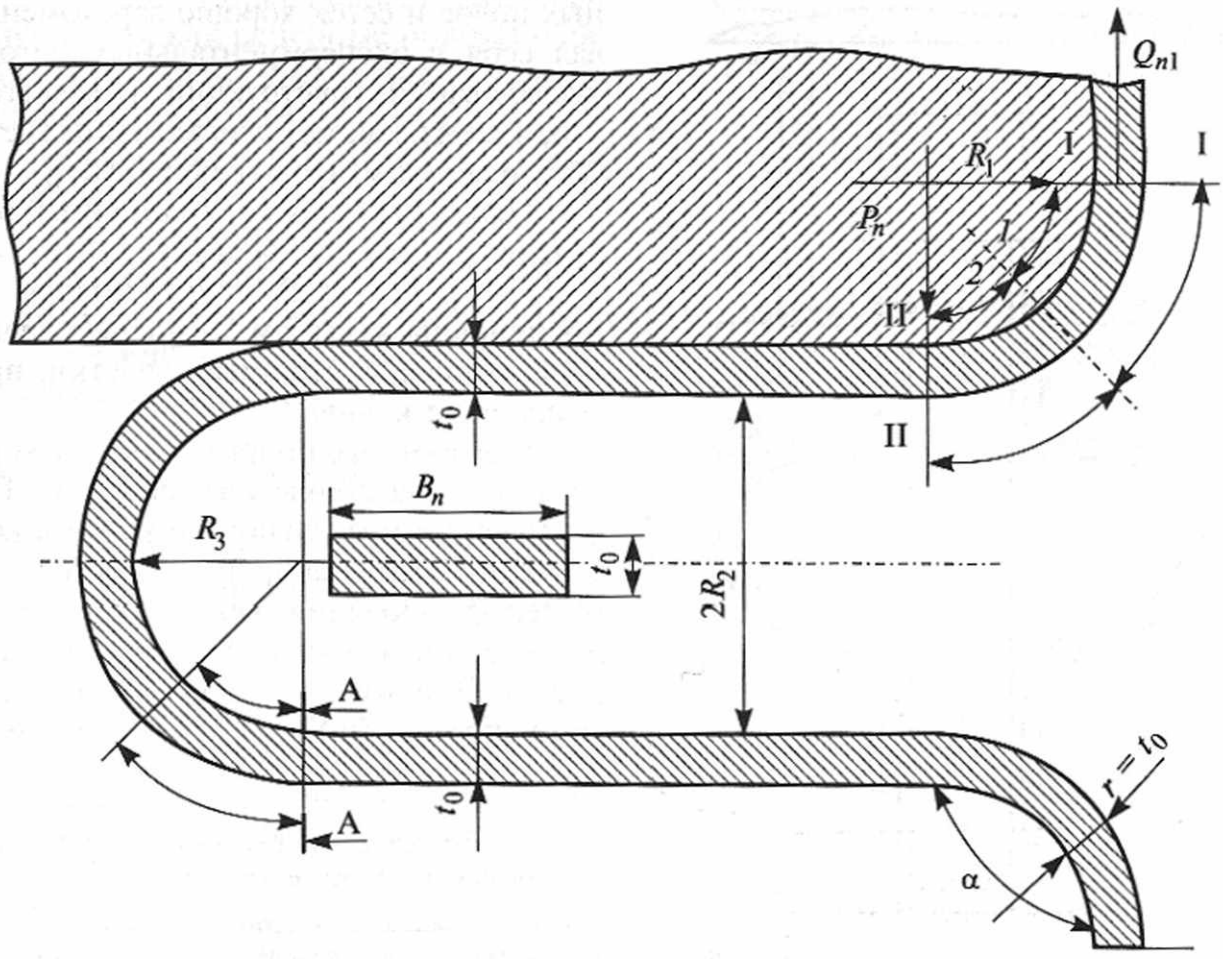


Рис. 5.5. Расчетная схема конструкции.

поверхностью горной выработки ее сечение обретает форму прямоугольника. Радиусы закругления R_1, R_2 и толщина пластины t соотносятся следующим образом:

$$R_1 : t_0 \geq 5, \quad R_2 : t_0 \geq 5,$$

радиус закругления $r = t_0$, ширина пластины B_n относится к толщине t_0 как $B_n : t_0 \geq 5$.

5.3. Определение несущей способности опорного элемента трубчатого анкера

Для выполнения расчета по определению несущей способности опорного элемента анкера необходимо установить экспериментальные зоны пластических деформаций в данной конструкции, характер происходящих в ней изгибов и смещений под действием предельной нагрузки. Для этой цели использован испытательный стенд (рис. 5.6), включающий гидравлический пресс ПУ-50 с манометром.

На грани опорного элемента перед установкой на стенд топографическим способом наносились поперечные полосы в зонах, изображенных на рис. 5.7. Нанесение реперных полос на грани испытываемой модели широко применяется при решении задач, связанных с анализом пластических деформируемых сред или с поведением конструкции в условиях ползучести. Прием нанесения реперных полос и сеток хорошо зарекомендовал себя в экспериментальных методах исследований конструкций и, в частности, в таких, как метод искаженных сеток [187] и метод муаровых полос [188].

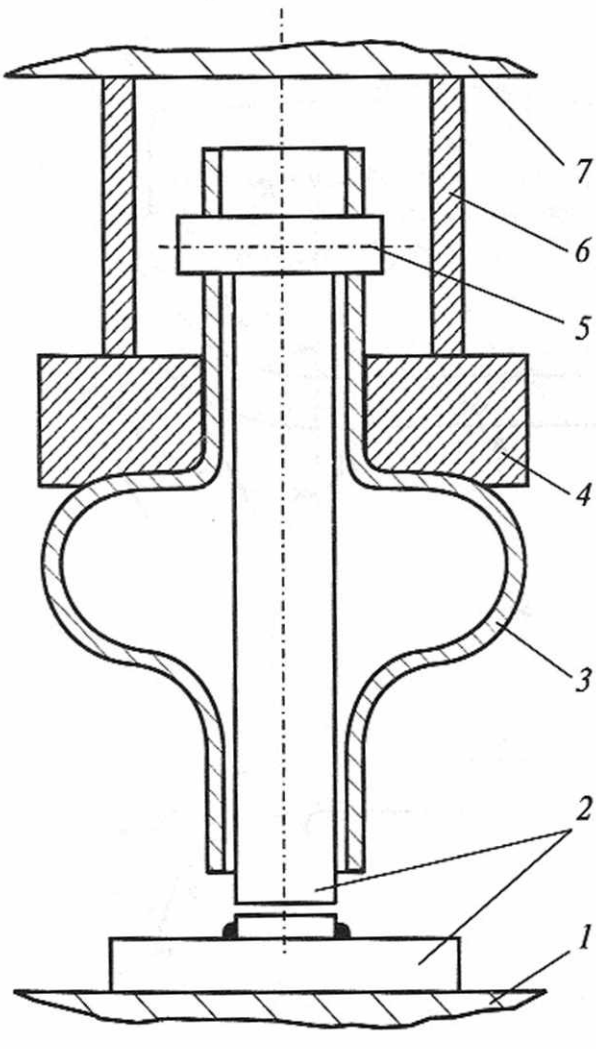


Рис. 5.6. Стенд для испытания несущей способности опорного элемента анкера.

1 — стол пресса; *2* — стойка с подставкой; *3* — Ф-образная плита; *4* — шайба; *5* — стопор; *6* — втулка; *7* — шток пресса.

Грани испытываемых опорных элементов разделены на радиальные зоны *1–4* (см. рис. 5.7). Реперные полосы наносились на зоны *2* и *3* и штриховались горизонтальные (прямые) участки, примыкающие к зоне *4*.

Размеченные опорные элементы нагружались на стенде (см. рис. 5.6). При достижении предельной нагрузки в конструкции возникал процесс пластического деформирования, включающий изгиб и смещение контролируемых зон на ее гранях. При этом расстояние между плитами пресса (штоком *7* и столом *1*)

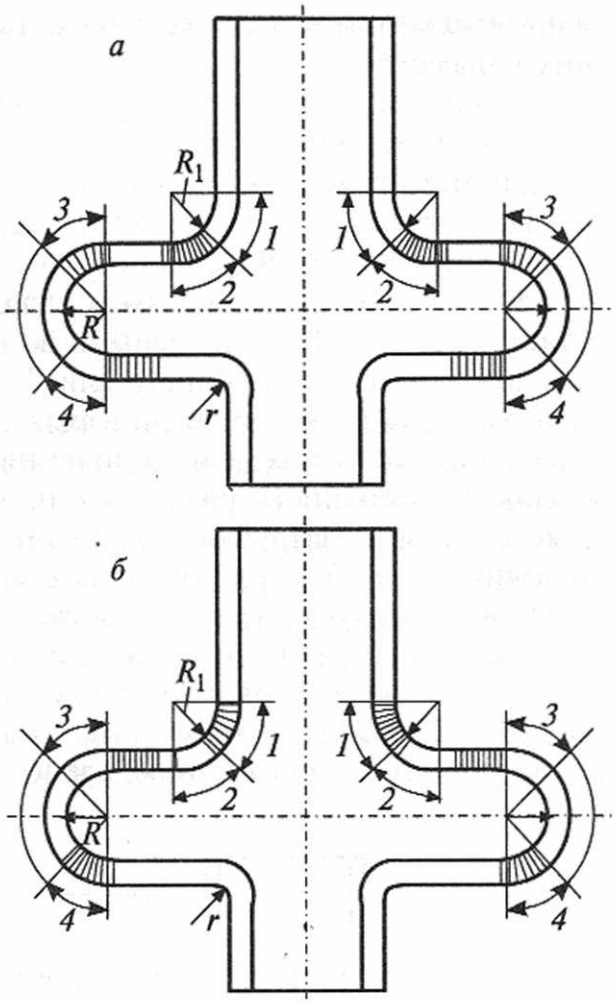


Рис. 5.7. Положение реперных полос в контрольных зонах конструкции.
а — до нагружения; *б* — после нагрузки.

уменьшалось при постоянной нагрузке, что свидетельствовало о податливости конструкции при постоянной (предельной) нагрузке.

После испытания по данной схеме более чем 50 опорных элементов установлено, что во всех конструкциях изгибы, смещения и общая картина пластического деформирования имеют один типичный для всех образцов характер, а именно:

— при начальном положении реперных полос в зонах *1–4*, изображенном на рис. 5.7, *а*, после нагружения реперные полосы смещались в положение, отмеченное на рис. 5.7, *б*;

— в зоне *4* происходит изгиб на радиус R, так как реперные полосы перемещаются в зону *4* из прямого, примыкающего к ней участка;

— участок между зонами *4* и *3* форму и радиус изгиба не меняет;

— в зоне *3* происходит обратный изгиб, т.е. восстановление формы пластины опорного элемента с дуги радиусом R на прямую линию, при этом реперные полосы из зоны *3* перемещаются на прямой участок, примыкающий к зоне *3*;

— в зоне *2* — изгиб пластины луча на радиус R, причем сюда перемещается (с изгибом на радиус R) прямой участок, примыкающий к зоне *2*;

— в зоне *1* отмечен обратный изгиб, т.е. выпрямление пластины с дуги радиусом R на прямую линию, при этом в зону *1* перемещаются реперные полосы из зоны *2*;

— изменение радиуса r не происходит;

— отклонение предельной нагрузки от среднего составило ± 4 кН при $n = 6$; $t = 3{,}1$; $D_{тр} = 33{,}5$.

Таким образом, по результатам экспериментов можно заключить, что предельная нагрузка вызывает пластическую деформацию изгиба в четырех зонах каждого луча опорного элемента, т.е. в зонах *1–4*.

При деформации изгиба на радиус R (или с радиуса R на прямую) в зонах *1–4* создается момент внутренних сил M_1, M_2, M_3, M_4.

С применением полученных результатов экспериментов проведено аналитическое определение несущей способности опорного элемента трубчатого анкера.

Кроме того, выполнены лабораторные исследования, в результате которых дана оценка прочности Ф-образной опорной плиты с помощью пресса ПУ-50 и

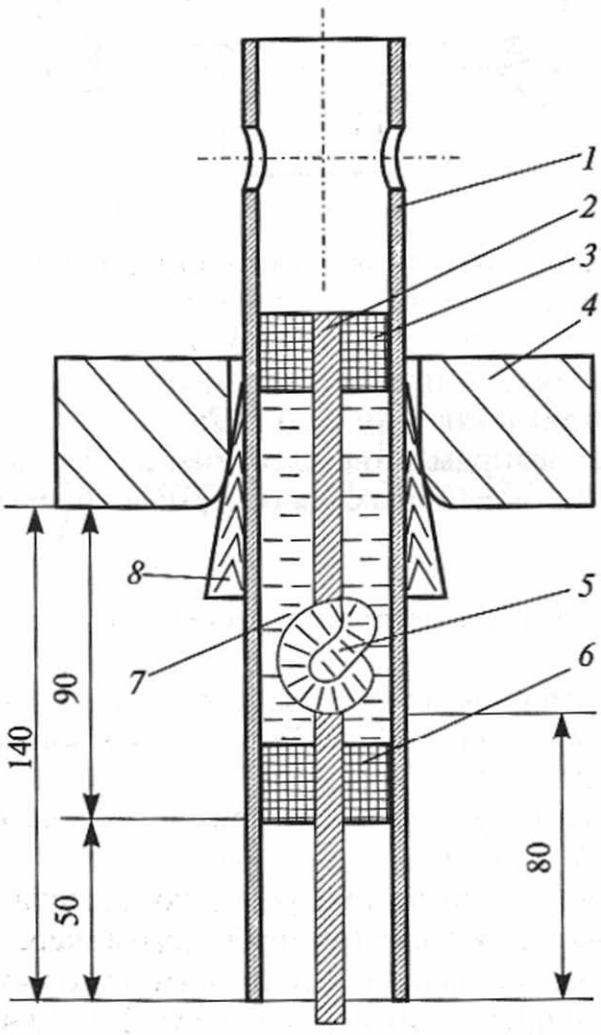
испытательного стенда, разработанного для этой цели при изменении следующих параметров;

— нагрузки на Ф-образную плиту от 0 до 50 000 Н (0–5 тс);

— количества "лепестков" в Ф-образной опоре от 5 до 8 шт.

Диаметр трубчатого анкера был постоянным и составлял 33,4 мм.

Испытания Ф-образного элемента заключались в следующем. Отрезок трубы длиной 25 см оснащался по схеме и вставлялся в шайбу *4* (см. рис. 5.7). Шайба *4* имела отверстие Ø 40 мм и являлась макетом устья шпура. Вставленный в шайбу *4* отрезок ТШВ помещали во взрывную камеру. После взрыва заряда вокруг отверстия шайбы *4* получали Ф-образную опорную плиту из корпуса трубчатого анкера за счет энергии взрыва. Чтобы изготовить Ф-образную плиту в лабораторных условиях, для увеличения диаметра раздутия и достижения плотного контакта поверхности раздутия с нижней поверхностью шайбы *4* было необходимо в полости патрубка *1* на расстоянии 60–70 мм от шайбы *4* на нити ДШ *7* выполнять узел *5*. Заряд без узла *5* при взрыве не производил достаточной развальцовки корпуса. При расположении узла *5* от шайбы *4* на расстоянии, большем чем 70 мм, плотное прижатие поверхностей раздутия и шайбы не обеспечивалось. Применение двух узлов *5* вызывало поперечные разрывы на корпусе патрубка *1*, что свидетельствовало об излишней величине заряда. После проведения пробных взрывов определено оптимальное расположение заряда.



Далее полученная таким способом Ф-образная опорная плита помещалась на испытательный стенд (см. рис. 5.6). При включении пресса ПУ-50 шток 7, создавая нагрузку на втулку *6* и через нее на шайбу *4*, воздействовал на Ф-образную опорную плиту. При достижении определенной нагрузки Ф-образная плита начинала заметно деформироваться, а расстояние между столом *1* пресса и штоком *7* уменьшалось. Нагрузка на Ф-образную плиту фиксировалась по манометру пресса ПУ-50. При увеличении нагрузки до 5000 Н расстояние между плитами *1* и *7* измерялось штангенциркулем. Нагрузка изменялась от 0 до 50 000 Н.

По схеме (рис. 5.8) с применением макета устья шпура изготовлено шесть Ф-образных опорных плит. Диаметр

Рис. 5.8. Формирование Ф-образной опорной плиты в лабораторных условиях.

1 — патрубок; *2* — ДШ; *3* и *6* — уплотнение; *4* — шайба (макет устья шпура); *5* — узел из ДШ; *7* — вода; *8* — клин из дерева.

Таблица 5.1

Результаты испытаний прочности (грузонесущей способности) Ф-образных опорных плит на стенде

Количество "лепестков", шт.	Деформация (мм) при нагрузке $P_н$, Н									
	4×10^3	8×10^3	12×10^3	$1{,}6\times10^3$	2×10^4	$2{,}4\times10^3$	$2{,}8\times10^3$	$3{,}2\times10^3$	$3{,}6\times10^3$	$4{,}0\times10^4$
5	0	0	0	1,0	1,7	2,7	3,2	3,7	4,6	5,7
5	0	0	0,5	0,9	1,0	1,5	2,0	2,2	2,5	3,0
6	0	0	0,5	0,9	1,5	2,5	3,5	5,0	6,0	—
7	0	0	0	0,5	1,0	2,0	4,0	6,0	8,0	9,0
8	0	0	0,5	1,0	1,5	2,0	2,9	4,0	5,0	6,0
8	0	0	0,5	1,0	1,5	2,0	3,0	3,5	4,5	6,0

опорных плит составлял от 120 до 135 мм. От взрыва корпус трубки получал продольные пазы. На двух патрубках образовалось по восемь продольных пазов, два других имели шесть и семь пазов. Таким образом, опорные плиты представляли в плане вид звезды с количеством "лепестков" от 5 до 8. Сначала испытали прочность плит с пятью "лепестками", затем с шестью и т.д. Результаты испытаний занесены в табл. 5.1. По данным таблицы для каждой опорной плиты по точкам построен график (рис. 5.9), где сплошной линией обозначена кривая, определенная по средним значениям деформаций.

Данные стендовых испытаний Ф-образной опорной плиты показали, что ее грузонесущая способность выражается значительной численной величиной

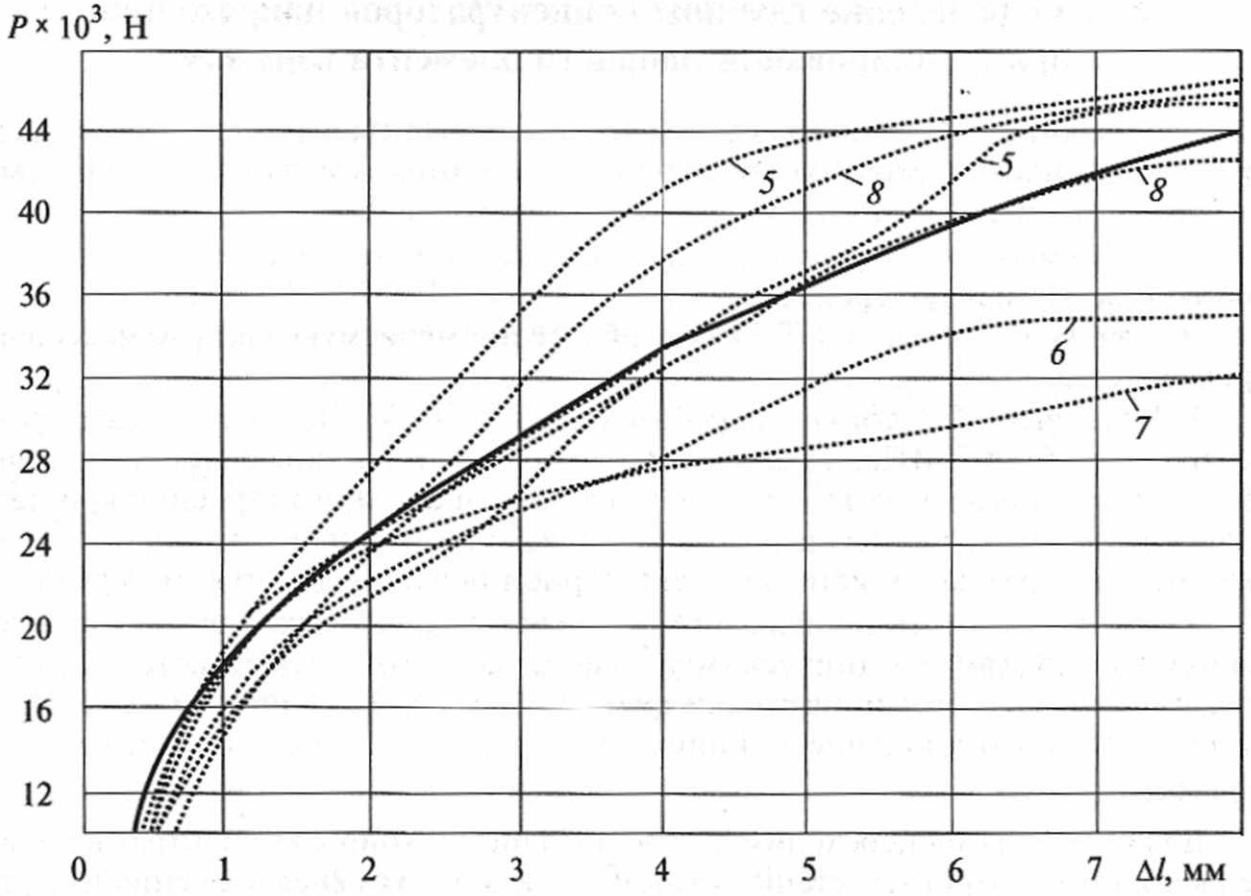


Рис. 5.9. Зависимость деформации (Δl) Ф-образной плиты от нагрузки (P).
Цифрами обозначено количество "лепестков".

и составляет от $3{,}6 \cdot 10^3$ до $4{,}8 \cdot 10^3$ Н. При достижении этой нагрузки общая деформация опорной конструкции изменяется соответственно от 3 до 9 мм. При нагрузке в $2{,}0 \cdot 10^3 \div 2{,}5 \cdot 10^3$ Н деформация Ф-образной опорной конструкции составляет всего 1,0–2,0 мм. Следовательно, при эксплуатации крепи из трубчатых анкеров в горных выработках, породный контур которых смещается больше чем на 3–9 мм, Ф-образная опорная плита способна нести нагрузку и удерживать массу отложившейся породы до 4,8 т. По опыту отечественной науки и практики установлено, что штанговая крепь успешно применима в выработках, где смещение породного контура составляет 60–100 мм. Следовательно, можно заключить, что Ф-образная опорная плита имеет высокую прочность и достаточную грузонесущую способность, так как при сетке размещения анкеров 0,8 × 0,8 м и глубине зоны активной трещиноватости до 1,5 м при объемной массе 4 т/м^3 на каждую штангу приходится воздействие породы с массой 0,4 × 0,4 × 1,5 × 4000 = 960 кг, а при сетке 1,0 × 1,0 м воздействие породы с массой 0,5 × 0,5 × 1,5 × 4000 = 1500 кг, что в три-четыре раза меньше, чем грузонесущая способность (прочность) Ф-образной плиты. Поэтому в таких условиях Ф-образная плита будет работать с трех- или четырехкратным запасом прочности. Следует отметить, что при последующем торкретировании Ф-образная опорная плита приобретает дополнительную прочность, а горный массив вокруг устья шпура закрепляется армированным набрызг-бетоном.

5.4. Определение глубины концентраторов напряжений при формировании опорного элемента взрывом

Для аналитического определения глубины концентраторов, служащих средством надежного формирования опорных элементов взрывом при установке трубчатых анкеров, во внимание приняты следующие факторы:

1. Трубы массового производства, из которых изготавливаются штанги, выполняются из низкоуглеродистой стали марок СТ 1, СТ 2, СТ 3. Принимаем к рассмотрению сталь марки СТ 3 как наиболее применяемую для труб массового производства.

2. Материал СТ 3, согласно требованиям ГОСТ 380-81, имеет предел прочности $\sigma_B = 3{,}8 \div 4{,}7$ МПа. Такой разброс в значении σ_B объясняется отклонением строения реальных кристаллов металла от идеального строения кристаллических решеток, т.е. несовершенством (дефектами, пороками) кристаллических решеток реальных металлов, структурной неоднородностью материала.

3. Трубы массового производства из низкоуглеродистых сталей изготавливаются по ГОСТам и техническим условиям, которыми допускаются следующие отклонения по толщине стенки труб. По ГОСТ 8732-70 при наружном диаметре до 50 мм отклонение толщины стенки t_0 допускается в пределах $t_{0+0}^{-15\,\%}$ [189–191].

Для определения необходимой и достаточной глубины концентраторов напряжения рассматриваем стенку трубы толщиной t. Нижнее значение предела прочности материала обозначим $\sigma_{B\min}$, верхнее $\sigma_{B\max}$, глубину концентраторов Δ (рис. 5.10).

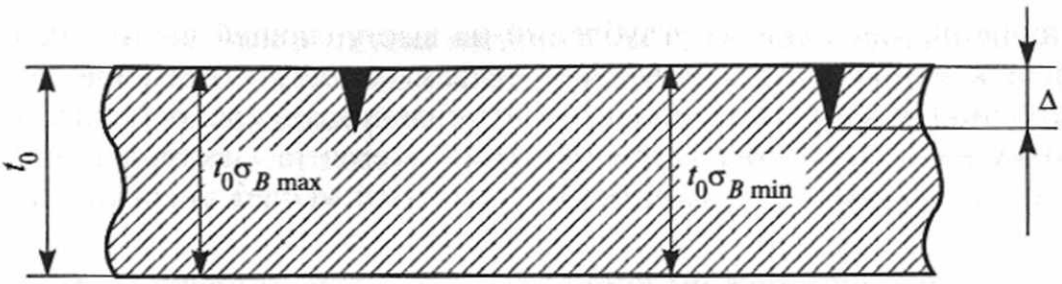


Рис. 5.10. Расчетная схема для определения глубины концентраторов напряжений.

Тогда на единицу длины корпуса анкера стенка трубы при толщине t будет иметь в тех или иных местах прочность, равную $t_0\sigma_{B\,max}$ и $t_0\sigma_{B\,min}$. После выполнения на штанге концентраторов на глубину Δ в момент формирования взрывом опорного элемента расчленение стенки трубы в нужном направлении и в нужном месте произойдет тогда, когда углубление Δ ослабит самый прочный участок стенки и придаст ему прочность, равную прочности самого слабого участка. Поэтому можно записать

$$\sigma_{B\,max}(t_0 - \Delta) = t_0\sigma_{B\,min}. \tag{5.16}$$

Преобразуя уравнение (5.16), получаем

$$t_0(\sigma_{B\,max} - \sigma_{B\,min}) = \sigma_{B\,max} \times \Delta,$$

$$\Delta = \frac{t_0(\sigma_{B\,max} - \sigma_{B\,min})}{\sigma_{B\,max}}. \tag{5.17}$$

Для обеспечения надежности формирования опорного элемента в формулу (5.17) вводится слагаемое, равное 0,5 мм, что вызвано и обусловливается технологическим фактором:

$$\Delta = \frac{t_0(\sigma_{B\,max} - \sigma_{B\,min})}{\sigma_{B\,max}} + 0{,}5. \tag{5.18}$$

Экспериментальная и опытно-производственная установка анкеров с опорным элементом, образованным взрывом, показывает, что для формирования опорного элемента глубину Δ продольных концентраторов напряжения можно принимать равной

$$\Delta = \frac{1}{3}t_0. \tag{5.19}$$

По результатам аналитических, экспериментальных и производственных исследований глубины продольных концентраторов напряжения установлены следующие положения.

Продольные углубления на корпусе штанги служат средством управления энергией взрыва, позволяют осуществить расчленение стенки анкера в нужном направлении и в нужном месте, обеспечивают стабилизацию процесса формирования опорных элементов правильной формы выдержанной симметрии.

Выполнение продольных углублений на выступающей части анкера, примыкающей к устью шпура, повышает эффективность штанговой крепи как вида крепления и совмещает: процесс изготовления анкера, оснащение анкера и установку на нем с натяжением опорного элемента, закрепление анкера в шпуре в один мгновенный цикл, осуществляемый за счет энергии взрыва.

5.5. Расчет несущей способности опорного элемента анкера

Предельная нагрузка P_n вызывает пластическую деформацию изгиба (как было определено выше) в зонах *1–4* и возникновение равной по величине обратного направления реакцию Q_{n2} корпуса анкера, т.е.

$$Q_{n2} = P_n. \tag{5.20}$$

Реакция Q_{n2}, приложенная нормально к сечению I—I, вызывает в сечениях кривого бруса по зонам *1–4* внутренние изгибающие моменты M_1, M_2, M_3, M_4.

Несущая способность одного выделенного кривого бруса определится из условия равенства моментов внешних и суммы изгибающих моментов внутренних сил в деформируемых зонах, т.е.

$$M_{\text{внеш}} = M_{\text{вн}}. \tag{5.21}$$

Изгибающий момент внешней силы Q_{n2} создается относительно сечения II—II:

$$M_{\text{внеш}} = Q_{n2} d_n, \tag{5.22}$$

где d_n — плечо действия силы Q_{n2} относительно сечения II—II:

$$d_n = R_1 + \frac{t_6}{2}. \tag{5.23}$$

Изгибающие моменты внутренних сил создаются в деформируемых зонах *1–4* и их сумма составляет

$$M_{\text{вн}} = M_1 + M_2 + M_3 + M_4. \tag{5.24}$$

На рис. 5.11 показан участок изгиба зоны *4* (см. рис. 5.7). Определим изгибающий момент, необходимый для изгиба на заданный радиус бруса прямоугольного сечения в зоне *4*.

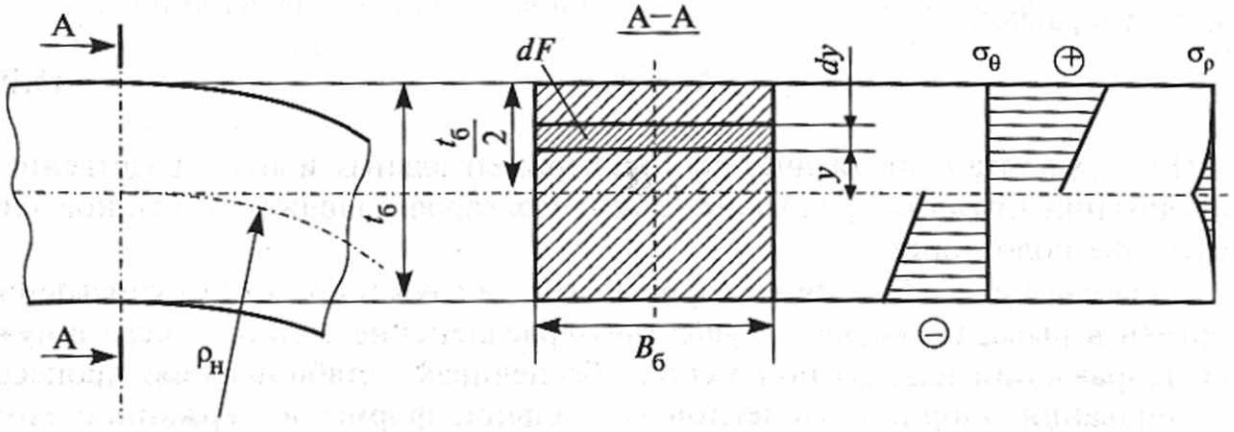


Рис. 5.11. Эпюра напряжений в сечении конструкции в зоне сектора.

При относительных радиусах изгиба $R : t_б > 5$ и при ширине бруса $B > 5t_б$ радиальные напряжения σ_ρ и напряжения в направлении ширины σ_z являются величинами малого порядка [188, 192], поэтому рассматриваемый изгиб бруса можно рассматривать как задачу плоского изгиба с действием в сечении бруса только тангенциальных напряжений σ_θ, а нейтральный слой напряжений совпадает со средней линией прямоугольного бруса.

Положение нейтрального слоя деформации определяется обычно его расстоянием xt от внутреннего слоя бруса. Таким образом, радиус кривизны нейтрального слоя деформации будет равен

$$\rho_н = R_2 + xt_б, \tag{5.25}$$

где R_2 — внутренний радиус изгиба.

Значение коэффициента x зависит от относительного радиуса изгиба $R : t_б$. При гибке бруса до 90° коэффициент x имеет следующие значения:

$R : t_б$	1,0	1,5	2,0	3,0	5,0
x	0,42	0,44	0,445	0,47	0,48

Так как при изгибе находящиеся на различном расстоянии от нейтрального слоя волокна металла получают разные деформации, то действующие в них напряжения будут различны. Примем, что напряжения связаны с деформациями линейной зависимостью

$$\sigma_t = \sigma_B(1 + \delta_y), \tag{5.26}$$

где $\delta_y = y : \rho_0$ — относительное удлинение волокна, расположенного на расстоянии y от нейтрального слоя. Эпюра напряжений в поперечном сечении соответствует уравнению (5.26).

Выделим в сечении элементарную площадку $dF = Bdy$, расположенную на расстоянии y от нейтрального слоя. Внутренняя сила, действующая на эту площадку, запишется равенством

$$dP = \sigma_t dF = \sigma_B(1 + \delta_y)B_б dy. \tag{5.27}$$

Элементарный момент dM, создаваемый этой силой относительно нейтрального слоя, будет равен

$$dM = dPy = B_б\sigma_B\left(1 + \frac{y}{\rho_0}\right)ydy. \tag{5.28}$$

В силу симметрии момент внутренних сил всего сечения А–А (рис. 5.11) определится уравнением

$$M_4 = 2\int_0^{\frac{t}{2}} dM = 2B_б\sigma_B\int_0^{\frac{t}{2}}\left(1 + \frac{y}{\rho_н}\right)ydy = \frac{B_б t_б^2}{6}\left(1{,}5 + \frac{t_б}{2\rho_н}\right)\sigma_B. \tag{5.29}$$

Учитывая, что $B_б t_б^2 : 6 = W_0$ — осевой момент сопротивления сечения при изгибе, и обозначая $m = 1{,}5 + t_б : 2\rho_н$, получим

$$M_4 = mW_0\sigma_B, \tag{5.30}$$

где m — относительный изгибающий момент, являющийся функцией радиуса кривизны $\rho_н$ нейтрального слоя напряжения.

Рассчитаем по уравнению (5.30) внутренние моменты сил в зонах *1–4* и, принимая $R_1 = R_2$, заключаем, что в силу равенства всех величин $t_б$, $B_б$, $\rho_н$, входящих в уравнение (5.30), равны и внутренние изгибающие моменты в этих зонах:

$$M_1 = M_2 = M_3 = M_4.$$

Тогда
$$M_{вн} = 4\,M_4. \tag{5.31}$$

Подставляя (5.31) в (5.21) и (5.22), получим

$$Q_{n2}d = 4M_4 = 4W_0\sigma_B m. \tag{5.32}$$

Сила реакции анкера для одного луча равна

$$Q_{n2} = \frac{4W_0\sigma_B m}{d} = P_n. \tag{5.33}$$

Реакция корпуса анкера для всех n лучей опорного элемента составляет

$$Q_E = \frac{4W_0\sigma_B mn}{d}. \tag{5.34}$$

С учетом сил трения между горным массивом и лучами опорного элемента несущая способность конструкции определится как

$$Q_к = \frac{4W_0\sigma_B mn}{d}(1 + f_m), \tag{5.35}$$

где d, согласно (5.23), равняется $R_1 + \frac{t_б}{2}$; f_m — коэффициент трения стали о породный массив.

Данные экспериментального измерения: несущая способность $Q_к$ конструкции при $t_б = 3{,}1$ мм соответствует 39,3 кН при коэффициенте вариации $V = 1{,}7$ %.

5.6. Влияние параметров трубчатого анкера на несущую способность опорного элемента

Область эффективного использования штанговой крепи охватывает широкий диапазон горно-геологических условий. Опорные элементы анкеров в разных условиях воспринимают различные нагрузки. Необходимая несущая способность опорного элемента достигается изменением толщины стенки и диаметра устанавливаемых трубчатых анкеров. Изменение параметров применяемых труб влияет на прочность опорного элемента, так как выполняется он заодно с анкером и формируется из ее корпуса за счет энергии взрыва.

Для выявления рационального пути повышения несущей способности опорного элемента функцию (5.31), заданную аналитически, представляем для наглядности и удобства изучения в табличном варианте с построением графиков:

$$P_0 = f(t) \quad \text{и} \quad P_0 = f(D_{нар}).$$

Принимаем в первом случае независимой переменной толщину t стенки анкера, а во втором — его наружный диаметр $D_{нар}$.

Для построения графика $P = f(t)$ подставляем в формулу (5.35)

$$P_0 = \frac{\frac{4B_л t^2}{6}\sigma_B nm}{\rho}(1 + f_m) \tag{5.36}$$

и находим значение t из табл. 5.2 и величины $B_л$, m, ρ при изменении t:

$$B_л = \frac{C_{нар} \cdot C_{вн}}{2n_л}, \tag{5.37}$$

где $C_{нар}$ и $C_{вн}$ — соответственно длина окружности наружного и внутреннего круга сечения анкера:

$$C_{нар} - \text{const} = \pi D_{нар} = 3{,}14 \cdot 33{,}5 = 105{,}2;$$

ρ — радиус изгиба нейтрального слоя напряжения каждого луча опорного элемента;

R — радиус изгиба пластин луча, мм 14
σ_B — предел прочности материала анкера 42,5
f_m —коэффициент трения 0,25
$n_л$ — число лучей в опорном элементе, шт. 6

$$P_0 = \frac{\frac{4B_л t^2}{6}\sigma_B \times n_л \times m_1 \times (1 + f_m)}{\rho_1} = 23{,}5\,(2400).$$

Для построения графика $P = f(D_{нар})$ в формулу (5.36) подставляем значение $D_{нар}$ из табл. 5.3, затем вычисляем значение B при $t = 3{,}1$; $n_л = 6$; $R = 14$;

$$\rho = R + \frac{t}{2} = 15{,}55; \quad m = 1{,}5 + \frac{t}{2\rho} = 1{,}6;$$

$$B_1 = \frac{\pi D_{нар} + \pi D_{вн}}{2n_л} = 15{,}4;$$

$$P_0 = \frac{\frac{4B_1 t^2}{6}\sigma_B n_л m(1 + f_m)}{\rho} = 31{,}7\,(3235).$$

Таблица 5.2

Влияние размера стенки анкера на прочность

Показатель	Толщина стенки t, мм				
	2,6	3,1	3,6	4	4,5
Ширина пластины луча $B_л$, мм	16,17	15,9	15,65	15,45	15,18
$m = 1{,}5 + \frac{t}{2\rho}$	1,58	1,6	1,61	1,62	1,64
$\rho = R + \frac{t}{2}$	15,3	15,55	15,8	16,0	16,25
Несущая способность, кН (кгс)	23,5 (2400)	32,7 (3340)	43 (4490)	52 (5325)	64,6 (6590)

Таблица 5.3

Влияние изменения диаметра на прочность опорного элемента при толщине стенки штанги 3,1 мм

Показатель	Наружный диаметр $D_{нар}$, мм						
	32,5	33,5	34	35	36	37	38
Ширина луча B_1, мм	15,4	15,9	16,2	16,7	17,2	17,7	18,3
Прочность "звезды", $\frac{кН}{кгс}$	$\frac{31,7}{3235}$	$\frac{32,7}{3341}$	$\frac{33,3}{3404}$	$\frac{34,4}{3509}$	$\frac{35,42}{3615}$	$\frac{36,45}{3719}$	$\frac{37,68}{3845}$
Длина внутренней окружности $\pi \times D_{вн}$, мм	82,6	85,7	87,3	90,4	93,6	96,7	99,8
Длина наружной окружности $\pi \times D_{нар}$, мм	102	105,2	106,7	109,9	113	116,2	119,3

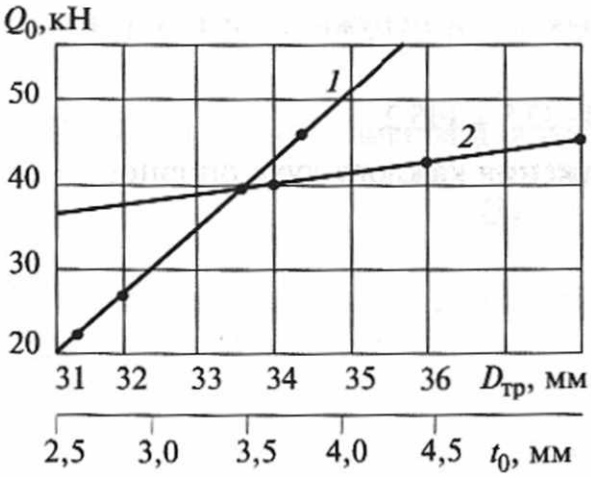


Рис. 5.12. Зависимость несущей способности опорного элемента от параметров штанги.

1 — от толщины стенки t_0 при $D_{тр}$ = 33,5 мм; *2* — от диаметра штанги $D_{тр}$ при t_0 = 3,5 мм.

Анализ данных табл. 5.2 и 5.3 и построенных по ним кривых на рис. 5.12 позволяет сделать вывод о том, что повышение прочности опорного элемента достигается увеличением толщины стенки анкера без изменения ее наружного диаметра. При этом увеличение диаметра штанги на 8 мм (с 31 до 38) вызывает повышение прочности опорного элемента на 10–15 кН, а увеличение толщины стенки на 2 мм (с 2,5 до 4,5) — повышение прочности опорного элемента на 30–40 кН без увеличения диаметра шпура и штанги. Рост диаметра шпура на 8 мм увеличивает время бурения 1 м шпура на 40 % [193], что существенно снижает производительность труда.

Таким образом, для повышения прочности опорного элемента рационально и экономически выгодно увеличивать размер стенки анкера без увеличения ее наружного диамстра.

Глава 6

Исследование взаимодействия системы "крепь — порода"

6.1. Исследование взаимодействия анкерной крепи с решетчатой металлической затяжкой

Для оценки взаимодействия массива на облегченную крепь разработан специальный стенд, приведенный на рис. 6.1 и 6.2.

Он представляет собой модель кровли горной выработки, закрепленной анкерной крепью *3* с решетчатой затяжкой *4*, где при геометрическом подобии 1 : 20 анкеры расположены в шахматном порядке через 50 мм. Размеры пластин решетчатой затяжки составляют 50 × 100 мм. Хвостовики анкеров на модели оснащены гайками, навинченными под анкерные плитки. Закрепляющий замок на анкерах *3* модели заменен динамометрическим устройством *2*, которые оттарированы нагрузками от 0 до 98 Н. Измерительная шкала *1* динамометра *2* позволяет снимать показания с точностью ± 0,8 Н.

Площадь, ограниченная на модели квадратом 50 × 50 мм, в углах которой установлены анкеры *3*, составляет 2500 мм^2, что в 400 раз меньше в сравнении с натурой.

Система модели "анкер — решетка" нагружалась в выбранных точках статической нагрузки от 10 до 220 Н с интервалом 20 Н, что эквивалентно при выбранном масштабе диапазону рабочих нагрузок анкерной крепи в натуре от 5000 Н до 100 кН, когда крепь работает в условиях нагружения от действующих напряжений и заколообразования. При нагружении системы фиксировались показания динамометров на каждом анкере внутри зоны (рис. 6.3, *а*) и вокруг зоны нагружения (рис. 6.3, *б*). Таким образом, стенд позволил получить качественную и количественную картину изменения нагрузок в системе "анкер — решетка". Результаты опытов представлены на рис. 6.4.

Установлено, что при креплении кровли отдельными решетчатыми пластинами при нагружении, например 180 Н, реакция анкера (*а*) в зоне нагружения составляет 40 Н (кривая *1*), а реакция анкеров (*б*) к зоне нагружения ближних (см. рис. 6.3) равна 23 Н (кривая *2* рис. 6.4). При нагрузке 180 Н реакция анкеров *с* (рис. 6.3, *а*) не наблюдалась.

Если перетяжка кровли представляла сплошное решетчатое полотно, то при нагрузке 180 Н реакция анкера (*а*) (см. рис. 6.3, *б*) в 20 Н нагружения составила 25 Н (кривая *1′* рис. 6.4), а реакция анкеров б′ была менее 10 Н (кривая *2′*). Необходимо отметить, что при нагрузке 180 Н в диагональных анкерах с′ (рис. 6.3, *б*) возникает нагрузка величиной 2–3 Н, что свидетельствует о более равномерном перераспределении нагрузки в системе "сплошное полотно — анкер".

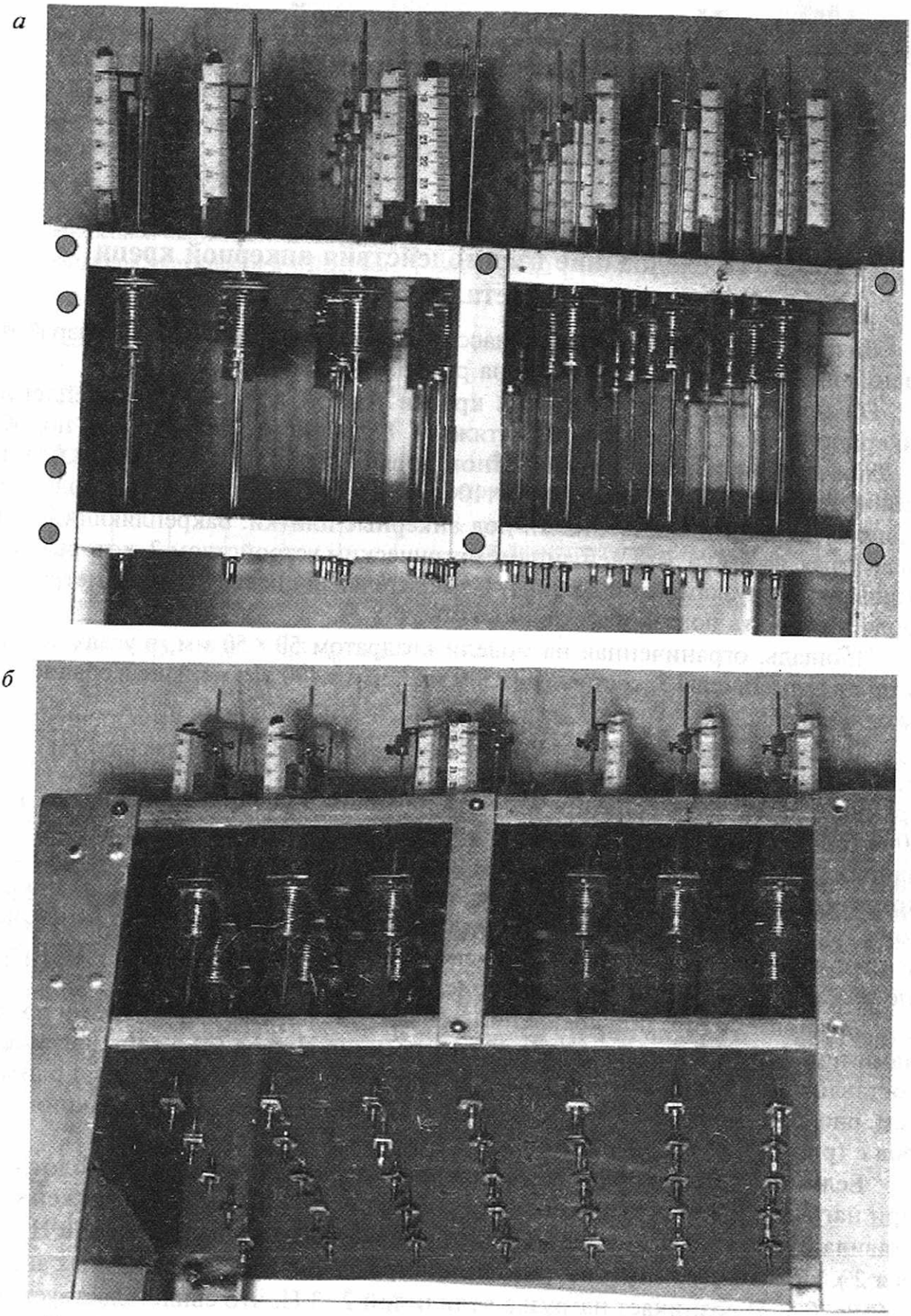


Рис. 6.1. Общий вид стенда для испытания системы "крепь — порода".
а — фронтальный вид; *б* — вид снизу.

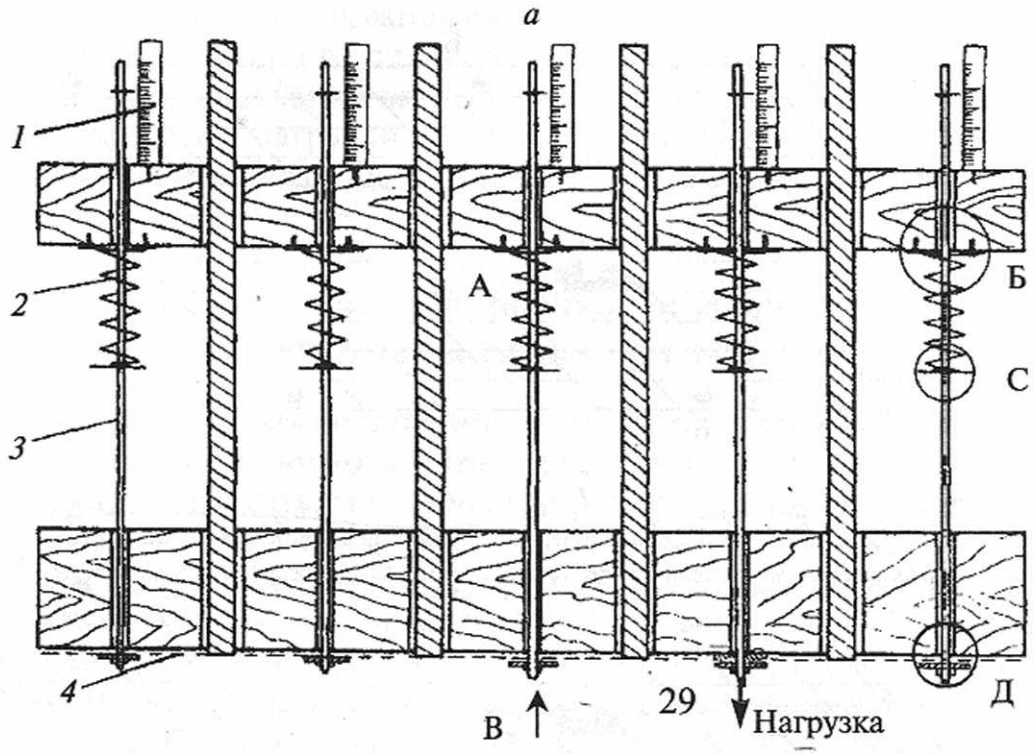


Рис. 6.2. Вид поперечного разреза стенда.

а — схема нагружения; *б* — вид В; *1* — измерительная шкала; *2* — динамометр; *3* — анкерная крепь; *4* — решетчатая затяжка.

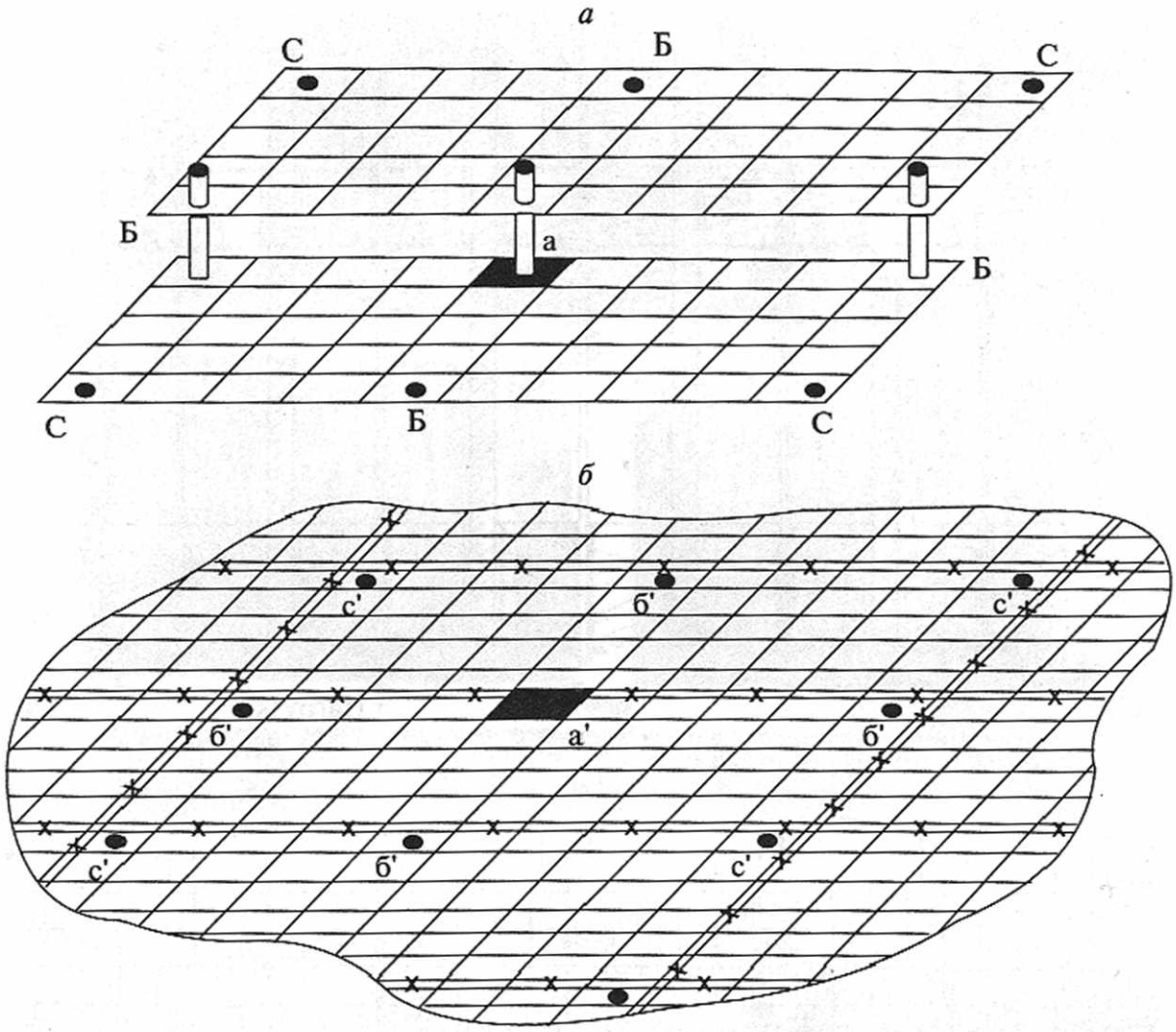


Рис. 6.3. Схемы расположения анкеров вокруг зоны нагружения (отмечена темным квадратом).

а — перетяжка кровли отдельными решетчатыми пластинами; *б* — перетяжка кровли сплошным решетчатым полотном.

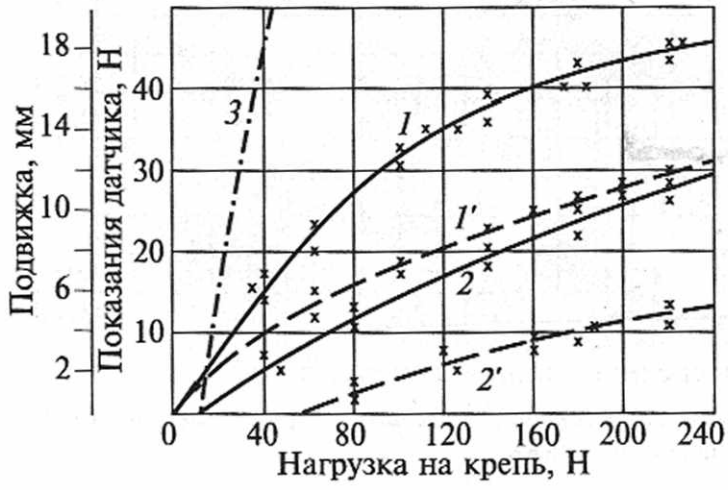


Рис. 6.4. Влияние нагрузки на подвижку и реакцию анкеров, расположенных внутри а, а′ и вокруг б, б′ зон нагружения при различном виде перетяжки кровли.

1 и *2* — изменение реакции и подвижки анкера а и анкеров б соответственно (рис. 6.3) при перетяжке кровли отдельными решетчатыми пластинами; *1′* и *2′* — то же при перетяжке кровли сплошным решетчатым полотном; *3* — изменение реакции и подвижки при нагружении одиночного анкера а.

Таким образом, исследованиями установлено, что использование перетяжки кровли в виде одного сплошного решетчатого полотна обеспечит равномерное перераспределение нагрузки между анкерами вокруг зоны нагружения, снизит пиковые нагрузки в локальных зонах в 1,5–1,6 раза и позволит создать более работоспособную и прочную грузонесущую систему "крепь — порода".

6.2. Определение прочности соединений решетчатой затяжки при монтаже

Разработанные виды соединений для монтажа стальных пластин решетчатой затяжки в одно полотно в пяти вариантах соединений представлены на рис. 6.5. Следует отметить, что варианты А и В предусматривают выполнение изгиба по краю решетки в условиях механических мастерских или в процессе производства затяжки. Вариант соединений Г довольно легко можно выполнить непосредственно в процессе возведения крепи.

Для осуществления соединения по способам А, В, Г необходимо на место ведения работ поставлять соединительные стержни I диаметром 5–7 мм.

Соединение В представляет собой связку пластин решетки вставок. Для выполнения связок используется специальный ключ-оснастка (рис. 6.6).

Для выполнения одной связки необходимо повернуть ключ-оснастку всего лишь на один оборот. После лабораторных испытаний было изготовлено несколько ключей, которые испытывались в шахтных условиях при возведении крепления в 5 орте гор. –210 м и Северном квершлаге гор. –350 м Таштагольского рудника. Во время испытаний связки устанавливались по краю решетчатой затяжки с интервалом 0,2–0,25 м.

Значительный практический интерес представляет соединение Д. Исследования показали, что его прочность соответствует прочности стержня, из которого оно изготовлено. Такое соединение обладает податливостью до 100 мм. Следует отметить, что для обеспечения массового применения соединения Д необходимо разработать специальный пресс-штамп, который позволит проводить изгиб прутков решетки по заданной конфигурации.

Достоинство соединений Б и Д в том, что они сращивают затяжки встык, за счет чего экономится в сравнении с соединениями А, Б, Г от 22 до 34 % площади затяжки.

Прочность и податливость соединений испытана в лабораторных условиях с помощью пресса ПСУ-50 и испытательного стенда, разработанного для этой цели (рис. 6.7).

Испытательный стенд состоит из пресса ПСУ-50 с его нижним столом *1* и штоком *5*, стоек *3*, упоров *6*, стопоров *4* и *9*, силовых колец *7*, связки *8* и плиты *2*.

При включении пресса шток *5* выдвигается и расстояние между столом *1* и штоком *5* сокращается, при этом упоры *6* воздействуют на плиту *2*, которая давит стопор *9*, растягивая силовое кольцо *7* вниз. Поскольку верхнее кольцо *7* жестко неподвижно зафиксировано стопором *4* и стойками *3*, то создаваемая штоком *5* нагрузка передается на испытуемую связку *8*. Таким образом, при изменении зазора между столом *1* и штоком *5* с интервалом в 5 мм регистрирова-

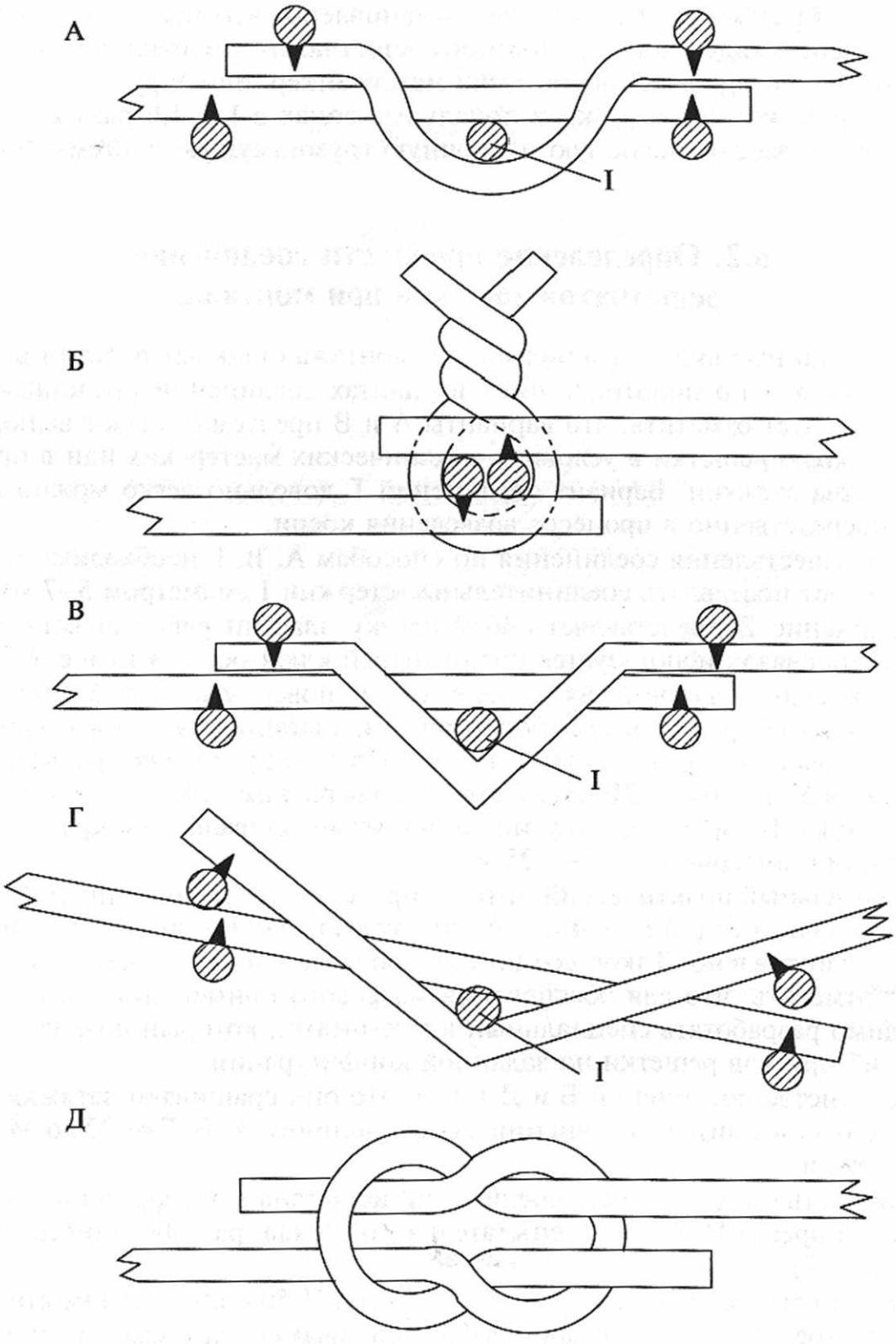


Рис. 6.5. Виды соединений решетчатой затяжки (А—Д) при креплении выработок.

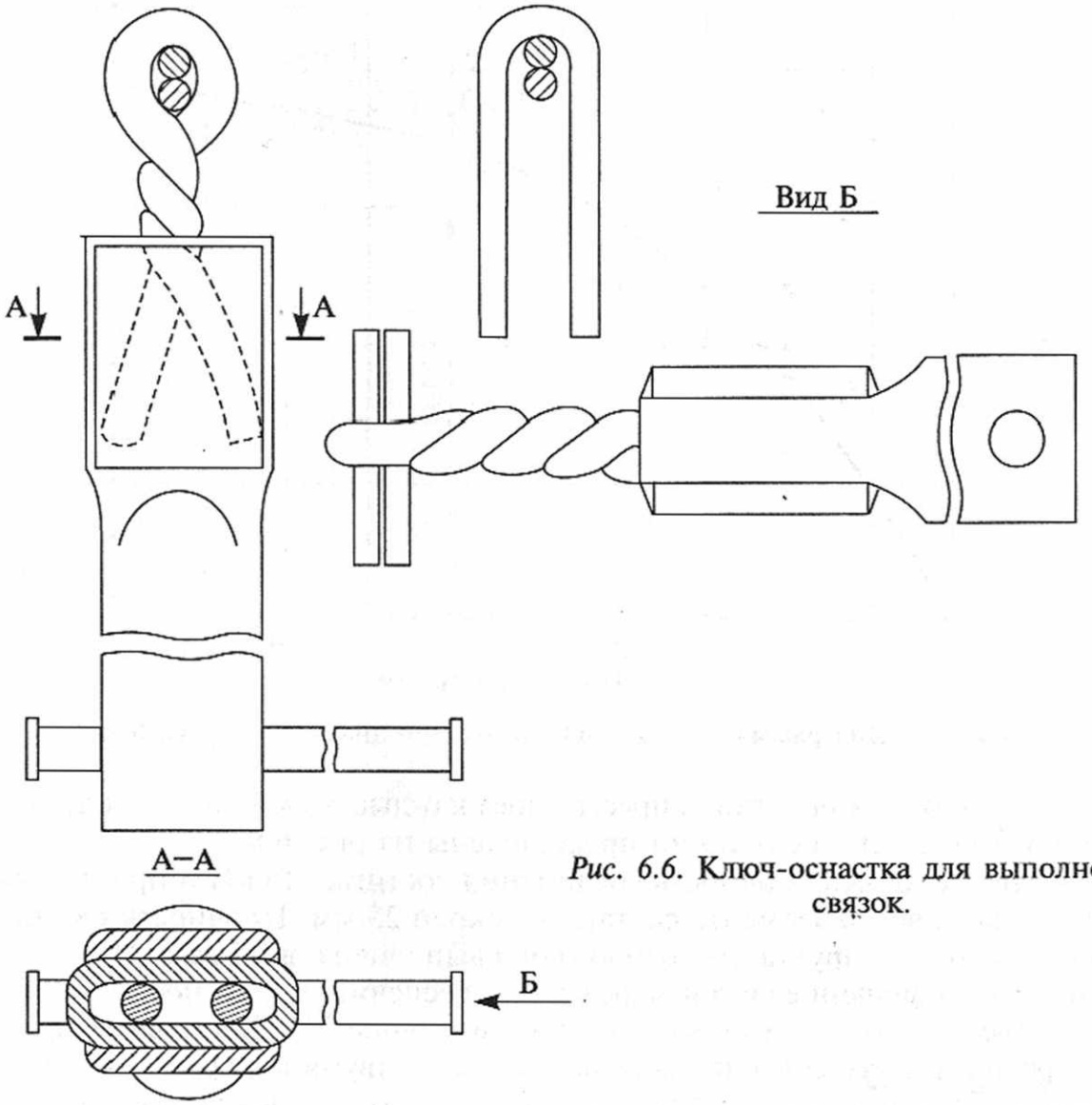


Рис. 6.6. Ключ-оснастка для выполнения связок.

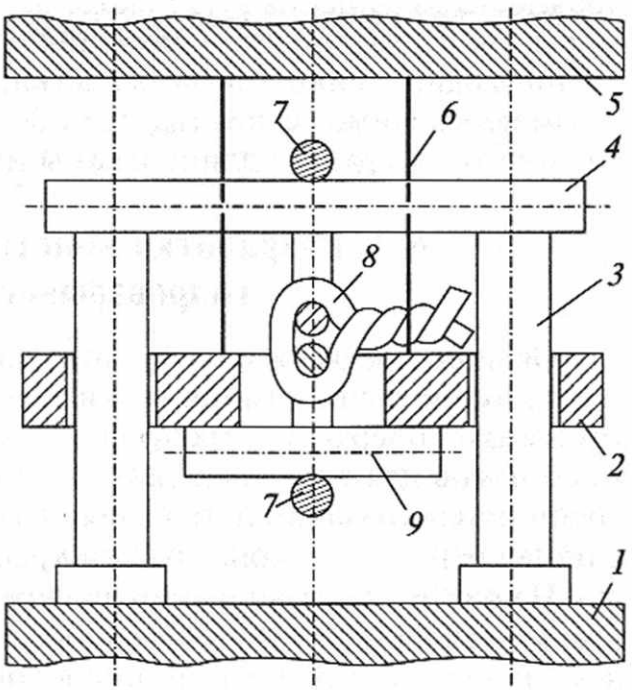


Рис. 6.7. Стенд для определения прочности и податливости соединений связки.

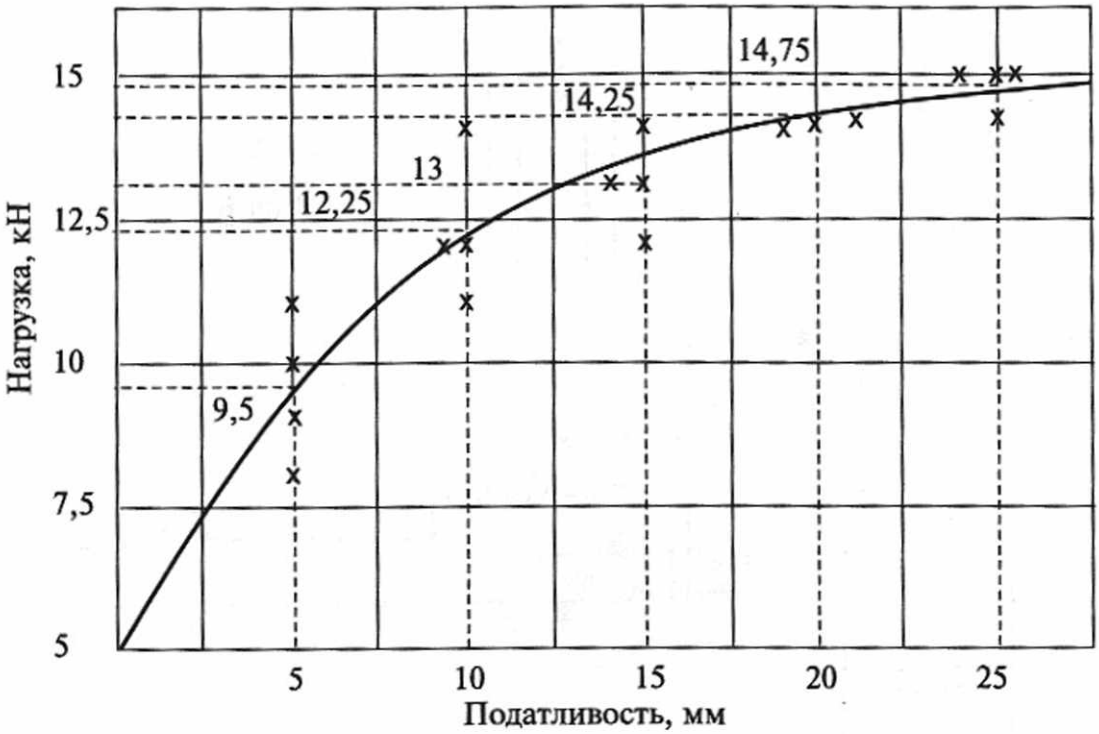


Рис. 6.8. Диаграмма нагружения связок при диаметре прутка 6 мм.

ли силовые показания датчика пресса через каждые 5 мм подвижки до разрыва связки *8*. Результаты испытаний представлены на рис. 6.8.

Установлено, что прочность соединения достигает 15 кН и при данной нагрузке податливость элемента составляет около 25 мм. Прочность связки превышает прочность прутка, из которого она выполнена, в 1,5 раза. При этом выявлено, что размещение связок через 0,2 м обеспечивает прочность соединения решетчатых заметок по стороне длиной в 1 м, равное 75 кН, в то время как сшивание решеток внахлестку по метровой стороне двумя анкерами обеспечивает прочность соединения всего около 30 кН. Более того, существенное достоинство связок в том, что для получения одной номинальной связки требуется выполнить один оборот ключа-оснастки, а при сшивании решеток внахлестку анкерам необходимо осуществлять от 30 до 60 оборотов гайки на хвостовике только одного анкера при длине резьбы на анкере 150 мм с шагом резьбы 2,5 мм.

6.3. Разработка конструкции трубчатой штанги гидровзрывного закрепления

Обычно предварительное натяжение крепежного анкера и решетки достигается путем завинчивания гайки под опорной плитой, что является довольно трудоемкой операцией, требующей затрат времени и применения специальных механизмов для вращения гайки. С целью снижения трудоемкости установки крепи путем создания натяжения штанги за счет энергии взрыва заряда разработана специальная конструкция крепежного анкера.

На рис. 6.9 показан общий вид крепи до и после взрыва зарядов. Штанговая крепь со свойством самонатяжения содержит полный анкер *1*, закрепленную на нем опорную плиту *2*, рассредоточенный по оси полости заряд взрывчатого ве-

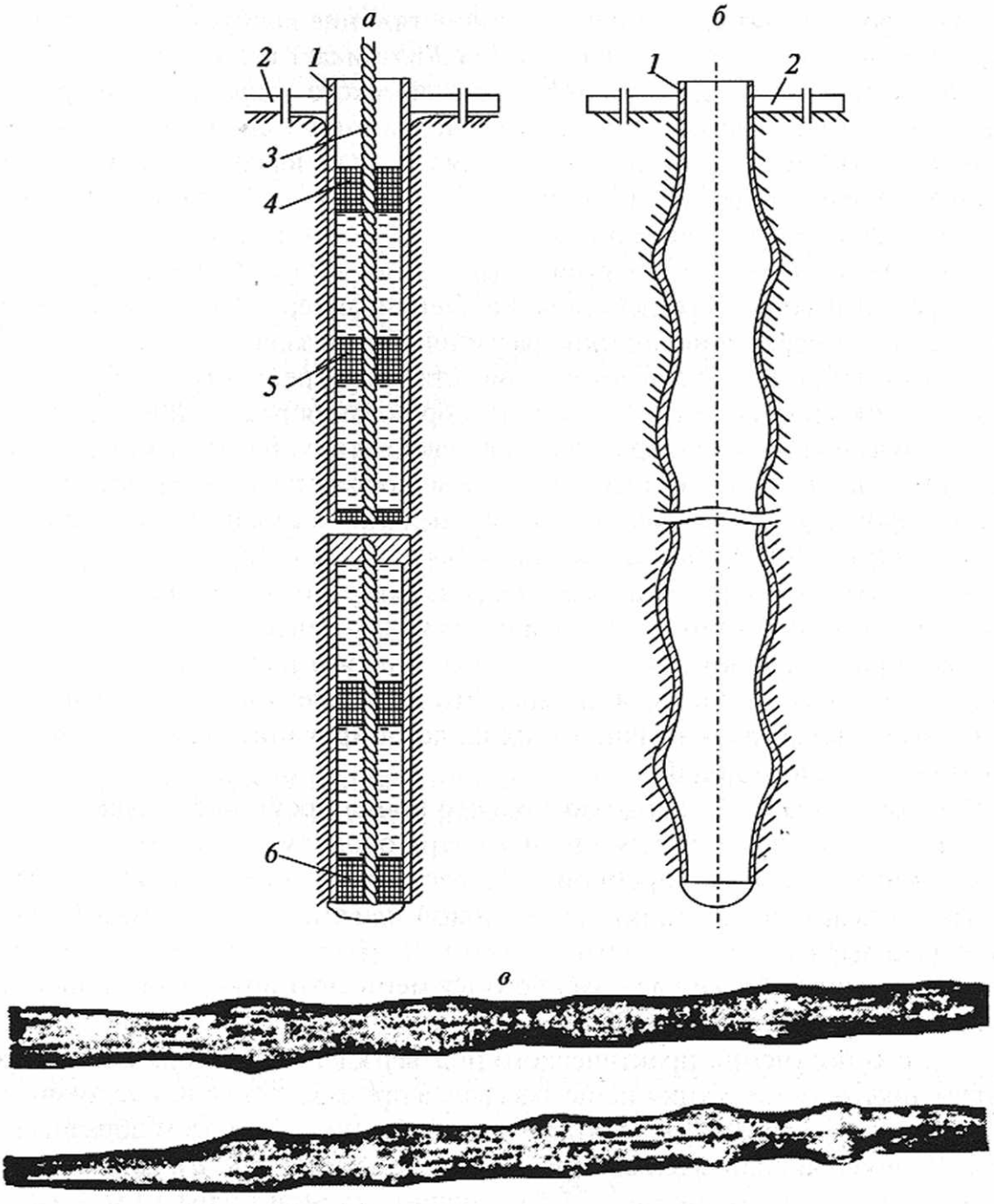


Рис. 6.9. Конструкция трубчатого анкера гидровзрывного закрепления.

а — вид до взрыва; *б* — после взрыва; *в* — общий вид после взрыва; *1* — корпус анкера; *2* — опорная плита; *3* — детонирующий шнур; *4* и *5* — уплотняющие пробки; *6* — перегородки из пористой резины и дерева.

щества в виде детонирующего шпура *3*. В торцах анкера *1* установлены пробки *4* и *5*, а во внутренней полости — с интервалом перегородки *6* из эластичного пористого материала. Форма перегородок *6* цилиндрическая с осевым отверстием, диаметр их на 1–2 мм меньше внутреннего диаметра анкера *1*. В качестве материала для перегородок *6* пригодна пористая резина, поролон или пенопласт. Полость трубчатого анкера заполнена водой [194].

Суть процесса, обеспечивающего самонатяжение корпуса анкера, заключается в следующем. При взрыве в воде заряда *3* возникает гидравлический удар. После взрыва осевого заряда *3* усилие гидравлического удара получает радиальное направление. Под действием радиально направленной силы гидрозаряда корпус анкера *1* раздувается по периметру, уплотняя горную породу, вдавливается в стенки шпура. Однако гидроудар возникает и раздувает корпус анкера *1* только на участках непосредственного контакта заряда *3* с водой. В местах размещения перегородок *6*, разделяющих воду, энергия взрыва гаснет в пористом материале и не оказывает растягивающего воздействия на стенки анкера. Поэтому после взрыва заряда корпус имеет периодические раздутия. Взрыв заряда описанной конструкции создает натяжение вдоль анкера при установке крепи в грунт или слабые породы. Это объясняется тем, что в момент образования раздутий и вдавливания их в горный массив корпус анкера уменьшает свою длину. Благодаря прочному механическому зацеплению штанги с массивом посредством внедрения раздутий в горную породу, при сокращении длины анкера происходит уплотнение массива под опорной плитой и уменьшение ширины трещин в породе.

В качестве рассредоточенного заряда взрывчатого вещества удобно использовать детонирующий шнур в одну или несколько нитей.

Для упрощения монтажа заряда перегородки *6* имеют диаметр на 1–2 мм меньше, чем диаметр полости анкера. Это позволяет свободно опустить в полость анкера перегородки, нанизав их на детонирующий шнур, и затем заполнить полость анкера водой.

В полость анкера *1*, закрытую с одного конца пробкой *5*, опускают детонирующий шнур *3* с нанизанными на него перегородками *6*. Затем заполняют полость водой и закрывают пробкой *4*. После этого анкер *1* вводят в шпур.

Закручивание одной гайки под опорной плитой отнимает до 3,5 мин [184]. При норме выработки на одного человека 20 анкеров в смену в предложенной крепи экономится более часа рабочего времени, что повышает скорость установки анкеров более чем на 20 %.

С целью получения практического подтверждения фактора самонатяжения корпуса анкера конструкция испытывалась в производственных условиях на полигоне базисного склада ВВ Таштагольского рудника. При этом образцы в количестве 10 анкеров снаряжались зарядом по схеме (рис. 6.9, *а*). Длина трубчатых анкеров составляла 1 м, диаметр 33,5 м, толщина стенки трубы 3,1 м. Каждый анкер перед взрывом содержал внутри четыре перегородки из дерева, длина перегородок 80 м. Между перегородками на детонирующем шнуре выполнялся узел. Анкеры устанавливались в шпуры диаметром 38 мм, пробуренные в плотном грунте. После взрыва заряда все анкеры были выкопаны и измерены по длине. На рис. 6.9, *в* показан общий вид извлеченных из грунта анкеров после взрыва. Измерения показали, что при первоначальной длине 1 м у 7 анкеров длина уменьшилась на 6–8 мм, у 2 штанг сократилась на 10–11 мм и у одной на 4 мм. Измерялась длина волнистой боковой линии анкера после взрыва. Измерения проводили методом наложения на боковую поверхность стальной рулетки. Установлено, что у всех анкеров первоначальная длина образующей осталась без изменения в пределах ошибки данного метода измерения, т.е. ±1 мм.

По результатам эксперимента можно заключить о правильности трактования сути механизма самонатяжения в конструкции такого анкера. Производственный эксперимент позволил выявить свойство конструкции крепи уменьшать длину на 5–10 мм при длине трубы 1 м, т.е. концы метрового трубчатого анкера при взрыве сближаются в среднем на 4–6 мм. Поэтому можно предполагать, что в случае жесткой фиксации концов анкера необходимое сокращение длины корпуса будет компенсировано за счет продольного растяжения корпуса упругих деформаций (в начальной стадии образования раздутия, но после ликвидации технологических зазоров в системе), затем в режиме пластических деформаций.

Растягивающее усилие ΔN в анкере, которое обусловлено реакцией концевых фиксаторов на трубе (с одной стороны — опорная плита, с другой — одна или несколько раздутий), определится выражением

$$\Delta N = \delta F; \quad \sigma_c = \frac{N}{F}, \tag{6.1}$$

где σ_c — напряжение в сечении анкера, Па; F — площадь сечения анкера, м^2.

Принимая во внимание, что под действием силы N длина анкера ℓ_a удлинится в режиме продольной упругой деформации на величину $\Delta\ell_1$, то относительная деформация ε_0 определится

$$\varepsilon_0 = \frac{\Delta\ell_1}{\ell_a}. \tag{6.2}$$

Но поскольку между напряжениями и деформациями существует зависимость, известная под названием закона Гука, имеем

$$\sigma_c = E\varepsilon_0, \tag{6.3}$$

где E — модуль упругости при растяжении.

Подставив в формулу (6.2) значения ε_0 и σ_c из формулы (6.1), получим

$$\Delta\ell_1 = \frac{\Delta N\ell_a}{E_c F} = \frac{\sigma_c\ell_a}{E}. \tag{6.4}$$

Формула показывает величину абсолютного удлинения анкера в режиме упругих деформаций. Определим величину удлинения анкера:

$$\Delta\ell_1 = \frac{210\times10^5\times1{,}8}{2{,}10\times10^5\times1\times10^{-4}} = 0{,}18 \text{ см} = 1{,}8 \text{ мм},$$

где принято: σ_c — конструкционное допустимое напряжение для низкоуглеродистой стали, равное 210 МПа; ℓ_1 — длина анкера, равная 1,8 м; E_c — модуль упругости стали, равный $2{,}1\times10^5$ ($2{,}1\times10^6$) Па.

Таким образом, при сокращении анкера на 1,8 мм сила натяжения в ней рассчитывается по формуле (6.1), но при сокращении длины более чем на 1,8 мм сила натяжения будет равна

$$N_н = \delta_т F = 240\times10^6\times3\times10^{-4} = 72 \text{ кН},$$

где $\delta_т = 240\times10^6$ Па — предел текучести стали; $F = 3\times10^{-4}$ м^2 — площадь сечения трубчатого анкера.

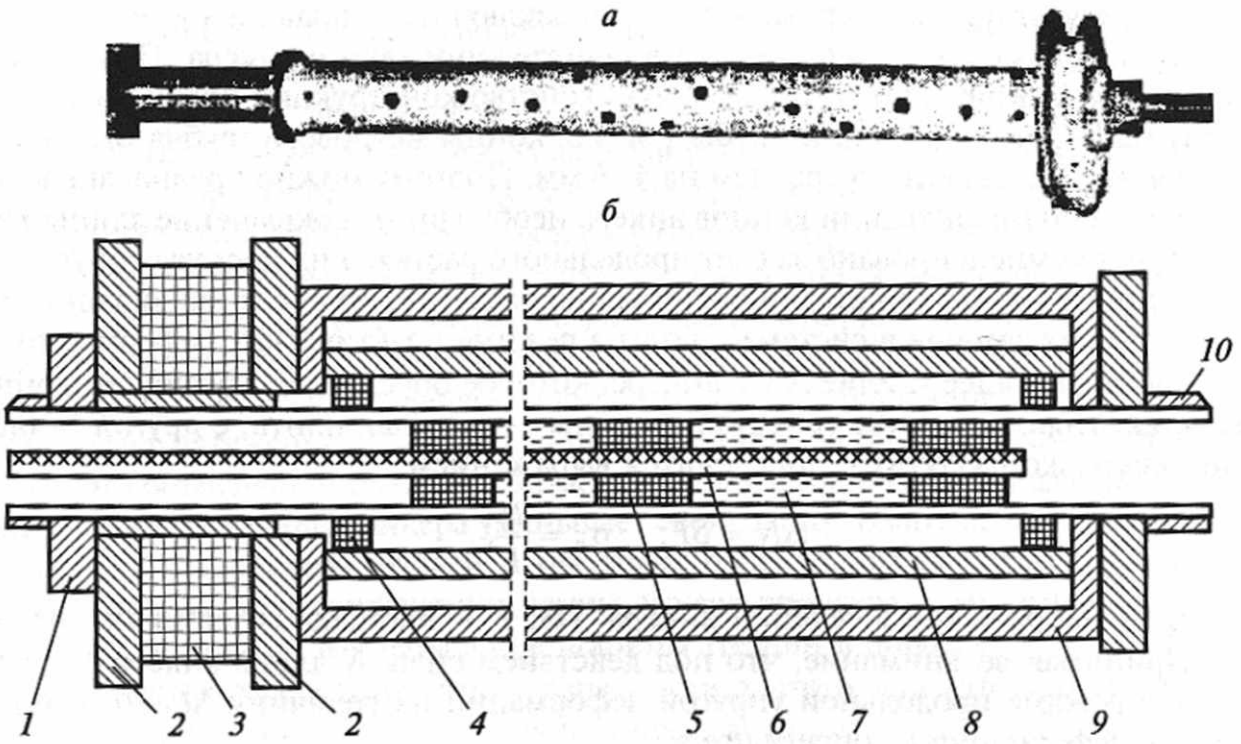


Рис. 6.10. Общий вид стенда самонатяжения (*а*) и его схема (*б*) для исследования ТШВ на самонатяжение.

1 — стопорная шайба; *2* — пластины силомера; *3* — силовая шайба; *4* — манжеты для центровки; *5* — пористые перегородки; *6* — шнуровой заряд (ДШ); *7* — штанга; *8* — макет шпура; *9* — корпус; *10* — фиксаторы.

То есть, учитывая способность анкера при пяти раздутиях снижать свою длину до 10 мм (что значительно больше, чем 1,8 мм), можно определить действительную силу самонатяжения, подставив в формулу (6.1) предел текучести $\delta_т$.

Для оценки усилия самонатяжения конструкция испытывалась в лабораторных условиях на стенде (рис. 6.10, *а*), специально изготовленном для данных исследований (рис. 6.10, *б*).

Стенд включает динамометр, состоящий из упругой эластичной шайбы, которая выполнена из качественной резины. Упругая шайба заключена между двумя металлическими пластинами. Когда действует сжимающее усилие, то эластичная шайба уменьшает свою толщину, но при этом возрастает длина ее внешней окружности. Перед установкой на испытательный стенд для упругой шайбы динамометра был предварительно составлен тарировочный график (рис. 6.11). Тарировка упругих шайб проводилась по методике

Рис. 6.11. Тарировочный график упругих шайб силомера.

1–3 — силомеры.

[195] с использованием пресса ПСУ-50. При составлении тарировочного графика упругая шайба сдавливалась усилием пресса и в зависимости от нагрузки изменялась длина ее внешней окружности. Результаты нагружения и длина окружности заносились на график в координатах нагрузка — длина окружности с построением по точкам тарировочных линий (рис. 6.11).

Испытываемые образцы снаряжались зарядом и устанавливались на стенд по схеме (см. рис. 6.10, *б*). Стенд помещался во взрывную камеру и производилось взрывание. Длина окружности упругой шайбы после взрыва измерялась металлической рулеткой. На данном этапе испытано 5 образцов.

После взрыва каждый из образцов имел по 3–4 раздутия. Данные измерений длины окружности упругой шайбы динамометра и значения силы самонатяжения представлены ниже:

Длина окружности, мм		Сила натяжения, кН
до взрыва	после взрыва	
451	541	57
452	533	51
450	542	60
454	529	52
456	547	60

Таким образом, данные стендовых испытаний показывают достаточную сходимость аналитических показателей сил самонатяжения с опытными. Поэтому применение конструкции позволит увеличить до 20 % производительность анкерного крепления за счет исключения операции по затяжке под опорной плитой натяженной гайки, кроме того, согласно [184], предварительное натяжение анкеров силой около 30 кН повышает несущую способность системы "крепь — порода" в 1,5 раза. Предлагаемая конструкция эффективна при крепости пород до 6–8 ед. по шкале М.М. Протодьяконова.

6.4. Влияние импульса гидровзрыва на удлинение анкеров

Для микрорельефа поверхности труб массового производства характерны мелкие продольные канавки, риски и неровности [196–198], которые в момент развальцовки корпуса анкера взрывом становятся концентраторами напряжения, снижают степень удлинения K_y поперечного периметра трубы и являются одним из главных факторов, обусловливающих С-образность сечения анкера в шпуре. Грузонесущая способность трубчатого анкера С-образного сечения находится в прямой зависимости от величины K_y. В этой связи экспериментальные исследования по определению коэффициента удлинения K_y поперечного периметра крепежных анкеров, изготовленных из труб массового производства, являются актуальными.

Конкретизируя понятие "трубы массового производства", следует отметить, что трубчатые анкеры гидровзрывного закрепления уже на стадии опытного и опытно-промышленного использования показали свою перспективность. Увеличение применения крепи потребует изготавливать ее в дальнейшем в большом

количестве и прежде всего из труб наиболее распространенных, налаженного поточного производства, доступных сортаментов и металлов. Основными из этого ряда являются следующие [196–200]: трубы стальные электросварные прямошовные; трубы стальные электросварные холоднодеформированные обычной точности изготовления; трубы стальные водогазопроводные.

Определение коэффициента K_y удлинения периметра анкеров от действия взрыва гидрозаряда проводилось в несколько этапов, так как для опытов использовались образцы, изготовленные из различных партий труб массового производства, поставленных для применения в качестве трубчатого анкерного крепления за период экспериментальных опытно-производственных работ.

На каждом из четырех этапов испытан комплект образцов. Комплект состоял из 5 трубчатых анкеров длиной 1,2 м. Образцы в каждый комплект подбирались по наружному диаметру и толщине стенки.

Для определения K_y образец трубной заготовки размечался линиями, изображающими на поверхности штанги сечения, нормальные к ее продольной оси. Сечения нумеровались, и в каждом из них измерялся диаметр, по которому вычислялся периметр $C_{тр}$ с точностью до второго знака. Затем образцы снаряжались зарядом по схеме (рис. 6.12). Особенность заряда состояла в его переменной мощности, т.е. при длине 1,2 м патрубок имел три участка по 0,4 м. Первый участок содержал одну нить детонирующего шнура (ДШ), второй участок — две нити ДШ, третий участок — три нити ДШ.

Участки на поверхности патрубков разделялись металлическими втулками (см. рис. 6.12). Снаряженную зарядом заготовку помещали горизонтально в песок (для исключения чрезмерного разворота ее корпуса взрывом) под слой толщиной 20–30 см и производили взрывание.

После взрыва измерялись $C_{шт}$ и длина С-образного периметра отмеченных ранее линиями сечений. Коэффициент удлинения K_y периметра определялся для каждого участка анкера при одной, двух и трех нитях ДШ по формуле

$$K_y = \frac{C^{I}_{шт} + \ldots C^{II}_{шт}}{C_{тр}}. \qquad (6.5)$$

Результаты измерения, приведенные в табл. 6.1, показывают, что периметр анкера при толщине стенки 2,8–3,5 мм удлиняется на 3–6,9 % при одной нити ДШ, при двух нитях на 4,8–9,1 %, при трех нитях на 7,7–12,3 %. Среднее значение K_y, вычисленное по данным четырех партий, составляет: 1,044 — при одной нити ДШ; 1,071 — при двух нитях; 1,098 — при трех.

Оценивая степень удлинения периметра анкера от действия импульса гидровзрыва, можно заключить, что анкер после взрыва будет иметь в шпуре С-образное поперечное сечение, поскольку для образования круглого сечения степень удлинения периметра недостаточна. Поясняется это следующим. В силу фактора технологического искривления шпуров при их бурении перфоратора-

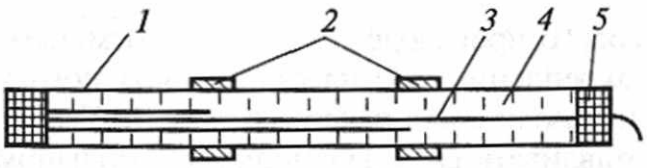


Рис. 6.12. Схема снаряжения штанги зарядом.

1 — корпус; *2* — металлическая втулка; *3* — нити ДШ; *4* — вода; *5* — уплотнение.

Таблица 6.1

Результаты развальцовки корпуса трубчатых анкеров взрывом гидрозаряда

Периметр штанги $C_{шт}$ после взрыва (мм) при числе нитей ДШ			Удлинение периметра штанги $K_у$ и коэффициент вариации V (%) при числе нитей ДШ в трубе					
1	2	3	1		2		3	
			$K_у$	V	$K_у$	V	$K_у$	V
1-я партия: $D_{тр}$ = 33,3; t = 2,8; $C_{тр}$ = 104,61								
109,5	113	115,5	1,046	0,46	1,071	0,93	1,09	0,65
2-я партия: $D_{тр}$ = 33,5; t = 3,0; $C_{тр}$ = 105,25								
110,5	113	114,5	1,05	0,67	1,074	1,13	1,088	1,35
3-я партия: $D_{тр}$ = 33,7; t = 3,2; $C_{тр}$ = 105,87								
110,5	114,5	115	1,044	0,82	1,081	1,35	1,086	0,83
4-я партия: $D_{тр}$ = 34,0; t = 3,5; $C_{тр}$ = 106,81								
110	115	118,5	1,03	0,60	1,077	1,43	1,11	0,77

ми по скальным породам [201], свободное введение анкера в шпур возможно при условии, если его диаметр больше диаметра трубы на 5–5,5 мм. Например, анкер диаметром 34 мм и длиной 1,5 м можно ввести без заклинивания на всю глубину в шпур диаметром 39–39,5 мм. Периметр сечения шпура диаметром 39–39,5 мм составляет 122,5–124,1 мм, и для достижения сплошности круглого сечения необходимо удлинение периметра анкера на 14,7–16,2 %. Максимальное же удлинение составило 12,3 %. В работах [201–204] приводятся результаты экспериментального исследования прочностных свойств закрепляющего замка анкера С-образного сечения, где установлено, что при длине закрепления в шпуре, равной 1 м, несущая способность трубчатого анкера С-образного сечения (диаметр шпура и трубной заготовки 40 и 33,5 мм, толщина стенки 3–3,5 мм) составляет 49–68,6 кН (5–7 тс).

6.5. Закрепление анкеров методом бетонирования

Сущность технологии закрепления анкеров методом "сухого" бетонирования заключается в том, что сначала вводится в шпур анкер, а затем в шпуре формируется закрепляющий замок. Этот замок формируется путем одновременной подачи на поверхность забоя шпура потоков сыпучих и жидких компонентов в аэрированном виде из раздельных каналов.

Рассмотрен вариант технологии, в котором смесь состоит из песка, цемента и воды.

На рис. 6.13 приведена принципиальная схема устройства для установки крепежных анкеров в рабочем положении при формировании бетонного замка, а также показано расположение элементов устройства по сечению шпура. Устройство состоит из трубопроводов *2*, *3* и *13*, герметичных емкостей *1* и *4*, соединенных с магистралью сжатого воздуха *8*. Нижняя часть емкости *1* соединена с трубой *2* через регулятор *10* расхода сыпучего компонента — песка. Трубопроводы *2* и *3* соединены с магистралью *8* через регулятор подачи сжатого воздуха.

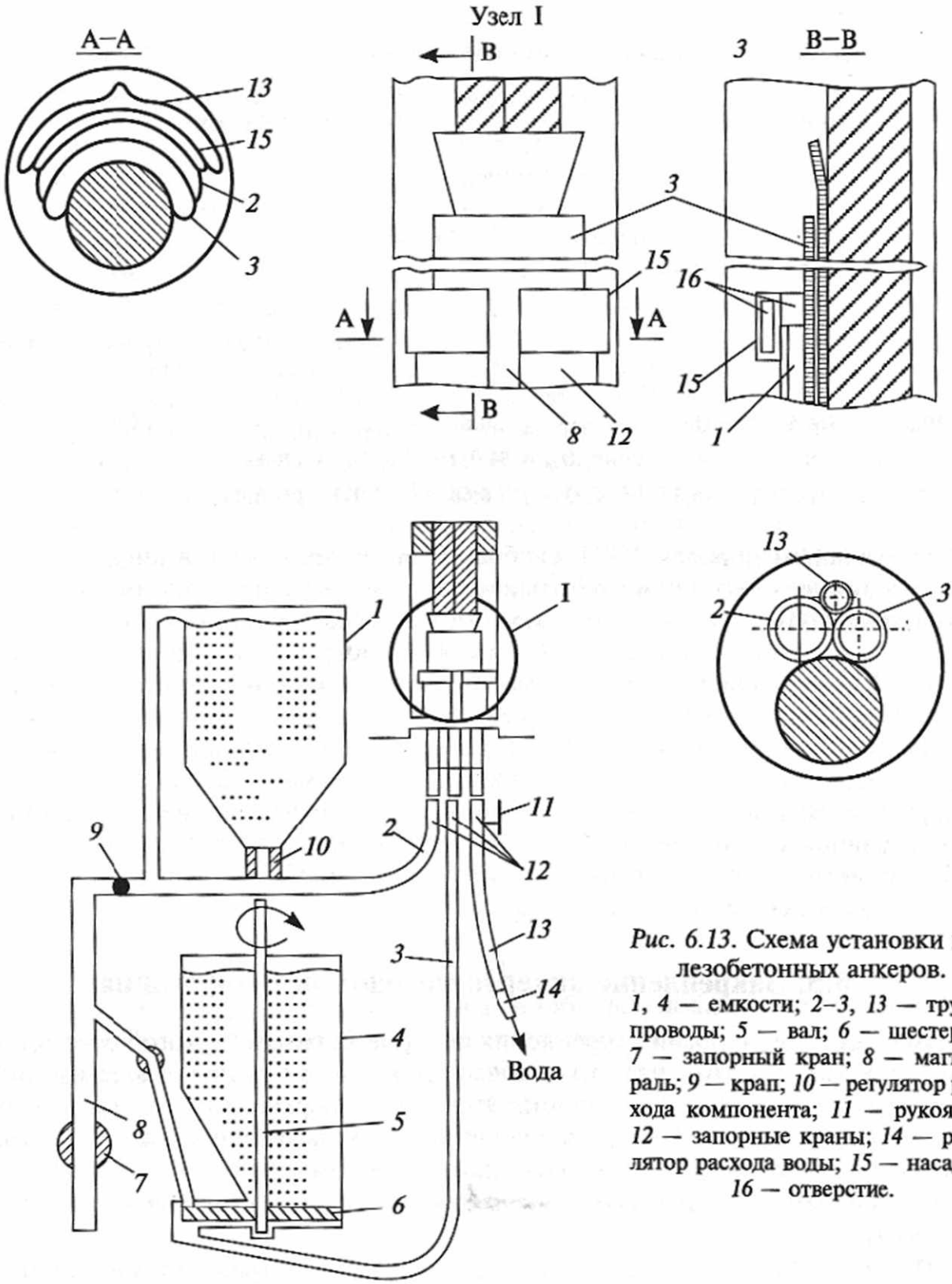


Рис. 6.13. Схема установки железобетонных анкеров.

1, 4 — емкости; *2–3, 13* — трубопроводы; *5* — вал; *6* — шестерня; *7* — запорный кран; *8* — магистраль; *9* — крап; *10* — регулятор расхода компонента; *11* — рукоятка; *12* — запорные краны; *14* — регулятор расхода воды; *15* — насадка; *16* — отверстие.

В емкости *4* помещен вал *5* с шестерней *6* подачи и дозировки цемента. Вал *5* вращается двигателем. Трубопровод *13* оснащен регулятором *14* расхода воды. На трубопроводы *2*, *3* и *13* перед входом в скважину установлены запорные краны *12*, которые приводятся в действие общей рукоятью *11*. Круглое сечение каналов *2* и *3* переходит в шпуре на С-образное сечение.

Формирование закрепляющего замка производили из исходного положения устройства, когда: емкость *1* загружена песком, емкость *4* — цементом, рукоять *11* состоит в позиции "закрыто"; шестерне *6* придано вращение; к дозатору *14* подведена вода; запорный кран *7* открыт; крепежный анкер и каналы *2*, *3*, *13* введены в шпур.

Поворотом рукоятки *11* в позицию "открыто" устройство переводилось в рабочий режим, при этом песок из дозаторов под действием силы тяжести подхватывается потоком сжатого воздуха и аэрируется. В аэрированном виде он транспортируется в полость шпура по каналу *2*. Цемент, поступая к каналу *3* под воздействием шестерни *6*, транспортируется далее по каналу потоком сжатого воздуха. Сыпучие компоненты поступают на поверхность забоя скважины в аэрированном виде. Вода, пройдя канал *13* и насадку *15*, поступает из отверстий *16* радиальными струями в поток сжатого воздуха, выходящий из канала *2*, который раздробляет ее в мелкие капли и увлекает в забой шпура. В результате одновременного поступления потоков на поверхность на ней формируется замок.

При испытаниях в лабораторных условиях анкеры устанавливались в макет шпура (металлическая труба длиной 1,5–1,8 м, диаметр проходного отверстия 40–42 мм) (см. рис. 6.13).

За время испытания установлено 12 анкеров. В трубы помещались стержни периодического профиля диаметром 20 мм. Шпур располагался вертикально. По каналу *2* подавался песок (крупностью до 2 мм, объемная масса $1{,}54 \times 10^3$ кг/м^3), по каналу *3* — цемент марки 300 (объемная масса $1{,}2 \times 10^3$ кг/м^3), по каналу *13* — вода. Компоненты подавались в соотношении Ц : П : В как 1 : 3 : 0,5 по массе. Расходы каналов составляли: 0,012 кг/с по цементу, 0,036 кг/с по песку, 0,006 г/с по воде. При длине подающих каналов, равной 5 м, регулятор на канале *2* имел проходное отверстие 15 мм^2, а регулятор на канале *3* — отверстие 6 мм^2. Давление сжатого воздуха в магистрали составляло 50 Па. Данные измерений и вычислений приведены в табл. 6.2.

Из табл. 6.2 видно, что закрепление анкеров методом "сухого" бетонирования обеспечивает высокую плотность смеси закрепляющего замка от $1{,}84 \times 10^3$ до $1{,}94 \times 10^3$ кг/м^3, в результате чего крепежный анкер обретает значительную грузонесущую способность сразу после установки 510 кг (при давлении замка 0,5 м) до 17^{88} кг (при длине 1,70 м). Это свидетельствует о преимуществе закрепления анкеров методом "сухого" бетонирования по сравнению с применяемыми железобетонными анкерами.

Таким образом, на основании проведенных исследований можно заключить, что способ установки анкеров методом "сухого" бетонирования может найти широкое применение при креплении горных выработок.

Таблица 6.2

Результаты испытаний крепежных анкеров*

Время формирования замка, с	Длина закрепляющего замка, м	Масса закрепляющего состава, кг	Плотность закрепляющего состава, 10^3 кг/м^3	Усилие сдвига, Н
18,5	0,5	1,002	1,866	5081
19	0,5	1,035	1,93	5366
19	0,5	1,035	1,91	5238
39	1,0	2,089	1,94	10 938
38	1,0	2,038	1,89	10 280
38,5	1,0	2,043	1,90	10 761
65	1,7	3,361	1,84	16 922
64	1,7	3,444	1,88	17 363
66	1,7	3,417	1,87	17 461

* При визуальном контроле пыления ни в одном испытании не замечено.

Глава 7

Разработка и обоснование способов проведения и крепления выработок в массиве горных пород с тектоническими полями напряжений

7.1. Влияние разупрочнения призабойного массива с одновременной установкой опережающей поддерживающей крепи на электросопротивление горных пород

Сущность названной технологии заключается в возведении опережающей крепи поддерживающего и ограждающего типа путем установки в кровле наклонных анкеров (рис. 7.1). Угол наклона шпуров 45–60°. Длина анкеров рассчитывалась исходя из необходимости получения зоны безопасности, величина которой превышает длину заходки. Заряд анкеров состоял из одной, двух ниток ДША. Бурение под анкеры осуществлялось одновременно с обуриванием забоя. Угол установки анкеров и длина ТШВ определялись из условия создания на контуре выработки подкрепленной разгруженной зоны, превышающей величину ухода забоя за цикл. При этом в приконтурном массиве горных пород формируются касательные напряжения ($\tau_к$) под углом внутреннего трения пород L в каждой точке поверхности контакта. Для вертикально установленного анкера радиус закрепленной зоны в плоскости поверхности выработки (рис. 7.2) вычисляется по формуле

$$L = L_{min} = l_ш \,/\, \operatorname{ctg} L, \tag{7.1}$$

где $l_ш$ — длина шпура.

При наклоне анкера L увеличивается в сторону наклона до $L_{max} = l_ш / \cos L$.

Расчетный угол установки анкера в забое определяется так:

$$\varphi = L + \cos L\left(\frac{L_3 \cdot \cos L}{l_ш}\right), \tag{7.2}$$

где $l_ш \,/\, \operatorname{ctg} L \le L_3 \le l_ш / \cos L$.

Оснащение анкеров зарядами ВВ осуществлялось в процессе изготовления патронов боевиков, а их установка в наклонные шпуры — в процессе заряжания ВВ комплекта шпуров в забое. Взрывание ТШВ вели до взрывания забоя или одновременно с первым врубовым шпуром [205, 206].

Данная схема совмещает в себе два мероприятия по приведению горных выработок в неудароопасное состояние, предусмотренные [207, 208]:

— возведение крепи поддерживающего и ограждающего типа;

— сотрясательное взрывание по контуру выработки.

Сотрясательное взрывание происходит за счет воздействия заряда, помещенного в штанги на приконтурный массив, и способствует перераспределению напряжений в призабойной зоне, их выравниванию и снижению.

Опережающая установка анкеров укрепляет приконтурный массив горных пород, предотвращая процессы расслоения и вывалообразования.

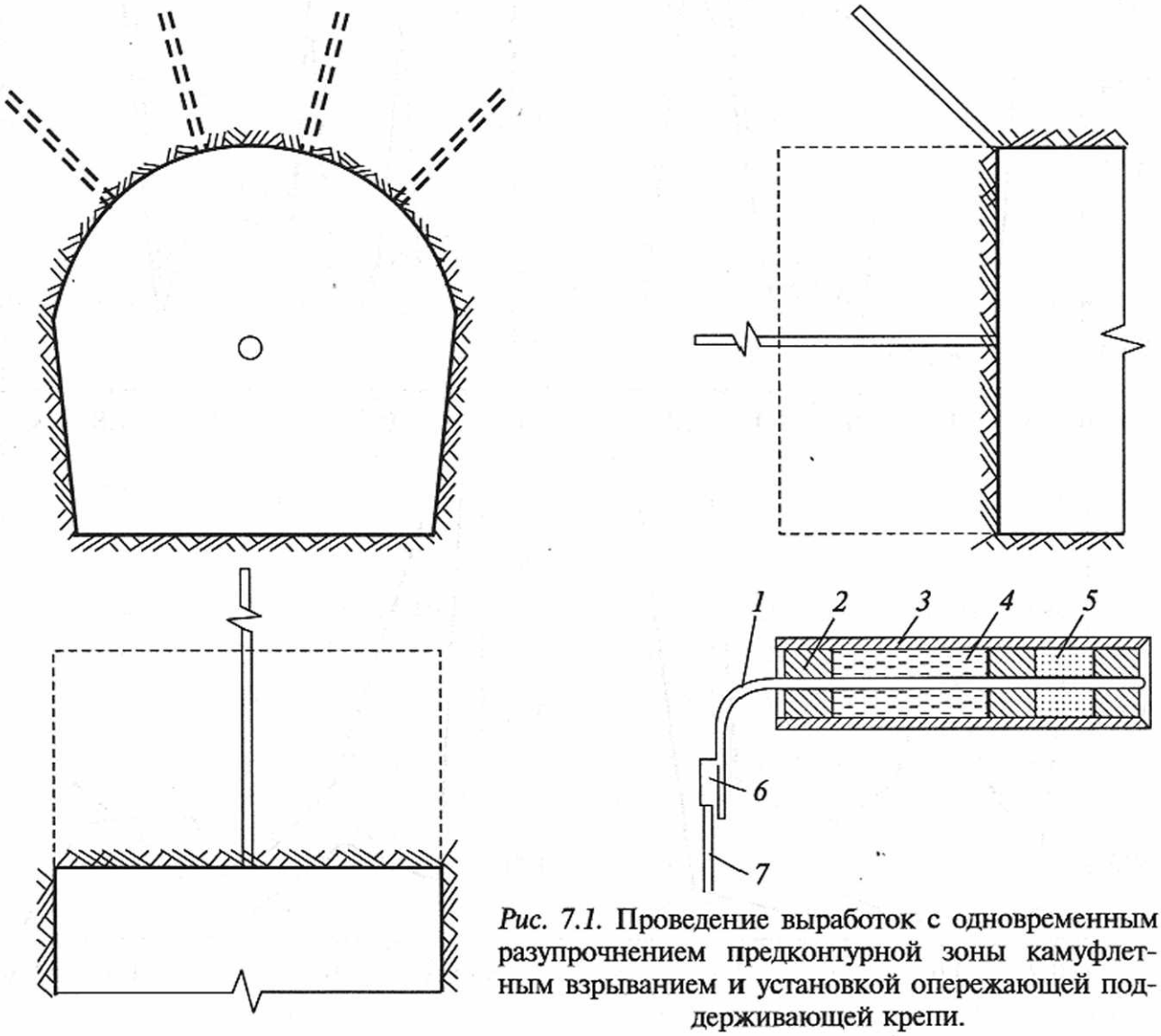


Рис. 7.1. Проведение выработок с одновременным разупрочнением предконтурной зоны камуфлетным взрыванием и установкой опережающей поддерживающей крепи.

1 — детонирующий шнур; *2* — уплотнительная пробка; *3* — металлическая труба ∅ 32м; *4* — вода; *5* — заряд из аммонита; *6* — капсюль-детонатор; *7* — огнепроводный шнур.

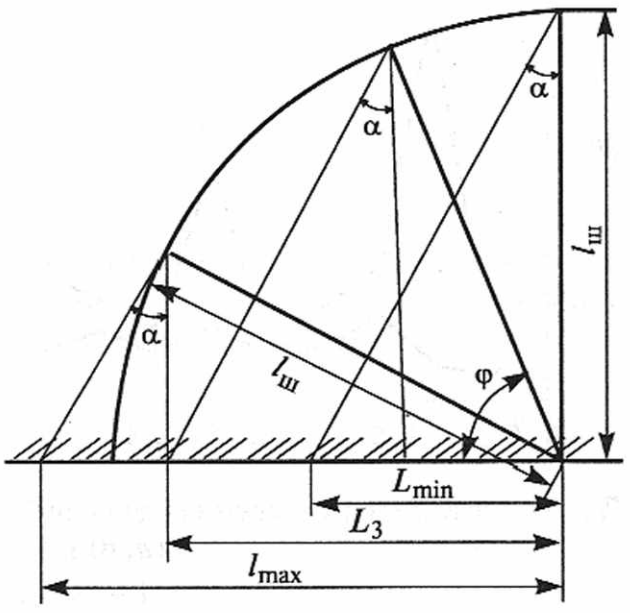


Рис. 7.2. Схема для расчета параметров опережающей анкерной крепи.

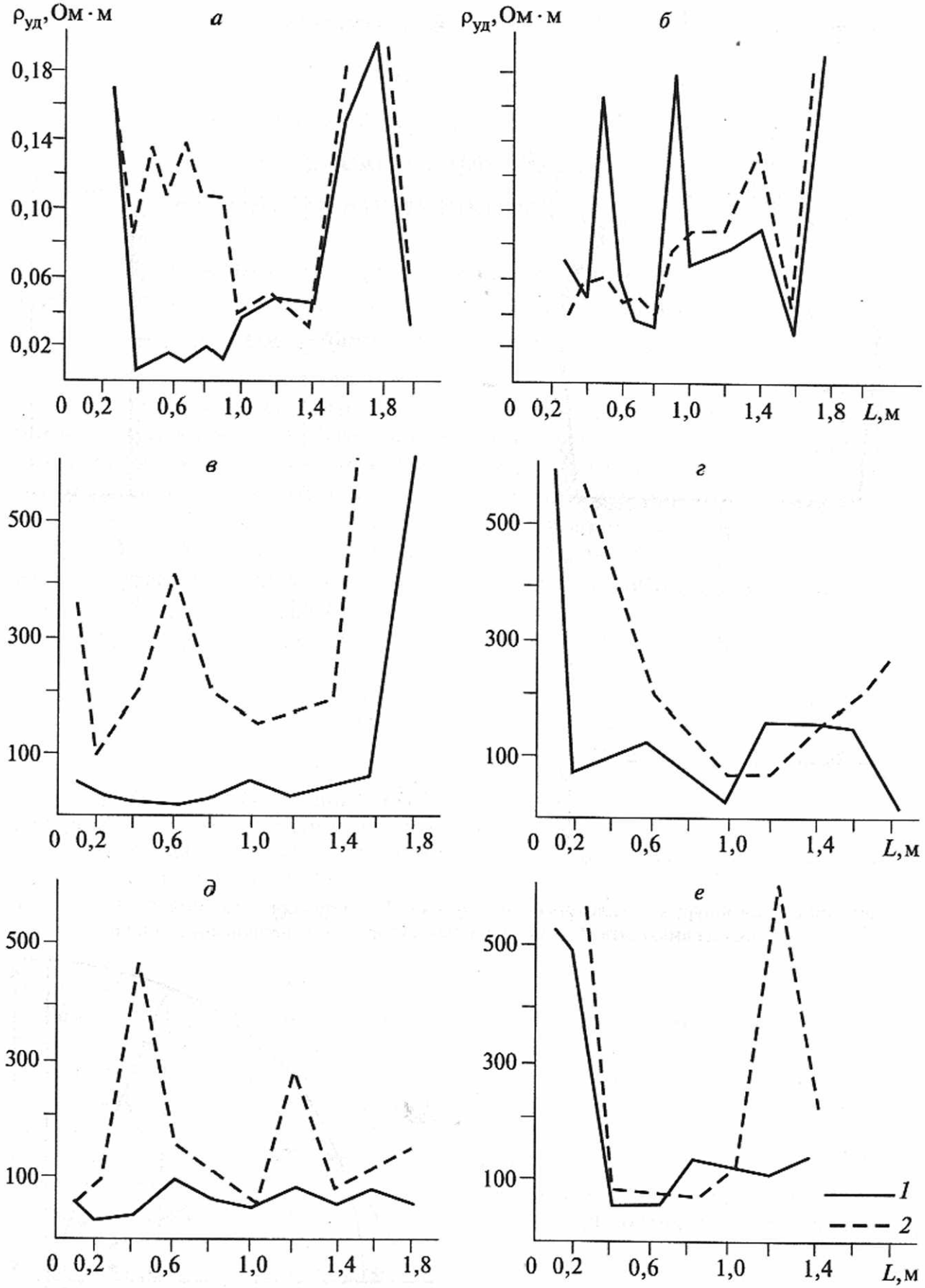


Рис. 7.3. Результаты измерения удельного электросопротивления в квершлаге гор. –280 м (*а*, *б*) и гор. –210 м (*в*–*е*).

1 — до взрыва; *2* — после.

Изменение состояния приконтурного массива оценивали по значениям удельного электрического сопротивления. Замеры проводили при помощи электрической аппаратуры ИКС-50 и АНЧ-3. Удельное сопротивление замеряли на контуре выработки по контурным шпурам (в квершлаге на гор. −280 м и гор. −210 м), а также совместно по контурным шпурам и опережающей скважине в центре забоя (в северном разведочном штреке гор. −140 м).

Анализируя графики с результатами замеров, можно отметить:

— квершлаг на гор. −280 м (рис. 7.3, *а*, *б*): после взрывания трубчатых анкеров общий уровень удельного сопротивления повысился, произошло незначительное смещение максимума опорного горного давления с глубины 0,8 до 1,2 м;

— квершлаг гор. −210 м (рис. 7.3, *в*–*е*): до глубины 1 м произошла разгрузка с образованием трещиноватых зон в массиве в интервале отметок 0,6 и 0,9 м. На глубине 1,8 м — раскрытие трещин с повышением удельного сопротивления горных пород.

7.2. Проведение выработок с одновременным разупрочнением приконтурной зоны массива камуфлетным взрыванием и установкой опережающей поддерживающей крепи

Известно, что одним из способов борьбы с динамическими явлениями является искусственное разрушение массива горных пород в кровле выработки. Для этого наклонные анкеры снабжаются дополнительным зарядом ВВ, помещенным в верхнем конце анкера. После взрывания этого заряда на расстоянии 1,8–2 м от контура будущей горной выработки образуются искусственные трещины. Происходит разгрузка в массиве горных пород на контуре выработки и устраняется возможность динамических явлений. Данная схема совмещает в себе два мероприятия по приведению выработок в неудароопасное состояние, предусмотренные "Временной инструкцией..." [16]: опережающее камуфлетно-сотрясательное взрывание по контуру выработки и возведение крепи поддерживающего и ограждающего типов.

Предварительная отработка параметров взрывания камуфлетного заряда, помещенного в штангу, проводилась на гор. −140 м. Чтобы не допустить снижения несущей способности анкера, разрыв штанги осуществляли в месте заложения заряда ВВ.

Масса помещаемого в трубчатый анкер заряда ВВ изменялась от 0,1 до 0,5 кг. В качестве ВВ применяли игданит и детонит М. На анкере в месте заложения заряда ВВ выполнен ряд насечек-концентраторов. При предварительном разупрочнении массива насечки на наклонных анкерах ориентировали в плоскости заложения анкеров, что предопределяло направление искусственно наводимой трещиноватости в массиве. Зона дробления (зона неупругих деформаций), вытянутая вдоль направления σ_{max}, оказалась устойчивее вытянутой перпендикулярно к направлению σ_n. При этом образование первой зоны было значительно выше, чем второй, что связано с благоприятными условиями работы зарядов ВВ в зоне разгрузки [209, 210].

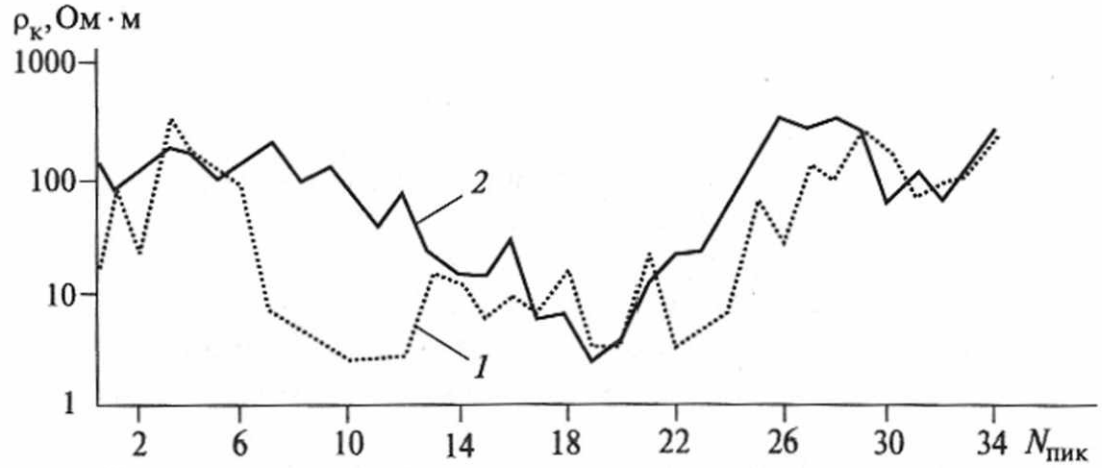


Рис. 7.4. Изменение электросопротивления в массиве горных пород при камуфлетном взрывании в грузовом квершлаге.

1, 2 — соответственно до и после взрывания.

Опытное взрывание по данной технологии осуществлялось в грузовом квершлаге на ствол Сибиряк гор. –350 м. Замеры изменения электросопротивления приведены на рис. 7.4.

Из рис. 7.4 видно, что после установки опережающих штанг произошло повышение удельного сопротивления на приконтурном участке в 3–100 раз, т.е. интенсивная разгрузка. Зона опорного горного давления переместилась в глубь массива на расстояние 0,4–0,5 м.

7.3. Влияние контурного взрывания на устойчивость горных пород

В целях повышения устойчивости горных выработок следует применять контурное взрывание или отдельные его элементы, что заложено в "Методических рекомендациях по контурному взрыванию при проходке горизонтальных горных выработок на железных рудниках Сибири" [210]. Контурное взрывание — один из способов приведения выработок в неудароопасное состояние.

Разработана технология контурного взрывания с элементами армирования. При интенсивном заколообразовании в призабойной части выработки можно применить технологию с расположением оконтуривающих шпуров, которые длиннее в 1,2–1,3 раза вспомогательных (рис. 7.5). После одновременного взрыва зарядов по периметру выработки образуется отрезная щель, соединяющая устья оконтуривающих шпуров, что снижает разрушающее действие взрывов на массив горных пород. Схема расположения шпуров и конструкция зарядов показаны на рис. 7.6.

В предлагаемой технологии (рис. 7.7) элементы контурного взрывания совмещены с элементами стабилизации законтурного массива армированием поверхности выработки. Взрывание и армировка производятся следующим образом. Врубовые и вспомогательные шпуры обурены и заряжены игданитом согласно паспорту на проходку выработки. Шпуры в кровле обуривают с максимальным приближением к контуру выработки: расстояние между контурными шпурами 350–400 мм. В оконтуривающие шпуры вставляются трубчатые

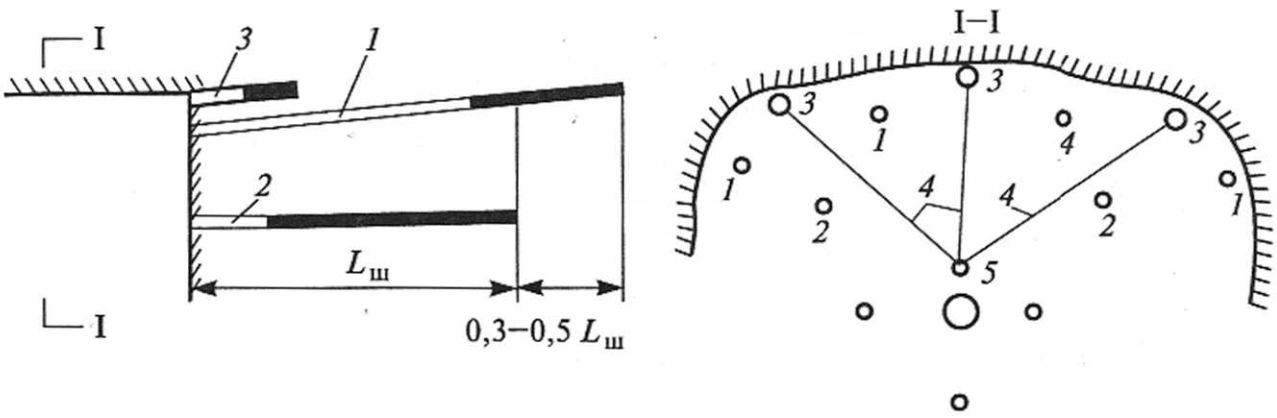


Рис. 7.5. Схема расположения шпуров при контурном взрывании в удароопасном массиве горных пород.

1 — оконтуривающие шпуры; *2* — вспомогательные шпуры; *3* — часть шпуров; *4* — ДША; *5* — врубовые шпуры.

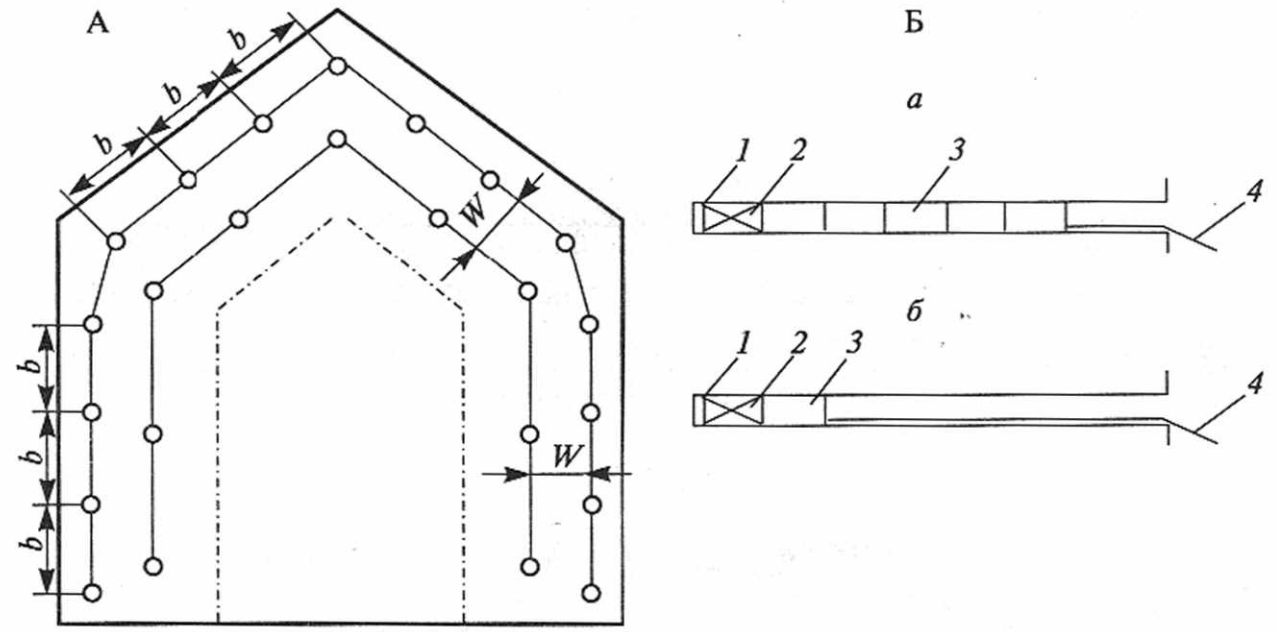


Рис. 7.6. Схема расположения шпуров (А) и конструкция зарядов ВВ (Б).

а — врубовые, вспомогательные и приконтурные шпуры; *б* — контурные шпуры; *b* — расстояние между шпурами; *W* — линия наименьшего сопротивления; *1* — бумажный пыж; *2* — патрон-боевик; *3* — заряд ВВ; *4* — огнепроводный шнур.

взрывные анкеры, оснащенные зарядом ДША. Предварительно по всей длине анкера выполнена насечка-концентратор. Анкеры ориентированы насечками к оси выработки. Диаметр применяемых труб 32 мм, толщина стенки 3 м, глубина насечки 1,5 мм и диаметр шпуров 41 мм.

Взрыв детонирующего шпура разрывает анкер в месте насечки и отбивает в данном направлении породу забоя. Анкер развальцовывается в остатке шпура, приобретая по всей длине шпура сцепление с поверхностью выработки.

Отработка элементов данной технологии применялась при проведении выработок на гор. ±0, –70, –140 и –280 м Таштагольского рудника.

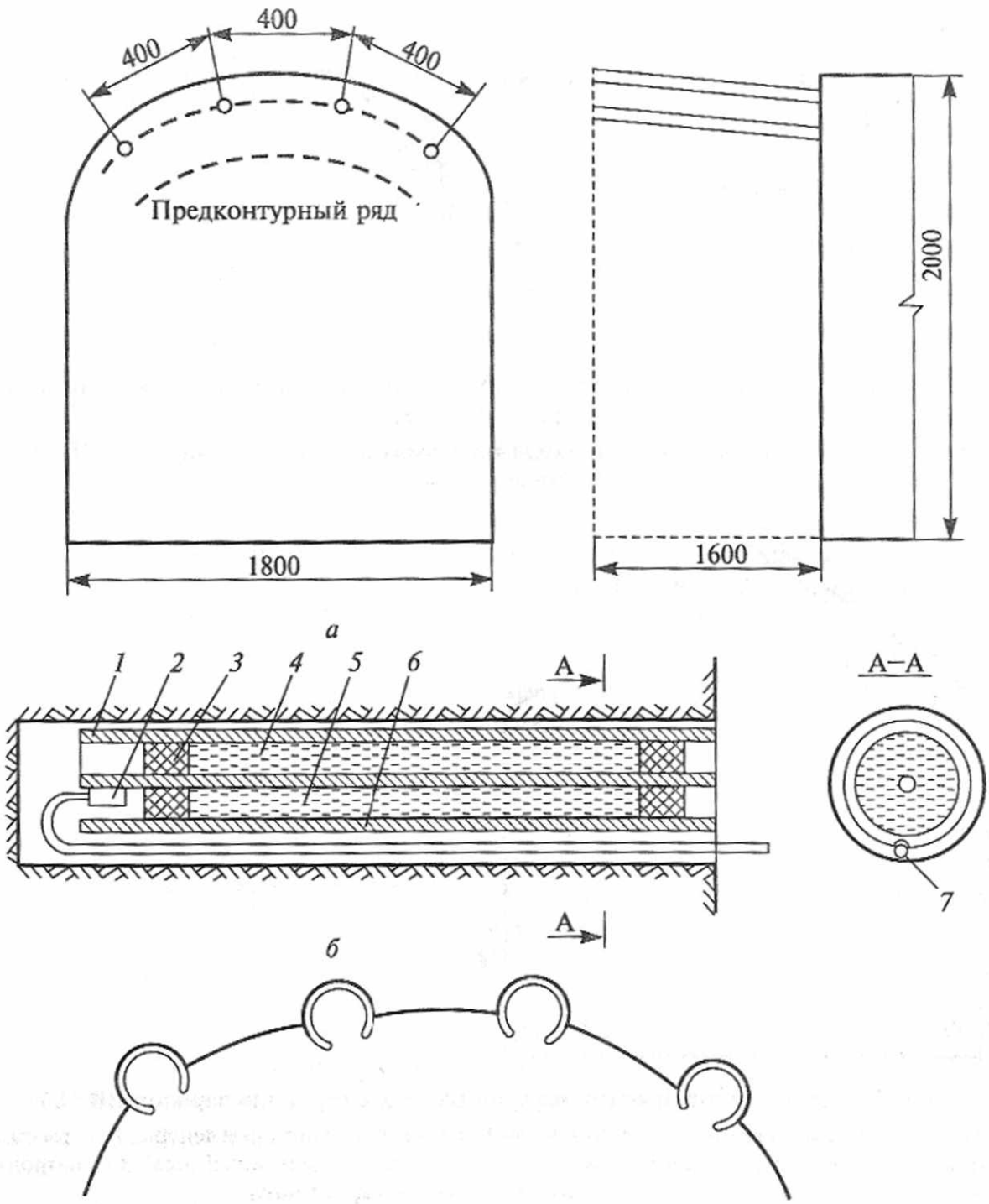


Рис. 7.7. Схема расположения элементов армирования шпуров.

а — конструкция заряда; *б* — вид кровли после армирования; *1* — труба; *2* — капсюль-детонатор; *3* — резиновое уплотнение; *4* — вода; *5* — ДША; *6* — ОШ; *7* — насечка-концентратор.

Выявлено, что:

— 60 % элементов армирования, раскрывшись по насечке, сохранили свою целостность и имеют надежное сцепление с поверхностью выработки;

— 20 % из-за нарушения целостности не имеют сцепления с поверхностью выработки (завышена масса ВВ);

— 20 % элементов армирования не обнажились, энергия взрыва не преодолела линию наименьшего сопротивления (ЛНС);

— контур выработки имеет хорошую проработку по линии, соединяющей шпуры с элементами армирования;

— установлено демпфирующее действие элементов армирования.

Итак, при правильно выбранных массе заряда, расстоянии между шпурами и ЛНС данная технология позволяет значительно снизить воздействие зарядов оконтуривающих шпуров на законтурный массив; элементы армирования шпуров могут являться основой для возведения набрызг-бетонной и временной призабойной крепи, предотвращающей процесс заколообразования и обрушения горных пород.

7.4. Влияние удлиненных оконтуривающих шпуров при проведении выработок на напряженное состояние массива горных пород

Основной целью профилактических мероприятий по предупреждению проявлений горного давления в динамической форме должно быть уменьшение соотношения напряжений вблизи контура и на контуре выработки.

Для достижения этой цели предлагается проводить горные выработки следующим образом (рис. 7.8, табл. 7.1). Обуривание забоя выполняют по обычной технологии. Шпуры приконтурного ряда бурят в 2 раза длиннее, чем все остальные. Угол их наклона такой же, как и оконтуривающих шпуров. Заряжание всех шпуров осуществляется на одинаковую глубину. Отбойка

Таблица 7.1

Паспорт буровзрывных работ

Крепость пород	Количество шпуров, шт.				Глубина шпуров, м			Всего шпуров, м	Диаметр шпуров, мм
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие	всего	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		
10–12	4	23	14	41	2,2	2,2	2,2	101,2	40–41

Тип ВВ	Масса заряда на шпур, кг			Количество заряженных шпуров, шт.	Расход ВМ* за цикл				
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м	ЗП, шт.
Аммонит 6ЖВ	2,23	2,0/2,5	2,0						
Всего	9,0	50,5	28,0	41	85,5	41	164	—	3

КИШ	Уход забоя за цикл, м	Отбито горной массы, м^3	Удельный расход, шп./м^3	Расход ВМ на 1 м^3			
				ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м
0,95	2,1	26,3	3,8	3,25	1,5	6,2	—

* Приняты следующие сокращения: ВМ — взрывчатый материал; КД — капсюль-детонатор; ОШ — огнепроводный шнур; ДШ — детонирующий шнур; ЗП — зажигательный патрон.

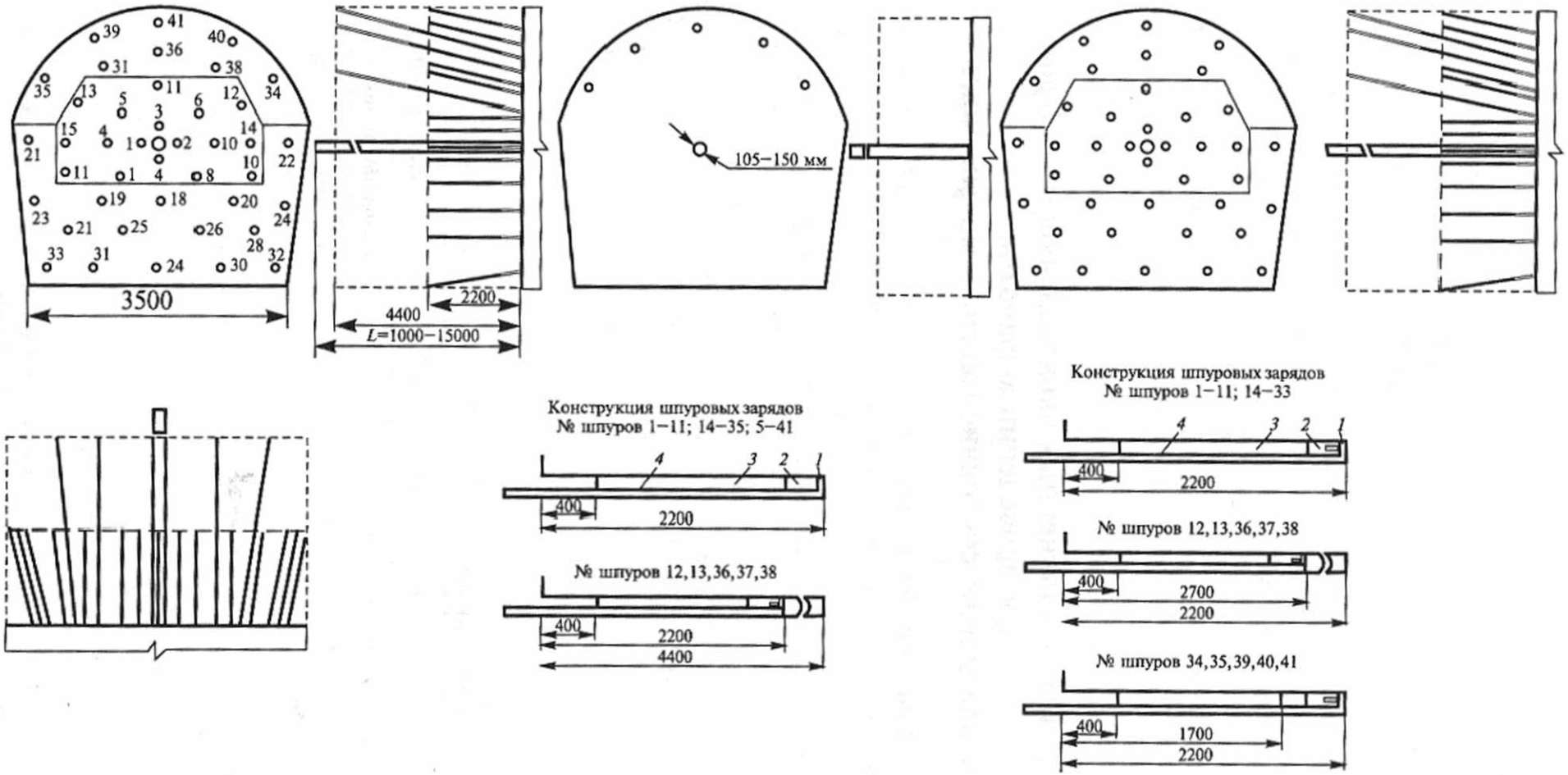


Рис. 7.8. Схемы расположения шпуров и скважин при проходке выработки в удароопасных условиях.
1 — бумажный пыж; *2* — патрон-боевик (аммонит 6ЖВ); *3* — заряд ВВ (аммоний 6ЖВ); *4* — ОША.

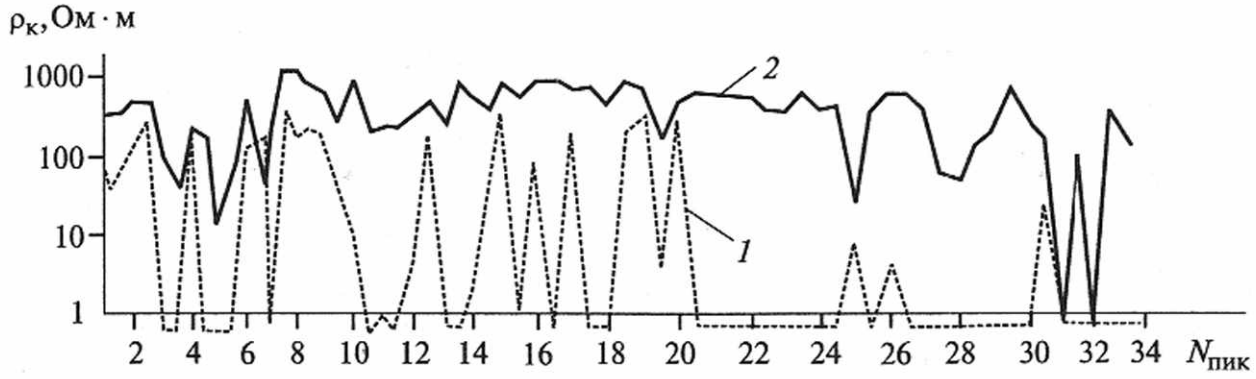


Рис. 7.9. Изменение электросопротивления при проведении квершлага.
1, 2 — соответственно до и после взрывания.

массива производится на величину заходки и заглубленных шпуров приконтурного ряда. Прострелка осуществляется за счет поршневого действия газов. Бурение предконтурного ряда выполняют на глубину двух заходок и т.д. Начиная со второго цикла тщательно очищенные контурные шпуры заряжаются уменьшенными зарядами ВВ. Предварительная их прострелка обеспечивает отрыв горной массы по контуру выработки в полном объеме.

Данная технология совмещает в себе два профилактических мероприятия:

— сотрясательное взрывание по контуру выработки;

— контурное взрывание.

Объем бурения по сравнению с традиционной схемой проведения выработок остается постоянным, расход ВВ снижается на 8–10 %.

Данная технология позволяет предварительно перемещать зону опорного давления в глубь массива, разгрузив при этом забой горной выработки (рис. 7.9). Электросопротивление в массиве повысилось в 100 раз и более. Необходимым условием эффективного осуществления данного мероприятия является точность бурения.

7.5. Исследование влияния параллельно-сопряженных скважин и шпуров при проходке выработок на удароопасность массива горных пород

В условиях неравнокомпонентного поля напряжений в породном массиве эффективность и повышение безопасности достигается путем применения при проведении выработки параллельно-сопряженных скважин и шпуров. На рис. 7.10 представлена технологическая схема проведения выработки сечением 10,2 м^2. Шпуры бурили диаметром 40–43 мм в количестве 35 шт. Параллельно сближенные скважины диаметром 105 мм в центре выработки созданы специальным устройством, состоящим из распорных элементов, трубчатых упоров и др. (рис. 7.11) [211, 212].

Разработана конструкция для бурения параллельно-сопряженных скважин с помощью специального устройства УБПС, состоящего из направляющих

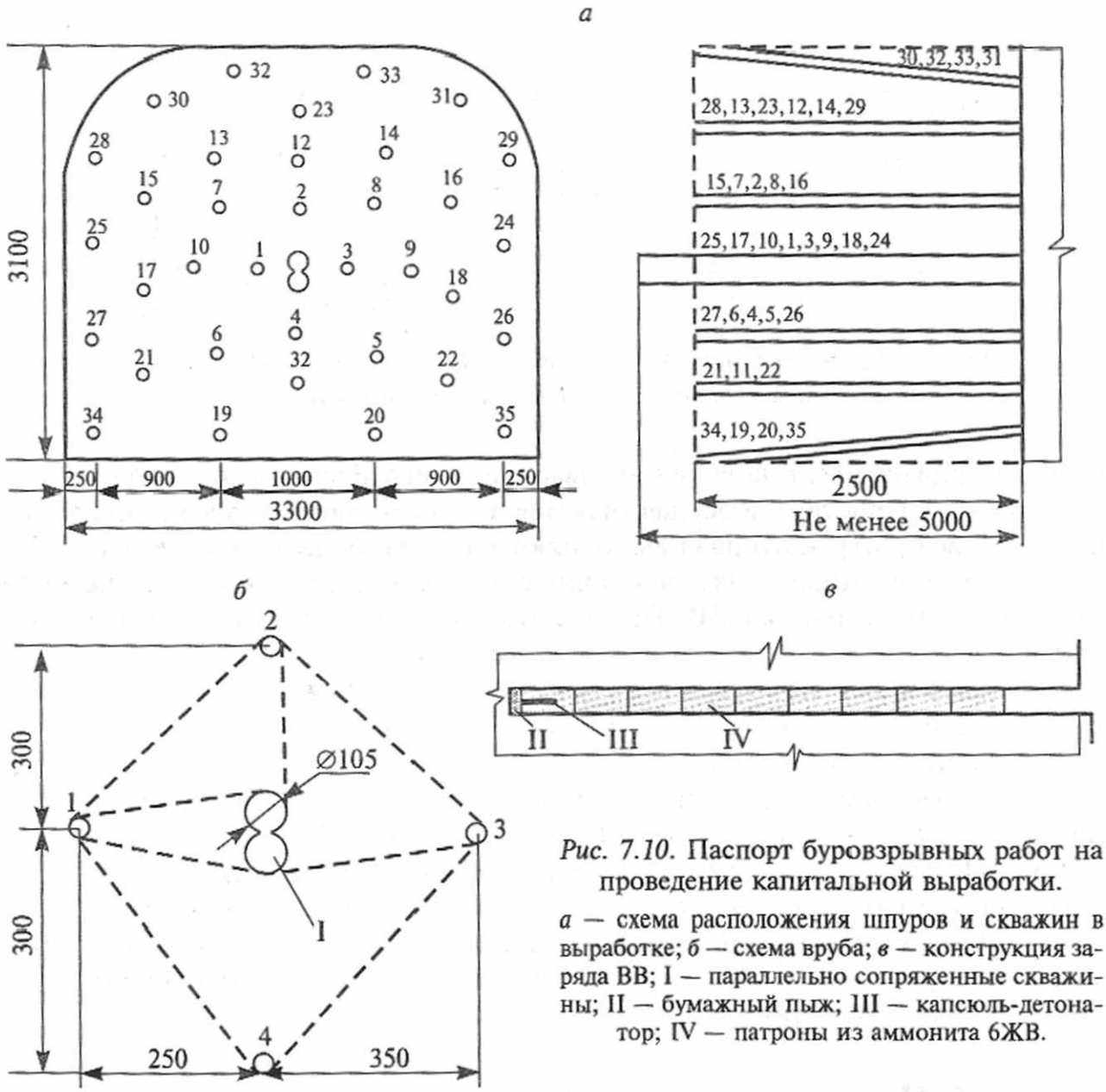


Рис. 7.10. Паспорт буровзрывных работ на проведение капитальной выработки.

а — схема расположения шпуров и скважин в выработке; *б* — схема вруба; *в* — конструкция заряда ВВ; I — параллельно сопряженные скважины; II — бумажный пыж; III — капсюль-детонатор; IV — патроны из аммонита 6ЖВ.

Таблица 7.2

Техническая характеристика устройств УБПС

Наименование, ед. изм.	УБПС-105Н	УБПС-110Н	УБПС-155Н
Диаметр сопряженной скважины, мм	105	105	155
Диаметр передовой скважины, мм	105	105	105
Глубина бурения, м	До 60	До 60	До 60
Давление сжатого воздуха, МПа	0,5	0,5	0,5
Расход воздуха, $м^3/с$	0,04	0,045	0,056
Ударная мощность, кВт	2,4	2,8	3,8
Пневмоударник	М-48	П-110	М-32К
Буровая коронка	К-100В	КНШ-110	БК-155
Стойкость буровой коронки, м	10	87	19,2
Масса в комплекте с пневмоударником и буровой коронкой, кг	46	61	77,2
Скорость бурения скважин, м/см	24	32	18
Общая протяженность обуренных скважин, м	1366	2379	1180

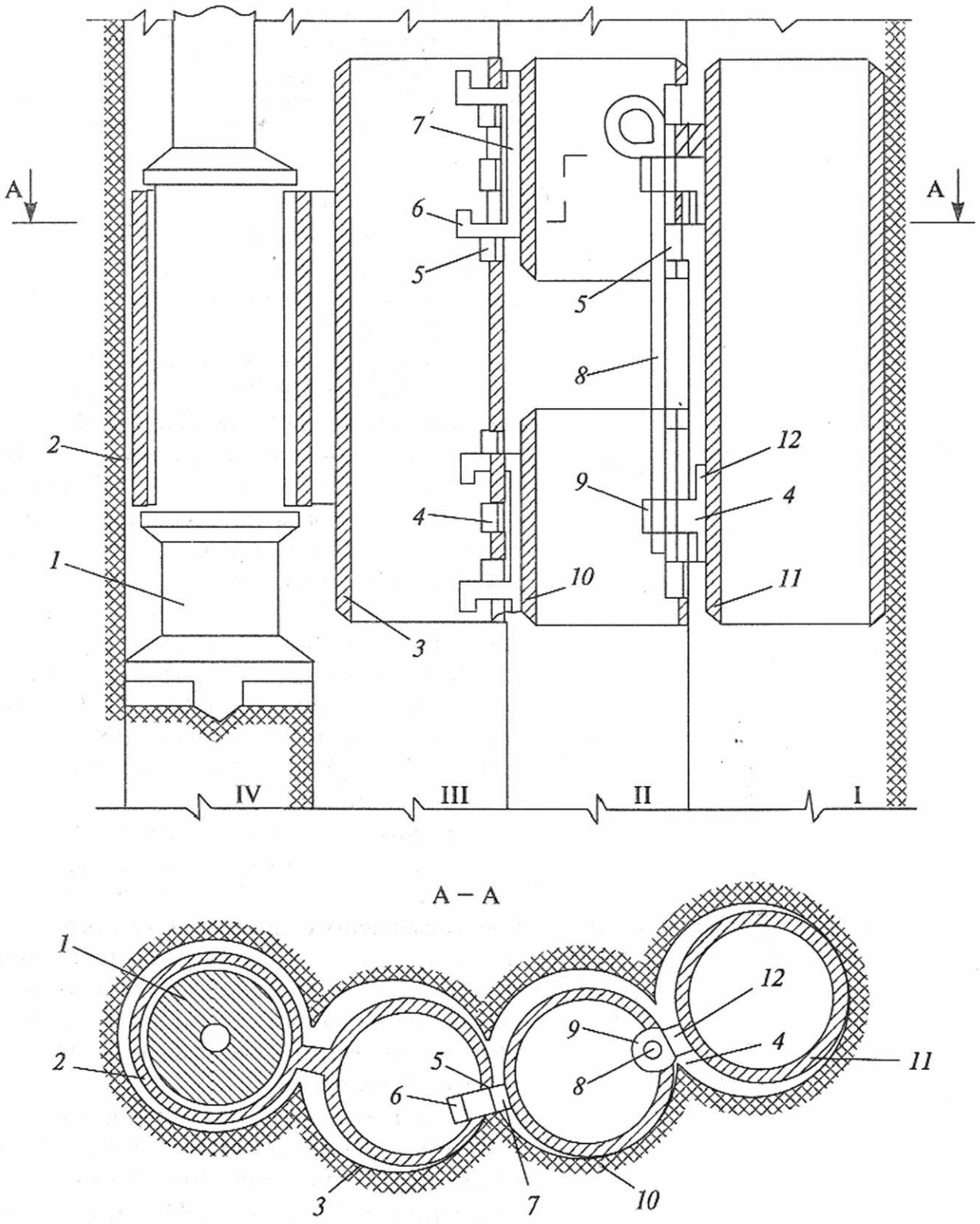


Рис. 7.11. Устройство для бурения параллельно-сопряженных скважин.

1 — буровой инструмент; *2* — втулка; *3*, *11* — трубчатые упоры; *4*, *5* — окна; 6 — крючки; *7* — стержень; *8* — штырь; *9* — петли; *10* — распорные элементы; *12* — петлевой стержень.

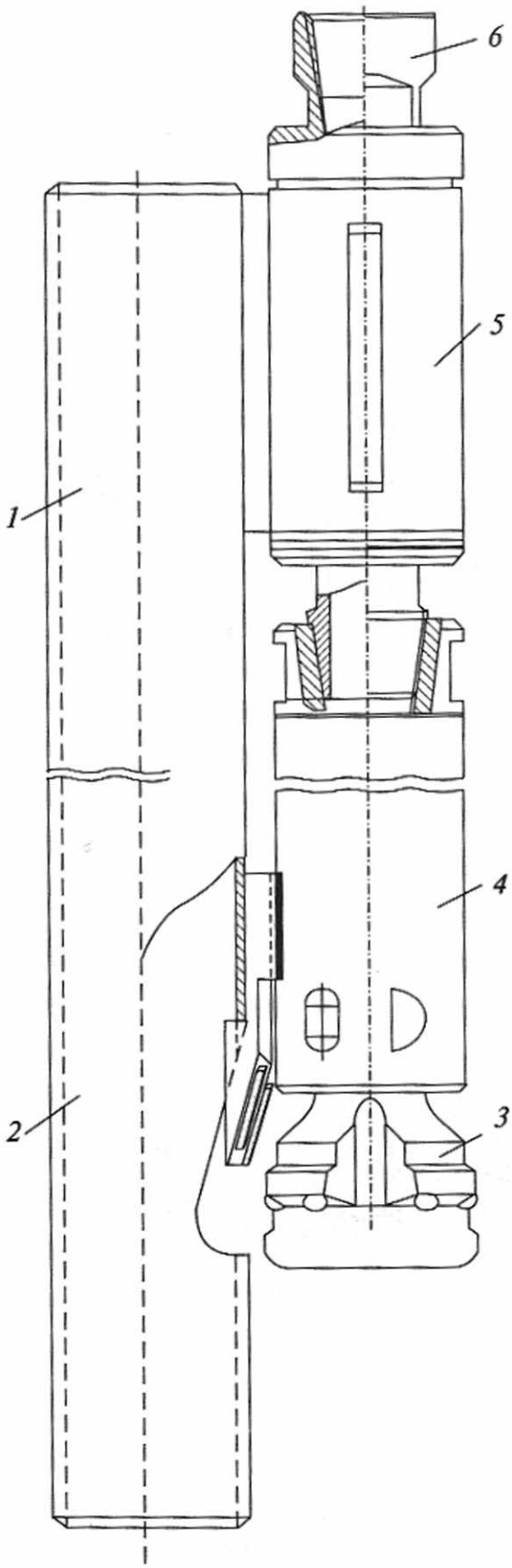


Рис. 7.12. Устройство для бурения параллельно-сопряженных скважин УБПС.

1 — направляющая труба; *2* — соединительное устройство; *3* — буровая коронка; *4* — погружной пневмоударник; *5* — вал УБПС; *6* — переходник.

труб, к которым через втулки-ограничители присоединен погружной пневмоударник для соблюдения направления бурения (рис. 7.12).

УБПС разработан для бурения скважин станком НКР-100М с погружными пневмоударниками М-48, П-110 и М-32К с использованием буровых коронок К-100В, КНШ-110 и БК-155 (табл. 7.2). Вначале обычным способом проходят одиночную скважину, в которую затем подают направляющие трубы УБПС, а затем сопряженные скважины параллельно одиночной и без породных перемычек.

Бурение шпуров и погрузку породы осуществляли машиной ПМБ-2Б. Шпуры бурили глубиной 2,5 м, масса ВВ составляла 87,5 кг. КИШ 0,95, уход забоя за цикл 2,4 м (табл. 7.3).

Графиком организации работ (табл. 7.4) предусмотрено максимальное совмещение видов работ. Обуривание забоя совмещено с подготовкой погрузочной машины, погрузка руды выполняется совместно с подготовкой вагонов, укладкой временного пути и др. После взрывания шпуров забой проветривают и приводят в безопасное состояние.

Результаты исследований показали, что при бурении скважин (от 1 до 3) в забое выработки электросопротивление возрастает от 0,5–1 до 10 Ом · м и более (рис. 7.13).

Выполненные экспериментальные исследования по управлению горным давлением впереди забоя и установлением эффективности проведения выработок показали, что совместное применение

Таблица 7.3

Паспорт буровзрывных работ

Крепость пород	Количество шпуров, шт.				Глубина шпуров, м			Всего шпуров, м	Диаметр шпуров, мм
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие	всего	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		
14–16	4	17	14	35	2,5	2,5	2,5	87,5	40–43

Тип ВВ	Масса заряда на шпур, кг			Количество заряженных шпуров, шт.	Расход ВМ за цикл		
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м
Аммонит 6ЖВ	2,5	2,5	2,5	35	87,5	35	140

КИШ	Уход забоя за цикл, м	Отбито горной массы, м³	Удельный расход, шп./м³	Расход ВМ на 1 м³		
				ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м
0,95	2,4	22,27	3,9	3,9	1,5	6,3

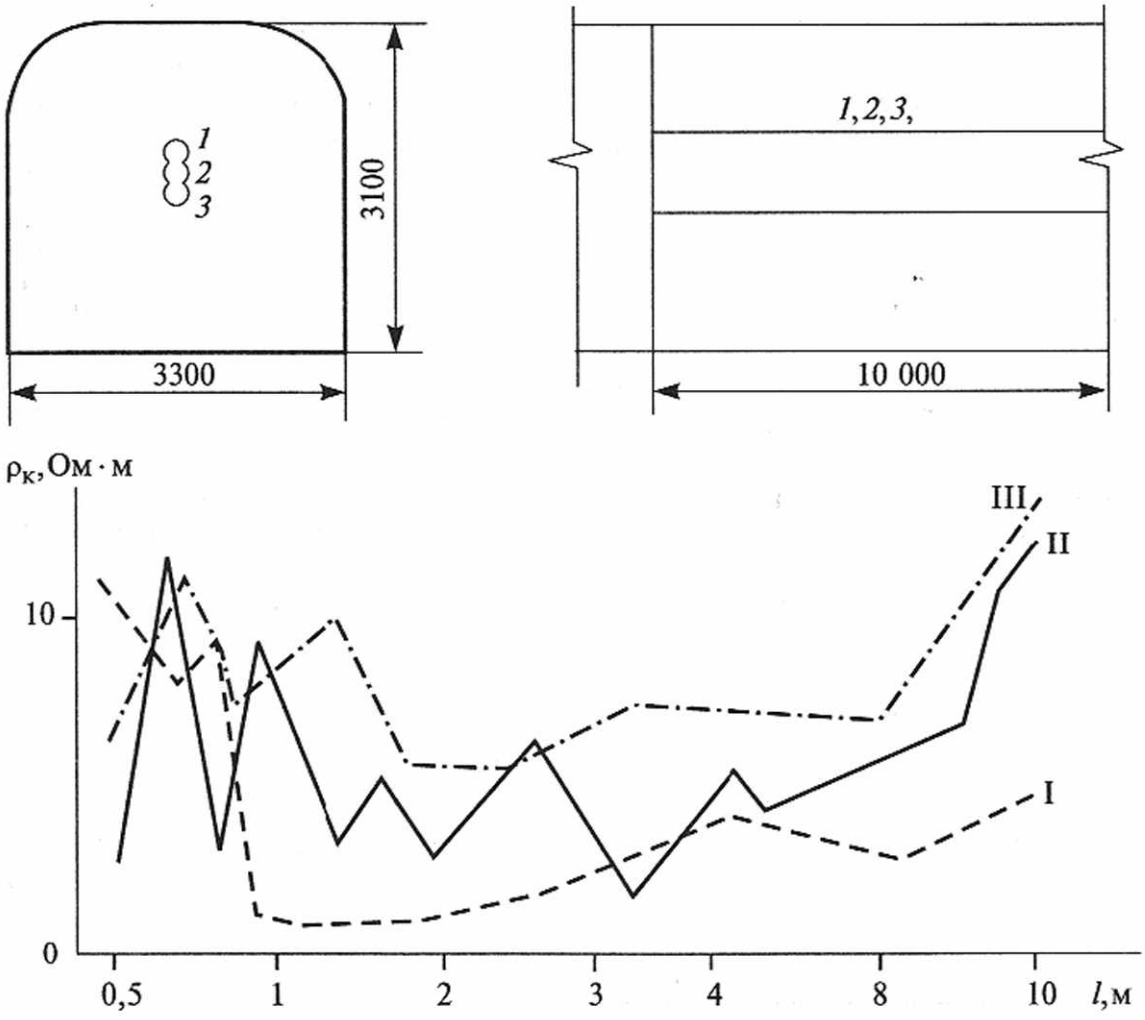


Рис. 7.13. Опережающая разгрузка рудного массива.

1–3 — разгрузочные параллельно-сопряженные скважины; I—III — изменение электросопротивления ($\rho_к$) при бурении *1*, *2* и *3* скважин соответственно.

Таблица 7.4

График работ при проходке выработки

Технологическая операция	Смена, мин					
	1-я	2-я	3-я	4-я	5-я	6-я
Погрузка руды	60	—	60	—	—	—
Откатка и подкатка вагонеток	60	—	60	—	—	—
Очистка путей и подготовка к погрузке	8	—	—	—	—	—
Укладка временного пути	—	7	—	—	—	—
Откатка, осмотр, очистка и смазка погруженной машины, подготовка к заряжанию шпуров	—	—	—	—	136	—
Надставка трубопроводов	—	60	—	—	—	—
Профилактический ремонт буровой каретки	30	—	—	—	—	—
Подготовка к бурению	—	—	50	—	—	—
Бурение	—	—	—	—	120	—
Откатка буровой каретки, защита труб и др.	—	—	—	—	—	45
Заряжание и взрывание	—	—	—	—	—	30
Проветривание	—	—	—	—	—	15
Проведение забоя в безопасное состояние	30	—	—	—	—	—
Резерв времени цикла	—	—	—	—	—	30

параллельно-сопряженных скважин и шпуров позволяет увеличить скорость подвигания забоя с обеспечением безопасности горных работ.

Глава 8

Совершенствование способов проведения и крепления выработок в напряженно-деформированном массиве горных пород

8.1. Проведение и крепление горных выработок с использованием неэлектрической системы инициирования зарядов ВВ*

К числу наиболее важных характеристик горного массива, определяющих его механическое поведение, относится неоднородность строения и блочность. Известно, что для создания устойчивой конструкции любого элемента сооружения и, в частности, подземной горных 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 поле напряжений массива горных пород разрабатываемых месторождений.

Учитывая закономерности перераспределения первоначального напряженного состояния массива горных пород вокруг горных выработок любого назначения, можно создать инженерные способы по уменьшению концентраций напряжений или по его перераспределению в тех или иных элементах систем для обеспечения их устойчивости.

Таким образом, управляя напряженно-деформированным состоянием элементов системы или массива горных пород, окружающего горные выработки, можно управлять горным давлением.

В общем случае разработаны рекомендации по уменьшению динамического проявления горного давления в динамической форме путем, например, разгрузки массива камуфлетным взрыванием, компоновкой выработок по возможности параллельно максимальной горизонтальной составляющей напряжения, придания выработке рациональной формы, бурения скважины во врубе и т.д. Это дает положительные результаты. В то же время повышение безопасности горных работ при проведении горных выработок достигается путем использования неэлектрической системы (СИНВ). Этот способ находит широкое применение в горной промышленности. Так, на горно-рудных предприятиях ОАО "Евразруда" на шахтах используют СИНВ как при проведении капитальных и подготовительных, так и нарезных выработок. Объемы проходки подземных горных выработок с помощью СИНВ приведены в табл. 8.1.

Видно, что из более чем 29 км горных выработок 84 % приходится на нарезные, которые также в полном объеме проходятся с использованием системы неэлектрического инициирования зарядов. Необходимо отметить, что при монтаже взрывной сети все шпуровые заряды разбиваются на пучки, ударно-волновые трубки (УВТ) которых соединяются детонирующим шнуром в один пучок и взрываются при помощи электродетонатора (рис. 8.1, 8.2).

---

* Система СИНВ разработана и выпускается Новосибирским механическим заводом "Искра".

Таблица 8.1

Протяженность горных выработок по филиалам ОАО "Евразруда" за 2006 г., м

Филиал	Выработки			Общий объем
	подготовительные	капитальные	нарезные	
Горно-Шорский	483	110	9815	10 408
Казский	1056	643	4801	6500
Абаканский	1435	90	4800	6325
Таштагольский	571	121	5241	5933

УВТ представляет собой гибкую пластиковую трубку, состоящую из нескольких слоев. На внутреннюю поверхность трубки нанесен взрывчатый материал, зажигание которого инициирующим импульсом приводит к образованию устойчивого процесса, распространяющегося внутри трубки со скоростью около 2 км/с. УВТ служит только для трансляции инициирующего импульса к КД. Характеристика УВТ: наружный диаметр 3,5 мм; масса взрывчатого материала ~ 20 мг/м; усилие на разрыв 200 Н. Относительное удлинение с сохранением работоспособности 200 %.

КД представляет собой гильзу из алюминиево-магниевого сплава или стали с томпаковым покрытием, внутри которой размещены замедлительный элемент, инициирующий элемент и основной заряд (рис. 8.3).

Инициирующий элемент выполнен без использования инициирующих ВВ. Длина гильзы устройств СИНВ 72–85 мм в зависимости от времени замедления, масса основного заряда 1,5 г.

Паспорта буровзрывных работ приведены в табл. 8.2, 8.3.

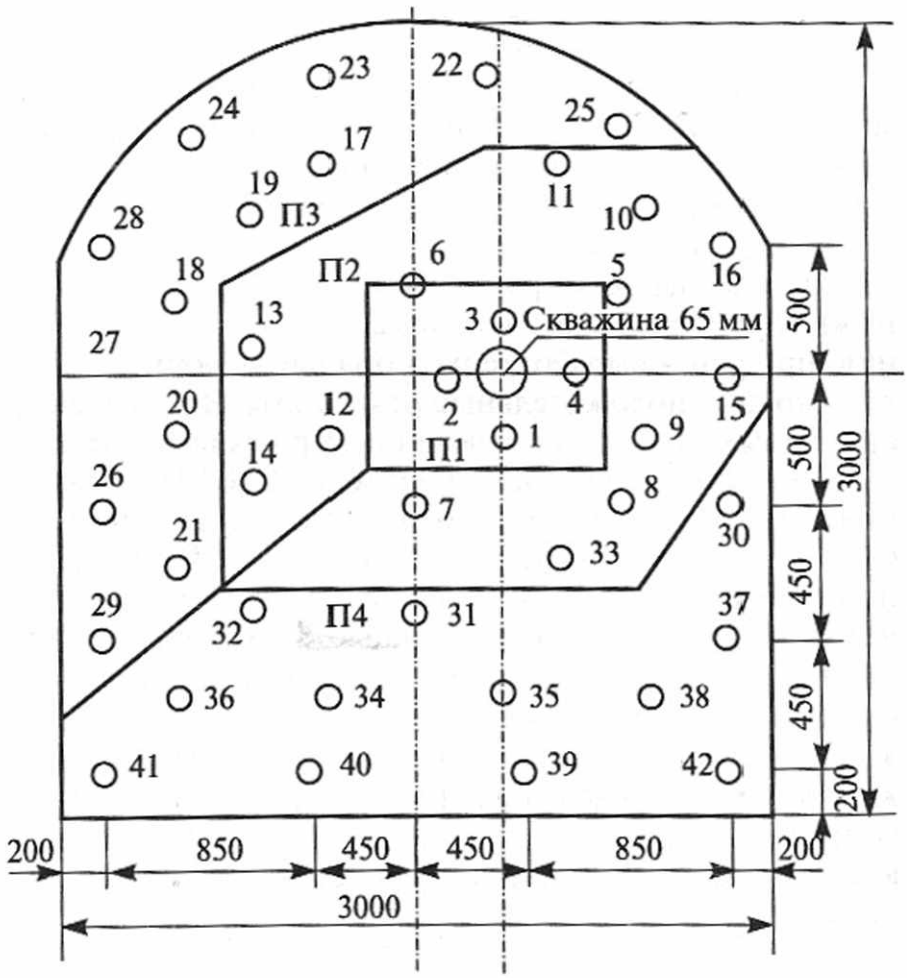


Рис. 8.1. Схема расположения шпуров в забое.

1–42 — шпуры.

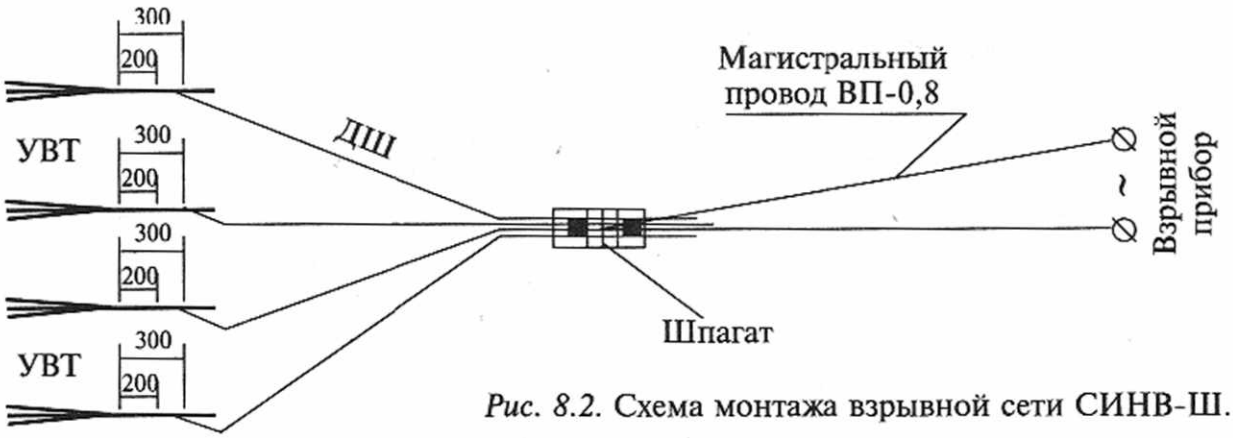


Рис. 8.2. Схема монтажа взрывной сети СИНВ-Ш.

Таблица 8.2

Паспорт буровзрывных работ

Крепость пород	Количество шпуров, шт.				Глубина шпуров, м			Всего шпуров, м	Диаметр шпуров, мм
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие	всего	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		
14–18	4	14	8	26	1,5	1,5	1,5	39	40–43

Тип ВВ	Масса заряда на шпур, кг			Количество заряженных шпуров, шт.	Расход ВМ за цикл					
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м	ЭЗОШ, шт.	СИНВ, шт.
Аммонит 6ЖВ	1,5	1,5	1,5	26	39	2	6,6	10	2	26

КИШ	Уход забоя за цикл, м	Отбито горной массы, м³	Удельный расход, шп./м³	Расход ВМ на 1 м³					
				ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м	ЭЗОШ, шт.	СИНВ, шт.
0,95	1,43	4,0	9,75	9,75	0,5	1,65	2,5	0,5	6,5

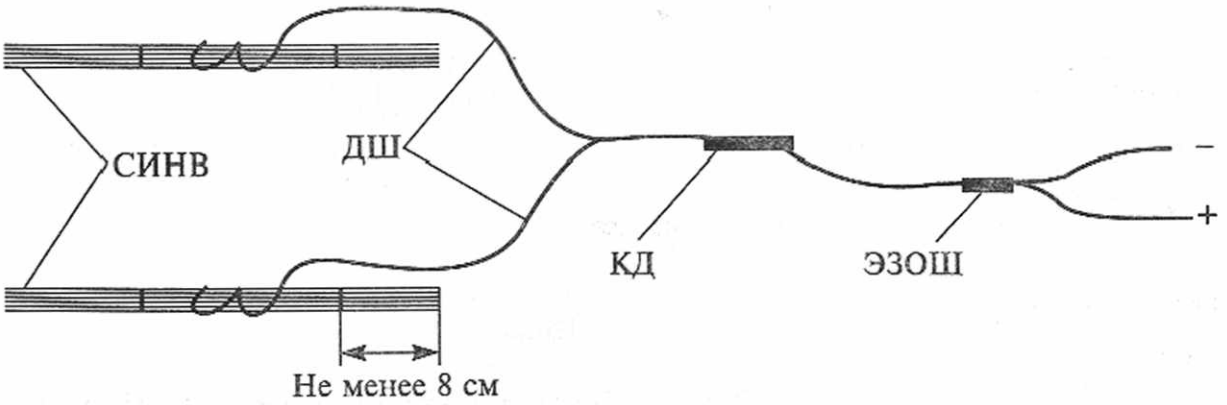
Таблица 8.3

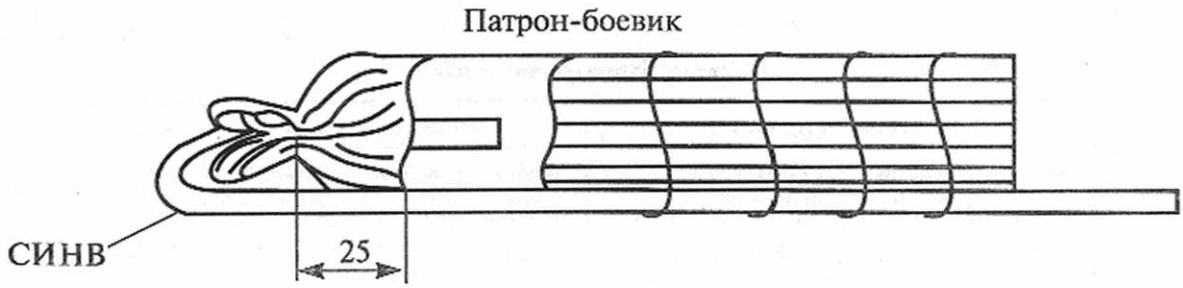
Паспорт буровзрывных работ

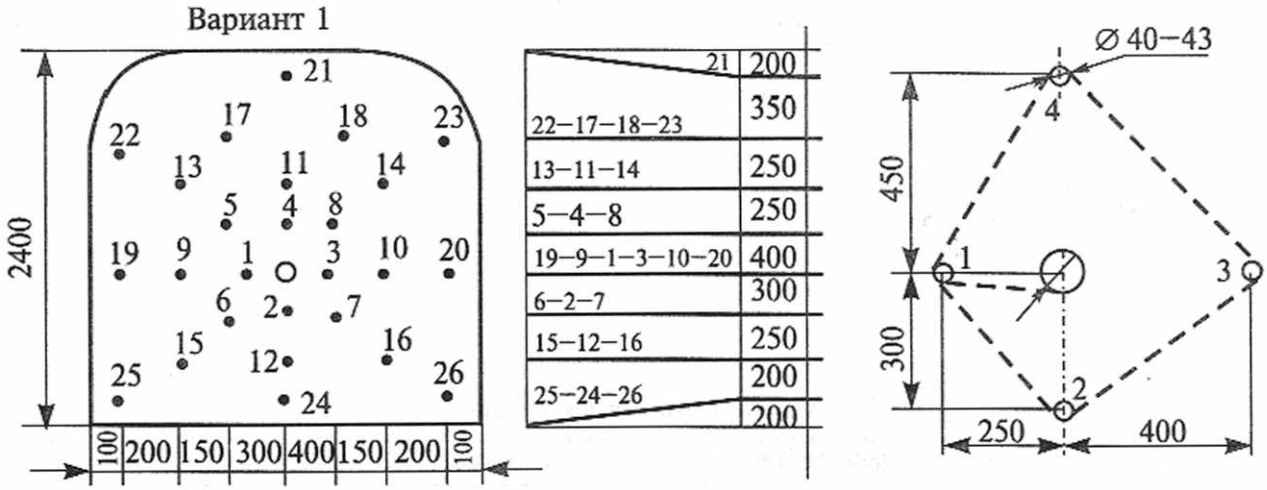
Крепость пород	Количество шпуров, шт.				Глубина шпуров, м			Всего шпуров, м	Диаметр шпуров, мм
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие	всего	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		
14–18	4	14	8	26	1,5	1,5	1,5	39	40–43

Тип ВВ	Масса заряда на шпур, кг			Количество заряженных шпуров, шт.	Расход ВМ за цикл					
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м	ЭЗОШ, шт.	СИНВ, шт.
Аммонит 6ЖВ	1,5	1,5	1,5	26	39	2	6,6	10	2	26

КИШ	Уход забоя за цикл, м	Отбито горной массы, м³	Удельный расход, шп./м³	Расход ВМ на 1 м³					
				ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м	ЭЗОШ, шт.	СИНВ, шт.
0,95	1,43	5,29	7,37	7,37	0,37	1,25	1,9	0,37	4,9







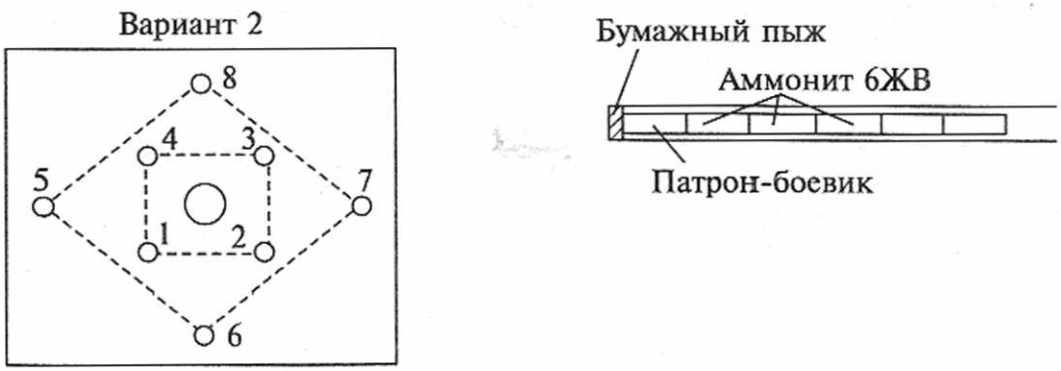


Рис. 8.3. Схема расположения и взрывания шпуровых зарядов.

Таблица 8.4

Интервалы замедления зарядов ВВ, мс

Шпуры	Время замедления	Группа шпуров	Время замедления	Шпуры	Время замедления	Группа шпуров	Время замедления
1	0	9–10	4000	5	800	17–18–19–20	8000
2	250	11–12	5000	6	1000	21–22–23	9000
3	400	13–14	6000	7	2000	24–25–26	10 000
4	600	15–16	7000	8	3000		

Таблица 8.5

Интервалы замедления устройств СИНВ-Ш, мс

Устройство	Время замедления	Устройство	Время замедления	Устройство	Время замедления
СИНВ-Ш-0	0	СИНВ-Ш-250	250	СИНВ-Ш-1000	1000
СИНВ-Ш-20	20	СИНВ-Ш-300	300	СИНВ-Ш-2000	2000
СИНВ-Ш-40	40	СИНВ-Ш-350	350	СИНВ-Ш-3000	3000
СИНВ-Ш-60	60	СИНВ-Ш-400	400	СИНВ-Ш-4000	4000
СИНВ-Ш-80	80	СИНВ-Ш-450	450	СИНВ-Ш-5000	5000
СИНВ-Ш-100	100	СИНВ-Ш-500	500	СИНВ-Ш-6000	6000
СИНВ-Ш-125	125	СИНВ-Ш-600	600	СИНВ-Ш-7000	7000
СИНВ-Ш-150	150	СИНВ-Ш-700	700	СИНВ-Ш-8000	8000
СИНВ-Ш-175	175	СИНВ-Ш-800	800	СИНВ-Ш-9000	9000
СИНВ-Ш-200	200	СИНВ-Ш-900	900	СИНВ-Ш-10 000	10 000

Непосредственно в самих шпурах патрон-боевик с детонатором и ударно-волновой трубкой располагаются в донной части шпура (обратное инициирование) (рис. 8.4). В качестве патрона ВВ для боевика используется аммонит 6ЖВ диаметром 32 мм (рис. 8.5).

Интервалы замедления составляют: во врубовых шпурах 20–80 мс, в остальных шпурах — до 10 с (табл. 8.4, 8.5).

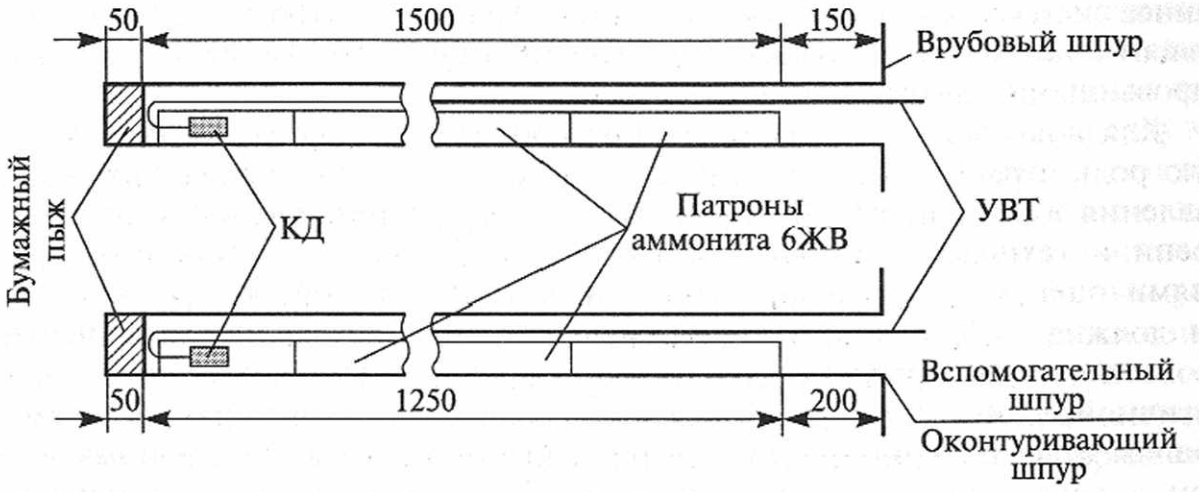


Рис. 8.4. Конструкция шпуровых зарядов.

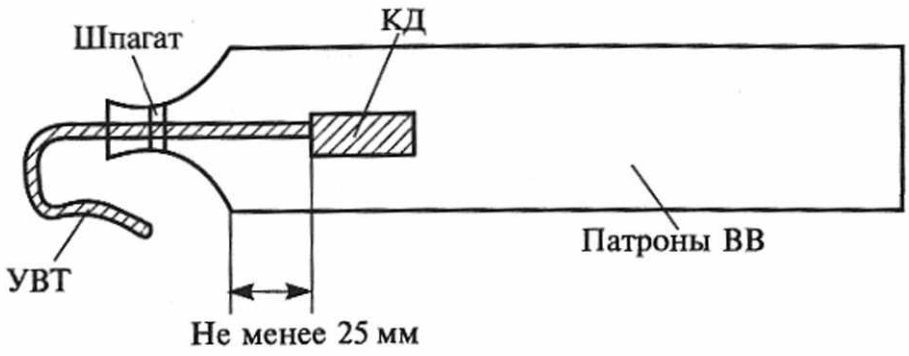


Рис. 8.5. Конструкция патрона-боевика.

Положительным свойством СИНВ-Ш является то, что работоспособность устройства сохраняется после пребывания в водной среде в течение 6 ч, а усилие на разрыв не менее 200 Н, относительное удлинение с сохранением работоспособности при температуре от 10 до 35 °С не менее 100 %. Давление в потоке продуктов взрывного процесса не превышает 5 МПа, которое не разрушает волновод, но достаточно для инициирования капсюля-детонатора.

Монтаж СИНВ-Ш при взрывных работах в подземных условиях аналогичен монтажу электрических систем инициирования. В боевике каждого шпурового заряда размещается КД устройства СИНВ-Ш заданного времени замедления. Ударно-волновые трубки, выходящие из шпуров, инициируются одновременно с помощью детонирующего шнура или от устройства СИНВ-П мгновенного действия (СИНВ-П-0). При большом количестве УВТ собираются в пучки и обвязываются двойной петлей детонирующего шнура. Количество УВТ в одном пучке (связке) может составлять 15 шт.

Опыт внедрения системы неэлектрического инициирования зарекомендовал ее как надежную систему, которая имеет необходимый и широкий диапазон интервалов замедления. Она обеспечивает высокую безопасность механическим воздействием за счет исключения из состава детонатора первичных инициирующих веществ и незначительного количества ВВ в УВТ. Кроме того, данная система нечувствительна к электрическим и электромагнитным воздействиям и позволяет использовать механизированное заряжание шпуров гранулированными взрывчатыми веществами.

Для повышения безопасности при сооружении горных выработок важную роль играет вид крепления, особенно в условиях проявления горного давления в динамической форме. При выборе рациональной конструкции крепи и технологии ее возведения руководствуются следующими критериями оценки качества крепления: надежной работой, конструкция крепи должна обеспечивать максимальное использование прочностных свойств массива, окружающего горную выработку. Она должна быть технологичной, удобной для установки и обслуживания, экономичной. Этим условиям отвечает комбинация анкерной крепи в сочетании с набрызг-бетоном и решеткой. Наиболее рациональной конструкцией анкерной крепи являются трубчатые штанги взрывного закрепления, которые можно уста-

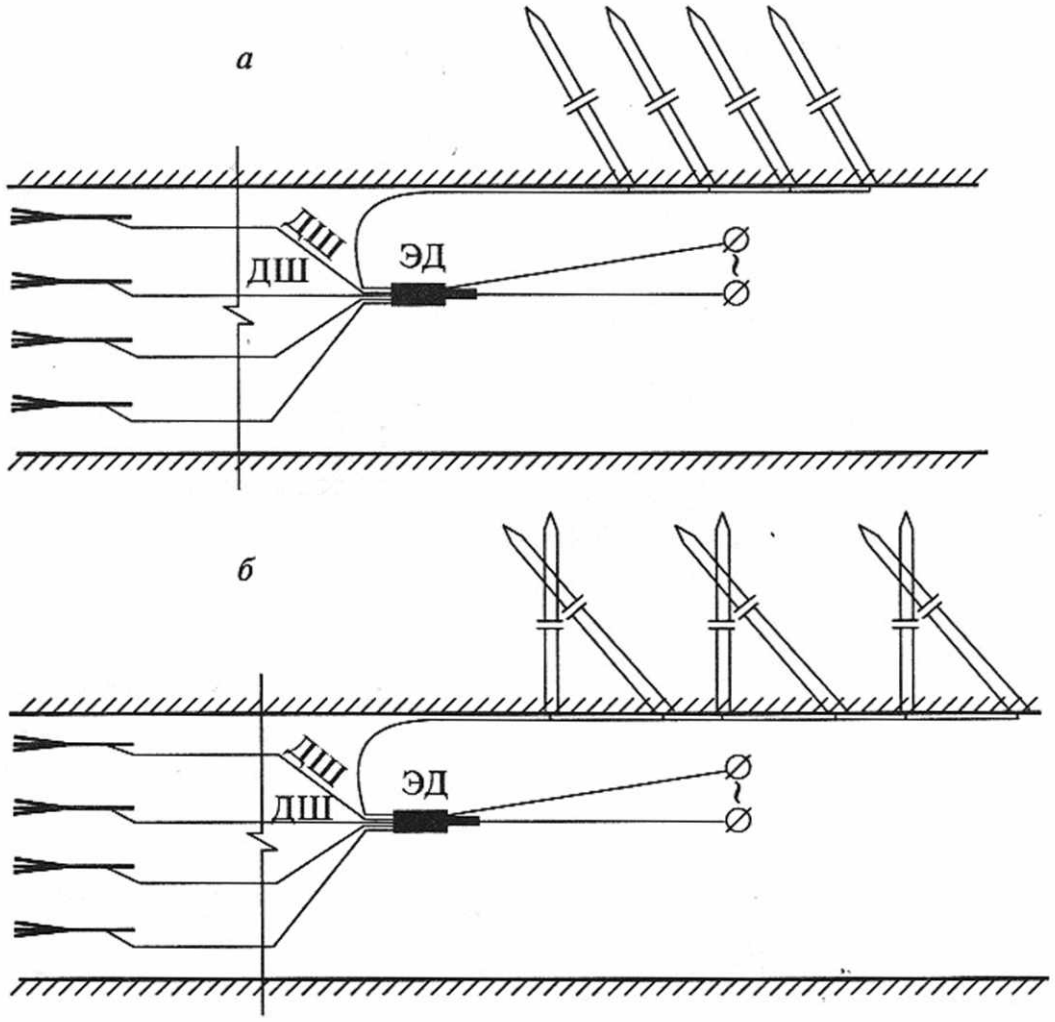


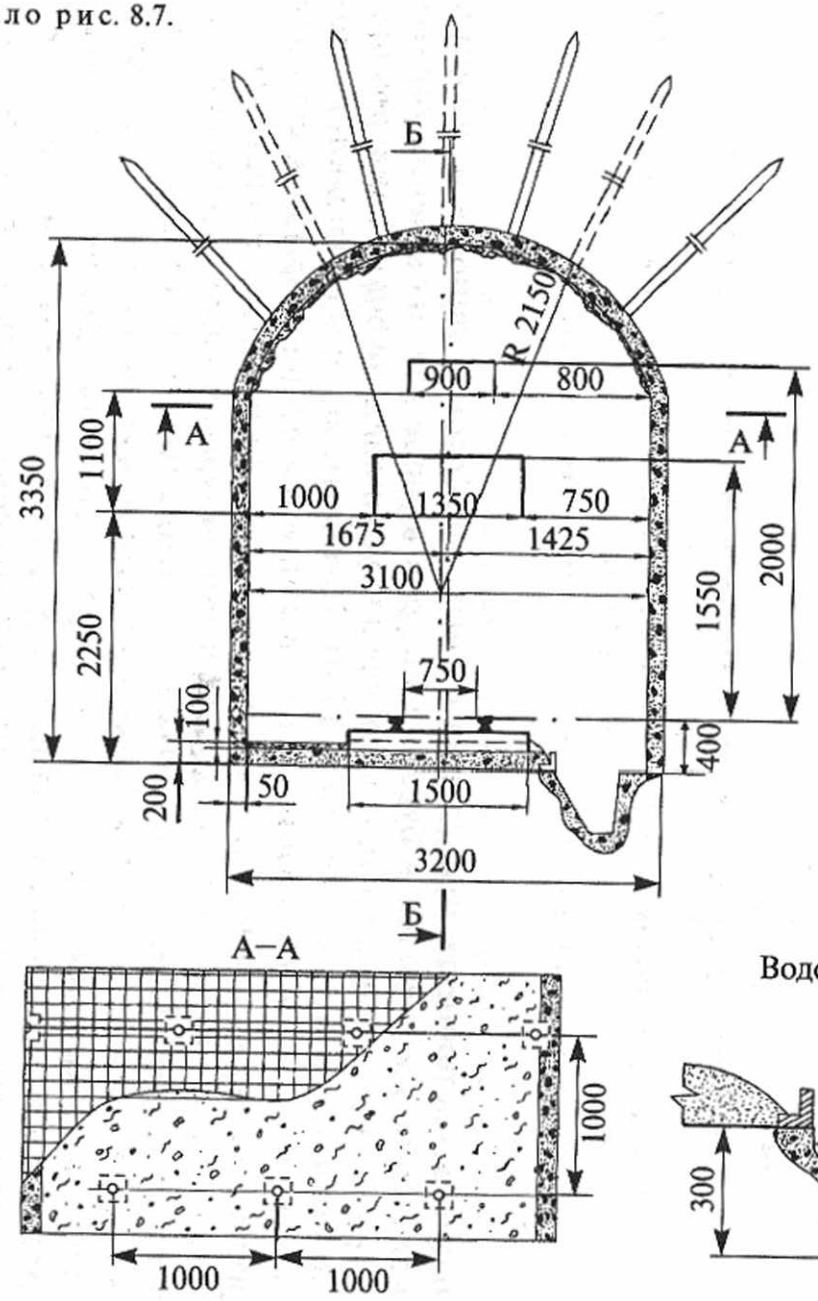
Рис. 8.6. Схемы расположения анкеров для крепления горных выработок и монтаж взрывной сети.

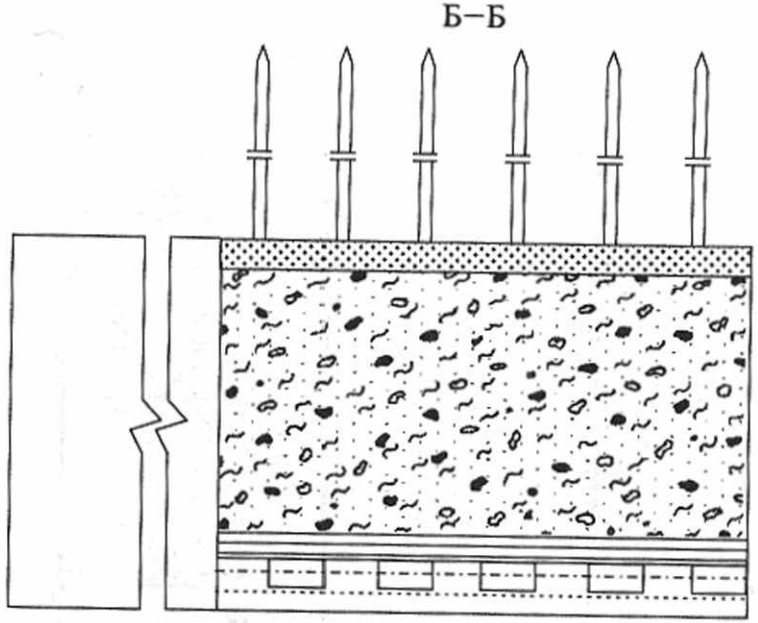
а — наклонное расположение шпуров; *б* — комбинированное.

навливать в процессе проведения горных выработок. Сущность технологии крепления заключается в бурении шпуров в забое для проведения горных выработок и бурении шпуров в кровле для установки трубчатых анкеров при помощи буровой установки типа УБШ. Трубчатые анкеры оснащаются детонирующим шнуром и водой. Далее монтируется единая взрывная сеть для взрывания шпуров и трубчатых анкеров. Заряды в трубчатых анкерах взрываются мгновенно по сравнению с зарядами шпуров в забое. Таким образом создается технология проведения и крепления горных выработок одновременно. Схемы расположения анкеров в кровле выработок и монтаж взрывной сети приведены на рис. 8.6. Паспорта крепления с различным расположением анкеров представлены на рис. 8.7, *а—ж*. Такое расположение анкеров позволяет в большей степени связать блочность приконтурного массива совместно с решеткой и набрызг-бетоном в единую несущую конструкцию, которая, обладая высокой устойчивостью, допускает некоторую податливость массива.

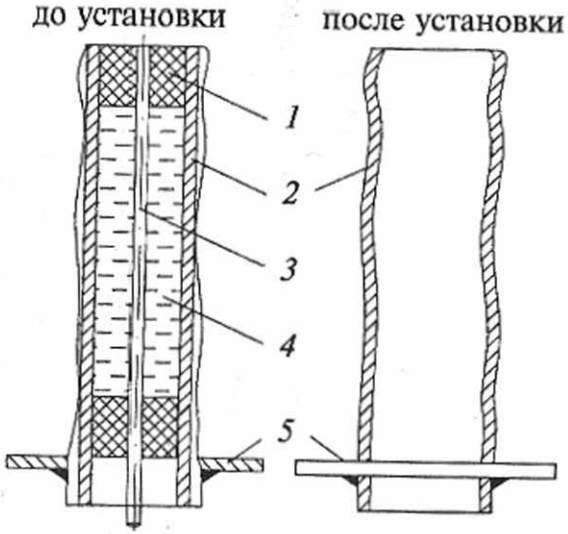
Начало рис. 8.7.

а

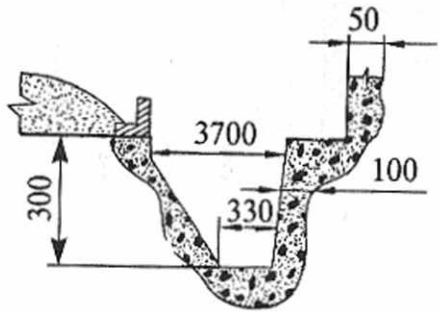


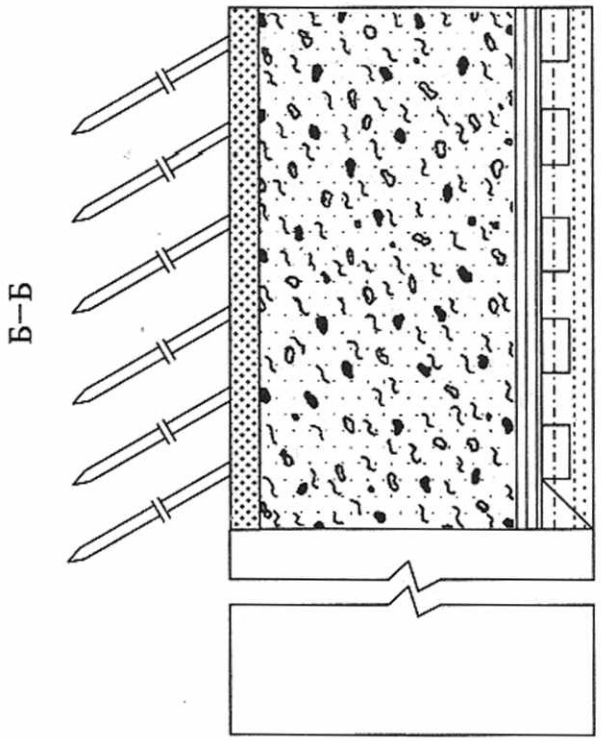


Вид анкера:

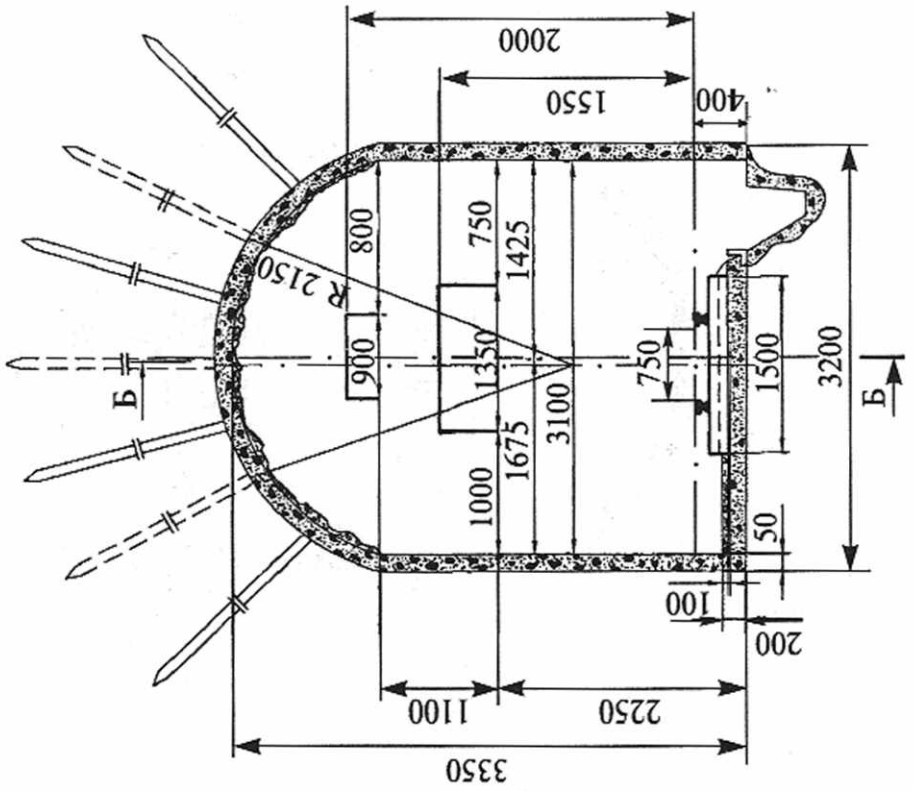


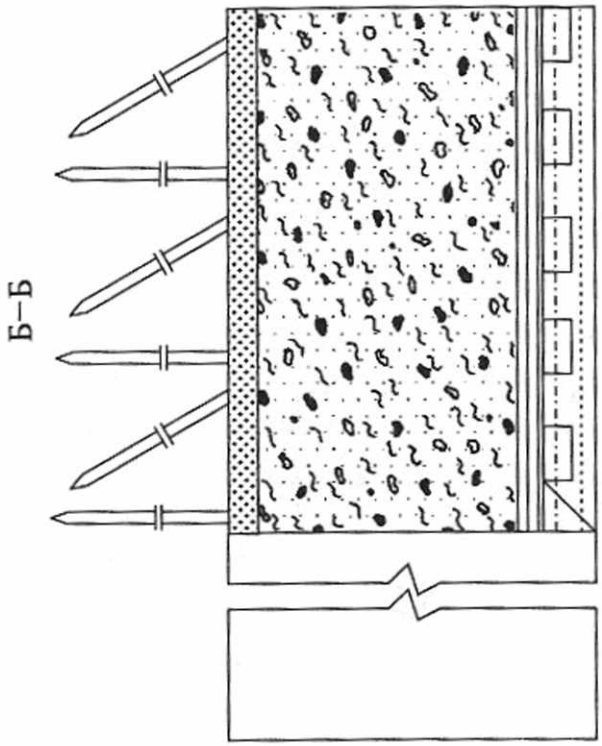
Водоотливная канавка



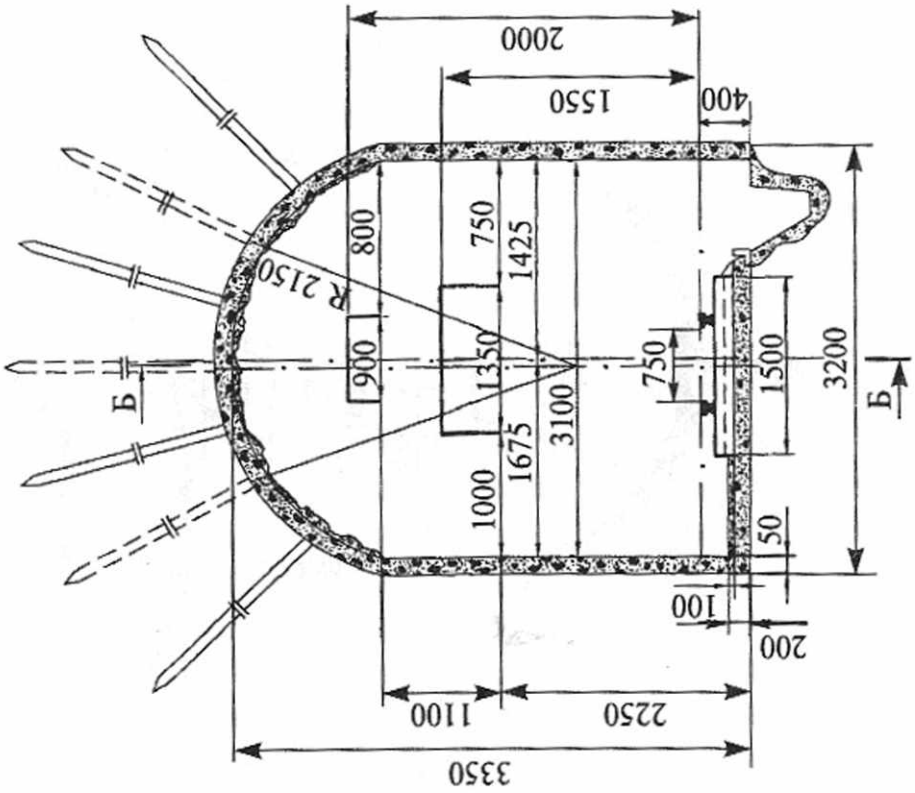

Б–Б

б

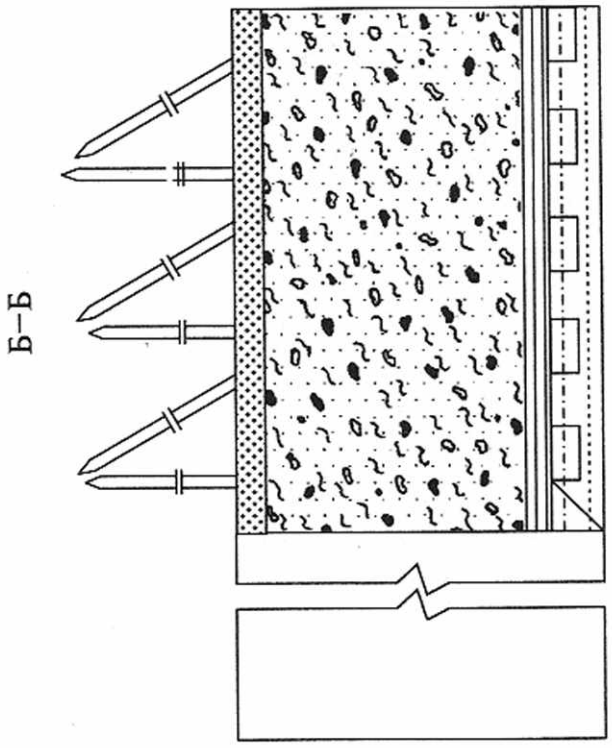

2000
1550
400
800
750
1425
R 2150
900
1350
750
1500
3200
Б
Б
3100
1675
1000
50
100
200
1100
2250
3350



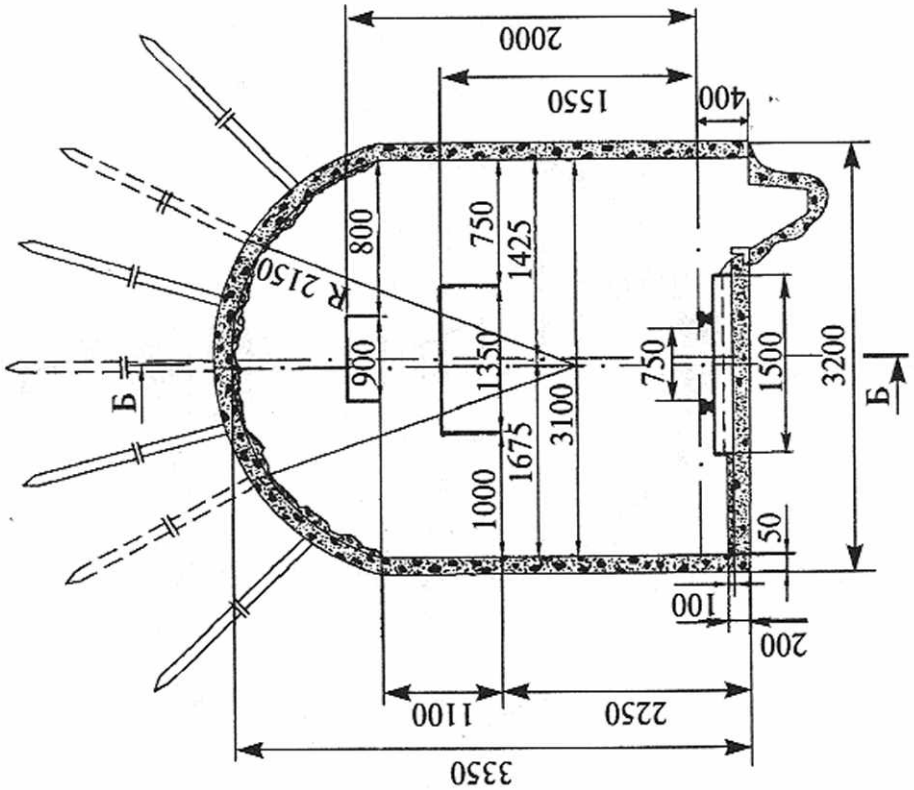
в

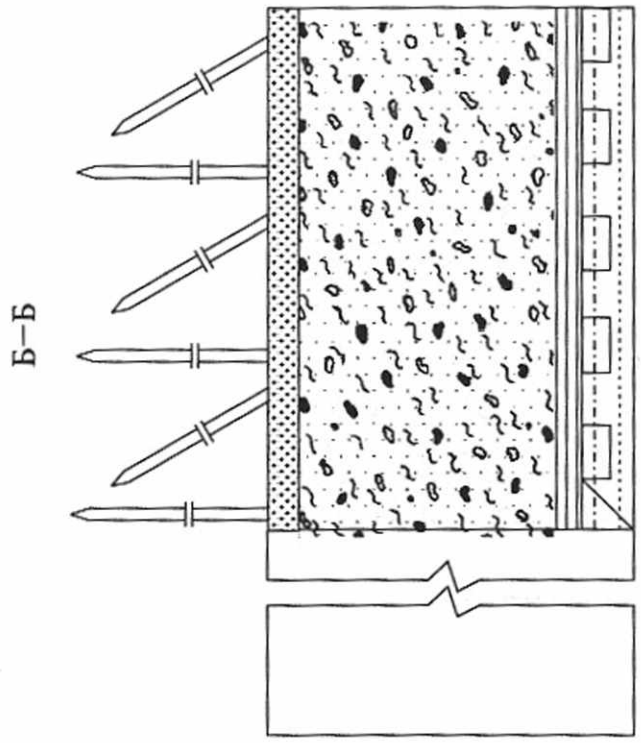


Продолжение рис. 8.7.

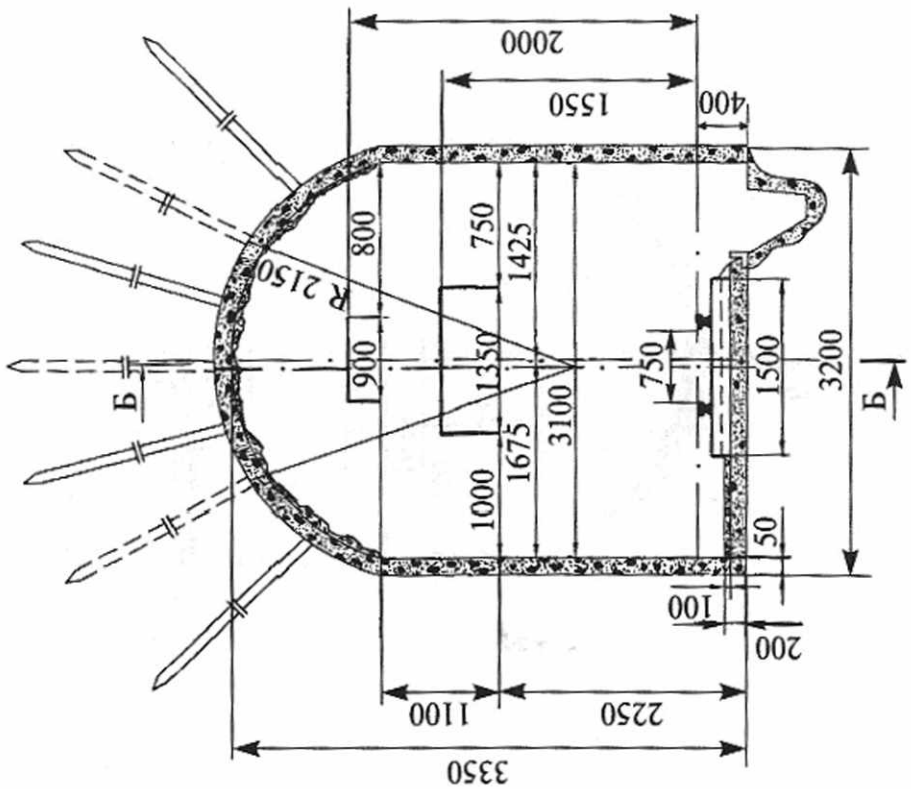

Б–Б

г

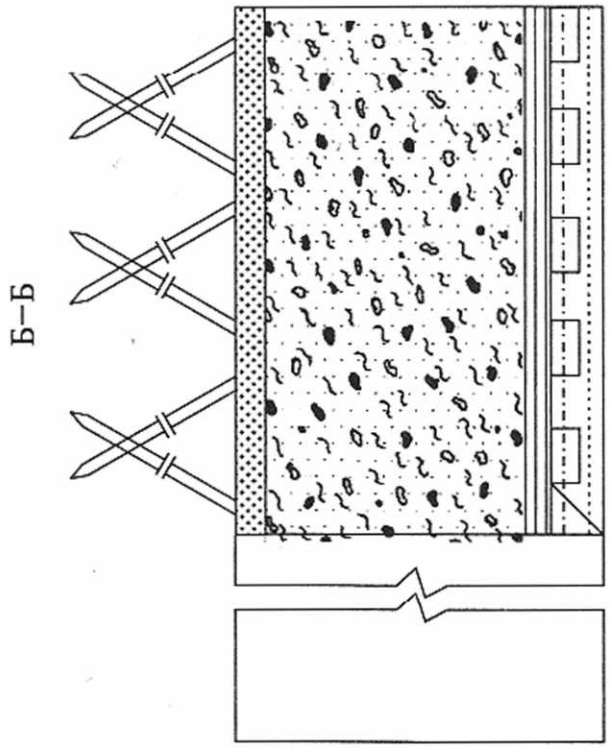

2000
1550
400
R 2150
800
750
1425
900
1350
3100
1675
1000
750
1500
3200
Б
Б
50
100
200
1100
2250
3350



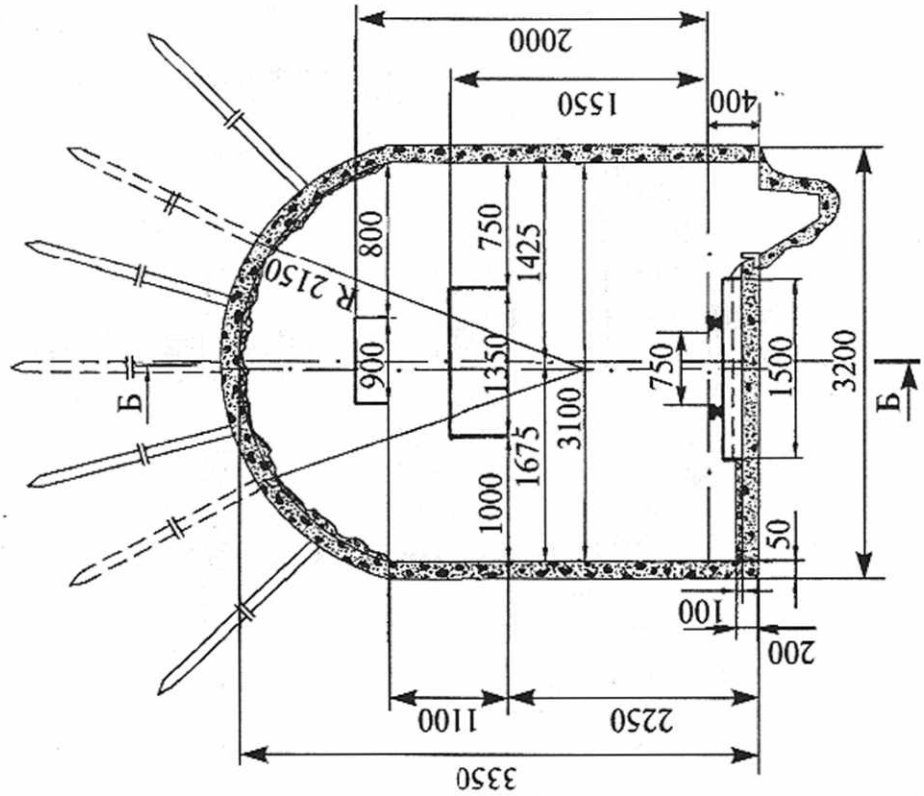
д

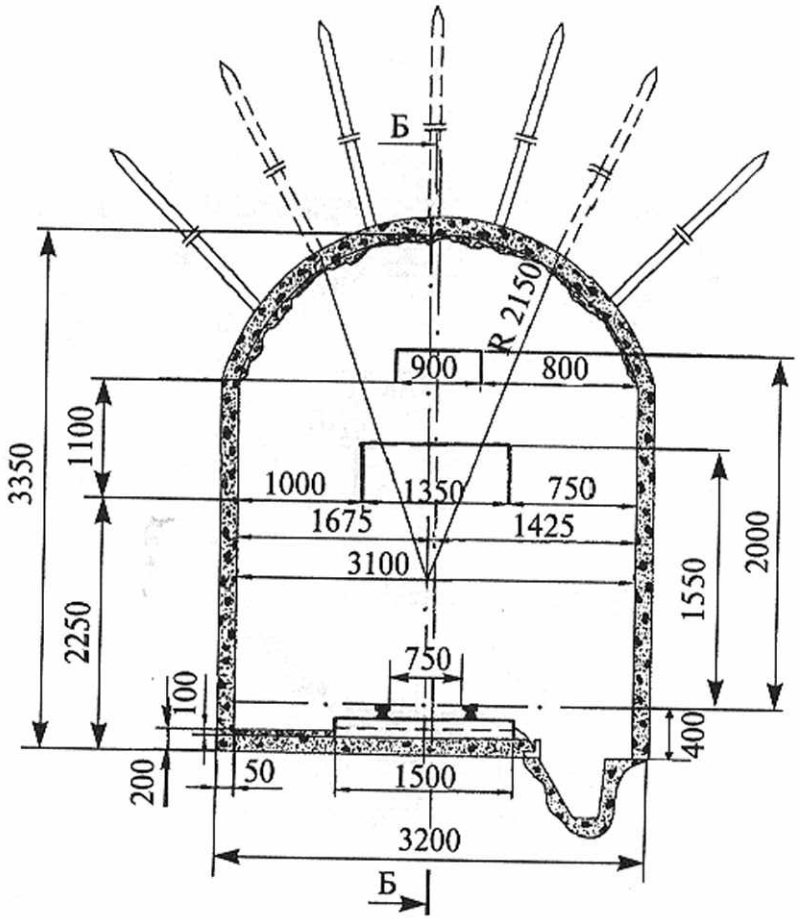


Продолжение рис. 8.7.


Б–Б

е


2000
1550
400
800
750
1425
R 2150
900
1350
750
1500
3200
Б
Б
3100
1675
1000
50
100
200
1100
2250
3350



ж

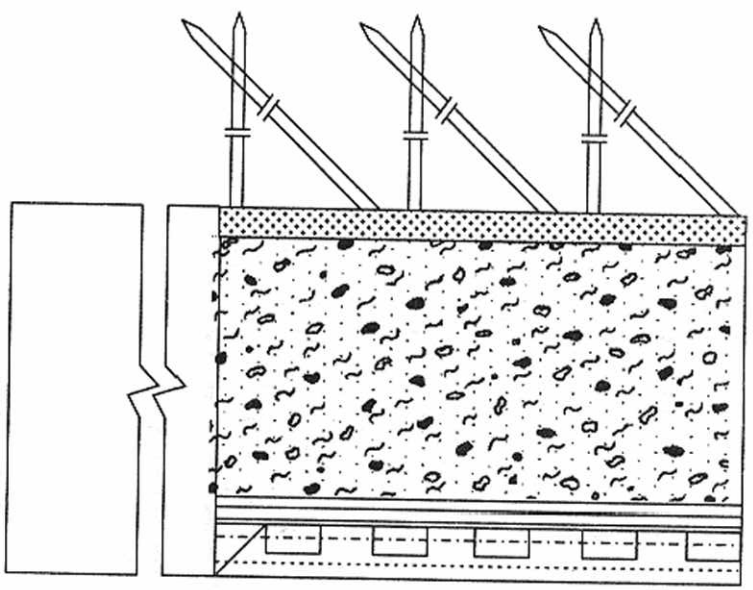


Рис. 8.7. Паспорт крепления горной выработки.

1 — уплотнитель; *2* — трубчатый анкер; *3* — детонирующий шнур; *4* — вода; *5* — опорная плита.

8.2. Разработка конструкций средств взрывания зарядов, инициируемых через массив горных пород

Важным этапом работы является создание новых средств взрывания, способных оптимизировать механизм разрушения горных пород при различных условиях взрывания шпуровых и скважинных зарядов в проходческом забое с учетом факторов, оказывающих влияние на конечный результат взрыва.

Установлено, что известные средства взрывания используются многие годы и за это время практически исчерпали свои возможности дальнейшего совершенствования.

Принципиально новая система взрывания, разработанная под руководством акад. РАН Е.И. Шемякина, основывается на следующих положениях [66, 213, 214]:

— система специализирована и предназначена для взрывания групп зарядов;

— управление взрыванием зарядов производится сигналом в виде взрывной волны от взрыва предыдущего заряда, которая передается через массив горных пород, воду или воздух;

— очередность взрывания зарядов и интервалы замедления задаются условиями взрывания.

В данной работе рассматривается один из составных элементов этой системы — взрыватели, инициируемые через массив. Срабатывание новых взрывателей происходит от действия энергии волны взрыва соседнего (активного) заряда. Другой энергии к взрывателю не подается, в связи с этим не требуются коммутационные сети.

Принцип действия всех видов разработанных взрывателей следующий: волна от взрыва активного заряда улавливается приемным устройством и анализируется в преобразователе. Если параметры волны соответствуют тем параметрам, на которые настроен преобразователь, то срабатывает инициирующее устройство и детонатор, внутри которого может быть установлен замедляющий элемент. Всего разработано и испытано более 20 конструкций взрывателей.

Первоначально испытывали взрыватель (рис. 8.8), состоящий из прочного герметичного корпуса *1* с жестко закрепленным дном *6*, внутри которого размещен ударник *2* с жалом *4*, инициатор *5* и упругий элемент *3*, расположенный между ударником и инициатором, причем дно и ударник выполнены из материалов с равными акустическими импедансами. Взрыватель устанавливают в заряд *7*, находящийся в скважине *8*, дном *6* к стенке скважины, обращенной к активному заряду (активный заряд — от взрыва которого должен срабатывать взрыватель, пассивный — заряд, в котором установлен взрыватель). При взрыве активного заряда от стенки скважины откалываются куски породы *9*, которые ударяют по дну *6* взрывателя.

Механизм передачи кинетической энергии удара к ударнику *2* следующий. При ударе кусками породы по дну *6* в нем генерируется волна напряжений, которая переходит в ударник *2*. При отражении волны напряжений от торца ударника, обращенного к инициатору, происходит обратное преобразо-

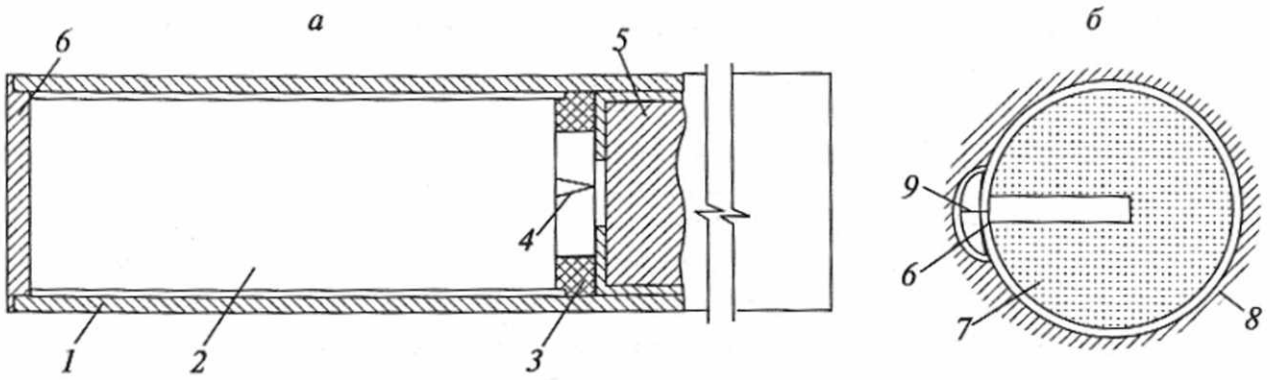


Рис. 8.8. Конструкция взрывателя.

а — продольный разрез; *б* — поперечный.

1 — корпус; *2* — ударник; *3* — упругий элемент; *4* — жало; *5* — инициатор; *6* — дно; *7* — заряд ВВ; *8* — скважина (шпур); *9* — куски породы.

вание энергии волны напряжений в кинетическую энергию ударника (аналогия — волновой откол кусков породы при отражении волны напряжений от стенки скважины), который, преодолевая сопротивление упругого элемента *3*, накалывает своим жалом инициатор *5*, от взрыва которого инициирует вторичное ВВ детонатора.

Особенностью срабатывания взрывателя является то, что для инициирования используется не полная энергия удара кусков породы, а только ее часть, переданная путем волновых преобразований ударнику. Поэтому нижний предел срабатывания взрывателя определяется не полной энергией удара, а только кинетической энергией ударника, зависящей от максимальной массовой скорости распространяющейся по нему волны напряжений, которая, в свою очередь, зависит от скорости удара.

Выполнение дна *6* и ударника *2* из материалов с равными акустическими импедансами обеспечивает минимальные потери энергии волны напряжений при переходе границы дно — ударник.

Такая конструкция должна обеспечивать срабатывание взрывателя не только при высокоскоростном ударе по его крышке, но и при ударе с противоположной стороны. При этом взрыватель срабатывает по другой причине: от удара кусками породы большой массы и скорости корпус смещается, а ударник за счет сил инерции остается на месте, и если скорость смещения корпуса достаточно велика, то взрыватель срабатывает.

В дальнейшем конструкции взрывателей совершенствовались [215, 216]. Наиболее простой по конструкции взрыватель показан на рис. 8.9: в корпусе *1* с камерой *4* помещен в контакте со стенками, расположенными напротив рабочих поверхностей *3*, инициирующий элемент *2*, соединенный каналом с внутренней полостью капсюля-детонатора *5*. В этой конструкции предусмотрено срабатывание инициирующего элемента *2* непосредственно от волны напряжений, генерируемой в корпусе ударом породы.

В настоящее время на Новосибирском механическом заводе "Искра" проводится работа по подготовке к производству нового, более простого и надежного взрывателя (рис. 8.10).

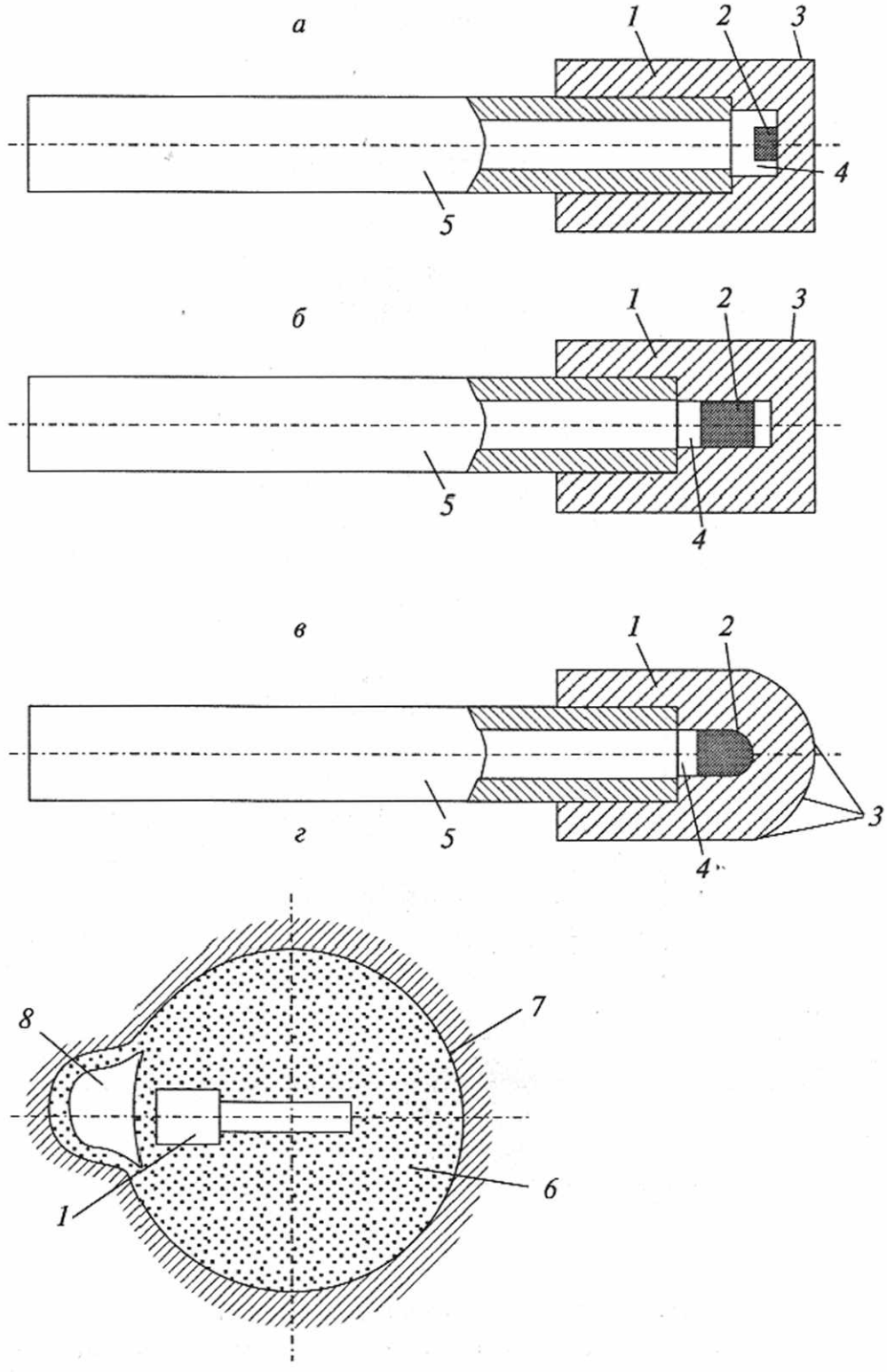


Рис. 8.9. Конструкции взрывателя (*а—г*).

1 — корпус; *2* — инициирующий элемент; *3* — рабочие поверхности; *4* — камера; *5* — капсюль-детонатор; *6* — заряд ВВ; *7* — скважина (шпур); *8* — куски породы.

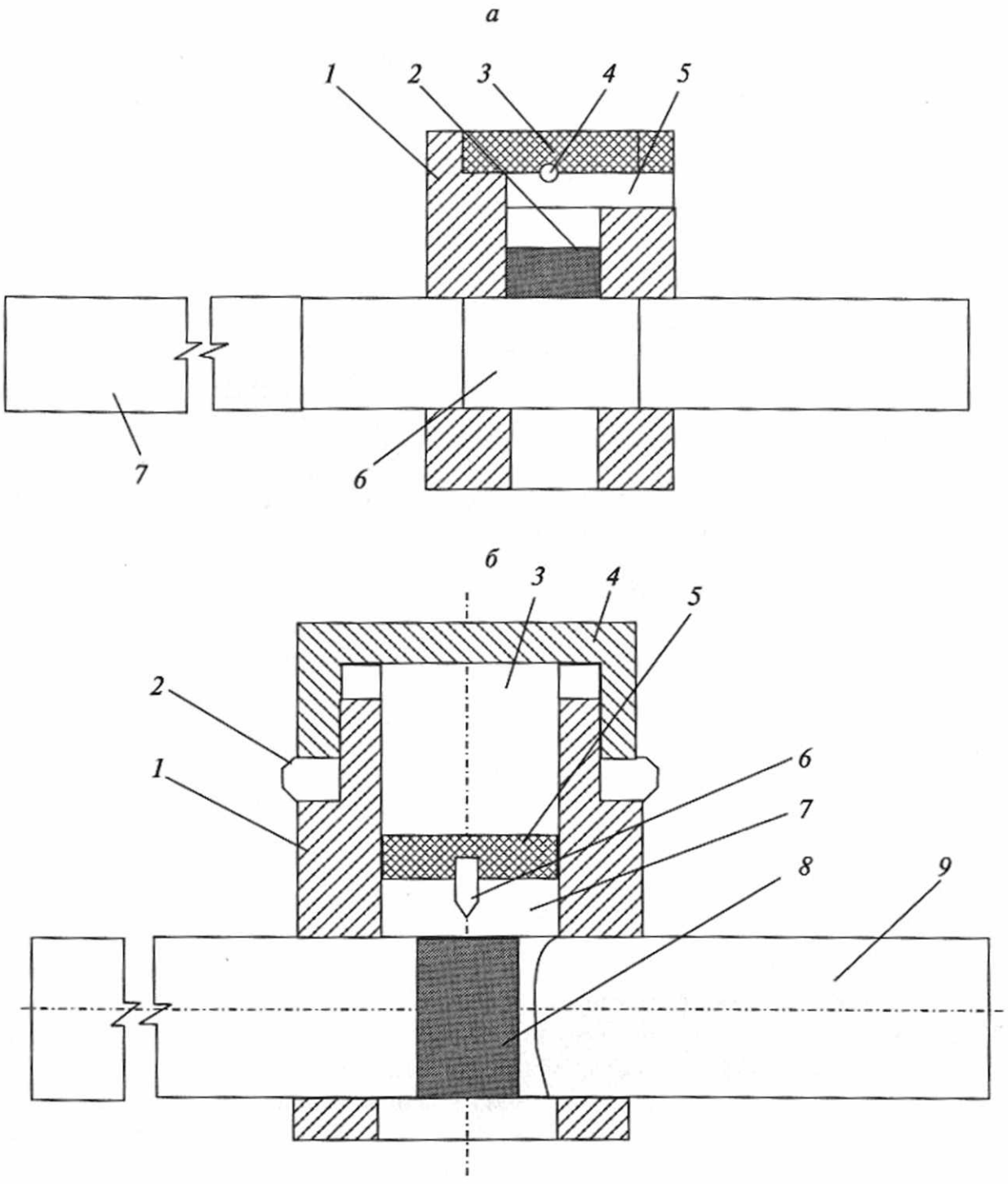


Рис. 8.10. Средства взрывания заряда.

а: 1 — корпус; *2* — инициатор; *3* — крышка; *4* — боек; *5* — прорезь; *6* — чувствительный элемент КД; *7* — ВВ капсюля-детонатора; *б*: *1* — корпус; *2* — упругий элемент; *3* — ударник; *4* — крышка; *5* — пружина; *6* — боек; *7* — пробка; *8* — инициатор; *9* — капсюль-детонатор.

8.2.1. Применение взрывателей для образования врубовой полости в проходческом забое

На рудниках Горной Шории проведена серия сравнительных экспериментов по взрыванию спирально-призматического вруба с донным зарядом выброса при сохранении постоянной геометрии вруба с применением очередности и интервалов замедления при взрывании зарядов, указанных в табл. 8.6 (рис. 8.11).

Взрывание проводилось в рудном забое аммонитом 6ЖВ, патрон-боевик изготавливался из детонита М, инициирование обратное. Шпуры бурили перфораторами ПР-27МВ, диаметр шпуров 42 мм, глубина центрального шпура 1,75 м, боковых 1,5 м. Донный заряд изготавливался из одного патрона аммонита 6ЖВ.

Для оценки сравнительной эффективности применения вруба с донным зарядом в тех же условиях выполнены контрольные взрывы применяемых на предприятиях спирально-призматического и призматического врубов без донного заряда, обуренных по той же схеме, что и вруб с донным зарядом. Глубина бурения и взрывания 1,5 м, ВВ — патронированный аммонит 6ЖВ, патрон-боевик изготавливался из детонита М, инициирование обратное.

Очередность взрывания — в порядке нумерации шпуров, интервалы замедления при электровзрывании 25 мс (т.е. 0; 25; 50; 75 мс).

Таблица 8.6

Интервалы замедления при различном взрывании зарядов, мс

Номер опыта	Шпур				Донный заряд	Номер опыта	Шпур				Донный заряд
	1	2	3	4			1	2	3	4	
1	0	25	50	75	100	1	0	25	50	75	100
2	25	0	75	75	100	2	0	0	0	25	25
3	50	0	25	75	100	3	0	0	25	50	50
4	75	0	25	50	100	4	0	0	25	50	75
5	100	0	25	50	75	5	25	0	50	75	100
6	0	0	25	50	75	6	0	0	0	0	25

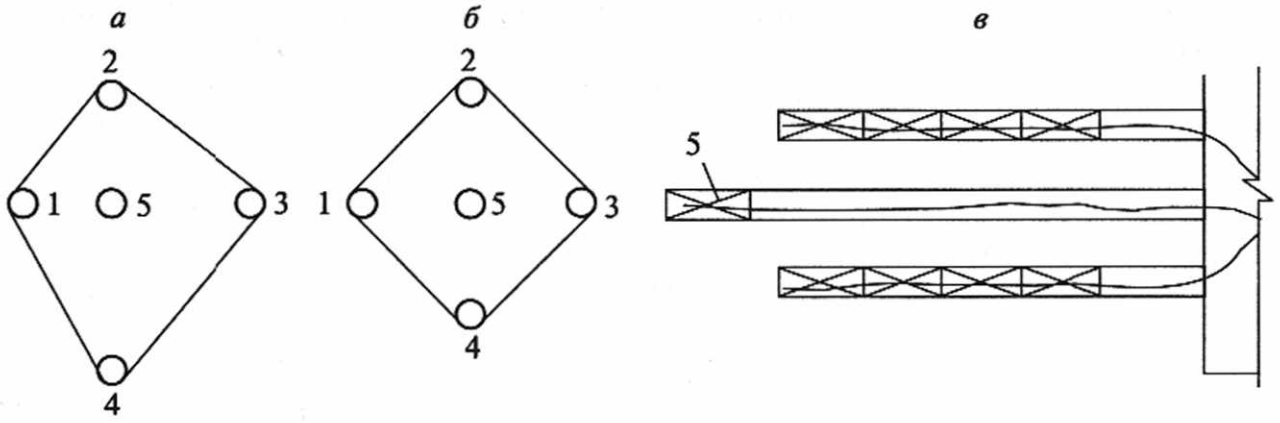


Рис. 8.11. Схемы размещения шпуров (1–5) и зарядов во врубах.

а — спирально-призматический вруб; *б* — призматический; *в* — схема размещения зарядов.

После взрывания всех зарядов вруба измерялась величина откольной воронки и степень очистки врубовой полости от разрушенной взрывом горной массы. Затем забой обуривался шпурами в соответствии с паспортом БВР, шпуры заряжали и взрывали, после чего определяли КИШ по врубу и забою в целом. Результаты экспериментов сведены в табл. 8.7.

Из табл. 8.7 видно, что величина КИШ существенно зависит от типа применяемого вруба и очередности взрывания зарядов. Так, при взрывании спирально-призматического вруба с донным зарядом средний КИШ по врубу равен 0,94, а по забою 0,895.

Высокий КИШ получен при взрывании донного заряда первым, при этом врубовая полость наиболее полно очистилась от запрессовавшейся в ней отбитой горной массы. При взрывании донного заряда последним врубовая полость очистилась на 70 %.

При взрывании призматического вруба с донным зарядом самый низкий КИШ, равный 0,7, получен при одновременном взрывании зарядов, а самый высокий (0,932) — при взрывании донного заряда вторым. Очистка врубовой полости во всех опытах неудовлетворительная. Средний КИШ по врубу, за вычетом явно бракованных экспериментов № 2 и 6, равен 0,9, а средний КИШ по забою составил 0,867.

При взрывании спирально-призматического вруба без донного заряда КИШ по врубу равен 0,89, а средний КИШ по забою — 0,793. Врубовая полость заполнялась отбитой горной массой почти на всю глубину.

Глубина образовавшейся при взрыве врубовых зарядов воронки находится в пределах 0,65–1,05 м. Она практически не зависит от типа вруба и в среднем по всем взрывам равна 0,77 м, что составляет 51 % от глубины взрывания.

Оставшаяся во врубовой полости отбитая горная масса находится в запрессованном виде. Прочность запрессовки достаточно велика, ее можно

Таблица 8.7

Результаты сравнительного испытания различных типов врубов

Тип вруба	Глубина воронки, м	Степень очистки врубовой полости, %	КИШ	
			по врубу	по забою
Спирально-призматический с донным зарядом	0,7	30	0,97	0,93
	0,65	30	0,93	0,9
	0,8	40	0,95	0,89
	1,05	50	0,92	0,85
	0,75	70	0,93	0,9
	0,85	50	0,95	0,9
Призматический с донным зарядом	0,9	30	0,92	0,88
	0,8	25	0,77	0,73
	0,65	30	0,9	0,87
	0,7	30	0,85	0,82
	0,75	35	0,93	0,9
	0,7	—	0,7	0,68
Спирально-призматический	0,7	20	0,9	0,88
	0,9	25	0.92	0,78
	0,7	20	0,85	0,8

разобрать только с помощью отбойного молотка. В наших экспериментах (глубина взрывания 1,5 м) запрессовка практически не влияла на конечный результат взрыва, она разрушалась и выбрасывалась при взрыве зарядов отбойных шпуров.

Исследования показали, что несмотря на высокие показатели взрыва, вруб с донным зарядом нельзя применять при проходке выработок из-за высокой вероятности отказа при взрывании донного заряда как электрическим, так и огневым способами: отказ донного заряда трудно обнаружить, поскольку он закрыт запрессовкой; показатели взрывания как огневым, так и электрическим способами идентичны; наилучшие результаты дает спирально-призматический вруб, самые плохие — при мгновенном взрывании всех боковых зарядов призматического вруба с помощью детонирующего шнура; положительные результаты получены при взрывании донного заряда первым.

Врубовая полость создавалась также с использованием новых взрывателей, инициируемых через массив. Вруб обуривался, заряжался и взрывался следующим образом (см. рис. 8.11): центральный шпур 1 диаметром 43 мм бурился глубже на 300–400 мм, чем остальные шпуры, глубина которых изменялась от 1,5 до 2,2 м.

Донный заряд изготавливался из одного патрона аммонита 6ЖВ, к которому прикреплялся сложенный петлей отрезок детонирующего шнура длиной 1 м взрыватель.

Для установки донного заряда в сборе с взрывателем применялась желобообразная насадка на забойник, изготовленная из отрезка полиэтиленового зарядного шланга (рис. 8.12): патрон ВВ вставляли в шпур, взрыватель с детонирующим шнуром укладывали в желоб насадки и торцом насадки патрон досылали в шпур. Боковые шпуры заряжали на полную глубину патронированным аммонитам 6ЖВ: сначала шпур 1, затем 2, 3 и 4.

При взрывании заряда шпура 1 врубовая полость очищалась от запрессовки на 40–60 %.

Характерной особенностью вруба с автоматическим взрыванием донного заряда является скол на торце бокового шпура с углом 45–60° в сторону массива, образованный взаимодействием взрывов заряда бокового шпура и донного заряда.

Другая отличительная особенность этого вруба — свободная от запрессовки полость в донной части врубовых шпуров длиной 150–300 мм от торцов боковых шпуров. Отмечено, что на результат взрыва оказывает влияние напряженно-деформированное состояние горных пород [217, 218].

В этих же условиях проводилось взрывание спирально-призматических врубов с огневым и электрическим инициированием зарядов. Схемы расположения зарядов оставались без изменения.

Установлено, что врубовая полость образуется на всю глубину взрывания. Очистка врубовой полости во всех случаях взрывания до глубины 2,2 м на-

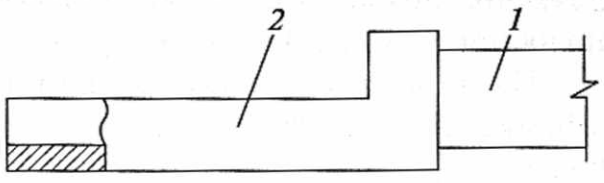


Рис. 8.12. Насадка для установки взрывателей.
1 — забойник; *2* — насадка.

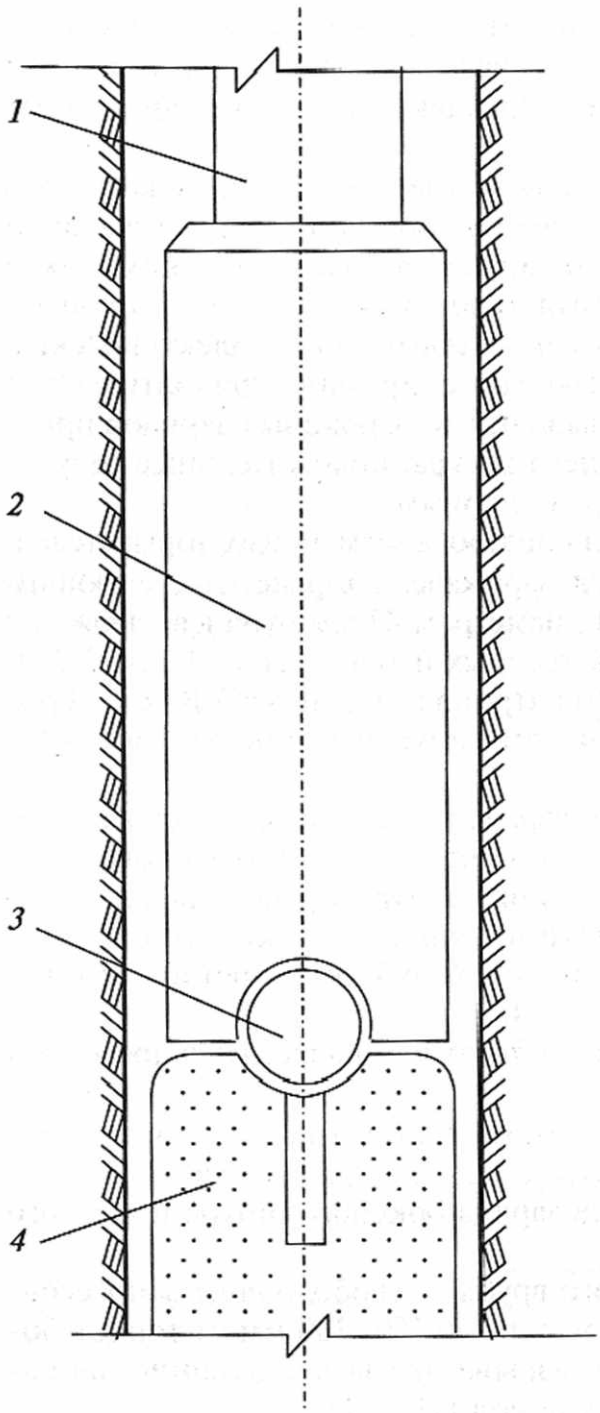


Рис. 8.13. Насадка для ориентированной установки взрывателя в шпур.

1 — забойник; *2* — насадка; *3* — взрыватель; *4* — заряд ВВ.

столько хорошая, что при продувке полости сжатым воздухом практически не обнаружено пыли.

Проведены исследования при взрывании прямых врубов без перебура центрального шпура. Взрыватель требовал ориентированной установки в шпуре: крышка или дно взрывателя направлены на тот шпур, заряд которого взрывается первым (при огневом взрывании зарядов), или на любой шпур (при электрическом взрывании).

Для правильной установки донного заряда с взрывателем в шпур на торце забойника делалась выемка, равная диаметру корпуса взрывателя (рис. 8.13), в которую вставляли взрыватель, после чего донный заряд досылали в шпур.

Схема расположения шпуров и зарядов в них показана на рис. 8.14 [219].

Выявлено, что длина запрессовки после взрыва заряда первого шпура несколько большая, чем при взрывании донного заряда в перебуре, но прорабатывание торцевой части боковых врубовых шпуров при взрывании последующих зарядов и очистка врубовой полости от запрессовки значительно лучше.

Это позволяет предположить, что достаточно большая часть запрессовки выносится из врубовой полости продуктами детонации, которые, вылетая из врубовой полости с большой скоростью, устраняют внешний слой запрессовки.

Для уточнения области применения взрывателей при проходке выработок проводилось опытное взрывание других врубов с корректировкой схем расположения зарядов, учитывающей изменение механизмов образования врубовых полостей с автоматическим взрыванием зарядов.

На многих предприятиях при проходке горных выработок не применяется забойка шпуров, однако взрыватели позволяют создавать забойку боковых врубовых шпуров непосредственно в процессе взрывания.

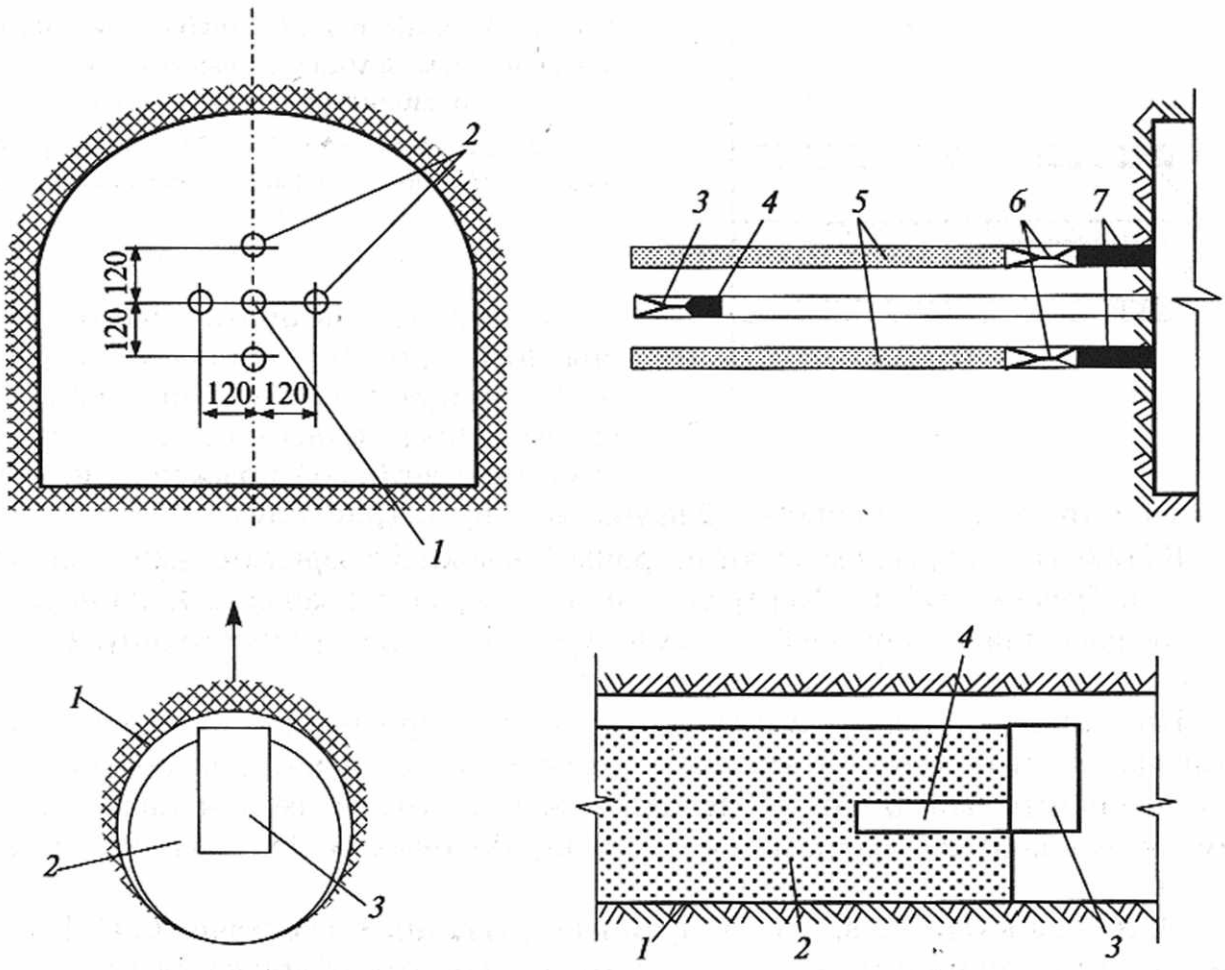


Рис. 8.14. Схема вруба без перебура центрального шпура.

1 — центральный шпур; *2* — боковые шпуры; *3* — донный заряд; *4* — взрыватель; *5* — заряды боковых шпуров; *6* — боевики боковых шпуров; *7* — забойка.

Это выполняется следующим образом. Бурят боковые *1* и центральный *4* врубовые шпуры (рис. 8.15). Боковые шпуры заряжают обычным образом, а в центральный шпур помещают донный заряд *2* и запрессовочный заряд *3*, в обоих зарядах установлены взрыватели.

Врубовая полость с применением такого вруба образуется при взрыве заряда бокового шпура от волны напряжений при срабатывании взрывателей зарядов *2* и *3*. Заряд *2* выталкивает отбитую горную массу из врубовой полости, а заряд *3* смещает целики между центральным и боковыми шпурами в сторону боковых шпуров, запрессовывая их устья.

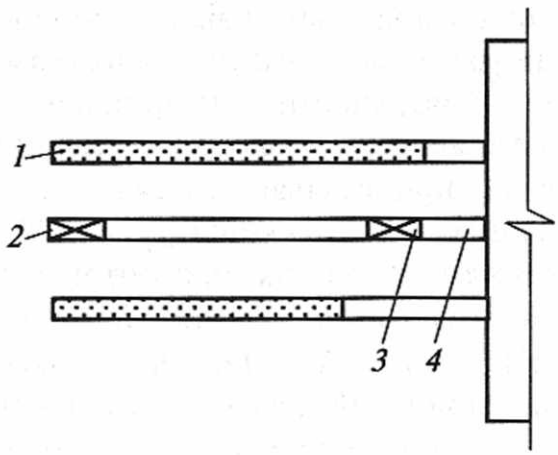


Рис. 8.15. Конструкция вруба с забойкой устьев шпуров посредством взрыва.

1 — заряд первого врубового шпура; *2* — донный заряд; *3* — запрессовочный заряд; *4* — центральный шпур.

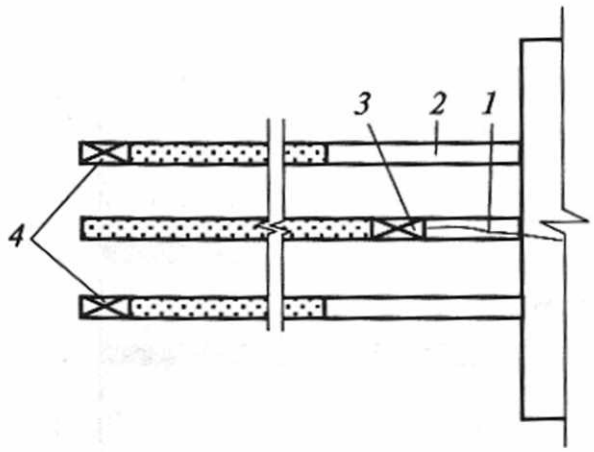


Рис. 8.16. Конструкция вруба с взрывным образованием врубовой скважины и взрывной забойкой устьев шпуров.

1 — центральный шпур; *2* — боковой шпур; *3* — заряд центрального шпура; *4* — боевики с взрывателями.

Взрыватели автоматического действия позволяют образовывать центральную врубовую скважину взрывным способом непосредственно в процессе образования врубовой полости. Для этого бурят центральный *1* и боковые *2* врубовые шпуры (рис. 8.16).

В боковые шпуры помещают патроны-боевики *3* с взрывателями и заряжают на требуемую глубину. Центральный шпур заряжают зарядом *4*, длина которого больше длины зарядов боковых шпуров. Заряд центрального шпура взрывают первым, с прямым инициированием.

При взрыве заряда центрального шпура горный массив вокруг него разрушается и образуется взрывная полость, диаметр которой больше, чем диаметр центрального шпура. Целики между центральным и боковыми шпурами разрушаются и сдвигаются в сторону боковых шпуров, запрессовывая их устья.

При этом КИШ по врубу до глубины взрывания 3 м составил 0,98. К преимуществам такого вруба следует отнести простоту обуривания вруба, так как отклонения шпуров не так сильно сказываются на конечном результате взрыва.

8.2.2. Проведение горных выработок с применением глубоких скважин и взрывателей

Для выбора схемы расположения зарядов врубового комплекта принят показатель взрываемости пород

$$A = A' K_{\text{пор}} K_f K_{\text{ВВ}}. \qquad (8.1)$$

Он численно равен выраженной в миллиметрах оптимальной ЛНС (по центрам шпуров) при взрывании заряда аммонита 6ЖВ диаметром 42 мм вблизи свободной поверхности. Мы приняли за стандарт $A' = 140$ мм; $K_{\text{пор}}$ — коэффициент, зависящий от вязкости взрываемой породы. Например, для шахты "Шерегешская" при взрывании в скарнах $K_{\text{пор}} = 1$, для руды $K_{\text{пор}} = 1{,}19$, для мраморизованных известняков $K_{\text{пор}} = 0{,}77$, для большинства полиметаллических руд, а также для нижних горизонтов с высоким горным давлением предприятий других отраслей $K_{\text{пор}} = 1{,}25$; K_f — коэффициент, зависящий от крепости взрываемой породы, $K_f = 14/f$; $K_{\text{ВВ}}$ — коэффициент, характеризующий мощность применяемого ВВ: для аммонита 6ЖВ, граммонита 79/21 и гранулита АС-8 $K_{\text{ВВ}} = 1$, для детонита М $K_{\text{ВВ}} = 1{,}07$, для аммонита скального № 1 $K_{\text{ВВ}} = 1{,}13$.

Для спирально-призматического вруба расстояние между центрами центрального шпура (скважины) и i-го врубового заряда

$$A_i = K_i\left(K_d A' + 1{,}25K_D\right), \tag{8.2}$$

где K_i — коэффициент, учитывающий очередность взрывания врубовых зарядов:

при $i = 1$ $K_i = 1$; при $i = 2$ $K_i = 1{,}15$; при $i = 3$ $K_i = 1{,}33$; при $i = 4$ $K_i = 1{,}45$; (8.3)

K_d — коэффициент, зависящий от диаметра заряжаемого шпура (скважины):

$$K_d = 0{,}034_d - 0{,}35; \tag{8.4}$$

K_D — коэффициент, зависящий от диаметра незаряжаемого шпура (скважины):

$$K_D = K_в(D - d), \tag{8.5}$$

где $K_в$ — коэффициент, зависящий от типа вруба: для обычного вруба $K_в = 1$, для вруба с автоматическим взрыванием донного заряда $K_в = 1{,}05–1{,}08$, для вруба с взрывным образованием центральной скважины $K_в = 1{,}1–1{,}2$.

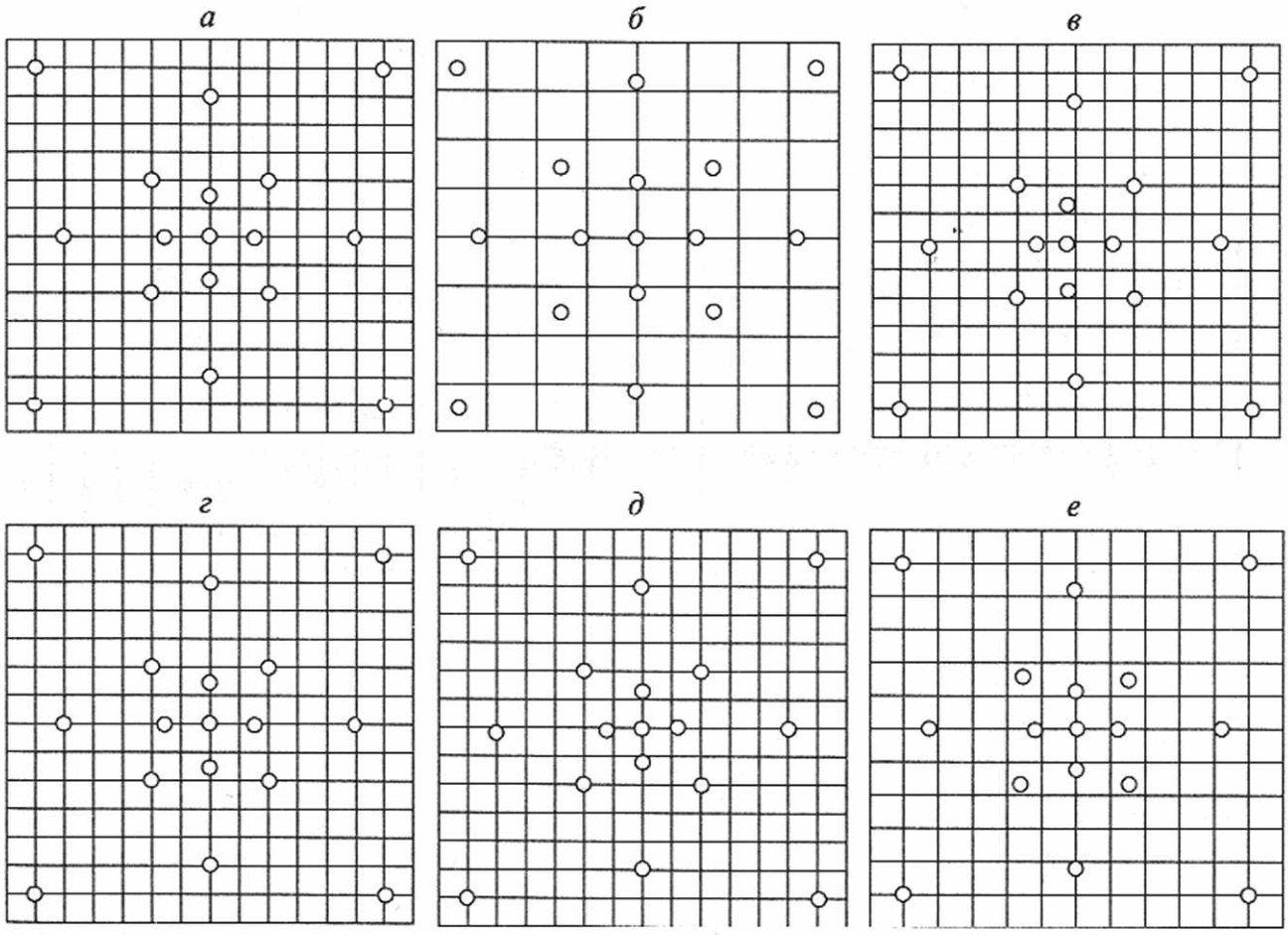


Рис. 8.17. Врубовый комплект.

а — с взрывателями в боковых шпурах; *б* — для проходки выработок в породах с $f = 14–15$; *в* — со спиральным врубом и донным зарядом в породах с $f = 14–15$; *г* — для взрывания в породах с $f = 8–10$; *д* — для взрывания в породах с $f = 12–14$; *е* — для взрывания в породах с $f = 12–14$ без донного заряда.

ЛНС для зарядов отбойных шпуров составит 5,0–6,5 м, коэффициент сближения зарядов 1,0–1,1.

Максимальная ЛНС для зарядов оконтуривающих шпуров равна ЛНС зарядов отбойных шпуров, коэффициент сближения зарядов 0,9–1,0 (при контурном взрывании эти значения могут быть другими).

Примеры рассчитанных по данной методике врубовых комплектов для мелкошпуровой проходки выработок показаны на рис. 8.17.

Следует отметить, что приведенные врубовые комплекты предназначены для применения в породах 3–6 класса по единой шкале взрываемости горных пород.

При проектировании паспортов БВР для проходки выработок в каких-либо других условиях их можно рассматривать как прототип для разработки конкретных врубовых комплектов [147].

Примеры практической реализации проходки выработок с применением взрывателей, инициируемых через массив, приведены на рис. 8.18.

Бурение шпуров осуществлялось диаметром 43 мм. Глубина центрального шпура 1,75 м, остальных шпуров 1,5 м. Шпуры заряжали аммонитом 6ЖВ, па-

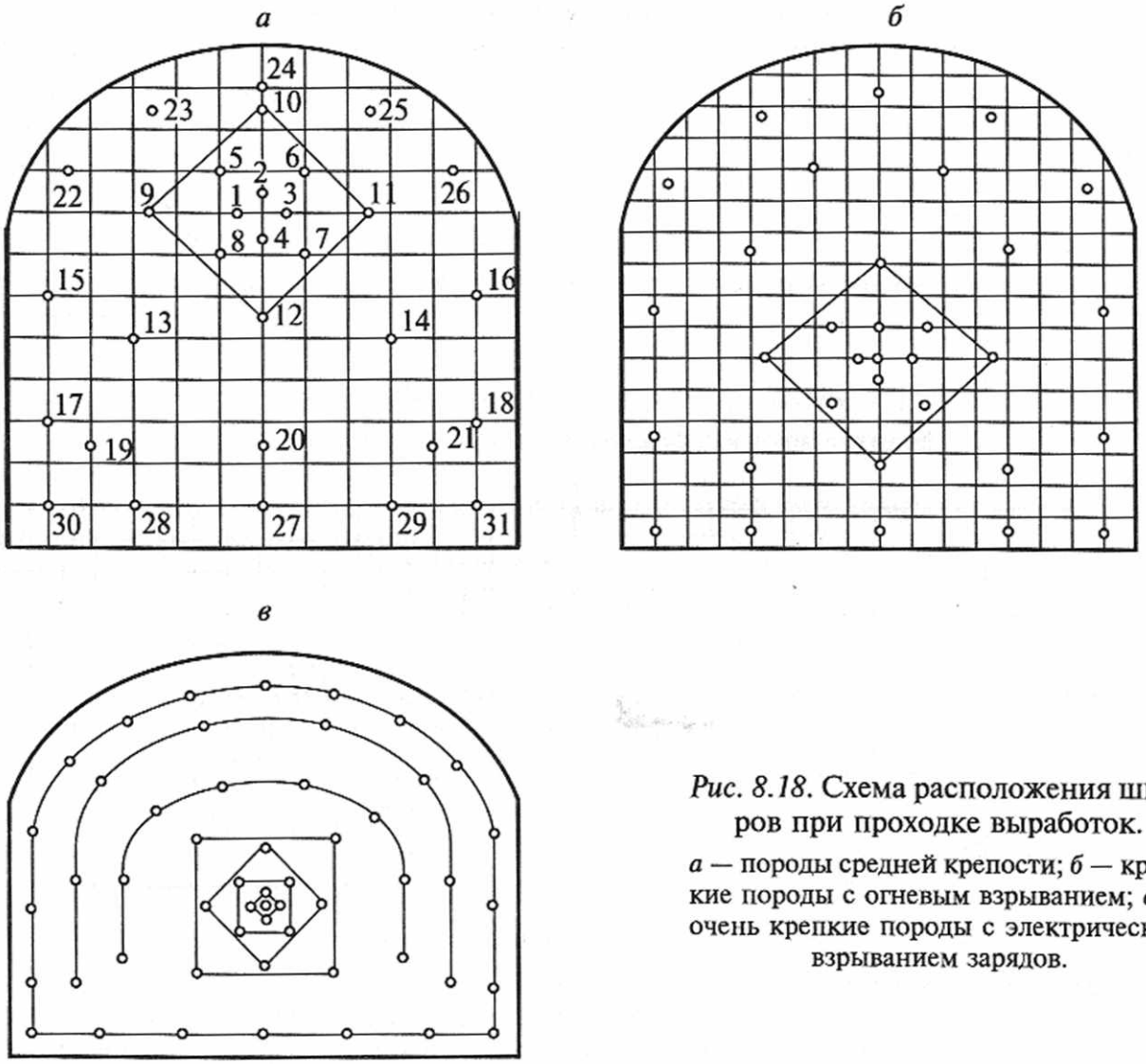


Рис. 8.18. Схема расположения шпуров при проходке выработок.

а — породы средней крепости; *б* — крепкие породы с огневым взрыванием; *в* — очень крепкие породы с электрическим взрыванием зарядов.

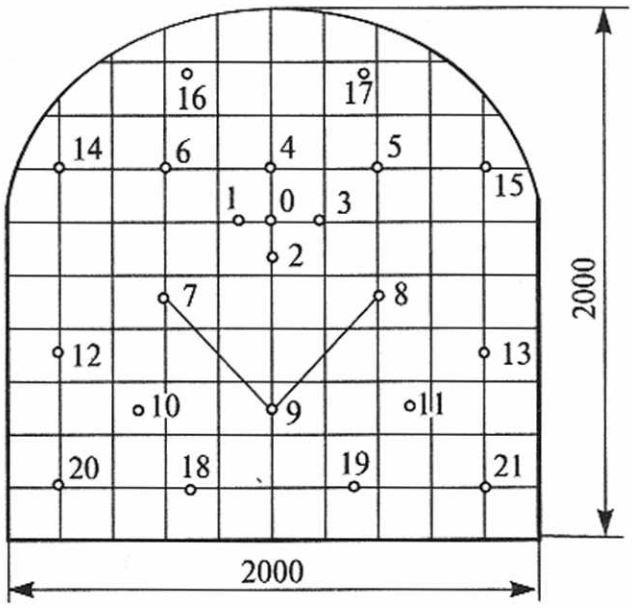


Рис. 8.19. Схема расположения шпуров при проходке выработок в породах с крепостью по М.М. Протодьяконову 14–16.

трон-боевик изготавливали из детонита М. Донный заряд выполняли из одного патрона аммонита 6ЖВ и помещали в центральном шпуре (рис. 8.19).

Установлено, что применение взрывателей повысило КИШ по врубу с 0,87 до 1,0 и до 0,95–0,97 по забою в целом. При проведении траншейной выработки сечением 8,4 м^2 применение взрывателей позволило повысить КИШ по забою до 0,95–0,97.

Серия опытов по определению оптимальных параметров буровзрывных работ с увеличенной глубиной взрывания проводилась при проходке буровых выработок блока № 191 гор. +465 м, траншейного орта блока № 30 гор. +465 м, откаточных выработок на гор. +395 м Шерегешевского месторождения.

Центральную скважину диаметром 155 мм бурили глубже на 0,5–1,0 м, чем остальные скважины диаметром 60–110 мм, донный заряд из аммонита 6ЖВ размещался в перебуре.

Характерные схемы расположения скважин и образовавшиеся при их взрыве полости представлены на рис. 8.20. Результаты опытных взрывов сведены в табл. 8.8.

Результаты проведенных экспериментов подтвердили высокую эффективность применения взрывателей при проходке выработок с увеличенной глубиной взрывания.

Установлено, что основным препятствием для получения уходов более 5 м является отклонение скважин от проектных размеров по всей глубине отбойки.

Таблица 8.8

Результаты опытных взрывов врубов увеличенной глубины

Боковые скважины		Масса донного заряда, кг	Общая масса зарядов, кг	Размер врубовой полости, м	Уход на полное сечение, ч	КИШ на полное сечение	Удельный расход ВВ, кг/м^3
Количество	Диаметр, мм						
4	110	3,25	133,2	1,1×1,2	3,0	1,0	33,6
4	110	6,5	171,2	1,1×1,2	4,6	0,93	25,9
6	70	6,5	111,5	1,4×1,1	4,9	0,94	14,5
7	60	4,2	56,7	1,7×1,5	3,0	1,0	7,4
7	60	6,5	94,0	1,7×1,5	5,5	1,0	7,37
6	80	6,5	182,0	1,6×1,5	5,0	1,0	14,23
6	70	13,0	181,0	1,4×1,0	4,8	0,6	16,2

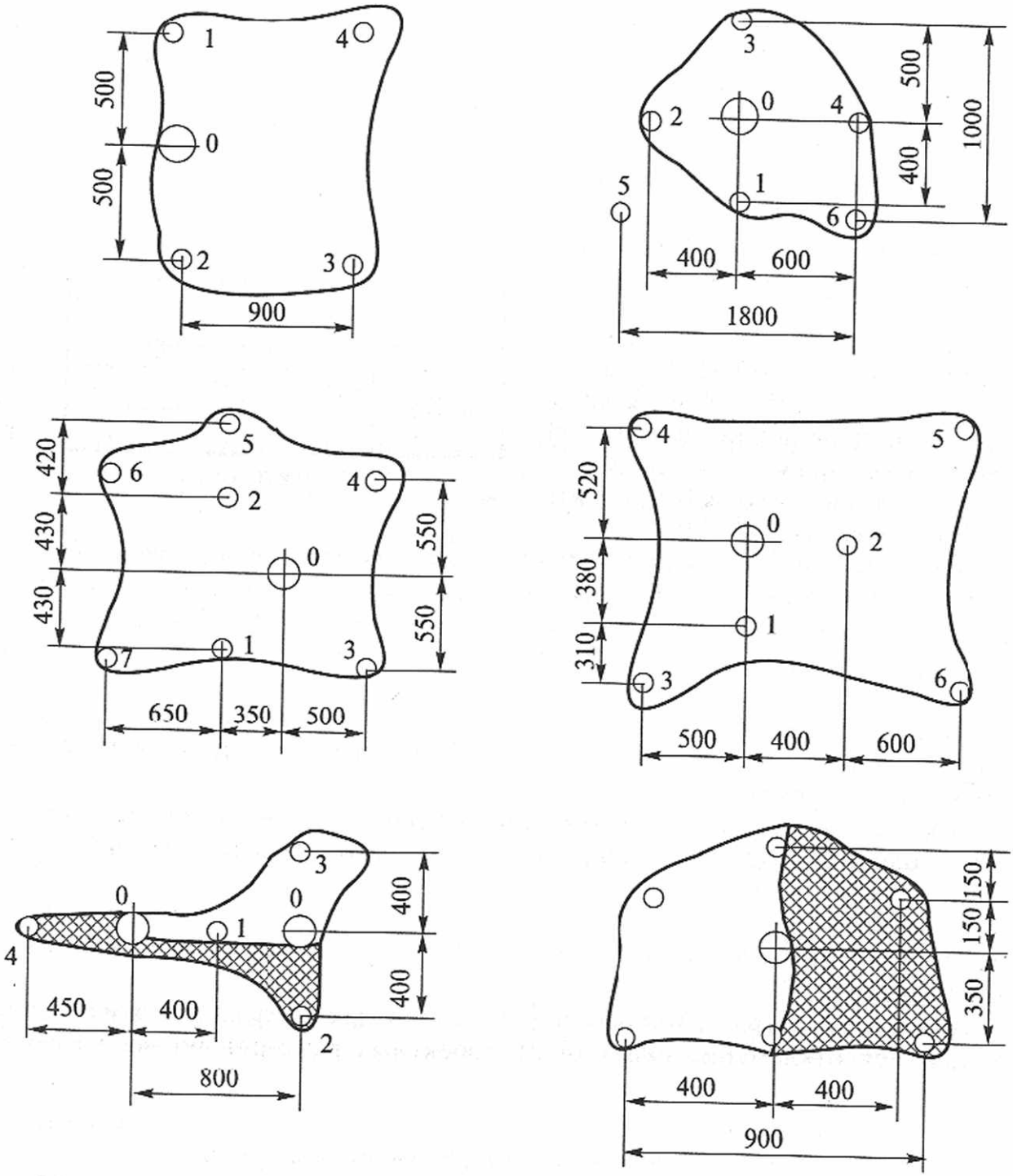


Рис. 8.20. Результаты промышленных экспериментов при проходке выработок взрыванием глубоких скважин на полную глубину.

8.3. Технология проведения и крепления подготовительных и нарезных выработок

8.3.1. Проведение откаточных выработок

Для повышения эффективности проходки откаточных выработок целесообразно применять схемы расположения шпуров с компенсационными скважинами во врубе на базе разработанных схем (рис. 8.21).

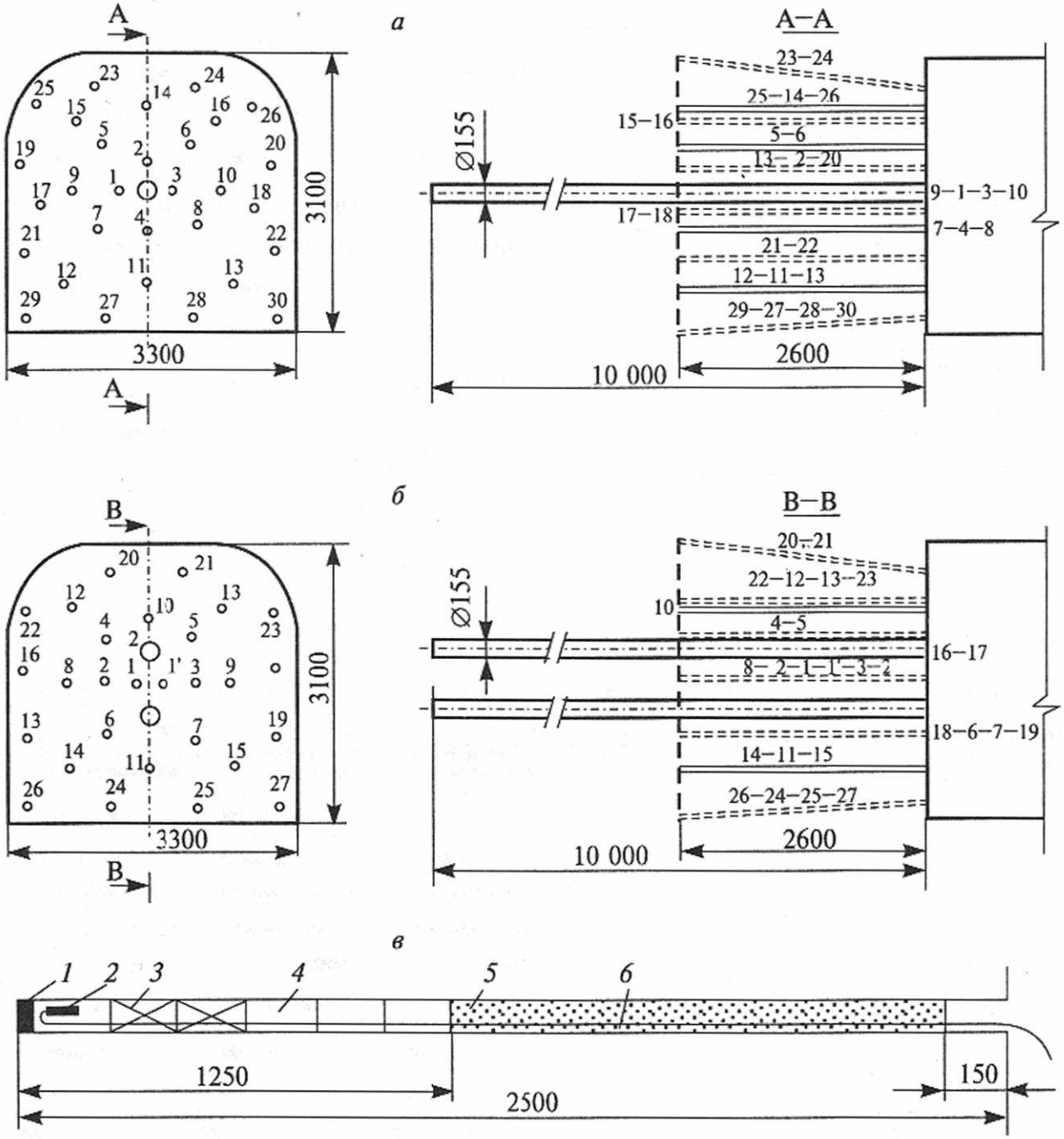


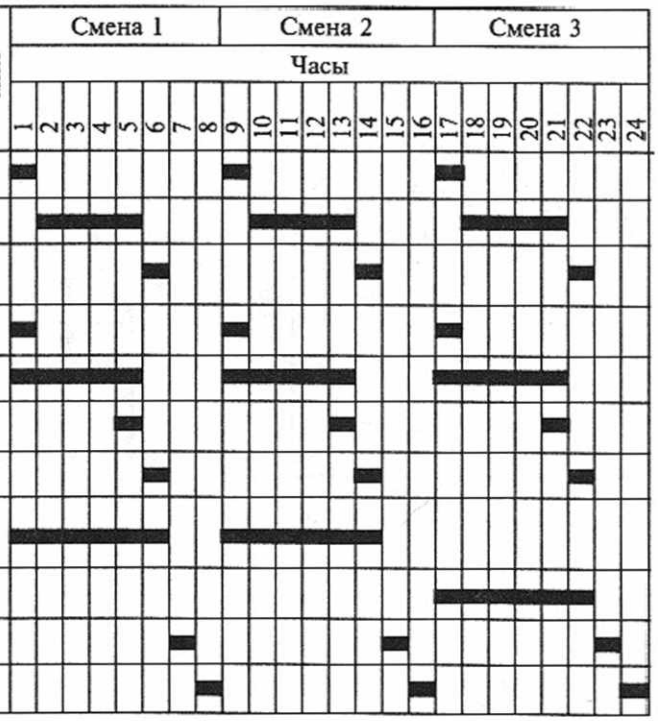
Рис. 8.21. Схемы расположения шпуров и скважин при проходке откаточных выработок.

а — с одной компенсационной скважиной во врубе; *б* — с двумя компенсационными скважинами во врубе; *в* — конструкция заряда шпура: *1* — бумажный пыж; *2* — боевик; *3* — аммонит скальный; *4* — детонит М; *5* — граммонит 79/21; *6* — ОШ.

Промышленные эксперименты по разработке рациональной технологии проходки откаточных выработок проводились при проходке ряда ортов сечением 9,2 м^2 по магнетитовой руде с коэффициентом крепости 14–16, пироксено-гранатовым скарнам, сиенитам и порфиритам крепостью 16–18, а также ор-

а

Наименование операции	Ед. изм.	Объем работ	Состав звена	Продолжительность операций, мин
Подготовка к отгрузке	–	–	2	50
Отгрузка горной массы	м^3	24	2	240
Переезд погрузочной машины	–	–	2	60
Подготовка каретки БУР-2	–	–	1	40
Бурение шпуров БУР-2	м	78	1	240
Очистка шпуров	шт.	30	1	20
Перегон БУР-2	–	–	1	60
Бурение компенсационных скважин	м	8	1	360
Настилка временных путей	м	8	3	360
Заряжание и взрывание	кг	94	4	60
Проветривание выработки	мин	–	–	30



б

Наименование операции	Ед. изм.	Объем работ	Состав звена	Продолжительность операций, мин
Подготовка забоев к работе	шт.	4	5	30
Отгрузка горной массы из забоя 1	м^3	27	2	150
Настилка путей в забоях 1,2 (3,4)	–	–	2	40
Отгрузка горной массы из забоя 2	м^3	27	2	150
Бурение шпуров в забое 3(1)	м	75	1	290
Бурение шпуров в забое 4(2)	м	75	1	290
Наращивание вентруб	–	–	1	70
Доставка ВМ в забой 3,4 (1,2)	кг	196	1	90
Бурение компенсационных скважин	м	5	1	170
Очистка шпуров и скважин	м	64	2	20
Заряжание и взрывание в забоях 3,4	шт.	60	5	60
Проветривание выработки	мин	–	–	30

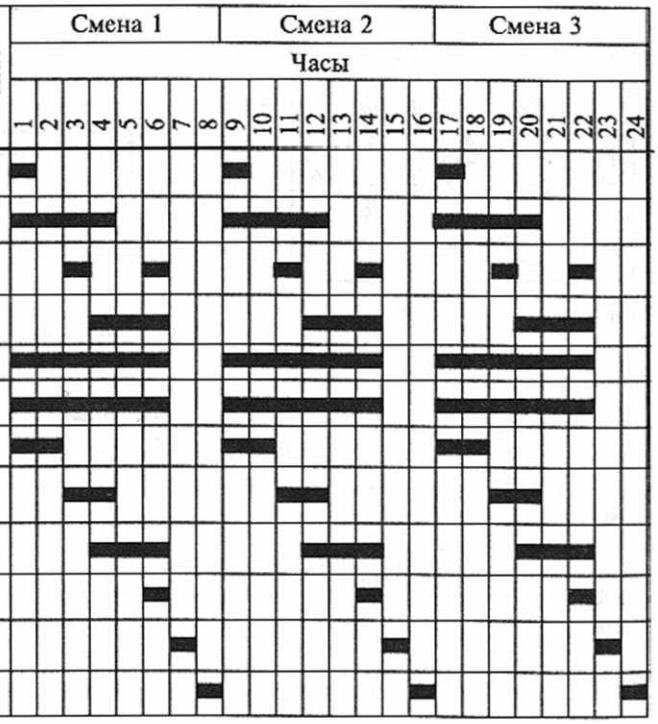


Рис. 8.22. График организации работ при проведении откаточных выработок.

а — с использованием одной компенсационной скважины; *б* — двух компенсационных скважин.

тов сечением 9,2 м^2 частично по известнякам с коэффициентом крепости 10–12, магнетитовой руде крепостью 14–15 и скарнированным роговикам крепостью 16–18 [220].

На рис. 8.22 представлены графики организации работ при проведении ортов с одной и двумя компенсационными скважинами.

Заряжание шпуров проводили в течение 30 мин. В качестве ВВ применяли аммонит скальный № 1, аммонит 6ЖВ, детонит М, граммонит 79/21 или гранулит АС-8. Конструкция заряда сплошная, колонковая, способ взрывания — огневой с применением зажигательных патронов и обратного инициирования (см. рис. 8.21, *в*) [221]. Отгрузка горной массы осуществлялась погрузочной машиной ППН-3 в вагонетки ВБ-2,5 и ВБ-4.

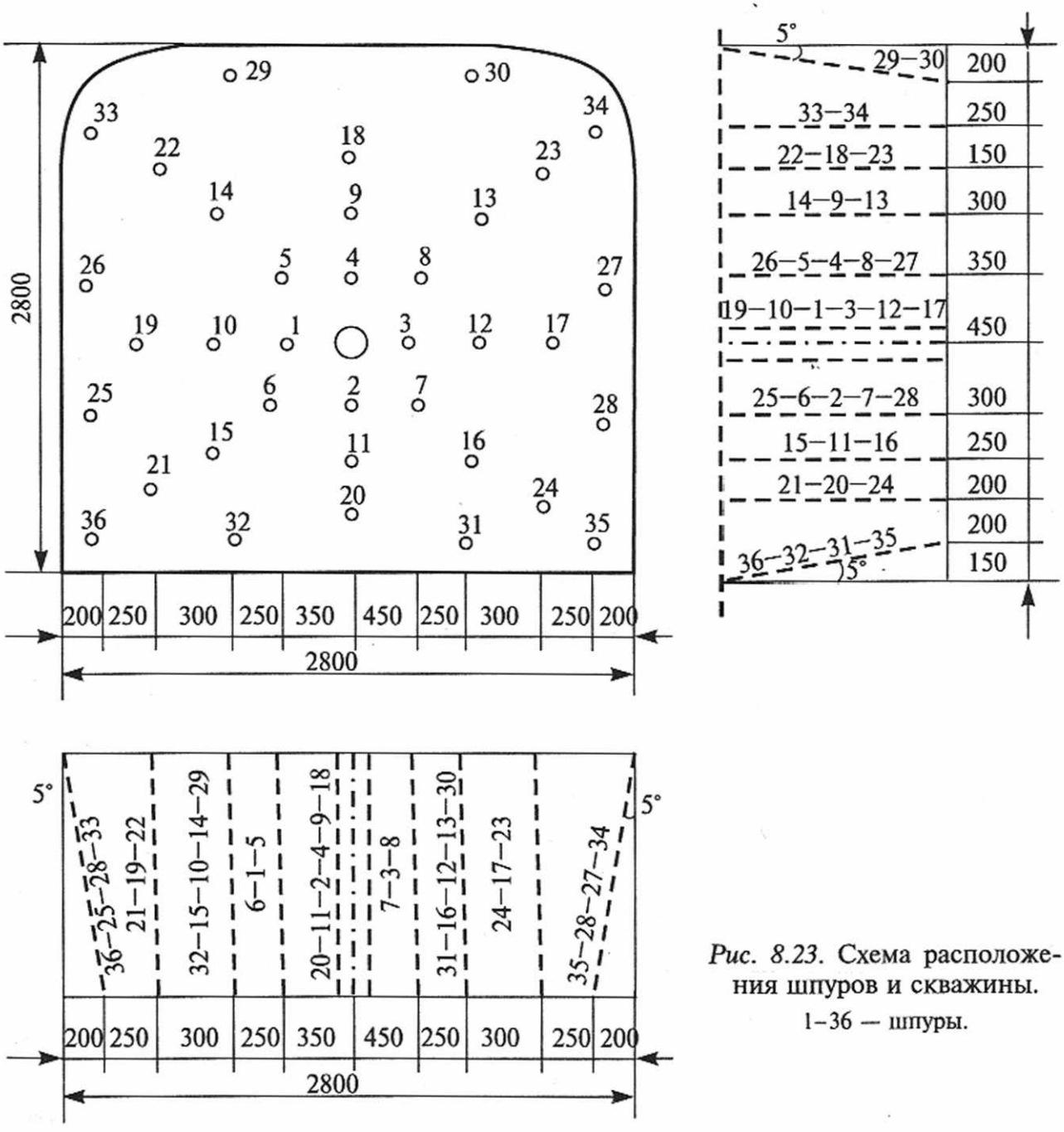


Рис. 8.23. Схема расположения шпуров и скважины.
1–36 — шпуры.

Результаты экспериментов приведены в табл. 8.9. Анализ данных табл. 8.9 показывает, что технология проходки откаточных выработок с применением глубоких компенсационных скважин позволяет увеличить производительность труда проходчика на 45,8–68,3 % по сравнению с обычной технологией.

Повышение скорости проходки выработок в 1,2–1,5 раза достигнуто за счет применения СИНВ-Ш (рис. 8.23). КИШ составил 0,95, объем отбитой горной массы 1,43 при ширине и высоте орта 2,8 м (табл. 8.10).

Таким образом, разработанная технология проведения горизонтальных откаточных выработок с применением компенсационных скважин и СИНВ-Ш позволяет увеличить КИШ с 0,83 до 0,95 и более, уменьшить количество шпуров и расход взрывчатых материалов.

Таблица 8.9

Сравнительные показатели проведения откаточных выработок с применением глубоких скважин

Показатель	Обычная технология	С применением глубоких скважин	
Сечение выработок, м^2	9,2–10,6	9,2–10,6	9,2–10,6
Крепость пород *f*	14–16	14–16	14–16
Количество шпуров на цикл, шт.	36	32	28
Количество скважин на цикл, шт.:			
диаметром 70 мм	1	—	—
» 155 мм	—	1	2
Средняя глубина, м:			
бурения	1,6	2,6	2,6
отбойки	1,32	2,4–2,5	2,58
КИШ	0,83–0,85	0,95–0,98	0,98–1,0
Средняя скорость проходки, м/мес	80–90	210	260
Производительность труда проходчика:			
м/смену	0,448	0,653	0,754
м^3/смену	4,12	6,0	7,5

Таблица 8.10

Паспорт буровзрывных работ

Крепость пород	Количество шпуров, шт.				Глубина шпуров, м			Всего шпуров, м	Диаметр шпуров, мм
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие	всего	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		
14–16	4	20	12	36	1,5	1,5	1,5	54	40–43

Тип ВВ	Масса заряда на шпур, кг			Количество заряженных шпуров, шт.	Расход ВМ за цикл					
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		ВВ, кг	КД, шт.	ОЩ, м	ДШ, м	ЭЗОШ, шт.	СИНВ, шт.
Аммонит 6ЖВ	1,5	1,5	1,5	36	54	2	6,6	10	2	36

КИШ	Уход забоя за цикл, м	Отбито горной массы, м^3	Удельный расход, шп./м^3	Расход ВМ на 1 м^3					
				ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м	ЭЗОШ, шт.	СИНВ, шт.
0,95	1,43	10,44	5,17	5,17	0,19	0,63	0,95	0,19	3,44

8.3.2. Проведение камер под вибрационно-доставочные установки ВДПУ-4ТМ

Характерной особенностью технологии проходки камер под монтаж вибрационных доставочно-погрузочных установок ВДПУ-4ТМ является то, что они располагаются под углом наклона к горизонту 18–20° на высоте 2,2 м от головки рельс капитальных откаточных путей, проложенных в орте после окончания его проходки (рис. 8.24). Основные размеры выработки определены исходя из конструктивных особенностей ВДПУ-4ТМ и необходимости обеспечения безопасных условий труда и равномерной загрузки вагонов.

Существующая технология проходки данных выработок с мелкошпуровым способом отбойки шпурами диаметром 43 мм и глубиной 1,6–1,8 м удовлетво-

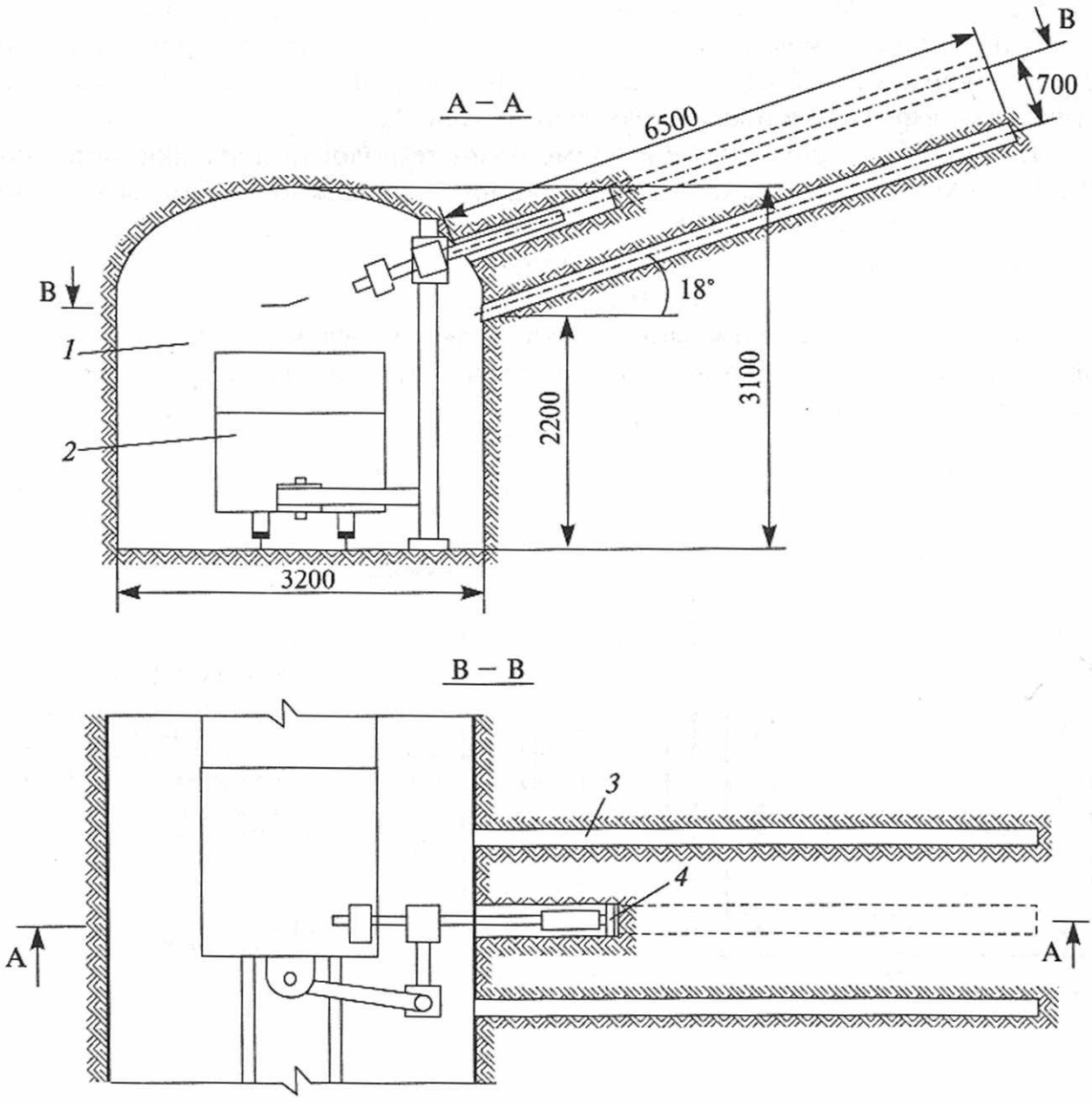


Рис. 8.24. Технология проходки камер под ВДПУ-4ТМ.

1 — орт; *2* — буровой агрегат; *3* — взрывная скважина; *4* — компенсационная скважина.

ряет указанным условиям, но является трудоемкой в связи с большим объемом буровых работ, низким КИШ и ограниченной возможностью механизации труда проходчиков.

С целью повышения производительности труда проходчиков и получения ровной плоской под одним заданным углом наклона к горизонту поверхности массива, пригодной в качестве фундамента для монтажа вибропитателя, разработана технология проходки камер под ВДПУ-4ТМ с использованием глубоких взрывных и компенсационной скважин.

В соответствии с паспортом буровзрывных работ бурили шпуры диаметром 43 мм на глубину 1,8 м, затем заряжали и взрывали шпуры и скважины в четырех забоях одновременно. Шпуры заряжали патронированным аммонитом 6ЖВ, детонитом М и скальным аммонитом № 1, скважины — патронами аммонита 6ЖВ диаметром 90 мм на глубину 2 м. Взрывание зарядов проводили в порядке нумерации с обратным инициированием, при этом скважины по почве выработки взрывали в последнюю очередь (рис. 8.25).

Из табл. 8.11 видно, что при применении технологии проходки камер под ВДПУ-4ТМ с использованием компенсационной скважины диаметром 155 мм и взрывных скважин диаметром 105 мм производительность труда проходчика с учетом трудозатрат на бурение скважин возросла на 84 % по отношению к достигнутой при проходке обычным способом.

Коэффициент использования шпуров увеличился на 15–17 %. Скорость проходки камер под вибрационные доставочно-погрузочные установки возросла более чем в 2 раза.

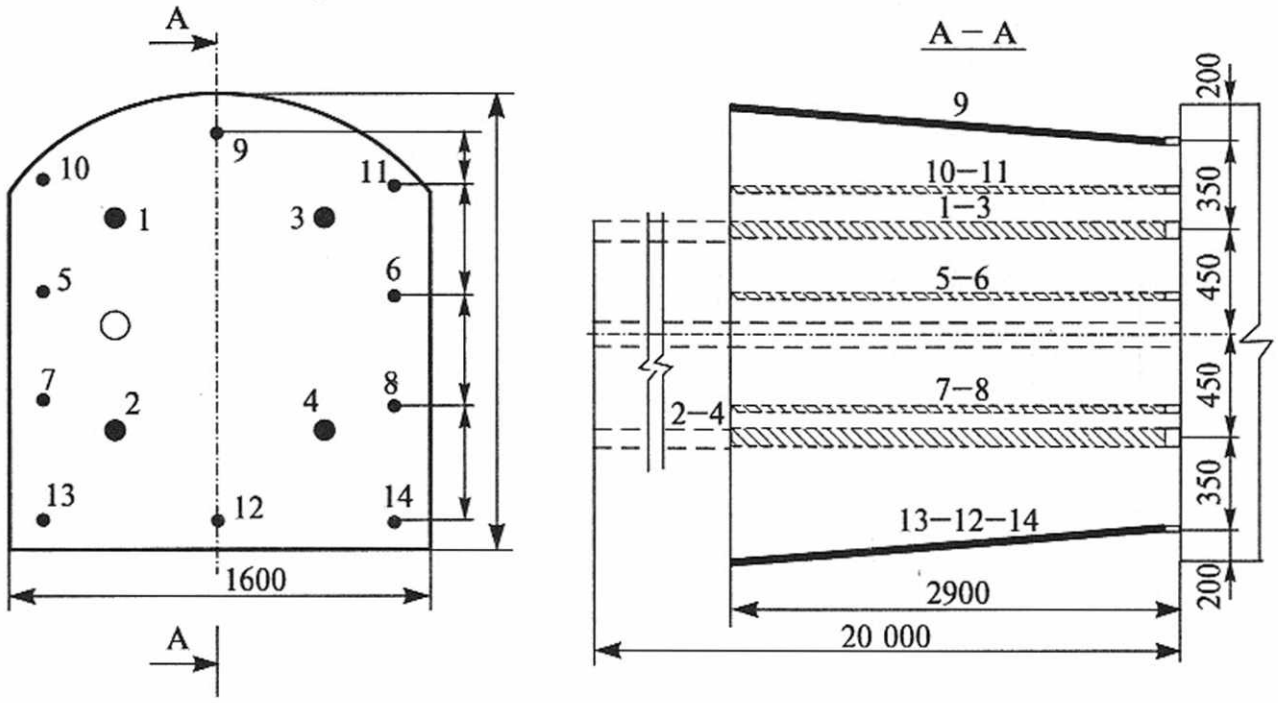


Рис. 8.25. Схема расположения шпуров и скважин для проходки камер под ВДПУ-4ТМ.
1–4 — скважины; 5–14 — шпуры.

Таблица 8.11

Технико-экономические показатели проведения камер под ВДПУ-4ТМ с применением глубоких скважин

Показатель	Обычная технология	С применением глубоких скважин
Сечение выработки, м^2	2,8	2,8
Коэффициент крепости пород *f*	14–16	14–16
Количество шпуров на цикл, шт.	22	8
Количество скважин на цикл, шт.:		
диаметром 70 мм	1	—
» 105 мм	—	5
» 155 мм	—	1
Глубина бурения, м:		
шпуров	1,8	1,8
скважин	1,8	6,5
Средняя глубина отбойки, м	1,36	1,36
КИШ	0,83	0,98–1,0
Состав бригады, чел.	6	9
Удельный расход ВВ, кг/м	25,5	38,8
Средняя скорость проходки, м/мес	90–120	273
Производительность труда проходчика:		
м/смену	0,75	1,38
м^3/смену	2,1	3,97

8.3.3. Проведение выработок для создания подсечного пространства в блоке

Выработки горизонта подсечки (траншейные орты, разрезные панели) в общем объеме подготовительно-нарезных выработок занимают более 15 % и имеют протяженность более 20 м. Продолжительность их эксплуатации определяется временем, необходимым на проходку, обуривание подсечки и взрывные работы по ее образованию, и составляет в зависимости от запасов блока 0,5–1,0 года.

Площадь поперечного сечения выработок горизонта подсечки рассчитывается исходя из необходимости обеспечения безопасных условий труда при бурении вееров глубоких скважин станками НКР-100М и применения самоходных буровых кареток и погрузочных машин для механизации труда при проходке данных выработок.

Траншейные орты для образования высокой подсечки очистных блоков проходили мелкошпуровым способом. В забое бурили 32 шпура диаметром 43 мм и скважину диаметром 70 мм на глубину 1,8 м. В результате взрыва получали КИШ 0,83–0,85 и среднее подвигание 1,5 м. Производительность труда проходчика не превышала 2,5 м^3/смену, скорость проходки была одной из самых низких среди нарезных работ при подготовке блоков.

Проведены экспериментальные исследования по разработке рациональной технологии проходки выработок единого горизонта подсечного пространства, обеспечивающего увеличение производительности труда проходчиков и сокращение сроков подготовки очистных блоков. Выработки горизонта подсечки сконцентрировали в единую сеть, позволяющую эффективно использовать современные высокопроизводительные самоходные горные машины и выполнять нарезку по всему фронту работ.

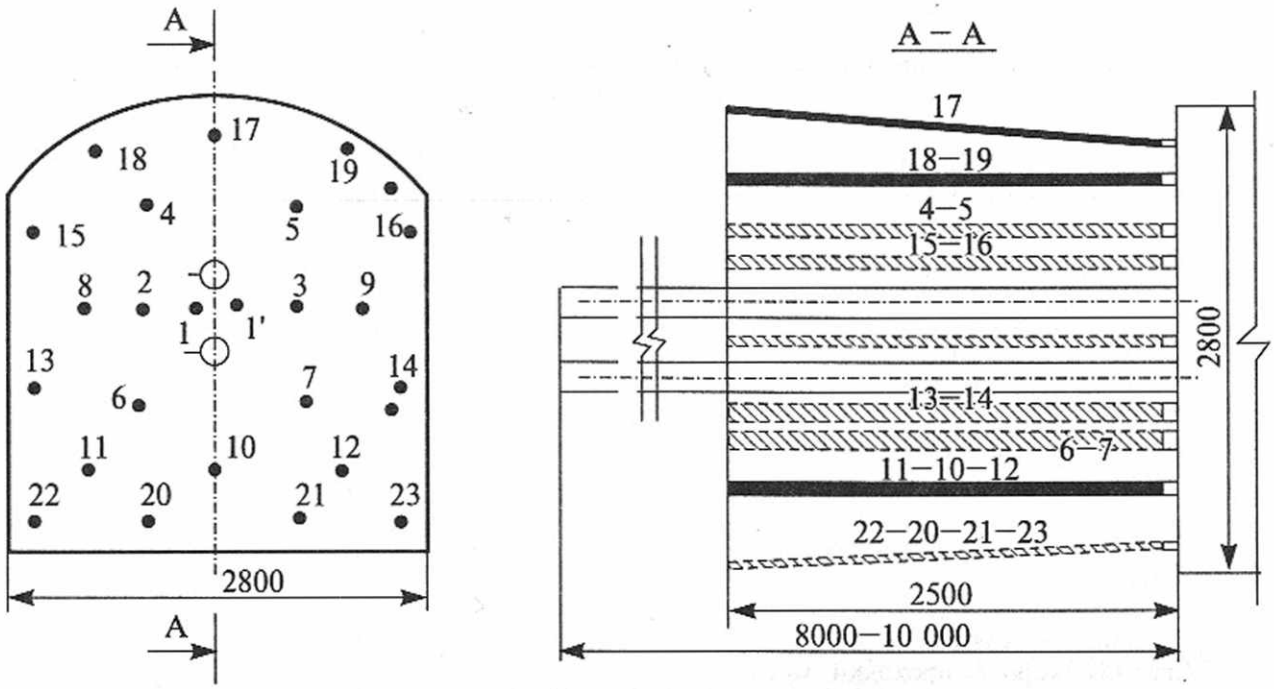


Рис. 8.26. Схема расположения шпуров и скважин для проходки выработок горизонта подсечки.

На рис. 8.26 показана схема расположения скважин и шпуров в условиях проведения выработок на горизонте подсечки блока.

В проходке постоянно находилось не менее трех забоев. В одном из них по мере необходимости один раз в сутки бурили две параллельные компенсационные скважины диаметром 155 мм на глубину до 10 м, во втором забое бурили 25 шпуров диаметром 43 мм и глубиной 2,5 м, а в третьем забое отгружали горную массу от взрывных работ, произведенных в предыдущей смене (рис. 8.27).

Результаты экспериментов приведены в табл. 8.12.

Таблица 8.12

Технико-экономические показатели проведения выработок горизонта подсечки с применением глубоких скважин

Показатель	Обычная технология	С применением глубоких скважин
Сечение выработок, м^2	7,3–7,7	7,3–7,7
Коэффициент крепости пород f	14–16	14–16
Количество шпуров, шт.	32	25
Количество скважин на цикл, шт.:		
диаметром 70 мм	1	—
» 150 мм	—	—
Глубина бурения шпуров, м	1,8	2,5
Средняя глубина отбойки, м	1,4	2,45
КИШ	0,83–0,85	0,98
Состав бригады, чел.	6	7
Удельный расход ВВ, кг/м	50	24,5
Средняя скорость проходки, м/мес	60–70	120–150
Производительность труда проходчика:		
м/смену	0,54	0,85
м^3/смену	4,12	6,2

Наименование операции	Объем работ	Состав звена	Время, мин	Часы смены							
				1	2	3	4	5	6	7	Межсменный перерыв
Приведение забоев в безопасное состояние	—	3	20								
Отгрузка горной массы из забоя № 3, м^3	14	1	190								
Отгрузка горной массы из рудоспуска и вывозка на бункер, м^3	14	1	120								
Бурение шпуров в забое № 1, м	50	1	330								
Бурение скважин в забое № 2 агрегатом "Шория-2Г", м	8	1	330								
Очистка шпуров и скважин, шт.	27	1	40								
Доставка ВМ в забой, кг	56	1	60								
Заряжание и взрывание шпуров	27	3	30								
Проветривание выработки	—	—	30								

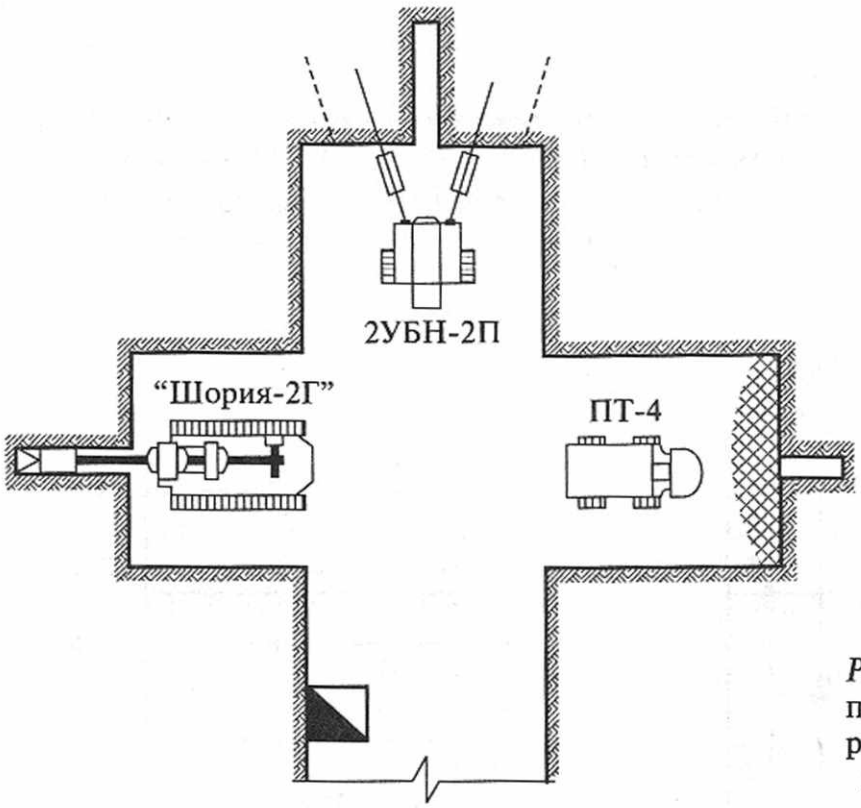


Рис. 8.27. Организация работ при проходке выработок горизонта подсечки с применением глубоких скважин.

Анализ данных табл. 8.12 показывает, что технология проходки выработок горизонта подсечки с применением глубоких скважин и комплекса самоходных буровых и погрузочных машин по отношению к обычной технологии обеспечивает рост производительности труда проходчиков на 57 %, увеличение скорости проходки в 2 раза, величины подвигания забоя за цикл — более чем в 1,7 раза и КИШ — на 15 %.

8.3.4. Технология проведения выработок бурового горизонта в блоке

Анализ конструкции системы этажного принудительного обрушения с вибровыпуском руды показал, что для подготовки 1000 т запасов руды в блоке необходимо пройти буровых выработок 16,9 % от общего удельного объема горно-подготовительных работ. Особенностью проходки буровых выработок является то, что нарезные работы, как правило, производятся в условиях изрезанности выработками горизонта выпуска ранее отработанного блока и массива, на который оказывалось длительное сейсмическое воздействие массовыми взрывами.

Исследования факторов, влияющих на схему применения глубоких скважин, показали, что при проходке в указанных условиях наиболее целесообразно применение компенсационной и взрывных скважин и оконтуривающих шпуров для доведения контуров выработок до проектных размеров.

Промышленный эксперимент по разработке технологии проходки буровых выработок с применением глубоких скважин выполняли на ряде блоков. Буровые заходки сечением 3,5 м^2 проходили по магнетитовой руде и гранатовым скарнам крепостью 14–15 и 16–18 соответственно. Заходки располагали на уровне почвы бывшего откаточного орта.

Компенсационную и взрывные скважины бурили на глубину 22–23 м, т.е. на полную длину буровой заходки (рис. 8.28). Оконтуривание выработок производили шпурами диаметром 43 мм.

В качестве ВВ для заряжания шпуров и скважин применяли детонит М, гранулит АС-8, патронированный аммонит 6ЖВ диаметром 32 и 90 мм. Было пройдено 3331,5 м нарезных выработок. Коэффициент использования шпура составил 0,97, подвигание забоя за цикл 1,8–2,0 м, за сутки — до 18 м (табл. 8.13).

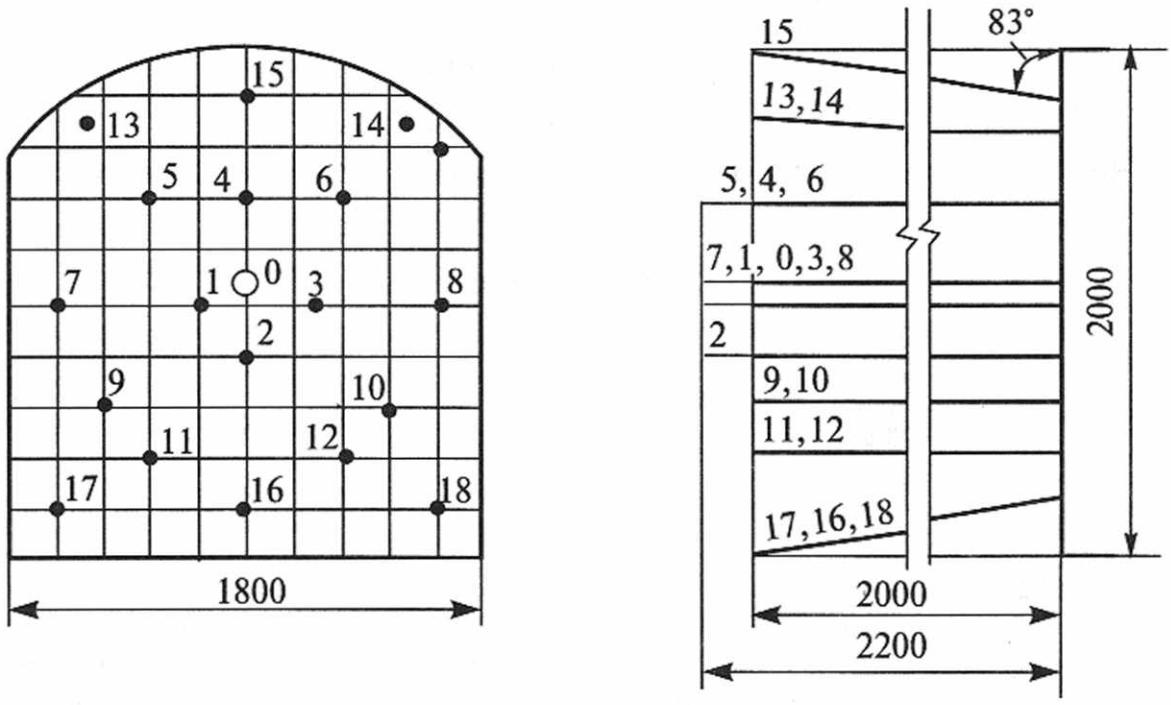


Рис. 8.28. Схема расположения шпуров и скважин для проходки буровых выработок.
0 — скважины; 1–18 — шпуры.

Таблица 8.13

Технико-экономические показатели проведения буровых выработок с применением глубоких скважин

Показатель	Обычная технология	С применением глубоких скважин
Сечение выработок, м^2	3,5	3,5
Коэффициент крепости пород *f*	14–16	14–16
Количество шпуров, шт.	22	10
Количество скважин на цикл, шт.:		
диаметром 155 мм	—	1
» 100 мм	—	4
» 70 мм	1	—
Удельный расход ВВ, кг/м	27,4	33
Глубина шпуров средняя, м	1,8	1,8
КИШ:		
средний	0,83	0,97
по породе	0,8	0,9
по руде	0,85	1,0
Глубина отбойки за цикл, м	1,5	1,7–1,8
Продвигание забоя за сутки, м	3–4	До 18
Скорость проходки, м/мес	80–90	331,5
Состав бригады, чел.	6	7
Производительность труда проходчика:		
м/смену	0,75	1,38
м^3/смену	2,62	4,83

Из приведенных данных видно, что технология проходки буровых выработок с применением глубоких скважин обеспечивает рост производительности труда проходчиков с учетом трудозатрат на бурение скважин более чем в 1,8 раза.

8.3.5. Проведение восстающих выработок и компенсационных камер

Восстающие выработки при подготовке блоков к очистной выемке составляют 17 % от общего объема подготовительно-нарезных работ. Это вентиляционные дучки, ходки, выпускные дучки, разрезные, отрезные и вентиляционные восстающие.

Продолжительность их эксплуатации определяется необходимостью сохранения выработок для выполнения последующих технологических операций при подготовке блока и достигает 1 года и более.

Отрезные и вентиляционные восстающие соединяют горизонты выпуска и доставки с буровым (вентиляционным) горизонтом и имеют протяженность 40–55 м. Для их проходки используется технология секционного взрывания глубоких скважин.

Применяют различные схемы взрывания скважинных зарядов:

— с помощью вруба на всю высоту скважин;

— с помощью вруба и секционного взрывания;

— безврубовую схему взрывания на всю высоту (длину) скважин;

— безврубовую схему секционного взрывания.

При работе по первой схеме одну или несколько скважин, пробуренных в центре контура будущей выработки (рис. 8.29), заряжают на всю длину. После взрывания этих зарядов образуется вруб, после взрывания остальных, расположенных по контуру, выработка расширяется до проектных размеров сечения.

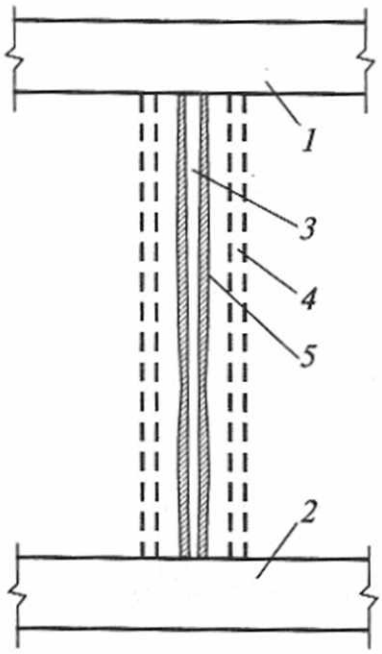


Рис. 8.29. Схема проходки восстающей выработки.

1, 2 — выработки верхнего и нижнего горизонтов; *3* — врубовая скважина; *4* — скважины; *5* — контур врубовой зоны.

Вторая схема предусматривает вначале образование вруба путем взрывания четырех зарядов в скважинах, расположенных вокруг центральной врубовой скважины увеличенного диаметра. Затем методом секционного взрывания врубовая полость расширяется на полное сечение выработки.

При третьей (безврубовой) схеме заряды всех скважин взрывают за один прием на всю длину. Такой способ проходки применяют при коротких восстающих (до 20–25 м).

Четвертая схема проходки наиболее распространена. По трассе намечаемого восстающего бурят несколько скважин (рис. 8.30), в которых заряжают только нижнюю часть на участке 1,5–4 м.

Метод проведения восстающих взрыванием глубоких скважин применяется на различных рудниках страны. Так, на рудниках "Комбината КМАруда" метод секционного взрывания глубоких скважин используют для проведения восстающих в породах с коэффициентом крепости 16–18.

Порядок заряжания скважин при проведении восстающих выработок глубокими скважинами следующий (рис. 8.31). К первому патрону привязывают ДША длиной 3–4 м и закрепляют на расстоянии 0,2 м от забоя восстающей выработки. Затем на первый патрон опускают другие на высоту секции. В скважины на глубину 1,5–2,0 м на шпагатах подвешивают патроны-боевики. Заряды последней секции в восстающей выработке (при выходе его на буровой горизонт) взрывают при одной незаряженной скважине. Это предотвращает прострелы скважин и преждевременную детонацию соседних зарядов.

Основные технико-экономические показатели проходки восстающих выработок различными способами, применяемые на рудниках, приведены в табл. 8.14.

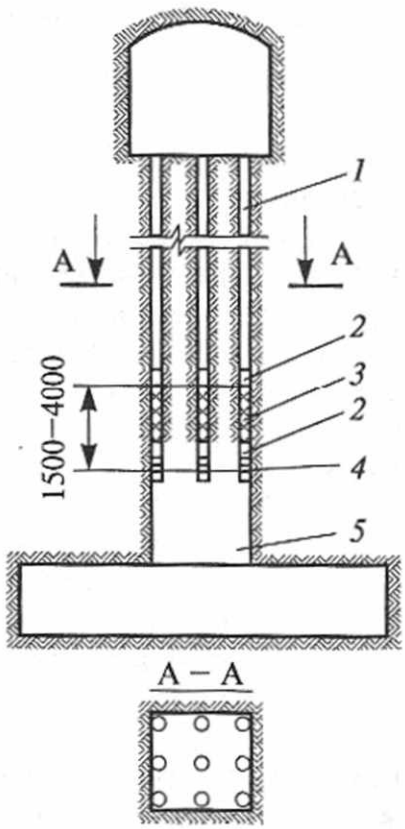


Рис. 8.30. Схема проведения восстающей выработки секционным взрыванием глубоких скважин.

1 — скважина; *2* — забойка; *3* — заряд ВВ; *4* — пробка; *5* — восстающая выработка.

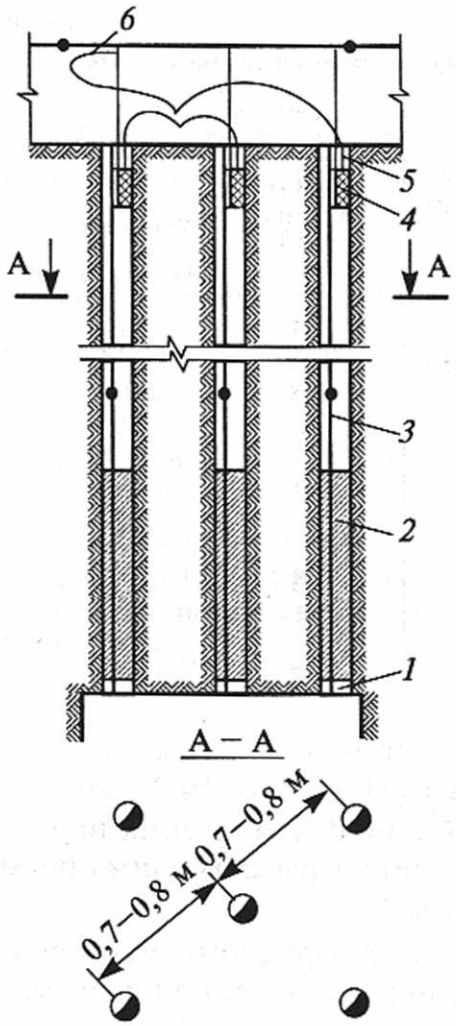


Рис. 8.31. Схемы секционной отбойки при проходке восстающих выработок.

1 — пробка; *2* — заряд ВВ; *3* — детонирующий шнур; *4* — патрон-боевик; *5* — шпагат; *6* — капсюль-детонатор; • — скважины.

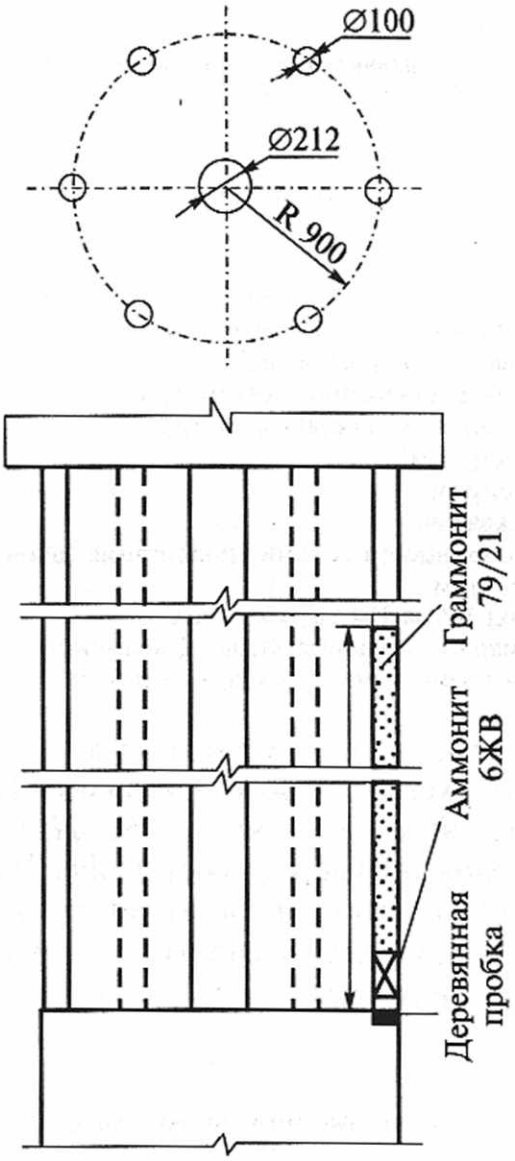


Рис. 8.32. Технология проходки восстающих выработок.

При использовании компенсационной скважины диаметром до 300 мм высота взрываемой секции может быть увеличена до 4–6 м (рис. 8.32).

Установлено (см. табл. 8.14), что проходка восстающих мелкошпуровым способом — весьма трудоемкий процесс, который требует специального проекта организации работ. В этом случае после каждого цикла необходимо затрачивать определенное количество лесоматериалов на оборудование забоя к бурению, соблюдать режим проветривания и т.д.

В результате исследований разработана технология проходки тупиковых разрезных восстающих взрыванием глубоких скважин за один прием.

По схеме (рис. 8.33) в забое одной из восстающих выработок станком НКР-100М бурили 8 восходящих скважин диаметром 105 мм в руде крепостью 16.

Для создания большой компенсации две скважины во врубе разбурили до диаметра 212 мм. Скважины заряжали граммонитом 79/21 на всю высоту. Заря-

Таблица 8.14

Сравнительная оценка проходки восстающих выработок различными способами

Показатель	Способ проходки			
	мелкошпуровой с переносными полками	с применением комплекса КПВ	секционным взрыванием скважин	
			рудоперепускная восстающая	рудосвалочная восстающая
Высота восстающей выработки, м	80	80	80	82
Коэффициент крепости f	10–12	10–14	10–14	7–14
Площадь поперечного сечения, м^2	2,25	2,8	2,25	2,7
Угол наклона восстающего, град	80	85	80	74
Диаметр, мм:				
шпуров	40	40	—	—
скважин	—	—	105	105
Средняя высота секции (подвигание забоя за цикл), м	1,5	1,5	3,5	3,0
Расход ВВ на 1 м выработки, кг	13	14	30	32
Суммарные трудовые затраты, чел.-смен	171	115	108	114
Производительность труда, м/чел.-смен	0,47	0,7	0,74	0,72

ды взрывали с помощью электродетонаторов, установленных в патронах-боевиках в устье скважин. Скважины № 1 взорваны мгновенно, № 2 с замедлением 50 мс, № 3 — 100, № 4 — 150, № 5 — 250 мс. Степень замедления при взрывании зарядов выброса составляла 75 мс. В результате взрыва за один прием была пройдена восстающая выработка на высоту 14 м.

Технология отработки Шерегешевского железорудного месторождения системой непрерывного этажного принудительного обрушения предусматрива-

Таблица 8.15

Основные технико-экономические показатели проходки восстающих выработок

Показатель	Без компенсационной полости во врубе		С компенсационной полостью во врубе	
	Вариант I	Вариант II	Вариант III	Вариант IV
Длина восстающей выработки, м	45	45	16	18
Число скважин	8	8	8	6
В том числе компенсационных	—	—	2	1
Диаметр компенсационной скважины, мм	—	—	155	212
Коэффициент компенсации	—	—	0,63	0,56
Высота секции, м	2,0	3,5	16	10
Коэффициент использования заряда секции	0,82	0,95	0,65	0,90
Число взрывов при проходке восстающей выработки	27	14	2	5
В том числе за смену	2	2	1	1
Численность рабочего звена, чел.	2	2	3	2
Трудовые затраты, чел.-смен	66	45	25	48
В том числе:				
на бурение скважин	31	29	17	33
на заряжание, взрывание и восстановление скважин	35	16	8	15
Производительность труда проходчика, м/смену	1,6	3,3	2,6	4,8

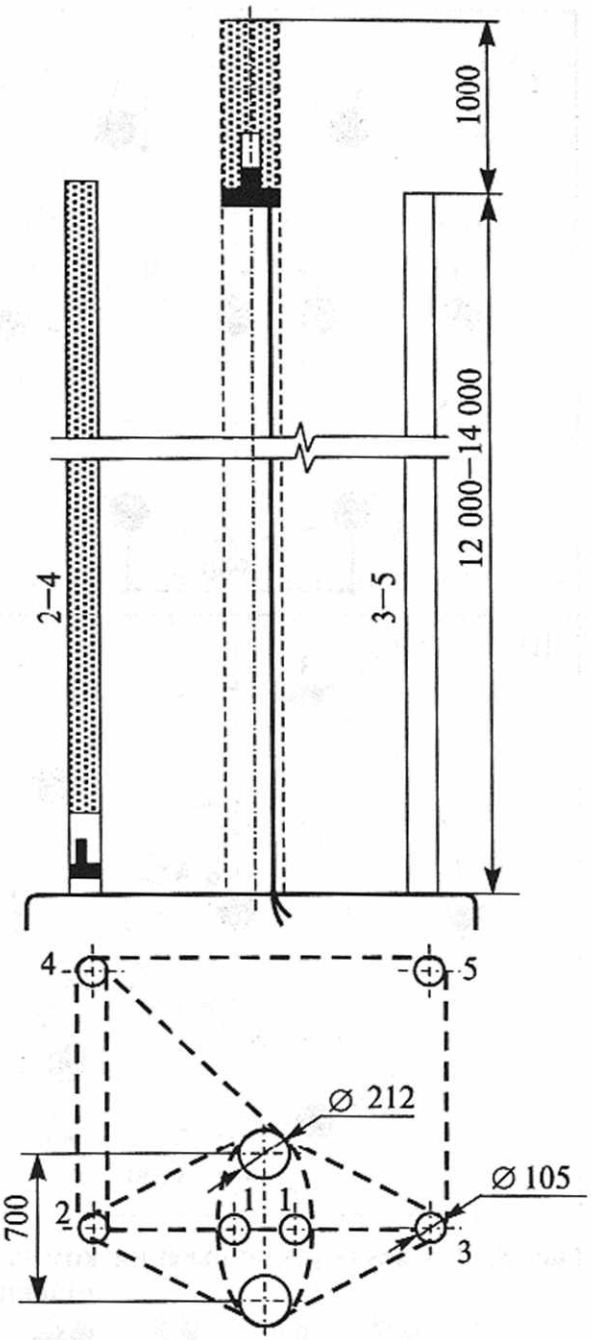


Рис. 8.33. Технология проходки разрезных тупиковых восстающих выработок.

ет расположение в границах панели разгрузочно-компенсационных микрощелей (3–4 шт.), ориентируемых длинной стороной вдоль действия максимальных горизонтальных сил сжатия.

Оформление компенсационных камер прямоугольной или эллипсоидной формы осуществляется взрыванием пучков скважин на отрезные восстающие, которые проходятся методом секционного взрывания глубоких скважин.

Проходка восстающих выработок площадью сечения 3,2 м^2 и высотой 45–50 м (на высоту камеры) выполняется в условиях сложного залегания геологических структур, обусловленного бессистемным чередованием магнетитовой руды с коэффициентом крепости по Протодьяконову от 12 до 14 с прослойками безрудных пород, представленных в основном мраморизованными известняками, скарнами и порфиритами. Удельная трещиноватость руды и пород колеблется от 5 до 15 трещин/м.

Возрастающий объем проходки восстающих, который составляет более 900 м/год, и переход к скоростной подготовке блоков к очистной выемке потребовали дополнительных экспериментальных исследований по совершенствованию буровзрывных параметров при проходке восстающих выработок методом секционного взрывания скважин.

На рис. 8.34 показаны схемы расположения комплектов скважин для проходки восстающих выработок как применявшиеся ранее (вариант I), так и испытанные в ходе экспериментальных работ (варианты II–IV). Технико-экономические показатели проходки по всем вариантам приведены в табл. 8.15.

Длительное время проходку восстающих выработок осуществляли по схеме "закрытый конверт" (вариант I), согласно которой по трассе будущей выработки из буровой камеры в направлении сверху вниз станком НКР-100М бурили комплект из 8 скважин диаметром 110 мм.

Центральные скважины использовали в качестве врубовых, а крайние — в качестве отбойных. Скважины секции высотой 2 м заряжали патронированным

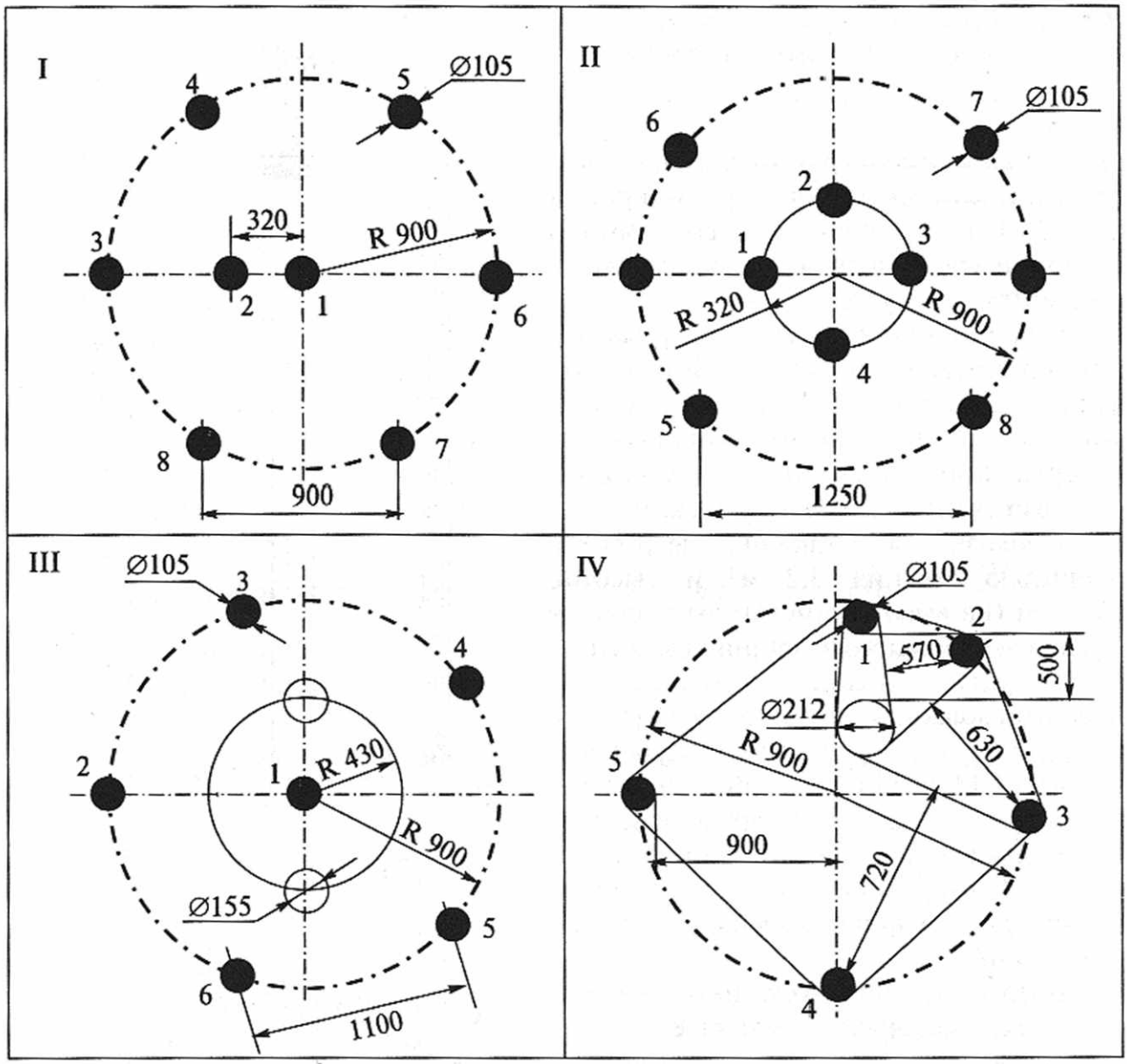


Рис. 8.34. Схемы расположения комплектов скважин (варианты I–IV) в контуре восстающей выработки.

1–8 — номера скважин.

аммонитом 6ЖВ (диаметр патронов 90 мм) с перекрытием нижних концов скважин известным способом. Колонковый заряд ВВ ограничивали с обеих сторон забойкой из бурового шлама. Для взрывания скважинных зарядов применяли метод "падающие боевики" (патроны-боевики с заложенными в них зажигательными трубками взрываются после падения на верхнюю забойку, инициируя детонирующий шнур, пропущенный через заряд и выведенный через верхнюю забойку).

Схема расположения скважин во всех случаях была одинаковой (вариант II). Линейное отклонение скважин от заданного направления после обуривания восстающих составило 0,5–0,9 м. Благодаря рациональной схеме заложения скважин на буровом горизонте, их отклонение не оказало большого влияния на эф-

фективность проходки нижней части восстающих выработок, так как всегда можно было выбрать несколько скважин, образующих треугольник или многоугольник, позволяющий качественно оформить врубовую полость.

Конструкция заряда секции, патрона-боевика и схема монтажа взрывной сети при электрическом способе взрывания показаны на рис. 8.35. При электровзрывании в каждую скважину на основной заряд ВВ на детонирующем шнуре опускали патрон-боевик из аммонита 6ЖВ (диаметр патрона 90 мм). Предварительно на расстоянии 1,2–1,5 м от устья скважины к детонирующему шнуру изоляционной лентой крепили два электродетонатора с соответствующей ступенью замедления. Провода электродетонаторов выводили из скважин и в их устье располагали бумажный пыж, на который помещали забойку из бурового шлама. Затем все электродетонаторы собирали в параллельно-последовательную цепь, целостность которой контролировали путем замера сопротивления.

В ходе экспериментов изменяли высоту секции, порядок взрывания и интервалы замедления, при этом фиксировали расход взрывчатых материалов

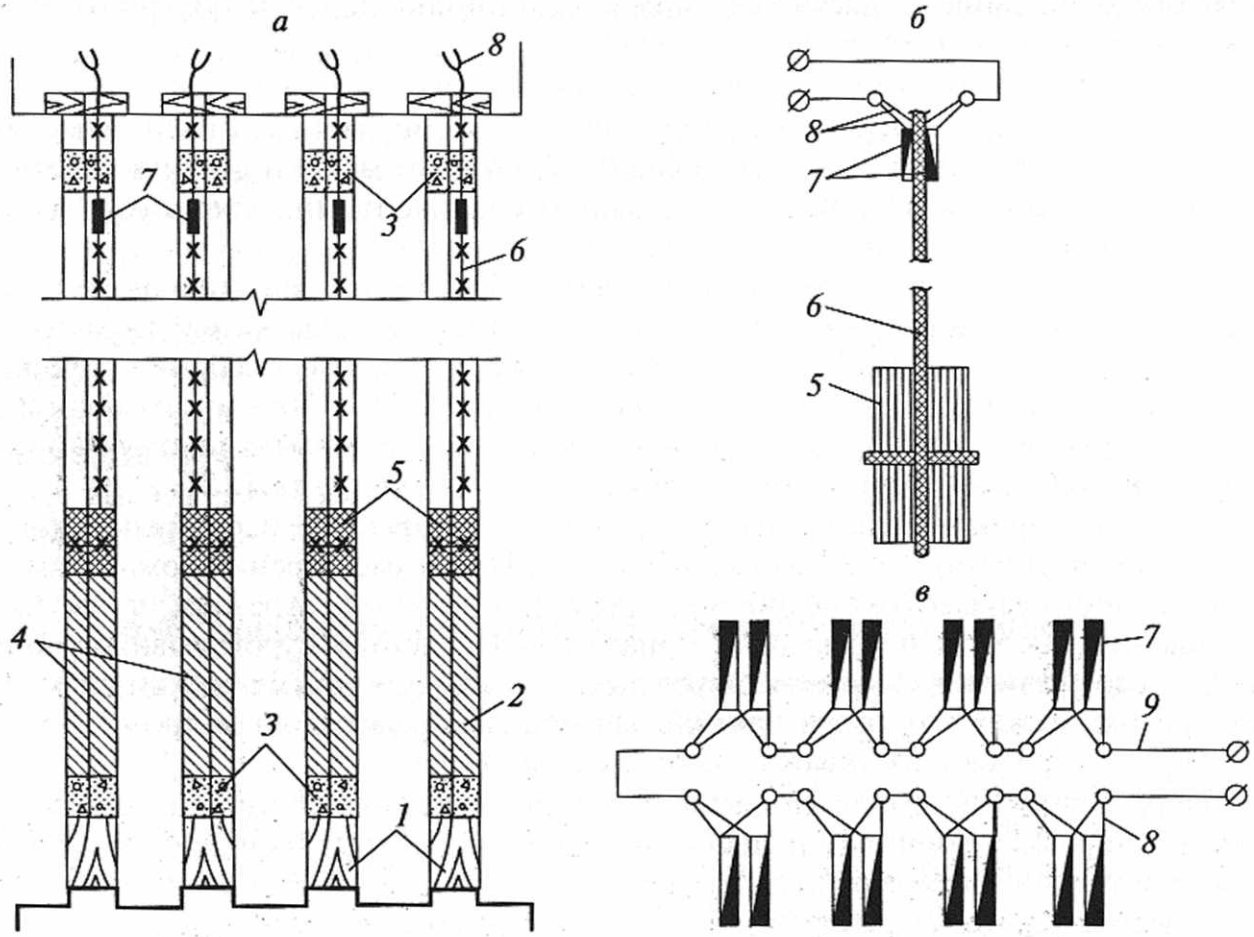


Рис. 8.35. Вертикальный разрез по восстающей выработке (*а*), конструкция патрона-боевика (*б*) и схема монтажа взрывной сети (*в*).

1 — деревянная пробка; *2* — шпагат; *3* — забойки из бурового шлама; *4* — колонки заряда ВВ; *5* — патрон-боевик; *6* — детонирующий шнур; *7* — электродетонатор; *8* — провода электродетонатора; *9* — магистральный провод.

(ВМ), величину ухода восстающей выработки за взрыв и другие параметры. Установлено, что в конкретных горно-геологических условиях короткозамедленный электрический способ взрывания скважинных зарядов с интервалом замедления 25 мс предпочтительнее огневого способа. Характерным и отличительным его преимуществом являются исключительно редкие случаи запрессовки скважин, на ликвидацию которых при огневом взрывании затрачивалось значительное количество времени и взрывчатых материалов.

Освоение технологии проведения восстающих выработок с применением электрического способа взрывания скважинных зарядов без увеличения трудовых затрат на буровые работы позволило увеличить высоту отбиваемой секции при проходке по породе с 2,5 до 3 м, по руде с 3 до 3,5 м со стабильным коэффициентом использования заряда секции, равным 0,95. Затраты на проходку 1 м восстающей выработки снижены в 1,1–1,2 раза.

Вместе с тем основной и наиболее перспективный путь значительного увеличения высоты отбиваемой секции и интенсивности проходки восстающих выработок — использование во врубе компенсационной полости максимально возможных размеров. В условиях крепких пород и руд, слагающих Шерегешевское месторождение, образование компенсационной полости большого диаметра возможно осуществить по двум технологическим схемам:

— расширением одной или серии скважин взрывным способом;

— расширением опережающей скважины пневмоударными расширителями, например РС конструкции ИГД СО РАН, которые могут применяться с буровыми станками НКР-100М и другими отечественными агрегатами ударно-вращательного бурения.

Экспериментальные работы, проведенные на шахте, позволили установить, что при однократном камуфлетном взрывании скважины диаметром 110 мм при высоте заряда до 4 м и высоте нижней и верхней забойки, равной 0,8–0,9 высоты заряда, возможно ее расширение до 250 м. При многосекционных конструкциях заряда положительные результаты по эффективному расширению скважин камуфлетным взрыванием не были получены [222].

Большой практический интерес представляет взрывное расширение комплекта скважин одного или разных диаметров. Путем расширения компенсационной полости взрывным способом осуществлена проходка отрезных тупиковых восстающих высотой 16 м каждый (вариант III). Паспортом буровзрывных работ предусмотрено расположение во врубе двух компенсационных скважин диаметром 155 мм, между которыми находилась рабочая скважина диаметром 110 мм, и пяти оконтуривающих скважин такого же диаметра.

Образование врубовой полости и взрывание оконтуривающих скважин проводили разновременно с целью визуального ее осмотра и снятия геометрических размеров. Врубовая полость имела высоту 11 и 10 м в разных местах из-за взаимного отклонения рабочей и компенсационных скважин.

После взрыва оконтуривающих скважин и уборки горной массы из ходков заряжали оставшуюся часть восстающей выработки и взрывали ее с предварительным замером линейного отклонения скважин вруба от устья на высоте 10 м, величина которого варьировала от –120 до +380 мм относительно точек заложения скважин на буровом горизонте. Таким образом, эффективность проходки

восстающей выработки с высотой секции более 10 м по варианту III определяется высокой точностью бурения скважин, которая существующей конструкцией бурового станка НКР-100М не обеспечивается.

С использованием врубовой скважины диаметром 212 мм пройдены восстающие выработки (вариант IV). В соответствии с разработанным паспортом буровзрывных работ комплект из шести скважин, располагаемых по спирали, бурили сверху вниз станком НКР-100М с последующим расширением центральной скважины.

Оптимальные расстояния между компенсационной и взрывными скважинами рассчитаны по номограмме для определения параметров вруба [223].

Проходку восстающей выработки высотой 48 м осуществляли в пять приемов с высотой заряжаемых секций 12; 14; 8; 10 и 5 м. Взрывание первой и второй секций позволило обеспечить уход восстающей выработки соответственно на 10 и 12 м. Неполноту отрыва каждой секции ликвидировали путем дозаряжания рабочих скважин и повторного их взрывания.

Основными причинами ухода на неполную высоту за взрыв стали несоответствие объема компенсационной скважины диаметром 212 м величине отбиваемой секции и отклонение взрывных скважин от заданного направления, что для спирального вруба имеет чрезвычайно важное значение. При взрывании трех последующих секций коэффициент использования заряда секции составил 0,95.

Учитывая предыдущий опыт, проходку другой восстающей выработки такой же высоты выполнили секциями высотой по 10 м, исключая последний взрыв, произведенный на сбойку, с высотой секции 3 м, что было вызвано рядом причин технического характера.

Случаев запрессовки и прострела скважин не зарегистрировано. Коэффициент использования заряда секции в среднем составил 0,9. Опытная проходка восстающих выработок позволила установить, что использование во врубе компенсационной полости (скважин увеличенного диаметра) способствует увеличению высоты отбиваемой секции до 10 м (в перспективе до 20 м), снижению удельного расхода ВВ на 18–22 %.

8.4. Крепление выработок в удароопасных условиях

8.4.1. Выбор типа крепи в условиях напряженно-деформированного состояния массива горных пород

Переход к разработке рудных тел на больших глубинах и отнесения частей месторождений к склонным и опасным по горным ударам обусловил необходимость решения принципиально новых задач по условиям применения различных типов и видов крепей.

По месторождениям различают выработки, находящиеся вне и в зоне влияния очистных работ. В зависимости от расположения выработок относительно направления действия главных составляющих поля напряжений и устойчивость выработок будет различна. Прочность вмещающих пород, окружающих горную выработку, определяется действующими напряжениями на срез

[105, 224–227]. В боках и кровле выработок напряжения на срез могут быть найдены из выражения

$$\tau_{ср} = 0{,}5\left(\sigma_{//} - \sigma_{\perp} + 2\frac{a_ш}{h_в}\sigma_{//}\right), \tag{8.1}$$

где $\sigma_{//}$, $\sigma_{\perp}$ — величины горизонтальной составляющей напряжения в массиве, действующей вдоль и перпендикулярно оси выработки; $a_ш$ — ширина выработки; $h_в$ — высота выработки.

В том случае, когда направление выработки совпадает с направлением максимальной горизонтальной составляющей напряжения, касательные напряжения в кровле и боках выработки рассчитываются соответственно следующим образом:

$$\tau^к_{ср} = \left(\sigma_1 - \sigma_3 + 2\frac{h_в}{a_ш}\sigma_1\right)0{,}5, \tag{8.2}$$

$$\tau^б_{ср} = \left(\sigma_3 - \sigma_2 + 2\frac{a_ш}{h_в}\sigma_3\right)0{,}5. \tag{8.3}$$

Когда направление выработки совпадает с направлением минимальной горизонтальной составляющей (σ_1), касательные напряжения в кровле и боках выработки определяются соответственно из выражений

$$\tau^к_{ср} = \left(\sigma_2 - \sigma_3 + 2\frac{h_в}{a_ш}\sigma_2\right)0{,}5, \tag{8.4}$$

$$\tau^б_{ср} = \left(\sigma_3 - \sigma_2 + 2\frac{a_ш}{h_в}\sigma_3\right)0{,}5, \tag{8.5}$$

где σ_1 — минимальная горизонтальная составляющая напряжения; σ_2 — максимальная горизонтальная составляющая напряжения; σ_3 — вертикальная составляющая напряжения, равная γH.

Формулы (8.4) и (8.6), (8.5) и (8.7) дают соответственно минимальные и максимальные касательные напряжения.

Напряжение на срез для кровли и боков выработок, расположенных под углом к максимальной горизонтальной составляющей напряжения, получим по формуле [228, 229]

$$\tau_{ср} = \sqrt{\frac{\tau^2_{\min ср}}{1 - \varepsilon^2_э \times \cos^2\theta}}, \tag{8.6}$$

где $\tau_{\min ср}$ — минимальное действующее напряжение на срез в кровле и в боку выработки; $\varepsilon_э$ — эксцентриситет — геометрическое место точек. Кривая есть эллипс при $\varepsilon < 1$ и, в частности, окружность при $\varepsilon = 0$; θ — угол между максимальной горизонтальной составляющей и осью выработки, измеряющийся от 0 до 90°.

Эксцентриситет определяется раздельно для кровли и боков выработки из соотношения

$$\varepsilon^2 = 1 - \frac{\tau_{min^2 ср}}{\tau_{max^2 ср}}, \tag{8.7}$$

где $\tau_{max\ ср}$ — максимальное напряжение на срез, действующее в кровле или боках выработки.

В том случае, когда ширина выработки равна высоте, минимальное напряжение среза для выработок, расположенных под углом к минимальной горизонтальной составляющей напряжения, находится из выражения

$$\tau_{ср} = \tau_{max\ ср} \cdot \cos\theta. \tag{8.8}$$

Коэффициент устойчивости горных выработок вычислим так:

$$K_{дс} = \sqrt{\frac{[\tau_{ср}]}{\tau_{ср}^{кб}}}, \tag{8.9}$$

где $[\tau_{ср}]$ — предел прочности вмещающих пород на срез, равный $K_с\,[\sigma]$; $[\sigma]$ — предел прочности вмещающих пород (руд) на одноосное сжатие; $\tau_{ср}^{кб}$ — действующее напряжение на срез в кровле или боках выработки. Ниже представлены значения коэффициента структурного ослабления:

$K_с$	Расстояние между трещинами, м
0,9	>1,5
0,8	1,5–1,0
0,6	1,0–0,5
0,4	0,5–0,2
0,2	<0,2

После расчета коэффициента устойчивости горных пород (руд) по табл. 8.16 определяется категория устойчивости горных пород, конструкция и параметры крепи. При выборе конструкций крепи предпочтение следует отдавать крепям, которые взаимодействуют с приконтурным массивом, например: набрызг-бетон — анкеры с сеткой — набрызг-бетон. Такие крепи наиболее эффективны в удароопасных условиях.

Таблица 8.16

Категория устойчивости и рекомендуемые виды крепей для условий горно-рудных предприятий

Степень устойчивости	Категория устойчивости	Коэффициент устойчивости	Допустимое время обнажения	Рекомендуемые виды крепей
Весьма устойчивые	1	>1	Не ограничено	Набрызг-бетон; без крепи
Устойчивые	2	1–0,65	До 30 сут	Набрызг-бетон — анкеры; набрызг-бетон — анкеры — сетка
Средней устойчивости	3	0,65–0,45	До 10 сут	Набрызг-бетон — анкеры — сетка; металлическая арочная
Неустойчивые	4	<0,45	Не более суток	Набрызг-бетон — анкеры — сетка — набрызг-бетон; металлическая арочная

При выборе типа крепи в условиях проявлений горного давления в динамической форме предпочтение следует отдать крепям, взаимодействующим с приконтурным массивом и особенно комбинированным крепям.

Под комбинированной крепью следует понимать сочетание различных видов крепи в выработке (штанговая крепь с набрызг-бетоном, штанговая крепь с металлической сеткой, штанговая крепь с металлической сеткой и набрызг-бетоном и др.) (рис. 8.36, 8.37).

Для условий месторождений ОАО "Евразруда" набрызг-бетон должен наноситься сразу после выполнения взрывных работ. Он создает на контуре выработки защитное покрытие, сглаживает неровности контура и снижает при этом местные концентрации напряжений, упрочняя трещиноватый приконтурный массив.

При комбинированной крепи: набрызг-бетон — анкеры — сетка — набрызг-бетон первый слой наносится по всему периметру выработки, второй

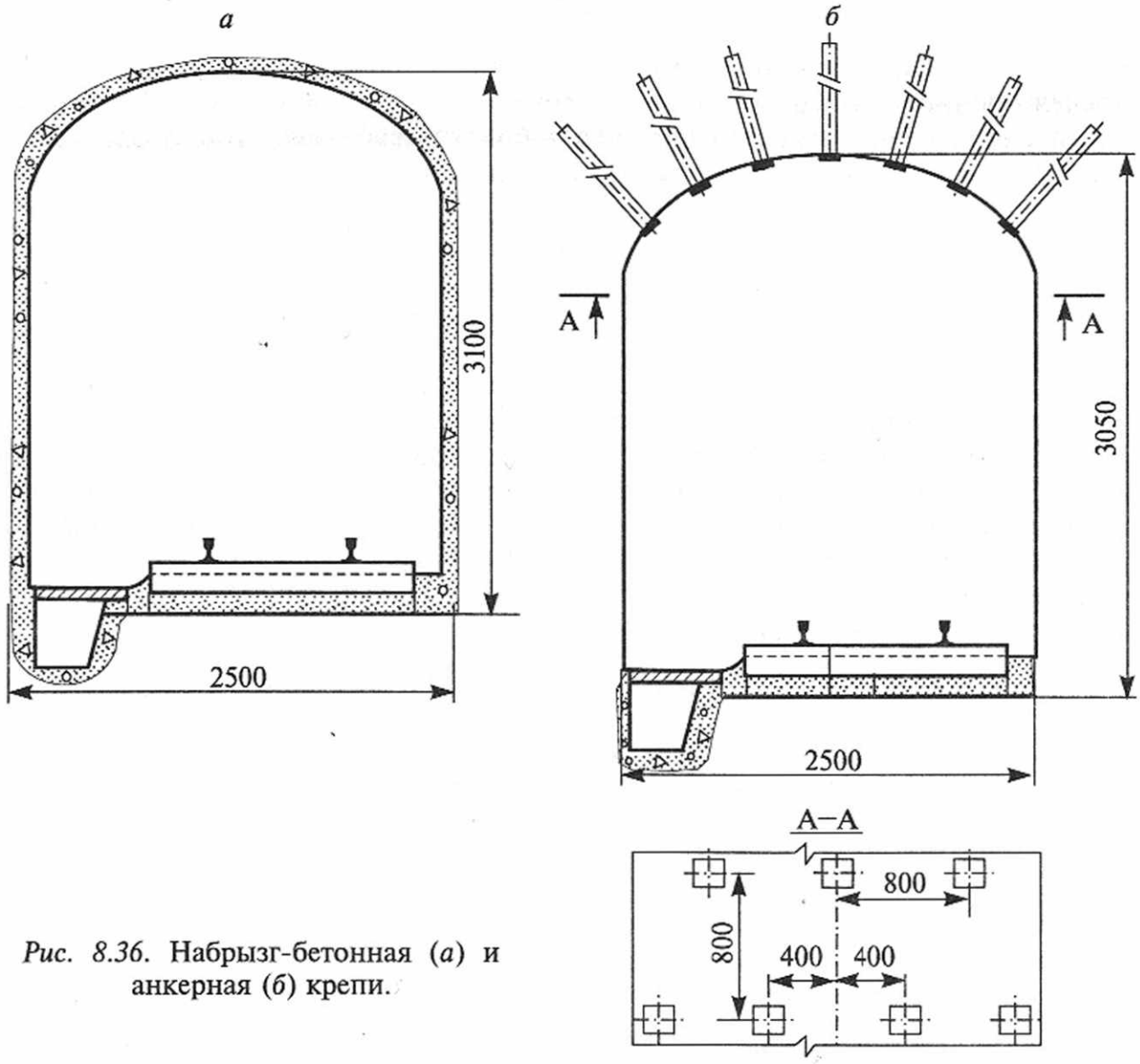


Рис. 8.36. Набрызг-бетонная (*а*) и анкерная (*б*) крепи.

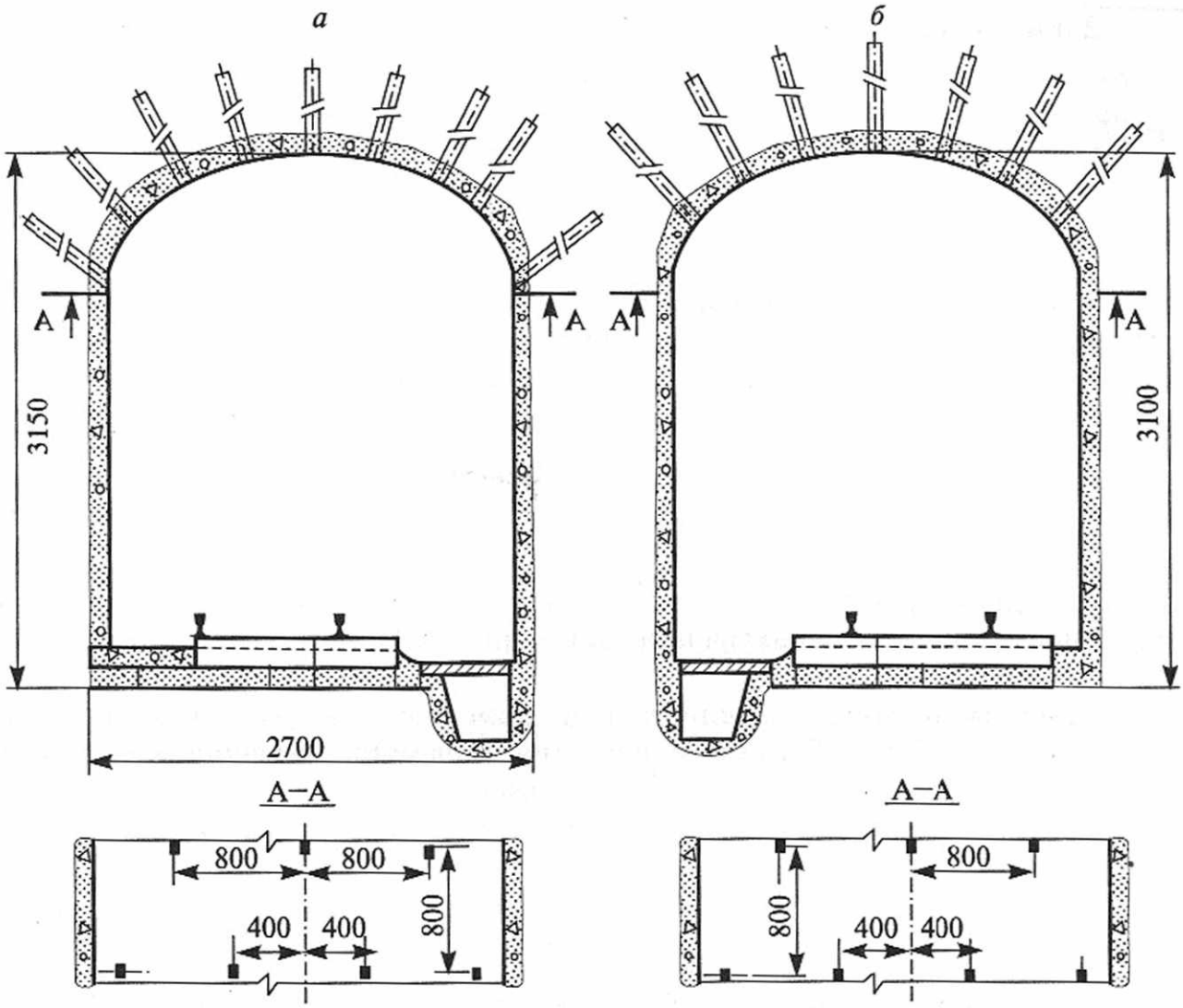


Рис. 8.37. Анкерная крепь с набрызг-бетоном (*а*) и с металлической сеткой и набрызг-бетоном (*б*).

слой на сетку только по своду выработки. Толщина его может быть различной в зависимости от категории устойчивости.

Конструкция анкерной крепи должна обеспечивать несущую способность в течение всего срока работы [119].

В расчет штанговой крепи входит определение длины, сетки расположения и диаметра штанг [230–233]. Порядок расчета заключается в следующем.

С учетом тектонических горизонтальных напряжений действующее напряжение на контурах выработки $\sigma_д$ рассчитывается по формуле

$$\sigma_д = \frac{\lambda \cdot \gamma \cdot a_ш}{f \cdot K_c}, \tag{8.10}$$

где λ — коэффициент бокового распора:

$$\lambda = \sigma_1 / \sigma_3, \tag{8.11}$$

здесь f — коэффициент крепости пород по М.М. Протодьяконову.

Длина анкера [234]

$$l_а = l_в + 1{,}5l_з + l_к, \tag{8.12}$$

где $l_в$ — высота зоны возможного обрушения пород, м:

$$l_в = \frac{\lambda \cdot a_ш}{f \cdot K_с}, \tag{8.13}$$

$l_з$ — глубина заложения анкеров в ненарушенном массиве (0,3–0,4 м); $l_к$ — длина выступающей в выработку части анкера (0,1–0,16 м).

Расстояние между анкерами находится из выражения

$$L_а = \sqrt{\frac{\frac{3{,}14 \cdot d_а^2}{4}\left[\sigma_р\right]}{\sigma_д \cdot n}}, \tag{8.14}$$

где $d_а$ — диаметр анкера, м^2 (принимается на основе практических данных); $\sigma_р$ — предел прочности анкера при растяжении, МПа; n — коэффициент запаса (n = 2–4).

Основные параметры крепи: длина, диаметр и сетка расположения анкеров, толщина набрызг-бетонного покрытия. Параметры анкерной крепи определяются согласно методике расчета, изложенной выше.

Толщина набрызг-бетонного покрытия вычисляется по формуле

$$\delta = \sqrt{\frac{0{,}11 \cdot n \cdot \gamma \cdot L_а}{[\sigma_{сж}^н]}}, \tag{8.15}$$

где $[\sigma_{сж}^н]$ — предел прочности набрызг-бетона при одноосном сжатии, МПа.

Нагрузка на крепь рассчитывается по формуле (8.10). Расстояние между анкерами получим из выражения

$$L_а = \sqrt{\frac{\frac{3{,}14 \cdot d^2}{4}\left[\sigma_{ср}\right]}{\sigma_д \cdot n \cdot K_{сц}}}, \tag{8.16}$$

где $K_{сц}$ — коэффициент повышения сцепления породы свода обрушения за счет натяжения металлической сетки, равный 1,1–1,2.

Рассмотрим примеры расчета.

I. Выбрать вид крепи квершлага, проходимого на шахте Шерегешевского месторождения на гор. +255 м (H = 330 м). Квершлаг проходится по порфиритам мелкозернистой текстуры, сиенитам мелкозернистой структуры, скарнам пироксен-гранатового состава. Коэффициент крепости пород 16–18 по М.М. Протодьяконову. Средневзвешенная объемная масса горных пород 2,7 т/м^3. Породы имеют незначительную трещиноватость ($K_с$ = 0,8). Ширина выработки $a_ш$ = 3,3, высота h = 3,1 м. Азимут выработки относительно максимальной горизонтальной составляющей 50°. Выработка проходится вне зоны влияния очистных работ.

Решение:

1. Для условий Шерегешевского месторождения компоненты главных горизонтальных напряжений вне зоны влияния очистных работ равны: максимальная горизонтальная составляющая, направленная по простиранию рудного тела, $\sigma_2 = 2{,}6\gamma H$, минимальная горизонтальная составляющая, действующая вкрест простирания рудного тела, $\sigma_1 = 1{,}4\gamma H$ [16].

2. Определяем действующие касательные напряжения на срез в кровле и боках выработки по формулам (8.1)–(8.6). Для этого по формулам (8.1) и (8.3) вычисляем соответственные минимальные и максимальные касательные напряжения в кровле выработок:

$$\tau_{ср}^{к} = \left(\sigma_1 - \gamma H + 2\frac{h}{a_ш}\sigma_1\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(1{,}4 \times 0{,}027 \times 330 - 0{,}027 \times 330 + 2\frac{3{,}1}{3{,}3} \times \right.$$

$$\left. \times\, 1{,}4 \times 0{,}027 \times 330\right) \times 0{,}5 = 15{,}08 \text{ МПа};$$

$$\tau_{ср}^{к} = \left(\sigma_2 - \gamma H + 2\frac{h}{a_ш}\sigma_2\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(2{,}6 \times 0{,}027 \times 330 - 0{,}027 \times 330 + 2\frac{3{,}1}{3{,}3} \times 2{,}6 \times 0{,}027 \times 330\right) \times 0{,}5 = 31{,}78 \text{ МПа}.$$

По формулам (8.2) и (8.4) находим минимальные и максимальные касательные напряжения в боках выработки:

$$\tau_{ср}^{б} = \left(\gamma H - \sigma_1 + 2\frac{a_ш}{h}\gamma H\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(0{,}027 \times 330 - 1{,}4 \times 0{,}027 \times 330 + 2\frac{3{,}3}{3{,}3} \times \right.$$

$$\left. \times\, 0{,}027 \times 330\right) \times 0{,}5 = 13{,}15 \text{ МПа};$$

$$\tau_{ср}^{б} = \left(\gamma H - \sigma_2 + 2\frac{a_ш}{h}\gamma H\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(0{,}027 \times 330 - 2{,}6 \times 0{,}027 \times 330 + 2\frac{3{,}3}{3{,}1} \times 0{,}027 \times 330\right) \times 0{,}5 = 1{,}25 \text{ МПа}.$$

3. Определяем действующие напряжения на срез в кровле и боках выработки по формулам (8.5) и (8.6):

$$\tau_{ср}^{к} = \sqrt{\frac{\tau_{min}^{2}}{1 - \varepsilon^2 \times \cos^2\theta}};$$

$$\varepsilon^{к} = 1 - \frac{\tau_{min}^2}{\tau_{max}^2} = 1 - \frac{15{,}08^2}{31{,}78^2} = 0{,}775;$$

$$\tau_{ср}^{к} = \sqrt{\frac{15{,}08^2}{1 - 0{,}775 \times \cos^2 50}} = 18{,}29 \text{ МПа};$$

$$\varepsilon^{б} = 1 - \frac{\tau_{min}^2}{\tau_{max}^2} = 1 - \frac{1{,}25^2}{13{,}15^2} = 0{,}991;$$

$$\tau_{ср}^{б} = \sqrt{\frac{1{,}25^2}{1 - 0{,}991 \times \cos^2 50}} = 1{,}75 \text{ МПа}.$$

4. Рассчитываем предельные напряжения среза:

$$[\tau_{ср}] = K_с \times [\sigma_{сж}] \times 0{,}3 = 0{,}8 \times 170 \times 0{,}2 = 27{,}2 \text{ МПа}.$$

5. Находим коэффициент устойчивости кровли и боков выработки по формуле (8.9):

$$K_{ус}^{к} = \sqrt{\frac{[\tau_{ср}]}{\tau_{ср}^{к}}} = \sqrt{\frac{27{,}2}{18{,}29}} = 1{,}2;$$

$$K_{ус}^{к} = \sqrt{\frac{27{,}2}{1{,}75}} = 3{,}94.$$

6. По табл. 8.16, согласно полученным коэффициентам устойчивости, определяем категорию устойчивости. Кровля и бока выработки относятся к 1-й категории устойчивости.

7. Согласно табл. 8.16, выработку не следует крепить.

II. Выбрать рациональную конструкцию крепи выработки, пройденной на шахте Шерегешевского месторождения на гор. +185 м (глубина 400 м) по породам с коэффициентом крепости по М.М. Протодьяконову, равным 10. Объемная масса пород $\rho = 2{,}7$ т/м^3. Коэффициент структурного ослабления $K_с = 0{,}8$. Сечение выработки в проходке $s = 8{,}9$ м^2 (ширина $a_ш = 3{,}0$ м, высота $h = 3{,}2$ м). Направление выработки относительно максимальной горизонтальной составляющей $\theta = 90°$. Выработка проходится вне зоны очистных работ.

Решение:

1. Для условий Шерегешевского месторождения на участке Главном компоненты главных напряжений вне зоны влияния очистных работ равны: вертикальная составляющая $\sigma_3 = \gamma H$, максимальная горизонтальная составляющая $\sigma_2 = 2{,}6\gamma H$ и направлена по простиранию рудного тела. Минимальная горизонтальная составляющая $\sigma_1 = 1{,}4\gamma H$ и направлена перпендикулярно простиранию рудного тела.

2. Определяем действующие касательные направления в кровле и боках выработки по формулам (8.2) и (8.3):

$$\tau_{ср}^{к} = \left(\sigma_2 - \gamma H + 2\frac{h}{a}\sigma_2\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(2{,}6 \times 0{,}027 \times 400 - 0{,}027 \times 400 + 2 \times \frac{3{,}2}{3{,}0} \times \right.$$

$$\left. \times 2{,}6 \times 0{,}027 \times 400\right) \times 0{,}5 = 38{,}6 \text{ МПа};$$

$$\tau_{ср}^{б} = \left(\gamma H - \sigma_2 + 2\frac{a}{h}\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(0{,}027 \times 400 - 2{,}6 \times 0{,}027 \times 400 + 2\frac{3{,}0}{3{,}2} \times \right.$$

$$\left. \times 0{,}027 \times 400\right) \times 0{,}5 = 2{,}1 \text{ МПа}.$$

3. Находим предельные напряжения среза:

$$[\tau_{ср}] = K_с \times [\sigma_{сж}] \times 0{,}3 = 0{,}8 \times 100 \times 0{,}3 = 0{,}4 \text{ МПа},$$

где $[\sigma] = f \times 10 = 100$ МПа — предел прочности горных пород в образце на одноосное сжатие; f — коэффициент крепости.

4. Рассчитаем коэффициент устойчивости кровли и боков выработки по формуле (8.9):

$$K_{ус}^{к} = \sqrt{\frac{|\tau_{ср}|}{\tau_{ср}}} = \sqrt{\frac{14}{38{,}6}} = 0{,}6; \quad K_{ус}^{б} = \sqrt{\frac{14}{2{,}1}} = 2.59.$$

5. По табл. 8.16, согласно полученным коэффициентам устойчивости, определяем категорию устойчивости. Кровля выработки относится к средней устойчивости, т.е. составляет 3-ю категорию устойчивости. Бока выработки весьма устойчивы и составляют 1-ю категорию.

6. Согласно табл. 8.16, принимаем для кровли комбинированный вид крепи: набрызг-бетон — анкеры — сетка — набрызг-бетон; для боков — набрызг-бетон.

7. Выполняем расчет крепи. Величину действующего сжимающего напряжения на контуре выработки вычислим по формуле (5.10):

$$\sigma_д = \frac{\lambda \gamma a_ш}{f K_с} = \frac{2{,}6 \times 0{,}027 \times 3}{10 \times 0{,}8} = 0{,}026 \text{ МПа}.$$

Длина анкера

$$l_а = l_в + 1{,}5 \times l_3 + l_к;$$

$$l_в = \frac{3 \times a}{f \times K_с} = \frac{2{,}6 \times 3}{10 \times 0{,}8} = 1 \text{ м};$$

$$l_а = 1 + 1{,}5 \times 0{,}4 + 0{,}15 = 1{,}75 \text{ м}.$$

Принимаем длину анкера 2,0 м, диаметр анкера 22 мм. Расстояние между анкерами определяем по формуле (8.16):

$$L_a = \sqrt{\frac{\frac{3{,}14 \times 0{,}022^2}{4} \times 500}{0{,}026 \times 4 \times 1{,}15}} = 1{,}10 \text{ м}.$$

Принимаем расстояние между анкерами 100 см, первый слой набрызг-бетона 30 мм. Толщину второго слоя набрызг-бетона находим по формуле (8.15):

$$\delta = \sqrt{\frac{0{,}11 \times 3 \times 0{,}027 \times 1}{2{,}5}} = 5{,}9 \text{ см}.$$

Принимаем толщину набрызг-бетона по кровле выработки 60 мм. Так как первый слой уже имеет толщину 30 мм, то по кровле наносится слой набрызг-бетона толщиной 30 мм.

8. Согласно выполненному расчету устойчивости и параметров крепи горных выработок, составляется паспорт крепления.

III. На шахте Шерегешевского месторождения на гор. +325 м (H = 260 м) проходится выработка по руде с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ = 110 МПа. Объемная масса руды 4,0 т/м^3, коэффициент структурного ослабления K_c = 0,8. Ширина орта $a_ш$ = 3,2 м, высота h = 3,4 м.

Решение:

1. Поскольку откаточный орт находится в зоне влияния очистных работ и проходится вкрест простирания рудного тела, максимальная горизонтальная составляющая напряжения $\sigma_2 = 5{,}2\gamma H$ и направлена вкрест простирания рудного тела ($\theta = 0°$), минимальная горизонтальная составляющая направлена по простиранию рудного тела и равна $\sigma_1 = 3{,}8\gamma H$.

2. Определяем действующие касательные напряжения в кровле и боках выработки по формулам (8.1) и (8.2):

$$\tau_{ср}^{к} = \left(\sigma_1 - \gamma H + 2\frac{h}{a_ш} \times \sigma_1\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(3{,}8 \times 0{,}04 \times 260 - 0{,}04 \times 260 + 2 \times \frac{3{,}4}{3{,}2} \times 3{,}8 \times 0{,}04 \times 260\right) \times 0{,}5 = 56{,}5 \text{ МПа};$$

$$\tau_{ср}^{б} = \left(\sigma_3 - \sigma_1 + 2\frac{a_ш}{h} \times \sigma_3\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(0{,}04 \times 260 - 3{,}8 \times 0{,}04 \times 260 + 2\frac{3{,}2}{3{,}4} \times 0{,}04 \times 260\right) \times 0{,}5 = -5{,}2 \text{ МПа}.$$

3. Находим предельные напряжения среза:

$$[\tau_{ср}] = K_c[\sigma_{сж}] \times 0{,}2 = 0{,}8 \times 100 \times 0{,}2 = 17{,}6 \text{ МПа}.$$

4. Вычислим коэффициент устойчивости кровли и боков выработки:

$$K_{\text{у}}^{\text{к}} = \sqrt{\frac{[\tau_{\text{ср}}]}{\tau_{\text{ср}}^{\text{к}}}} = \sqrt{\frac{17,6}{56,5}} = 0,55; \quad K_{\text{у}}^{\text{б}} = \sqrt{\frac{[\tau_{\text{ср}}]}{\tau_{\text{ср}}^{\text{б}}}} = \sqrt{\frac{17,6}{5,2}} = 1,8.$$

5. По табл. 8.16, согласно полученным коэффициентам устойчивости, определяем категорию устойчивости. Кровля выработки относится к 4-й категории, а бока к 1-й категории устойчивости.

6. В соответствии с табл. 8.16 принимаем в качестве крепи: набрызг-бетон — анкеры — сетка по кровле или металлическая арочная.

7. Выполняем расчет крепи. Величину действующего сжимающего напряжения в кровле выработки рассчитываем из выражения

$$\sigma_{\text{д}} = \frac{\sigma_2}{\sigma_3} \times \frac{\gamma \times a_{\text{ш}}}{f \times K_{\text{с}}} = \frac{3,8 \times 0,024 \times 3,2}{10 \times 0,8} = 0,06 \text{ МПа}.$$

Длина анкера

$$l_{\text{а}} = l_{\text{в}} + 1,5 \times l_{\text{з}} + l_{\text{к}} = \frac{3a_{\text{ш}}}{f \times K_{\text{с}}} + 1,5 \times 0,4 + 0,15 =$$

$$= \frac{3 \times 3,2}{10 \times 0,8} + 0,6 + 0,15 = 1,95 \text{ м}.$$

Принимаем длину анкера равной 2,0 м, диаметр анкера 18 мм. Расстояние между анкерами

$$L_{\text{а}} = \sqrt{\frac{\frac{3,14 \times 0,018^2}{4} \times 500}{0,06 \times 4 \times 1,15}} = 1,3.$$

Принимаем расстояние между анкерами равным 120 см, первый слой набрызг-бетона 30 мм. Толщину второго слоя определяем по формуле (8.15):

$$\delta = \sqrt{\frac{0,11 \times n \times \gamma \times L_{\text{а}}}{[\sigma_{\text{сж}}^{\text{н}}]}} = \sqrt{\frac{0,11 \times 4 \times 0,024 \times 1,2}{2,5}} = 7,0.$$

Принимаем толщину набрызг-бетона по кровле выработки равной 70 мм. С учетом первого слоя толщина второго слоя составит 20 мм.

IV. На Шерегешевском месторождении на рудном участке будет проходиться разведочный штрек на гор. +185 м ($H = 400$ м). Ширина и высота штрека равны соответственно $a = h = 2,7$ м. Штрек пройдет по породам с коэффициентом крепости по шкале М.М. Протодьяконова 12–14. Средневзвешенная объемная масса горных пород составит 2,3 т/м^3. Выработка направлена к максимальной горизонтальной составляющей напряжения вне зоны влияния очистных работ под углом $\theta = 75°$.

Решение:

1. Поскольку выработка планируется вне зоны влияния очистных работ, горизонтальные компоненты напряжения для Шерегешевского месторождения принимаем следующие: $\sigma_2 = 2{,}6\gamma H$, $\sigma_1 = 1{,}4\gamma H$.

2. Определяем действующие касательные напряжения среза в кровле и боках выработки по формулам (8.1)–(8.6). По формулам (8.1) и (8.3) находим минимальные и максимальные касательные напряжения в кровле выработок:

$$\tau_{ср}^{к} = \left(\sigma_1 - \gamma H + 2\frac{h}{a_ш} \times \sigma_1\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(1{,}4 \times 0{,}023 \times 400 - 0{,}023 \times 400 + 2\frac{2{,}7}{2{,}7} \times \right.$$

$$\left. \times 1{,}4 \times 0{,}023 \times 400\right) \times 0{,}5 = 14{,}2 \text{ МПа};$$

$$\tau_{ср}^{к} = \left(\sigma_2 - \gamma H + 2\frac{h}{a_ш} \times \sigma_2\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(2{,}6 \times 0{,}023 \times 400 - 0{,}023 \times 400 + 2 \times 2{,}6 \times 0{,}023 \times 400\right) \times 0{,}5 = 31{,}3 \text{ МПа}.$$

По формулам (8.2) и (8.3) вычисляем минимальные и максимальные касательные напряжения в боках выработок:

$$\tau_{ср}^{б} = \left(\gamma H - \sigma_1 + 2\frac{a_ш}{h} \times \gamma H\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(0{,}023 \times 400 - 1{,}4 \times 0{,}023 \times 400 + 2 \times \right.$$

$$\left. \times 0{,}023 \times 400\right) \times 0{,}5 = 7{,}8 \text{ МПа};$$

$$\tau_{ср}^{б} = \left(\gamma H - \sigma_2 + 2\frac{a_ш}{h} \times \gamma H\right) \times 0{,}5 =$$

$$= \left(0{,}023 \times 400 - 2{,}6 \times 0{,}023 \times 400 + 2 \times 0{,}023 \times 400\right) \times 0{,}5 = 1{,}8 \text{ МПа}.$$

3. Рассчитаем действующие напряжения среза в кровле выработки по формулам (8.5) и (8.6):

$$\tau_{ср}^{к} = \sqrt{\frac{\tau_{min}^2}{1 - \varepsilon^2 \cos^2\theta}};$$

$$\varepsilon^2 = 1 - \frac{\tau^{к}_{min^2}}{\tau^{к}_{max^2}} = 1 - \frac{(14{,}2)^2}{31{,}3^2} = 0{,}79;$$

$$\tau_{ср}^{к} = \sqrt{\frac{(14,2)^2}{1 - 0,65\cos^2 75°}} = 71 \text{ МПа}.$$

Получим действующие напряжения среза в боках выработки по формуле

$$\tau_{ср}^{б} = \frac{(\tau_{max} + \tau_{min}) \times \theta}{90°} = \frac{(7,8 + 1,7) \times 75°}{90°} = 7,9 \text{ МПа}.$$

4. Находим предельные напряжения среза:

$$[\tau_{ср}] = [\sigma_{сж}] \times 0,2 = 130 \times 0,2 = 26 \text{ МПа}.$$

5. Рассчитаем коэффициент устойчивости кровли и боков выработки по формуле (8.8):

$$K_{у}^{к} = \sqrt{\frac{26}{71}} = 0,6; \quad K_{уш}^{б} = \sqrt{\frac{26}{7,9}} = 1,8.$$

6. По табл. 8.16, согласно полученным коэффициентам устойчивости, определяем, что кровля выработки относится к 3-й категории, а бока к 1-й категории.

7. В соответствии с табл. 8.16 принимаем в качестве крепи: набрызг-бетон — анкеры — сетка.

8. Выполняем расчет крепи. Действующее сжимающее напряжение в кровле штрека находится из выражения (8.10):

$$\sigma_{д} = \frac{3,8 \times 0,023 \times 2,7}{13} = 0,018 \text{ МПа}.$$

Длина анкера

$$l_{а} = \frac{3,8 \times 2,7}{13 \times 0,8} + 1,5 \times 0,4 \times 0,15 = 1,07.$$

Принимаем длину анкера равной 120 см, диаметр анкера 18 мм. Расстояние между анкерами рассчитаем по формуле (8.16):

$$L_{а} = \sqrt{\frac{\frac{3,14 \times 0,018^2}{4} \times 500}{0,018 \times 4 \times 1,15}} = 1,2 \text{ м}.$$

Принимаем расстояние между анкерами равным 1,2 м (рис. 8.38).

8.4.2. Особенности крепления выработок трубчатыми анкерами взрывного закрепления

Как уже отмечалось, трубчатые анкеры закрепляются в шпурах взрывом зарядов, помещенных внутри корпуса трубы. Такой метод позволяет армировать окружающую выработку породы металлическими трубами, создать в массиве горных пород контур (порода — крепь), обеспечивающий устойчивость выработки.

В производственных условиях испытано несколько конструкций трубчатых анкеров (рис. 8.39, 8.40). В шпур, пробуренный в закрепляемом горном массиве, помещали трубчатый анкер (см. рис. 8.40). С концов корпус анкера уплот-

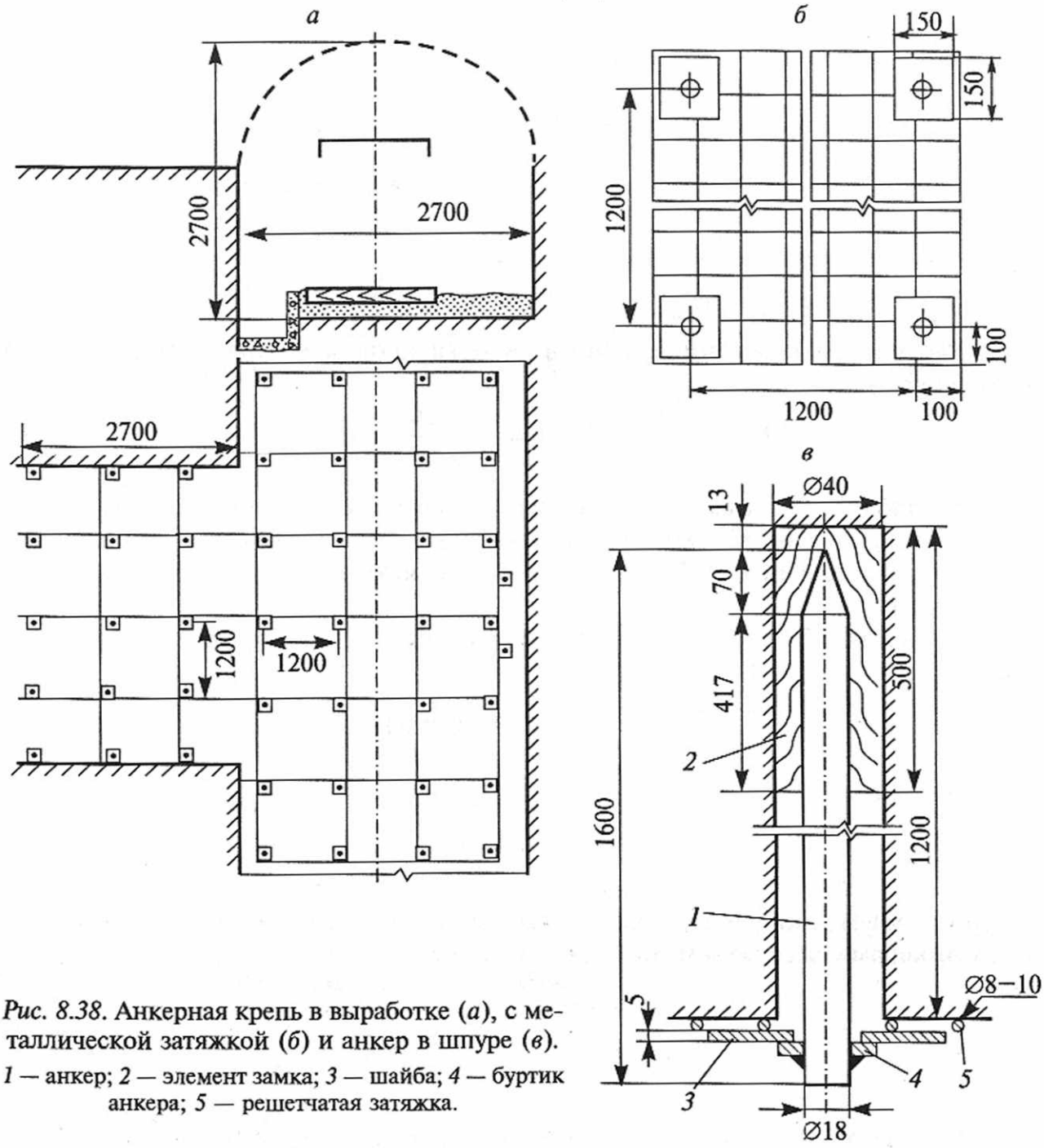


Рис. 8.38. Анкерная крепь в выработке (*а*), с металлической затяжкой (*б*) и анкер в шпуре (*в*).

1 — анкер; *2* — элемент замка; *3* — шайба; *4* — буртик анкера; *5* — решетчатая затяжка.

няли пробками *1*, по осям пробок располагали ДШ, остальное пространство в корпусе трубы заполняли водой *4*. К ДШ подсоединяли капсюль-детонатор *5* с огнепроводным шпуром *6*. До взрыва заряда трубчатые анкеры фиксировали в шпурах клином из древесины.

Перед взрывом штанг ДШ нескольких анкеров соединяли в единую взрывную сеть, к которой присоединяли капсюль-детонатор (рис. 8.41, 8.42).

Преимущества конструкции трубчатой крепи (ТШВ), содержащей в своей полости воду и ДШ, выражаются в следующем: меньше затраты времени на оснащение трубы зарядом, так как в качестве заряда используется детонирующий шнур, взрываемый в воде; вводить в полость анкерной трубы ДШ значительно

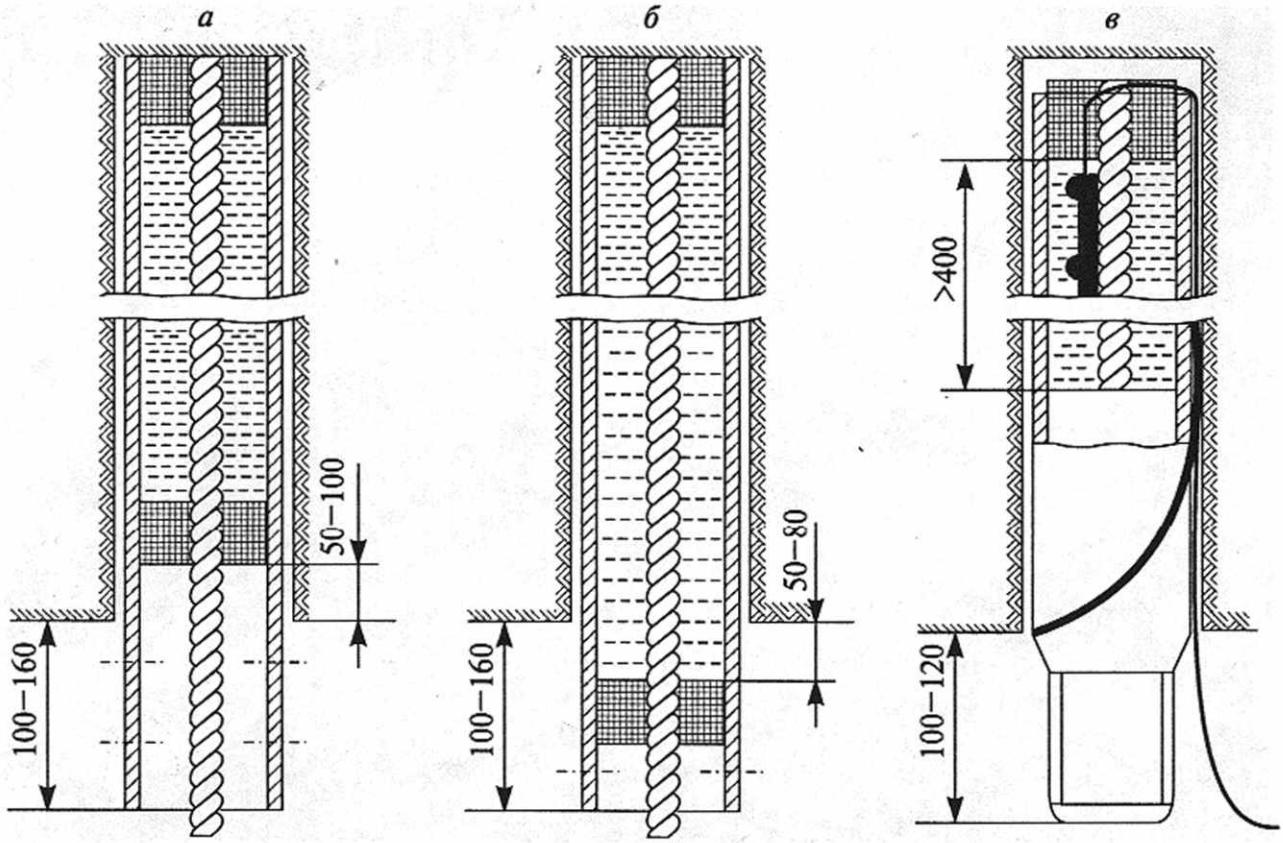


Рис. 8.39. Различные конструкции трубчатых анкеров и зарядов ВВ (*а—в*), включающих детонирующий шнур, эластичные пробки и воду.

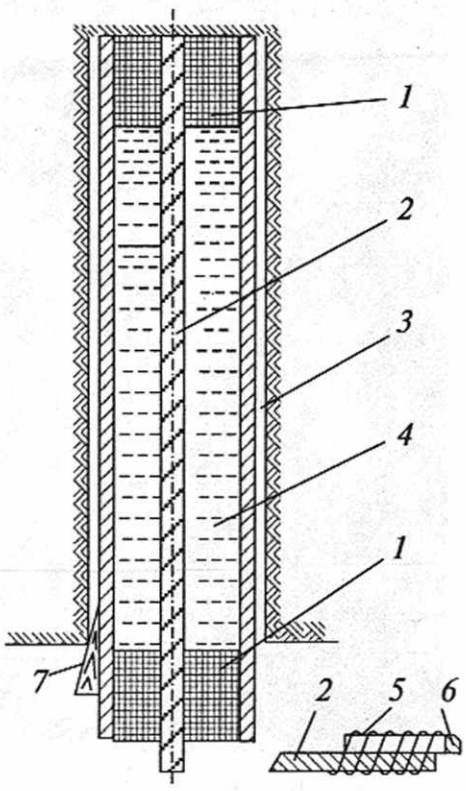


Рис. 8.40. Конструкция трубчатого анкера.

1 — пробка; *2* — ДШ; *3* — шпур; *4* — вода; *5* — капсюль-детонатор; *6* — огнепроводный шпур; *7* — клин.

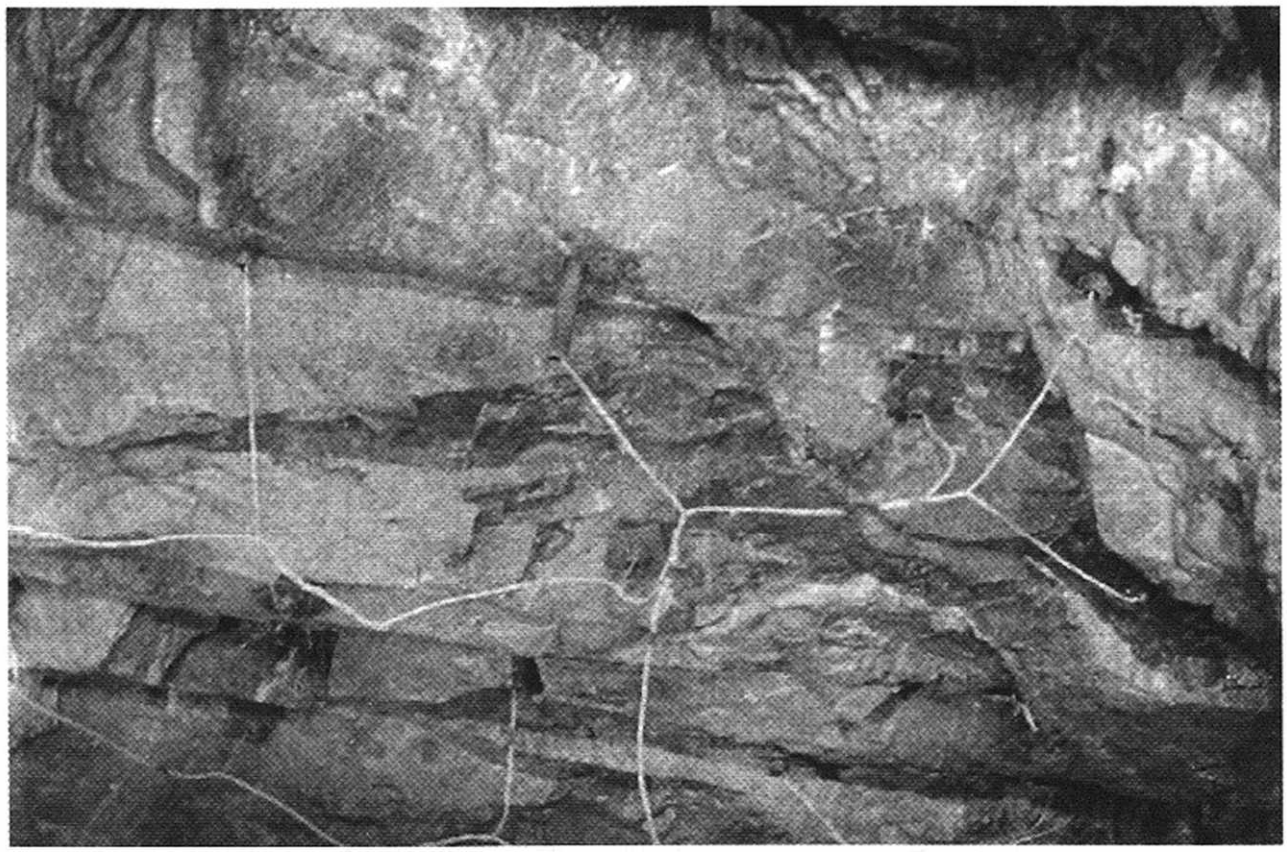


Рис. 8.41. Трубчатые анкеры в кровле Северного квершлага (гор. –210 м) перед взрывом зарядов.

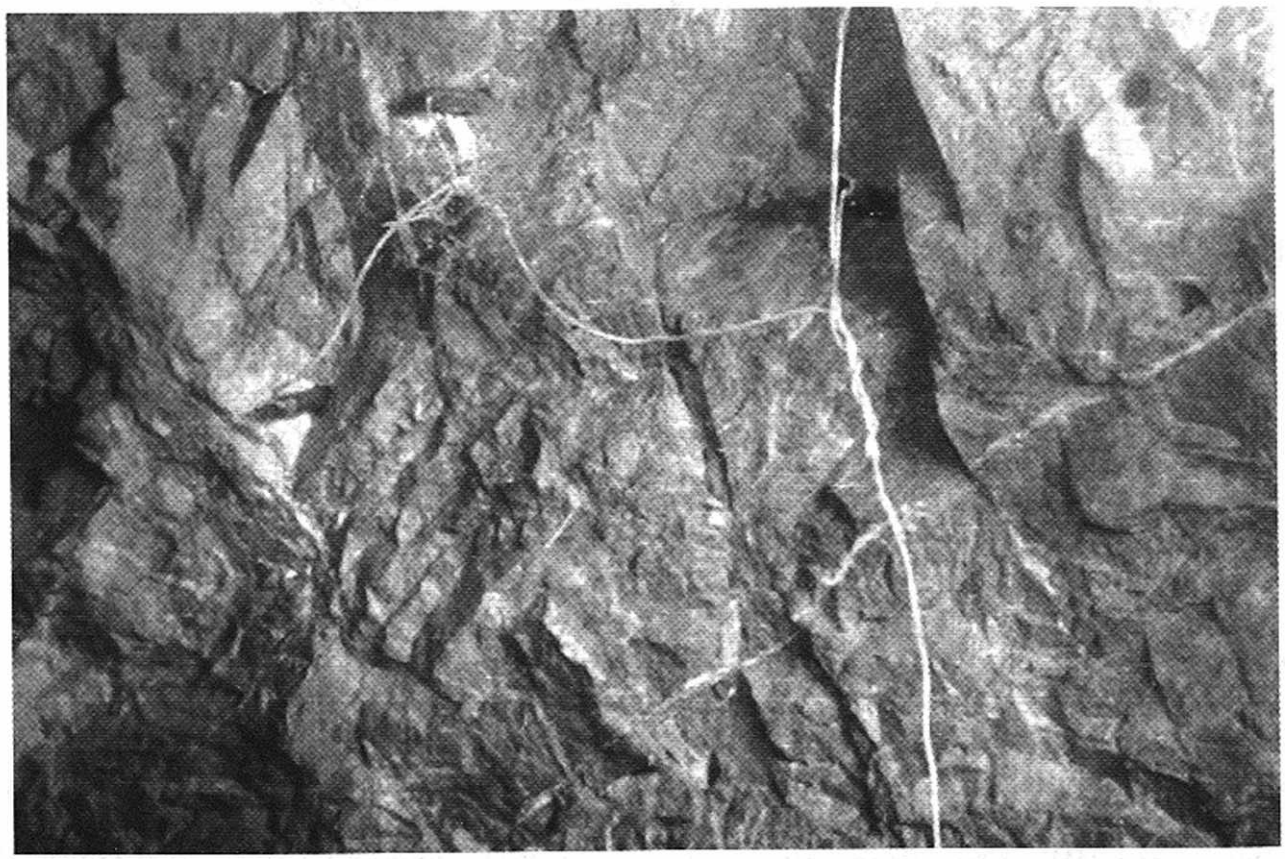


Рис. 8.42. Детонирующие шпуры нескольких анкеров, соединенные в одну сеть до взрыва.

проще и технологичнее, чем, например, заполнять полость флегматизированным россыпным ВВ (углетит № 5 или 7). Кроме того, стоимость заряда из ДШ, выделение вредных продуктов взрыва и время для проветривания при этом меньше.

Крепь устанавливалась на гор. –140 м в разведочном квершлаге Таштагольского месторождения. Породы выработки представлены сланцами и сиенитами. Сланцы имеют тонкокристаллическую структуру с коэффициентом крепости 10–12. Имеются дайковые образования, представленные микросиенитом и порфиритом, с коэффициентом крепости 10–14. Контакт породы между структурными образованиями плотный, трещиноватость пород средняя, возможны вывалы. 40 анкеров были установлены в Северном квершлаге на гор. –210 м, где породы имеют крупноблочную структуру и сложены сиенитами.

На Таштагольском месторождении закреплена заходка в 12 орте на гор. –140 м, где породы имели крепость 10 и высокую трещиноватость.

Шпуры под трубчатую анкерную крепь бурили диаметром 40 и 46 мм. Всего за период испытаний пробурено более 150 шпуров. Около трети из них бурились ручными перфораторами с пневмоподдержками, остальные — телескопными перфораторами. Глубина бурения изменялась с 0,5 до 1,7 м. В шпуры устанавливали трубчатые анкеры с наружным диаметром 34 и 41 мм при толщине стенок трубы 3,5 мм. Установку анкеров выполняли небольшими партиями, по 3–5 анкеров за один взрыв.

Крепь состоит из ТШВ и решетчатой затяжки (сетки). Сетка с ячейкой 80 × 80 или 100 × 100 мм из металлического прутка 5–7 мм. Каждый комплект ТШВ содержит трубную заготовку соответствующей длины, к торцу присоединен электросваркой венец в виде кольца из прутка 6–8 мм. На штангу свободно надета опорная плита размером 140 × 140 × 4 мм. Опорой для плиты служит венец. В силу особенности технологии возведения крепи сетка плотно прижата к горному массиву по всей кровле выработки. Крепь устанавливается специально разработанным гидротолкателем (рис. 8.43).

Гидротолкатель базируется на пневмоколонке от перфоратора ПТ-36 и подсоединяется к шахтной водопроводной сети. В шахтном водопроводе давление около 2,5 МПа, поэтому при площади поршня колонки 44 см^2 толкатель при открытом кране создает усилие до 11 кН. Та-

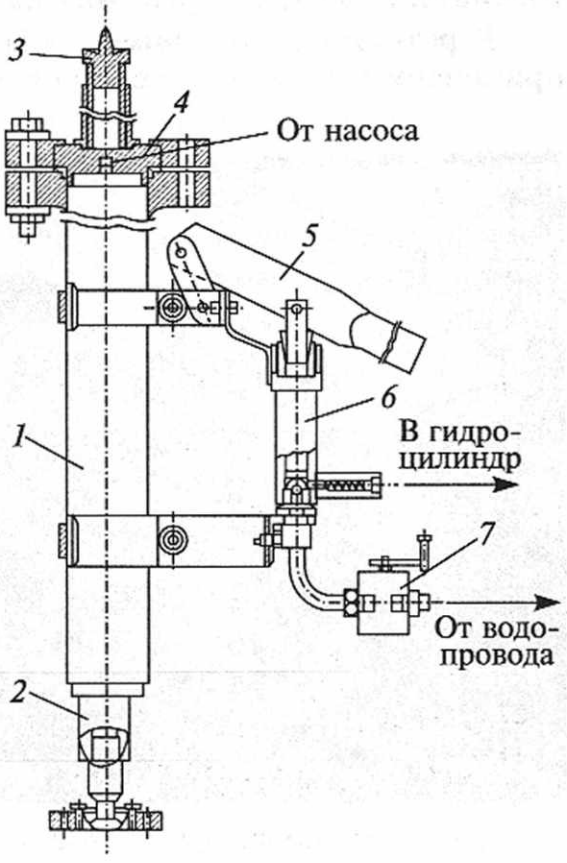


Рис. 8.43. Схема устройства гидротолкателя для установки трубчатых анкеров.

1 — корпус; *2* — шток; *3* — упор; *4* — крышка; *5* — рычаг привода насоса; *6* — насос; 7 — кран.

кое усилие позволяет преодолеть трение изогнутой трубы в шпуре и силой 11 кН прижать решетку к кровле выработки. Кроме того, на гидротолкателе смонтирован плунжерный насос ручного привода для увеличения усилия воздействия на решетку и опорную плиту штанги на конечной стадии введения ТШВ в шпур.

Техническая характеристика гидротолкателя

Длина корпуса, м	0,8
Длина хода штока, м	0,65
Площадь поршня, $см^2$	44
Создаваемое усилие, кН (тс):	
— от сети водопровода	до 11 (1,1)
— от насоса	до 22 (2,2)
Время установки одной штанги, мин	около 1
Масса, кг	около 18

На рис. 8.44 представлен общий вид крепления кровли анкерами с решеткой, а на рис. 8.45 — общий вид кровли нарезной выработки до взрыва ДШ, на рис. 8.46 — установка анкеров гидротолкателем.

Предлагаемую технологию крепления и средство для ее осуществления испытывали в условиях шахты Таштагольского месторождения. Нарезные выработки (буровые орты) сечением до 4 $м^2$ крепили на горизонте с отметкой –140 м. Крепь испытывали в буровом штреке блока 14 (гор. –140 м), траншейном штреке блока 18 (гор. –210 м) и в буровом штреке 15 (гор. –140 м). Закреплено более 30 м нарезных выработок. Штанги устанавливали длиной до 1,6 м по сетке 0,8 × 0,8 м. Визуальные наблюдения за участками в течение года показали, что кровля устойчивая, вывалы и нарушения целостности массива отсутствовали.

В результате экспериментальных исследований выявлено, что благодаря применению гидротолкателя исключается трудоемкая операция закручивания

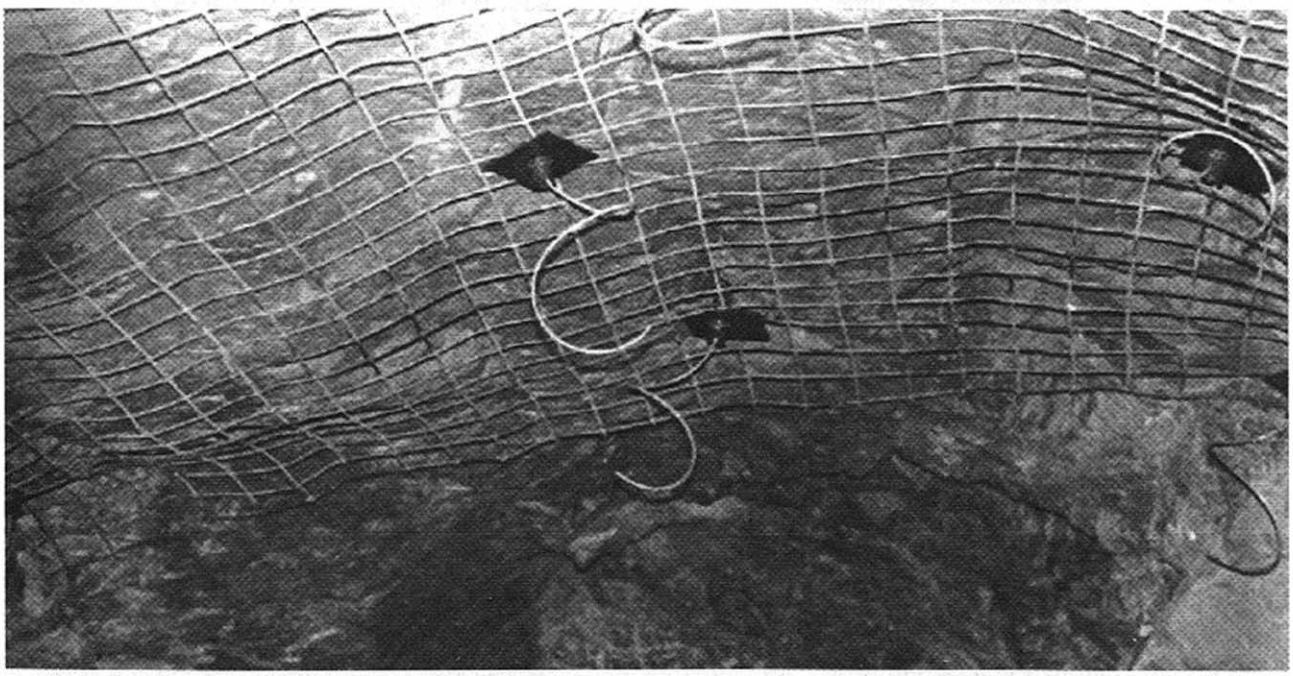


Рис. 8.44. Общий вид кровли нарезной выработки после введения штанг в шпуры.

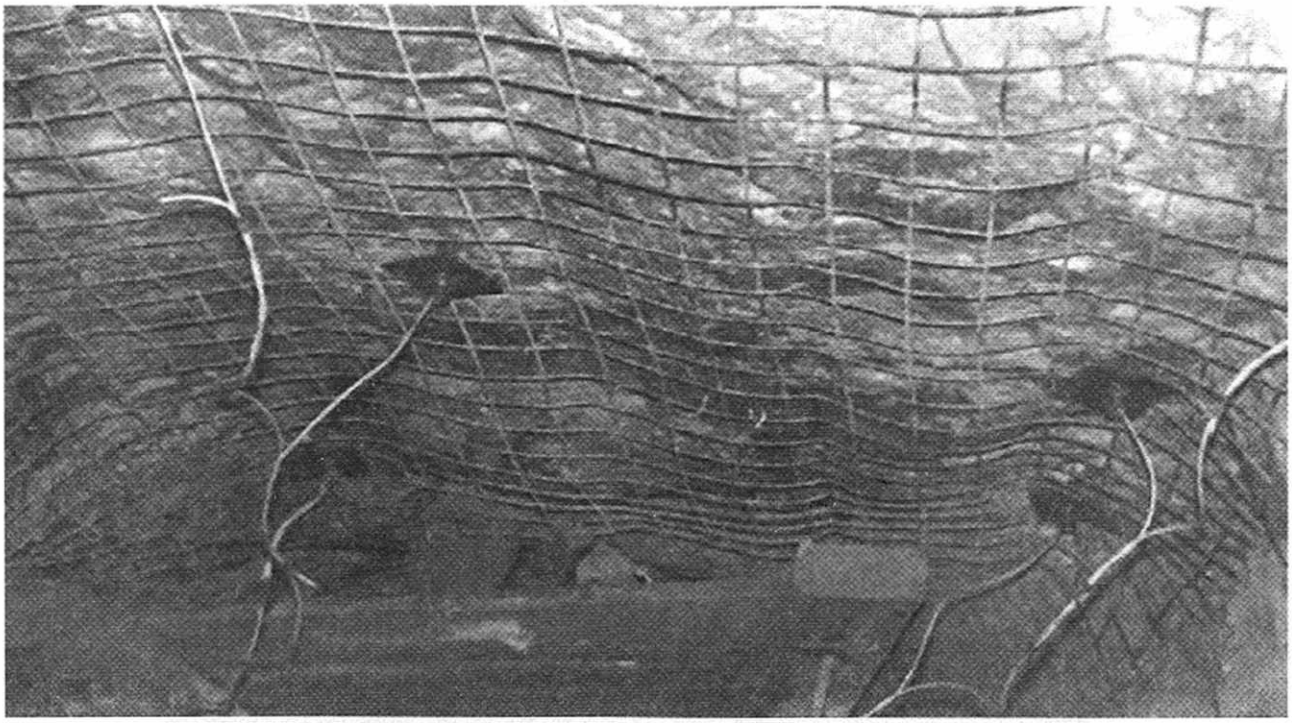


Рис. 8.45. Общий вид крепления до взрыва ДШ.

гайки, используется энергия напора воды из шахтного водопровода, обеспечивается плотное прижатие решетки к массиву с натяжением ее вокруг породных выступов кровли [235].

После взрыва заряда проводили визуальный контроль, определяли прочность закрепления контрольных штанг с помощью выдергивателя (рис. 8.47). К выступающему из шпура анкеру прикрепляли подвижную часть выдергивателя, затем плунжерным насосом в гидродомкрат нагнетали жидкость и таким образом к анкеру прикладывали выдергивающее усилие (рис. 8.48). В момент срывания замка анкер смещался в шпуре. До срыва замка выдергивающее усилие при увеличении давления резко возрастает. Когда выдергивающее усилие прекращало несущую способность крепежного анкера, смещение анкера в шпуре происходило при постоянной нагрузке. Отсчет снимали по показаниям манометра. Измеренная этим прибором несущая способность контрольных трубчатых штанг составила $58,86-68,87 \times 10^3$ Н при длине закрепления в шпуре 1 м. Следует отметить, что железобетонный анкер обретает такую несущую способность только через несколько суток (раствор без ускоряющих добавок), а клинощелевые анкеры в крепких породах сразу после установки способны воспринимать нагрузку $30-40 \times 10^3$ Н, но затем, спустя две-три недели, от вибросейсмовоздействий их несущая способность падает до нуля.

Несущая способность трубчатых анкеров от времени не падает. Так измеряли несущую способность контрольных анкеров сразу после установки в разведочном квершлаге гор. –140 м Таштагольского месторождения. Затем через 6 мес контрольные анкеры снова испытали на прочность закрепления, при этом существенных изменений в прочности не отмечено.

Варианты конструкций трубчатых анкеров характеризуются разными условиями их применения. Анкеры на рис. 8.40 и 8.41 предназначены для примене-

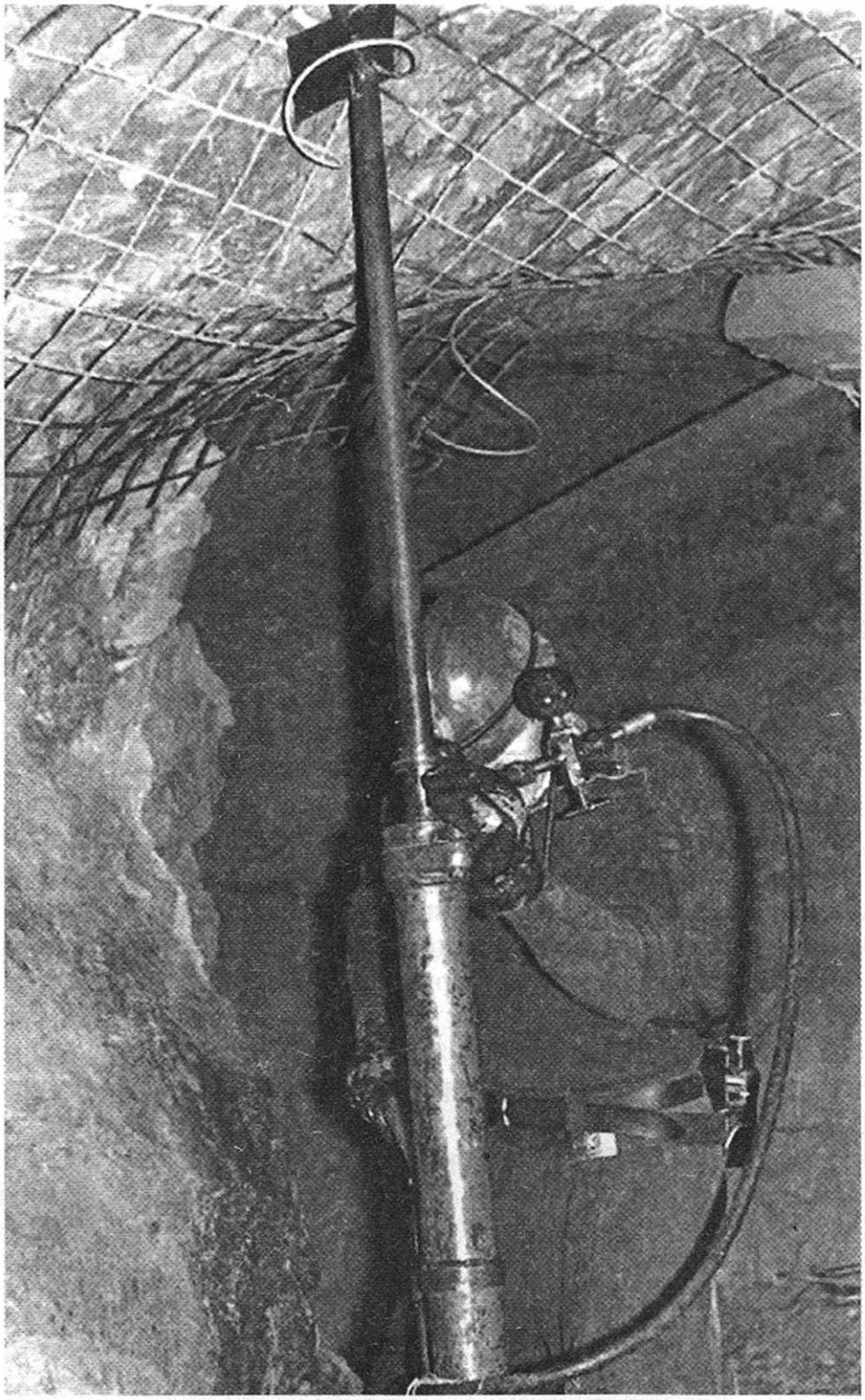


Рис. 8.46. Введение трубчатых анкеров в шпуры гидротолкателем.

ния в качестве временной и постоянной крепи в сочетании с набрызг-бетоном, анкеры на рис. 8.49 и 8.50 — для временной и постоянной крепи, когда по горно-геологическим и горно-техническим условиям есть необходимость навески на анкер подхватов, сетки или опорной плиты. Поэтому в конструкциях (см. рис. 8.39) имеются отверстия для удерживающих штырей. Анкер состоит из

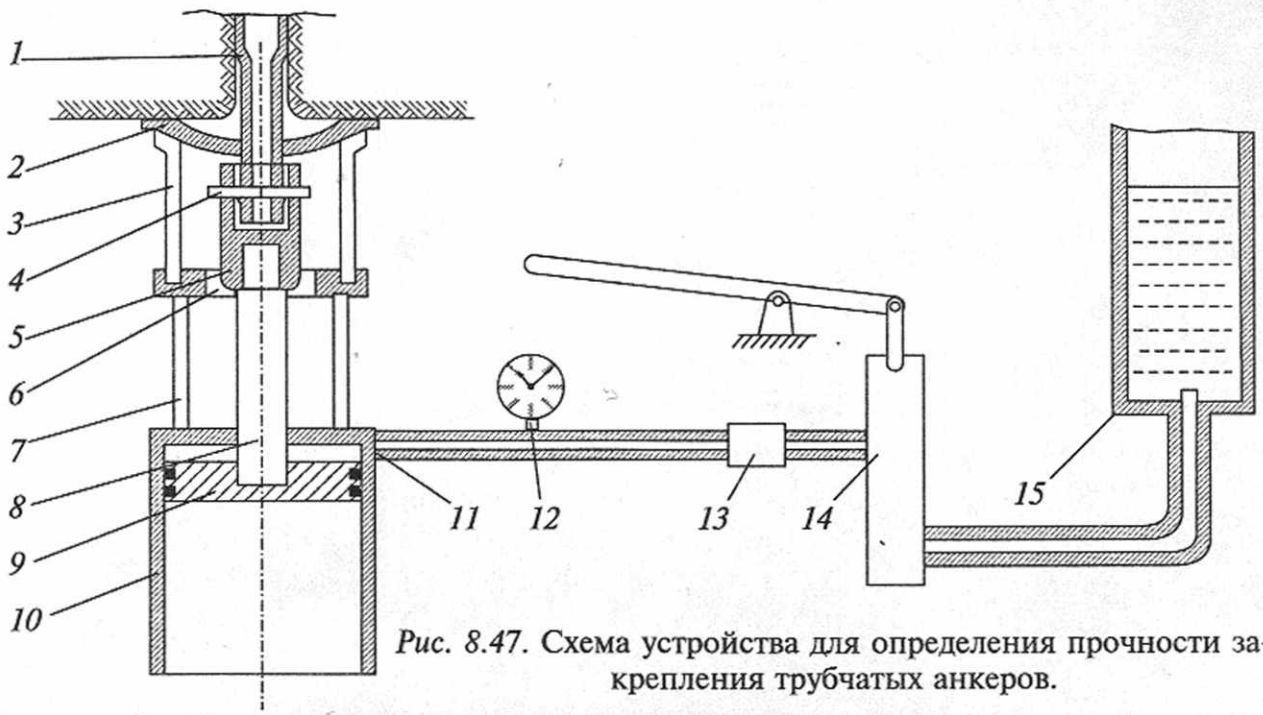


Рис. 8.47. Схема устройства для определения прочности закрепления трубчатых анкеров.

1 — анкер; *2* — сферическая опорная плита; *3*, *7* — опорные втулки; *4* — соединительный палец; *5* — переходник; *6* — промежуточное кольцо; *8* — шток поршня; *9* — поршень с уплотняющими кольцами; *10* — силовой цилиндр; *11* — штуцер оси гидронасоса; *12* — манометр; *13* — обратный клапан; *14* — поршневой насос; *15* — емкость с жидкостью.

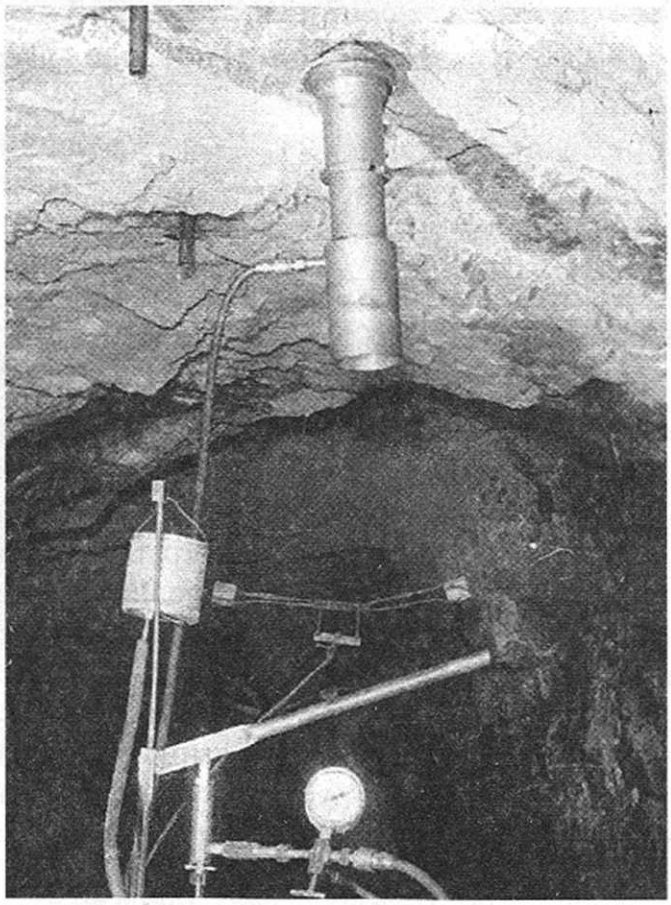


Рис. 8.48. Определение прочности закрепления анкеров с применением выдергивателя.

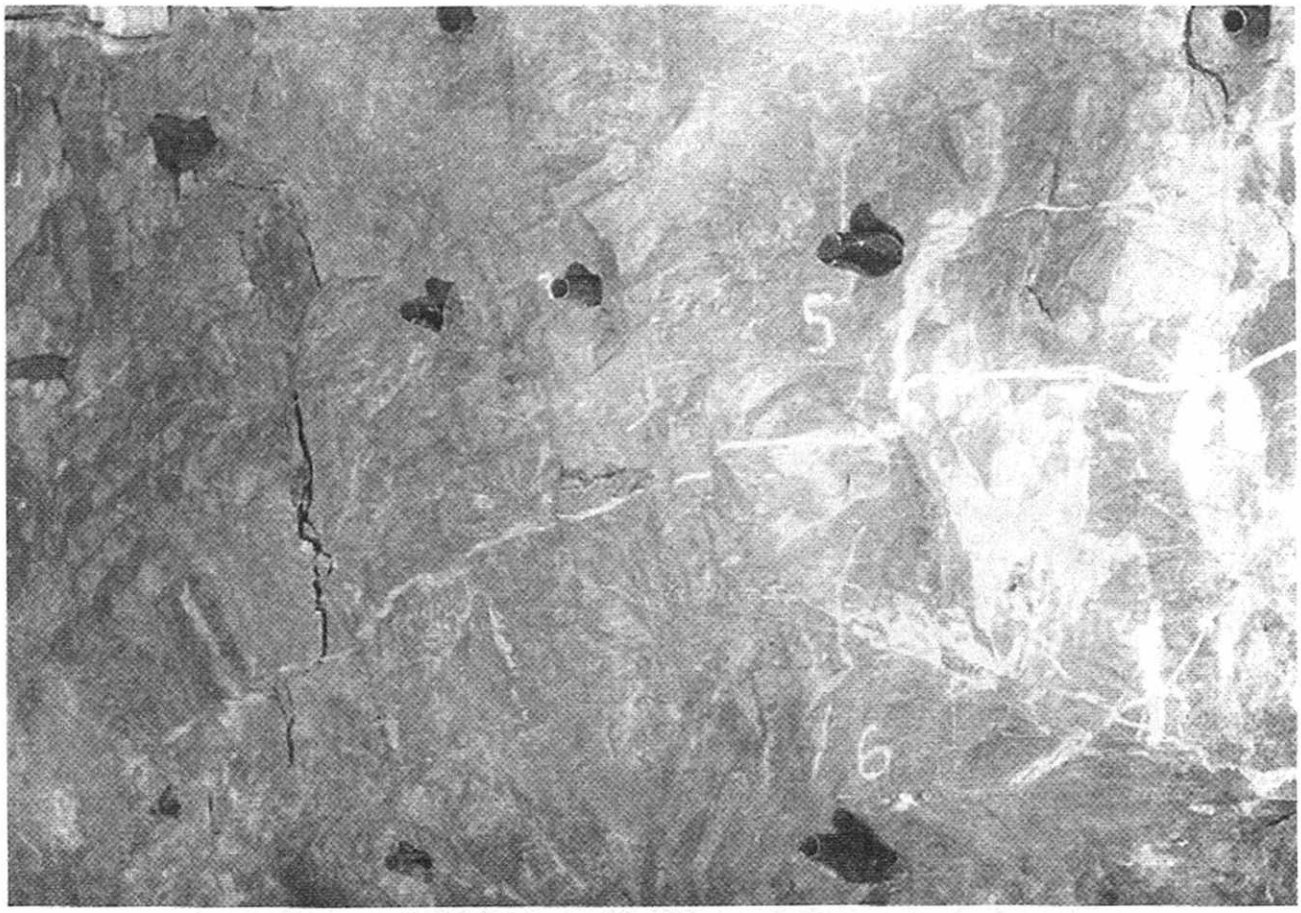


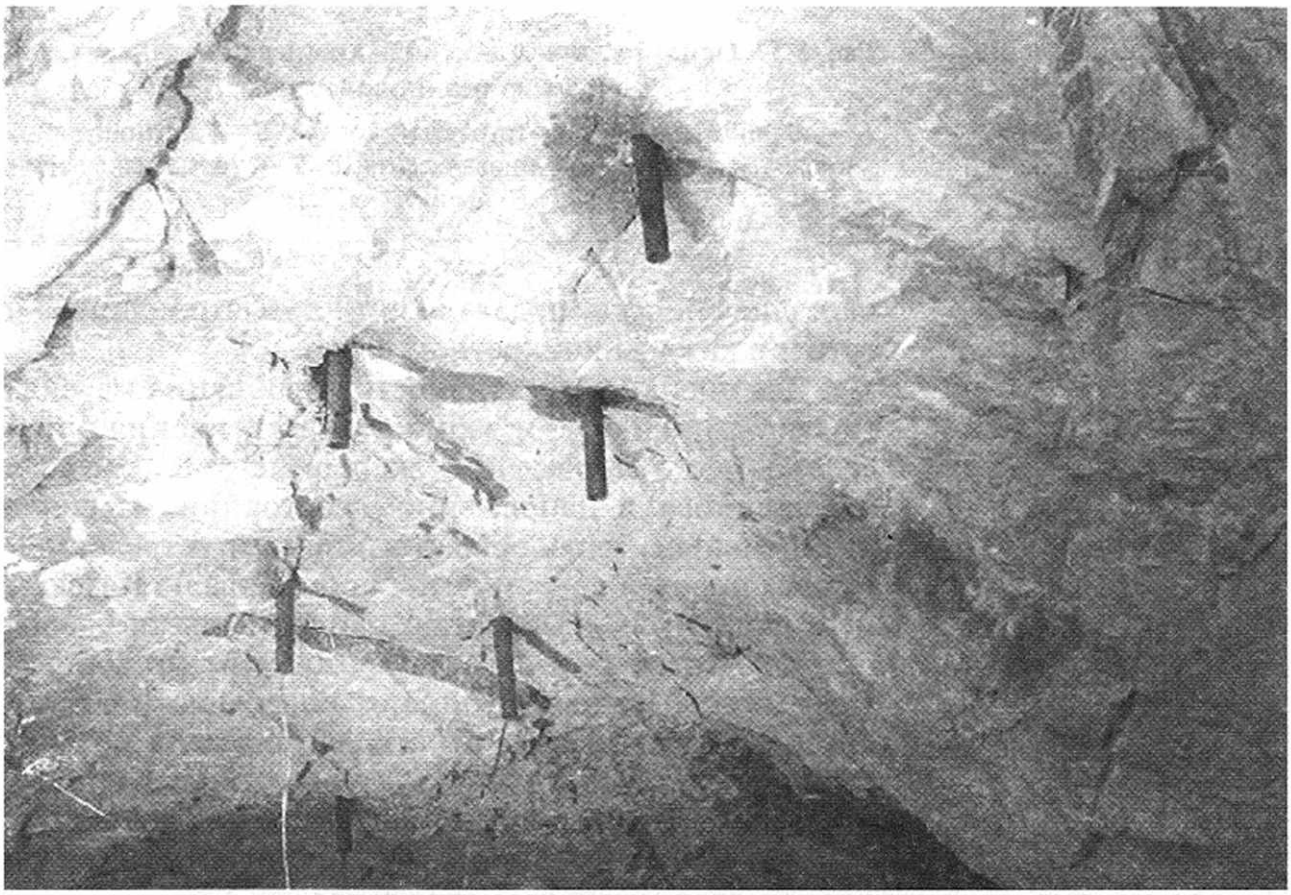
Рис. 8.49. Борт выработки, закрепленный трубчатой анкерной крепью.

трубы, к которой приварен стержень с резьбой для навинчивания гайки под опорную плиту.

Характерной особенностью анкеров после взрывов является развальцованная труба в устье шпура (см. рис. 8.49). При взрыве в штанге установочного заряда в устье шпура создается из корпуса трубы дополнительная опорная поверхность, образуется опорная плита. Опорная плита плотно контактирует с породой вокруг устья шпура. Результаты испытаний показали, что установка трубчатых анкеров взрывного закрепления менее трудоемка, чем железобетонных анкеров, при этом трубчатые анкеры обладают большей надежностью в работе, имеют большую несущую способность, чем клинощелевые штанги.

Разработана сейсмостойкая конструкция трубчатых анкеров (рис. 8.51). Анкерная крепь предназначена для крепления разнородных, нарушенных трещинами или слабых пород, в которых возможно искривление шпура при бурении и технологические неровности на стенках шпура. В результате этого может быть затруднен ввод штанги в шпур. Технология установки анкера заключается в предварительном растяжении резиновой ленты, закрепленной в главной части анкера, и вращении трубчатого анкера с одновременным его вводом в шпур. При растяжении резиновой ленты толщина ее уменьшается за счет вращения трубчатого корпуса. Регулируя натяжение ленты, можно достичь беспрепятственного ввода анкера в шпур. Параметры резиновой ленты или шнура и шаг навивки принимают в зависимости от требуемой грузонесу-

а



б

Рис. 8.50. Трубчатые анкеры в кровле (*а*) и в борту (*б*) выработки.

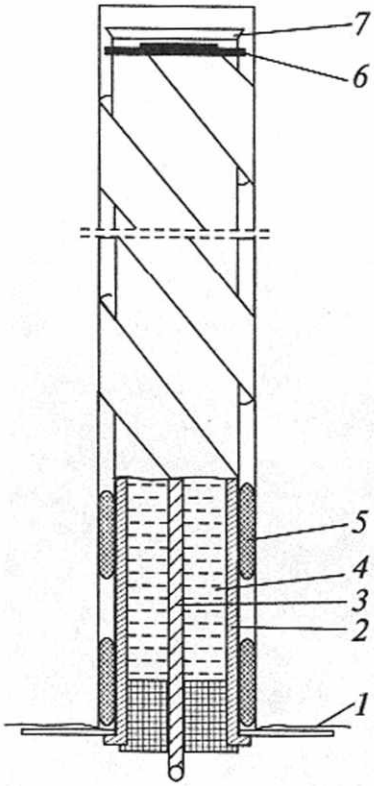


Рис. 8.51. Сейсмостойкая анкерная крепь с податливым элементом из резиновой ленты.

1 — опорная плита; *2* — трубчатый корпус; *3* — детонирующий шнур; *4* — вода; *5* — резиновая лента; *6*, *7* — герметизирующие пробки.

щей способности, податливости, диаметров шпура и трубы в каждом конкретном случае.

Для оценки эффективности упрочнения массива трубчатыми анкерами взрывного закрепления определено место проведения экспериментов. Им стал находящийся в напряженном состоянии массив с интенсивным заколообразованием и стрелянием горных пород. Эксперименты проведены на Казском месторождении в выработках околоствольного двора гор. −90 м, отнесенного к угрожаемым по горным ударам (абсолютная глубина от поверхности 600 м). Грузовая ветвь клетьевого ствола пройдена по диоритам среднезернистой структуры. Диориты носят отчетливые следы ороговения, что находит свое выражение в чрезвычайной крепости пород, равной 20. Порода средней степени трещиноватости, класс устойчивости 2-й.

Шпуры для установки анкеров бурили телескопными перфораторами по сетке 1 × 1 м, коронки диаметром 43 мм, глубина шпуров 1,6 м. Анкеры изготавливали из скальных труб диаметром 33 мм с толщиной стенки 3 мм и длиной 1,5 м. Их оснащали резиновым шнуром диаметром 55 мм. Шнур размещали по наружной поверхности с шагом навивки 10–15 см. После взрывного закрепления при воздействии на штангу предельной нагрузки происходила ее подвижка на 15–30 мм и более, после чего несущая способность штанги составила 80–90 % от первоначальной.

Регулирующая податливость анкерной крепи данной конструкции позволяет использовать этот вид крепи в выработках, пройденных в удароопасных породах, а также в выработках, подверженных сейсмическому воздействию массовых взрывов.

Оценка эффективности воздействия анкерной крепи на массив осуществлялась электрометрическим методом с помощью комплекта аппаратуры ИКС-50. В экспериментах использовали методы площадной съемки и электропрофилирования по кровле и бортам выработки (рис. 8.52).

Всего проведено три серии измерений: первая — до установки штанг; вторая — через день после установки; третья — через 1,5 мес после установки.

В период первой съемки измерений отмечалось интенсивное заколообразование в 7–8 рядах шпуров, а в районе 10–12 рядов потрескивание массива в кровле.

После установки анкеров и проведения второй серии измерений произошло выравнивание электросопротивления, а следовательно, и выравнивание уровня напряжений. Общее понижение в 1,5 раза уровня электросопротивле-

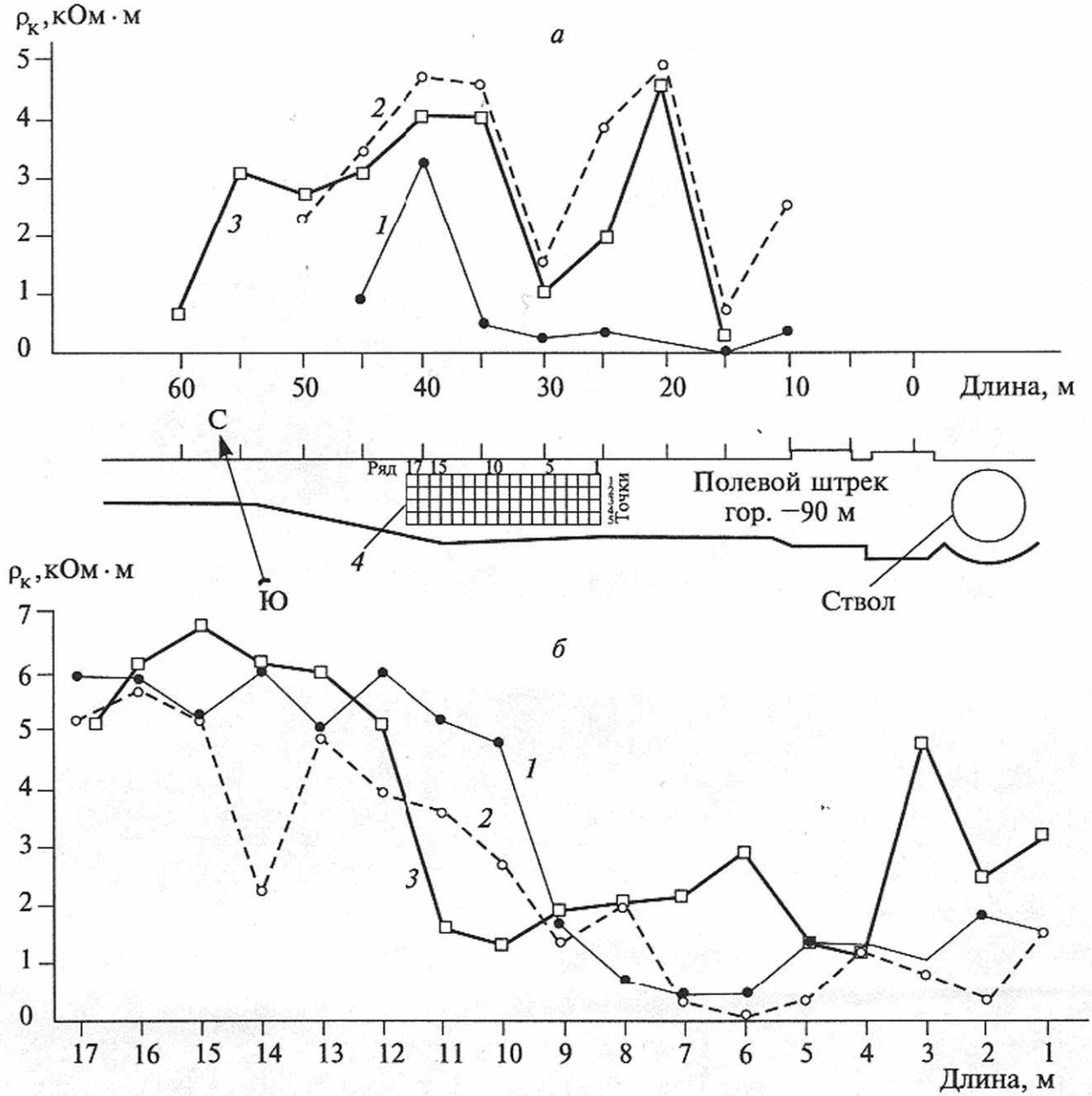


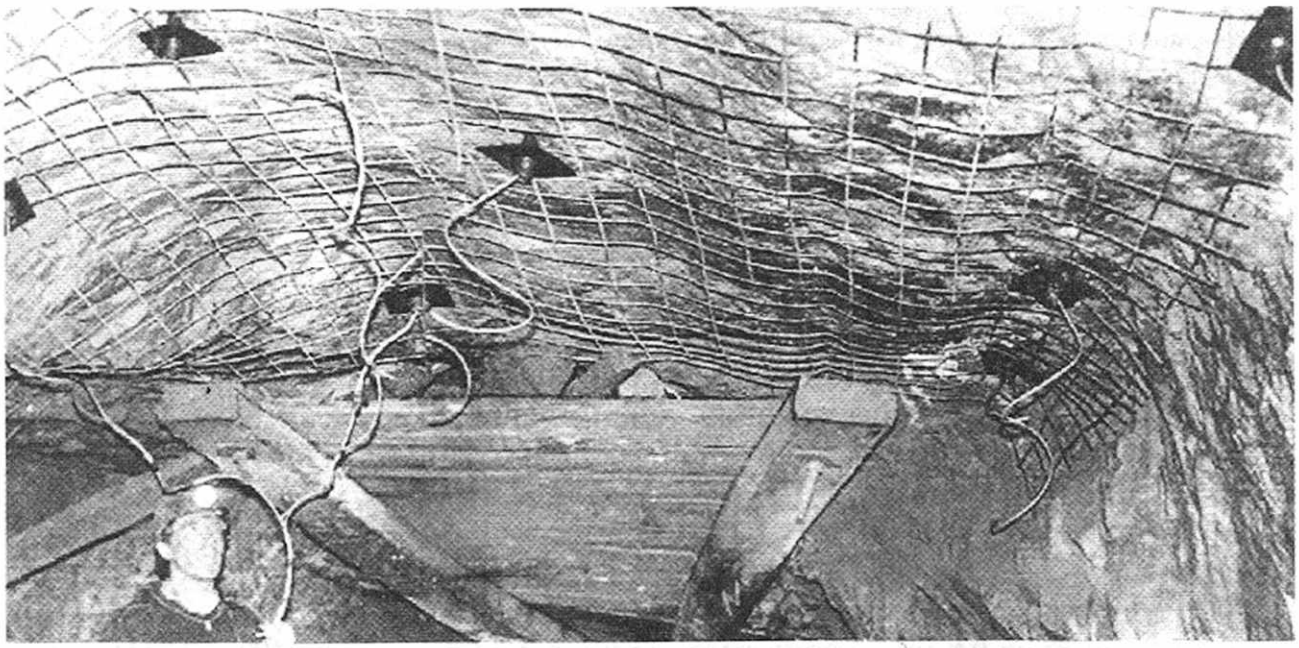
Рис. 8.52. Результаты электрометрических измерений по оценке напряженно-деформированного состояния массива.

Электросопротивление пород: *а* — в бортах; *б* — в кровле выработки; *1–3* — значение электросопротивления: *1* — до установки анкеров; *2* — через 1 день после установки; *3* — через 45 дней после установки; *4* — участок установки анкеров.

ния наблюдалось в кровле выработки. Это объясняется закрытием трещин и уплотнением приконтурного массива. В то же время измерения в бортах выработки показали, что произошла разгрузка массива — электросопротивление увеличилось в 3,7 раза.

После третьей серии измерений напряженно-деформированное состояние массива продолжало изменяться. Нагрузка на штанги увеличилась, а закрепленный штангами массив уплотнился.

а



б

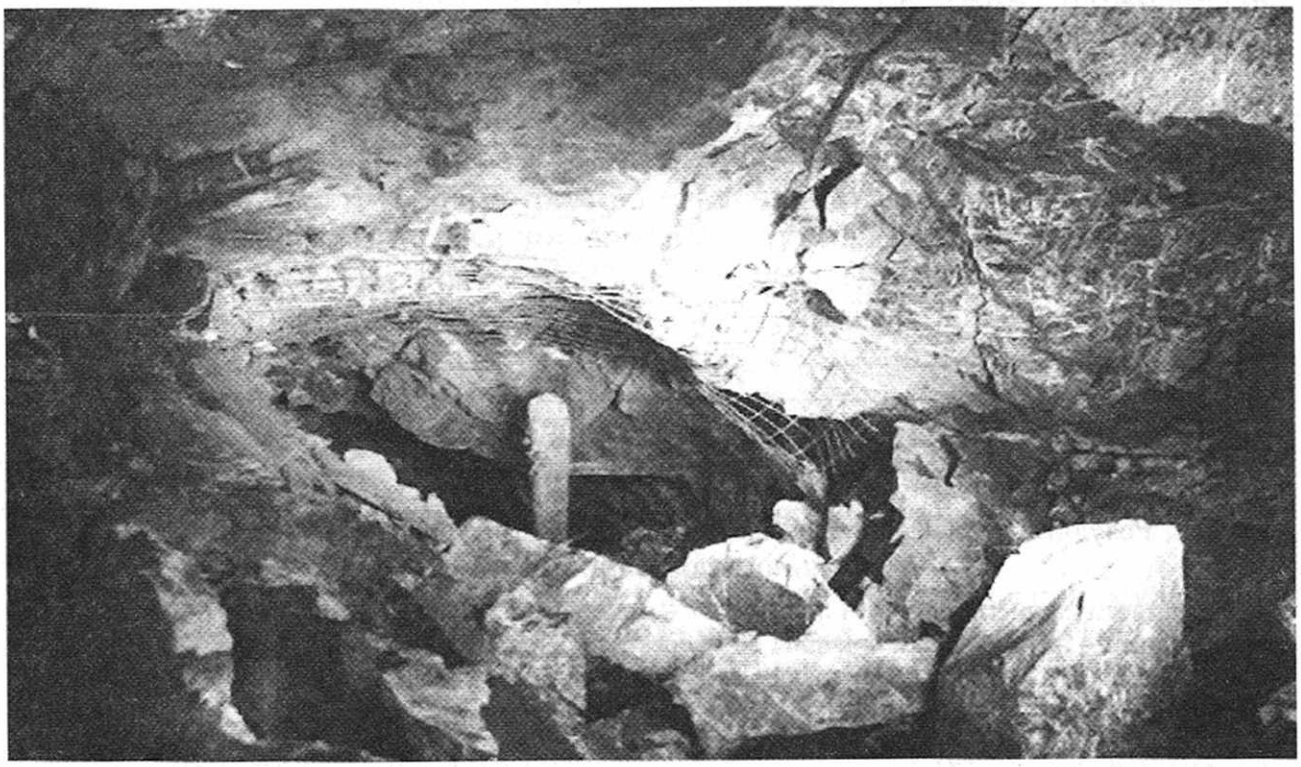


Рис. 8.53. Состояние крепи в выработках после 7 массовых взрывов.
а — ТШВ; *б* — ранее применяемая крепь.

В результате исследований установлено, что данная конструкция крепи своевременно включается в работу, создавая податливую систему "крепь — массив". Эта система предполагает совместную работу крепи и смещающихся пород зоны неупругих деформаций.

С целью выявления работоспособности крепи при воздействии массовых взрывов на Таштагольском месторождении был закреплен участок нарезной выработки (сбойка на буровой орт 15, гор. –140 м) сечением до 5 м^2 в зоне влияния очистных работ, где крепость горных пород составляла 10–14. Анкеры длиной 1,5 м устанавливались через 0,8 м с сеткой из металлического прутка диаметром 6 мм с размером ячейки 100 × 100 мм (рис. 8.53). За два года проведено 7 массовых взрывов мощностью от 20 до 120 т ВВ. Несмотря на воздействие массовых взрывов, закрепленный ТШВ сохранил устойчивое состояние кровли.

На гор. –210 м закреплено более 30 м откаточной выработки сечением 12 м^2 (орт 5), где крепь располагали по кровле и бортам (рис. 8.54). Трубчатые анкеры под решетку устанавливали вплотную к забою одновременно со взрыванием зарядов в шпурах, пробуренных для проведения горной выработки.

Это позволило сократить до минимума время пребывания кровли без крепи и полностью исключить опасность падения кусков горной породы. Результаты испытания технологии крепления ТШВ горных выработок и средств ее осуществления показали, что при установке трубчатых штанг под решетчатую затяжку с применением гидроколонки реализуются следующие

Рис. 8.54. Состояние крепи ТШВ в орте 5, гор. –210 м на Таштагольском месторождении.

достоинства: обеспечивается качество и работоспособность крепи; повышается несущая способность штанг, связанных единым полотном затяжки, за счет более равномерного распределения в системе нагрузки от локальных воздействий; обеспечивается плотное прижатие решетки к массиву кровли благодаря использованию энергии напора воды; обеспечивается возможность нанесения набрызг-бетона любой толщины на участках, требующих усилия крепи; достигается снижение удароопасности за счет усреднения напряжений в приконтурном массиве, что предопределяет высокие эксплуатационные показатели крепи и дает основание рекомендовать ее к креплению в условиях проявления горного давления в динамической форме вместо монолитной железобетонной крепи.

8.5. Упрочнение горных пород в выработках методом инъекции растворов

Экспериментальные работы по применению метода и устройства для инъекции пород химическими растворами смол проводились на гор. –70 м Таштагольского месторождения. Нагнетательная установка и ее схема представлены на рис. 8.55, 8.56 [236].

Устройство для инъекции состоит из двух емкостей для жидкости давления с расходомерами поплавкового типа, двух поршневых насосов, соединитель-

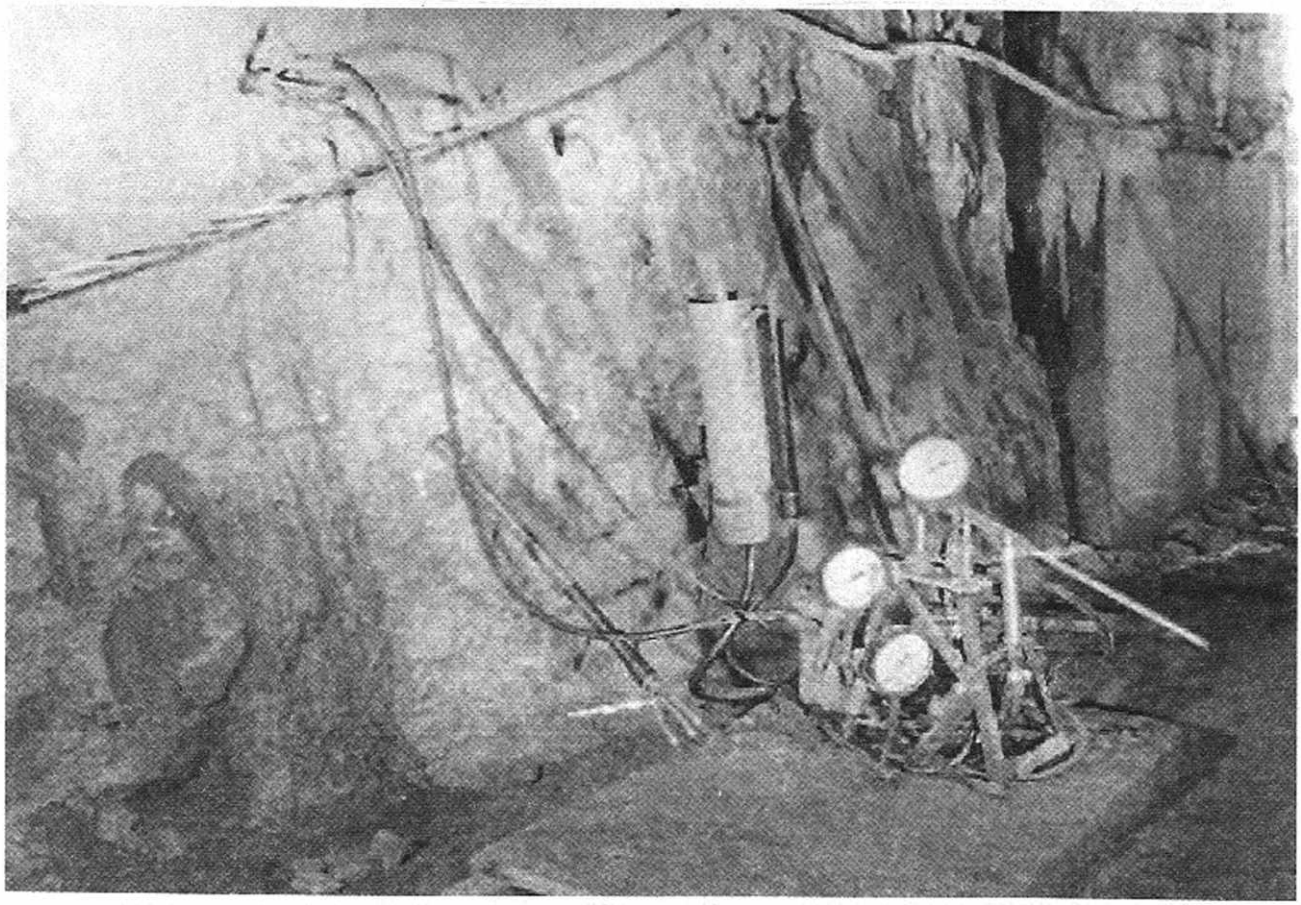


Рис. 8.55. Общий вид инъекторной установки в шахте.

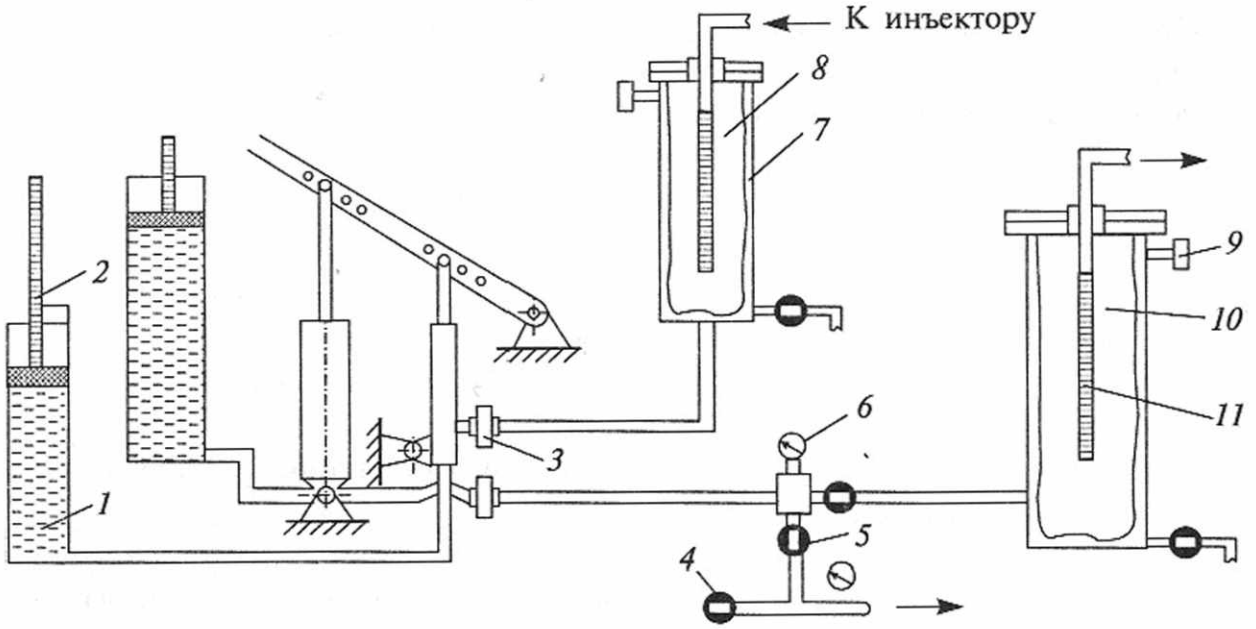


Рис. 8.56. Схема установки для нагнетания химических растворов и смол в породу.

1 — жидкость; *2* — расходомер; *3* — обратный клапан; *4* — сливной кран; *5* — кран; *6* — манометр; *7* — гибкая оболочка; *8* — отвердитель; *9* — воздушный кран; *10* — смола; *11* — перфорированный шланг.

ных трубопроводов, емкости для смолы, емкости для отвердителя, инъектора со смесителем.

Поршневые насосы приводятся в действие общей рукоятью, что обеспечивает синхронность их работы и постоянство соотношения компонентов в растворе. Соединительные трубопроводы имеют манометры и краны. Емкости для компонентов раствора состоят из корпуса, воздушного крана, сливного крана. В каждый корпус заключена гибкая оболочка, вовнутрь которой заливаются компоненты раствора, откуда по перфорированному шлангу он вытесняется в нагнетательный шланг и далее к инъектору.

Породы в выработке на исследуемом участке представлены сиенитами, нарушенными трещинами различного направления, с кальцитовыми прослойками. Контакты притерты, по трещинам возможны вывалы. Крепость пород равна 10.

Для проведения исследований принят состав укрепляющего раствора, содержащий 100 весовых частей смолы ЭД-16П, 10 весовых частей отвердителя полиэтилен-полиамина (ПЭПА) и 15 — ацетона. Шпуры бурились диаметром 46 мм, глубиной до 1,35 м. Расстояние между ними 0,8–1,4 м.

Параметры и результаты нагнетания воды и раствора, полученные при испытаниях, приведены в табл. 8.17. Испытания показали эффективность выбранной конструкционной схемы нагнетательного устройства и инъектора. Инъектор надежно удерживался в шпуре, его смещений относительно стенок шпура не наблюдалось, течи воды и раствора через герметизатор не происходило.

Для установления предела возможного упрочнения горных пород методом инъекции перед нагнетанием раствора определяли удельное водопоглощение.

Интенсивность трещиноватости выявляли гидравлическим способом, который основан на условной оценке трещиноватости, через удельное водопоглощение, рассчитываемое по формуле [237]

$$q_{\text{у}} = \frac{Q_{\text{в}}}{P_{\text{в}} \ell_{\text{ф}}}, \text{ л/(мин} \cdot \text{мм вод. ст.)}, \qquad (8.17)$$

где $Q_{\text{в}}$ — расход воды, л/мин; $P_{\text{в}}$ — давление нагнетания воды, мм вод. ст.; $\ell_{\text{ф}}$ — длина фильтрующей части скважины, м.

Величина удельного водопоглощения шпуров колебалась от 0,001 до 0,0005 л/(мин·мм вод. ст.) (см. табл. 8.17).

Конечным пределом возможного упрочнения пород принимается значение $q_{\text{у}} = 0{,}001$ л/(мин·мм вод. ст.).

Исследования показали, что при малом удельном водопоглощении закачать в породу достаточное количество вяжущего можно при очень высоком давлении и низкой вязкости (хорошей текучести) раствора, но при этом обычно происходит гидроразрыв массива. При малых расходах раствора эффективность упрочнения инъекций низкая [238].

При условии применения серийного специального оборудования и насосов высокого давления в дальнейшем метод упрочнения инъекцией может использоваться на рудниках для крепления, например, нарушенных технологическими взрывами днищ блоков и выработок выпуска горной массы.

Таблица 8.17

Результаты испытаний нагнетания раствора и воды в шахтных условиях

Глубина шпура, м	Диаметр шпура, мм	Глубина герметизации, м	Длина фильтрующей части, м	Показания манометра, кПа		Вид жидкости	Расход жидкости, см³	Время нагнетания, мин	Радиус распространения, см	Удельное водопоглощение массива, л/(мин · мм вод. ст.)
				при нагнетании	на герметизаторе					
1,0	42	0,3	0,7	1945	1945	Вода	4220	22	163	0,0009
1,1	42	0,3	0,8	3410	410	Раствор	558	15	—	—
1,0	42	0,3	0,7	880	3880	»	960	26	—	—
1,0	42	0,3	0,7	1456	1456	Вода	2280	14	97	0,001085
135	46	0,3	1,05	981,0	410	Вода	9530	15	89	0,000510
				5890	5890	Раствор	412,0	25	—	—
133,5	46	0,3	1,035	981,0	410	»	1020	15	140	0,000680
				5890	5890	»	670,0	25	—	—
129	46	0,3	0,99	5890	5890	Раствор	425,0	25	—	—
135	46	0,3	1,05	5890	5890	»	544,0	25	—	—
126,5	46	0,3	0,965	981,0	3410	Вода	1210,0	15	105	0,000806
				5890	5890	Раствор	817,0	25	—	
131	46	0,3	1,01	5890	5890	Раствор	702,0	25	—	—

Примечание. Течи через гидроразрыв и смещений инъектора относительно стенок шпура не отмечено.

8.6. Опыт проведения выработок в руддворах

Технология проведения выработок в руддворах заключается в том, что вдоль камеры по правому ее борту пройдена выработка малого сечения со стороны скипового ствола.

Камера опрокидывателя расположена под приемным бункером комплекса подземного дробления в скиповой ветви. Сечение камеры в свету 49,5 м^2, в черне 34 м^2. Оформление камеры опрокидывателя до полного сечения предусмотрено со стороны ствола (рис. 8.57). В первую очередь разрабатывается камера на глубину 4 м в три заходки, затем проводится обуривание вертикальных шпуров (рис. 8.58). После взрывания третьей заходки приступают к возведению временной крепи по периметру свода и частично по бортам. В качестве временной крепи используется анкерная крепь (рис. 8.59). В расчет штанговой крепи входит определение длины сетки расположения и диаметра штанг [206, 207].

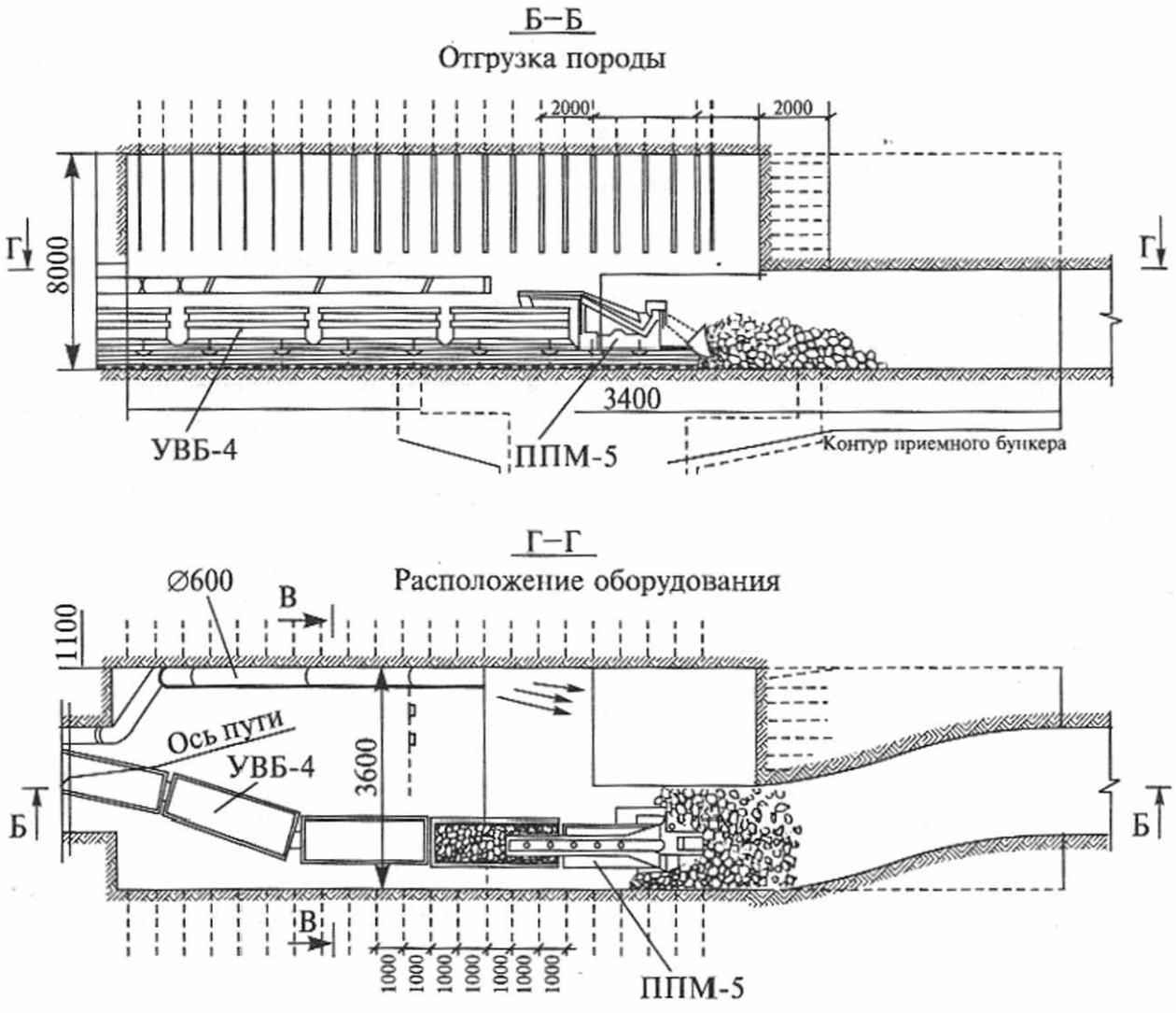


Рис. 8.57. Схема расположения оборудования в выработке.

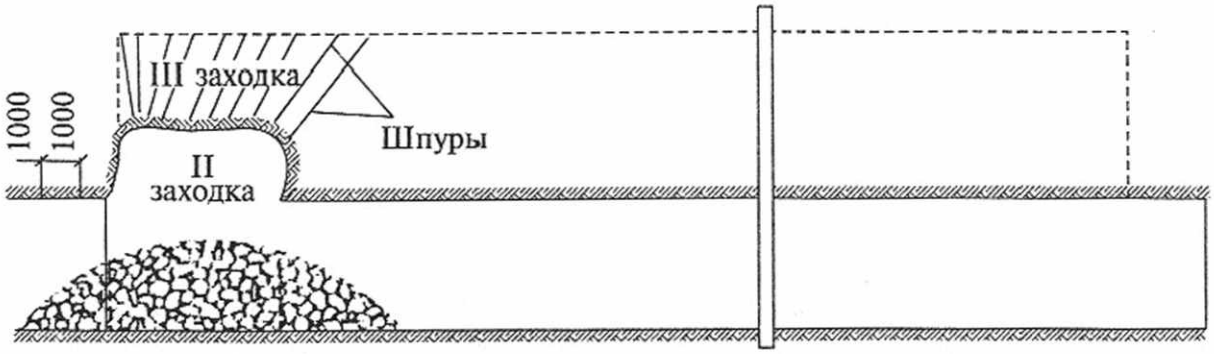


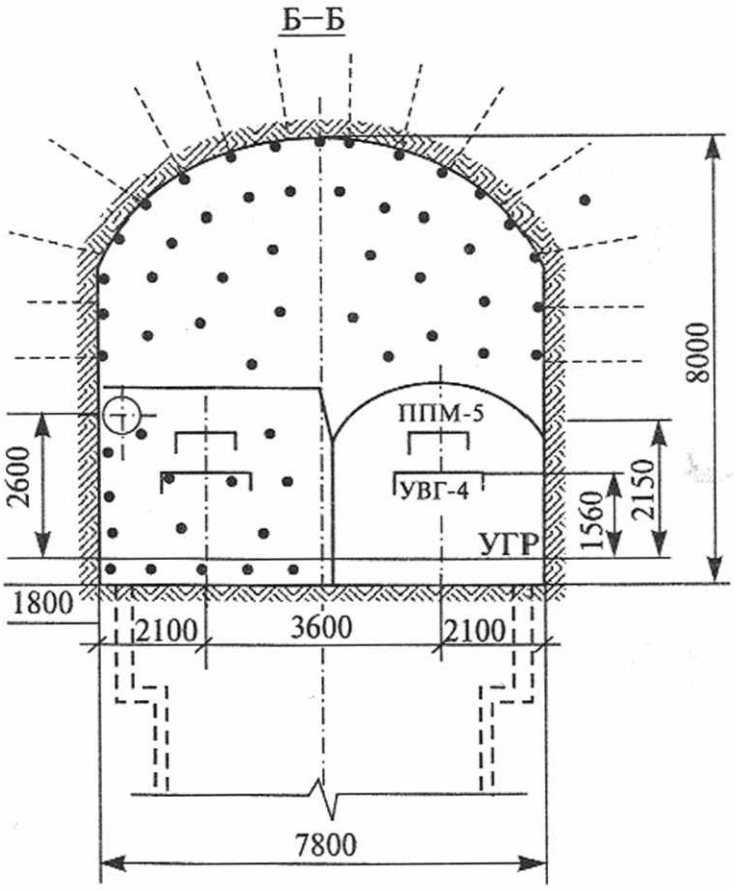
Рис. 8.58. Очередность оформления камеры.

Глубина нарушенной зоны находится по формуле

$$B_г = 0{,}5\left(a\cos\lambda - \eta_п\sqrt{\frac{0{,}04\,[\sigma_{сж}]t_1}{n\cdot U}}\right)\operatorname{tg} L,$$

где a — ширина выработки; λ — угол пластования пород; $\eta_п$ — коэффициент, учитывающий ползучесть породы на сжатие; $[\sigma_{сж}]$ — предел прочности породы на сжатие, равный 3800 кг/см^2; t_1 — расстояние между трещинами; U — объемный вес породы;

$$B_г = \left(7{,}8 - 0{,}8\sqrt{\frac{0{,}04\cdot 3800\cdot 0{,}3}{4{,}0\cdot 2{,}72}}\right)0{,}325 = 100\text{ м}.$$



Длина анкера рассчитывается по формуле [32, 33]

$$\ell_{шт} = B + 1{,}51\ell_з + \ell_к,$$

здесь $\ell_з$ — глубина заделки анкера в неразрушенном массиве (30–40 см); $\ell_к$ — длина выступающей в выработку части анкера, равная 10–16 см,

$$\ell_{шт} = 100 + 1{,}5\cdot 40 + 16 = 176\text{ см}.$$

Принимаем длину анкера 180 см.

Расстояние между анкерами

$$L_а = \sqrt{\frac{S_с\cdot R_с}{B_г\cdot \upsilon}},$$

где $S_с$ — сечение анкера (условно взятое диаметром

Рис. 8.59. Паспорт крепления выработки анкерной крепью.

22 мм); R_c — предел прочности армированной стали при растяжении, 5000 кг/см^2;

$$L_a = \sqrt{\frac{3{,}8 \cdot 5000}{100 \cdot 4 \cdot 0{,}00272}} = 132 \text{ см}.$$

Вес породы, приходящейся на один анкер, определяем по формуле

$$Q_ш = B_г \cdot L_a^2 \cdot \gamma = 100(132)^2 0{,}00272 = 4739 \text{ кгс} = 47 \text{ МПа}.$$

Вычислим диаметр анкера:

$$d_a = \sqrt{\frac{4 \cdot Q_ш}{n \cdot R_c}} = \sqrt{\frac{4 \cdot 4739}{4 \cdot 5000}} = 0{,}95 \text{ см}.$$

Таким образом, принятый диаметр 22 мм обеспечивает возможность для применения штанг в данных условиях.

Принимаем временную крепь из клинощелевых анкеров диаметром (d) 22 мм, длиной 1800 мм с металлической сеткой из проволоки диаметром 6 мм с ячейкой 100 × 100 и гибкими подхватами из проволоки диаметром 8–10 мм. Шаг установки анкеров 1,8 м.

Разработана схема расположения шпуров для проведения выработки для заезда в руддвор ствола. Срок службы выработки 15–20 лет.

Данная выработка сечением 12,77 м^2 проходится по горным породам с коэффициентом крепости 10–14.

Бурение опережающей скважины осуществляется станком БСК-100М, шпуров — буровой кареткой ПМБ-3К. Шпуры диаметром 40 мм в количестве 41 шт. заряжают аммонитом 6ЖВ с массой 41 кг (рис. 8.60, табл. 8.18).

При взрывании установлено, что КИШ составил 0,85; уход забоя за цикл 1,6; объем отбитой горной массы 20,2 м^3.

Таблица 8.18

Паспорт буровзрывных работ

Крепость пород	Количество шпуров, шт.				Глубина шпуров, м			Всего шпуров, м	Диаметр шпуров, мм
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие	всего	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		
10–14	4	19	18	41	1,8	1,8	1,8	74	40

Тип ВВ	Масса заряда на шпур, кг			Количество заряженных шпуров, шт.	Расход ВМ за цикл				
	врубовые	вспомогательные	оконтуривающие		ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м	ЗП-ЭЗП, шт.
Аммонит 6ЖВ	1,25	1,0	1,0–1,25	41	45	41	164	—	2

КИШ	Уход забоя за цикл, м	Отбито горной массы, м^3	Удельный расход, шп./м^3	Расход ВМ на 1 м^3			
				ВВ, кг	КД, шт.	ОШ, м	ДШ, м
0,85	1,6	20,2	46,12	2,22	2,03	7,92	—

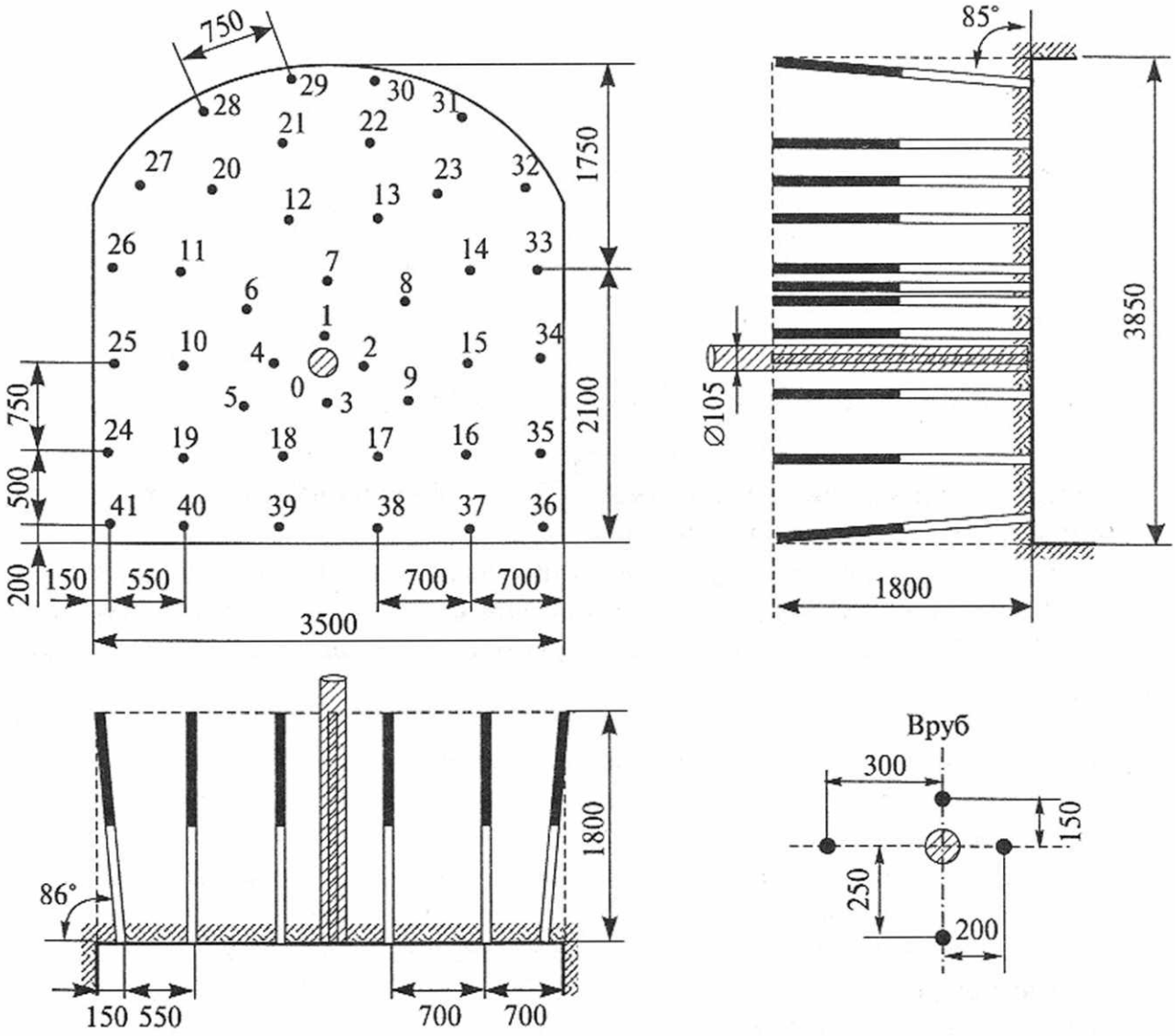


Рис. 8.60. Схема расположения шпуров и врубовой полости в забое выработки.

1–41 — шпуры; 0 — скважина.

8.7. Профилактические мероприятия по снижению удароопасности при проведении и креплении горных выработок

Наличие на месторождениях высоких напряжений вызывает помимо длительной ползучести пород возникновение существенных касательных напряжений. Опыт проходки и крепления вертикальных и горизонтальных выработок показал, что в условиях действия высоких тектонических напряжений, значительных долго незатухающих деформаций крепи (до 10 мес и более) проходку выработок необходимо вести по схемам, обеспечивающим разгрузку массива. Большие скорости проходки выработок не всегда обоснованы, так как применение быстротвердеющих бетонов приводит к тому, что уровень напряжений остается высоким, деформации еще идут, а борта, свод и стенки закреплены жесткой железобетонной (бетонной) крепью.

При проектировании и строительстве капитальных выработок в условиях напряженно-деформированного состояния массива горных пород рекомендуется:

— проведение и крепление горных выработок осуществлять в лежачем боку месторождений с учетом закономерностей пространственного распределения динамических явлений различной интенсивности;

— для увеличения величины подвигания и снижения концентрации напряжений на контуре выработок производить разупрочнение массива горных пород с одновременной установкой опережающей поддерживающей крепи, применять контурное взрывание с элементами армирования и удлиненных оконтуривающих шпуров, крепей облегченного типа, а также параллельно-сопряженных скважин и шпуров с использованием неэлектрической системы инициирования зарядов ВВ;

— применение комбинированных облегченных типов крепей на основе набрызг-бетона, анкеров и металлической сетки;

— при проведении горных выработок через каждые 20 м их подвигания неснижаемый интервал прогнозирования впереди забоя выработки должен составлять не менее 4 м;

— при проходке капитальных горных выработок на криволинейных участках прогноз удароопасности осуществляется методом электрометрии в варианте ПЭЗ или методом импульсного электромагнитного излучения через каждые 5 м проходки;

— контроль степени удароопасности в выработках, пройденных вне зоны влияния очистных работ (руддворы, квершлаги, полевые штреки), проводится электрометрическим методом не реже 1 раза в полугодие;

— для определения участков повышенной активности по проявлению горных ударов ежеквартально строятся карты сейсмической активности.

По степени удароопасности участки рудного и породного массивов, прилегающие к выработкам, подразделяются на 3 категории:

1-я категория: с повышенной опасностью проявления горных ударов. Выработка должна быть приведена в неудароопасное состояние с последующей проверкой эффективности разгрузки массива;

2-я категория: опасные по проявлению горных ударов, интенсивного заколообразования и стреляния горных пород. Выработка должна быть приведена в безопасное состояние с оценкой эффективности принятых мер;

3-я категория: не представляющие непосредственной опасности проявления горного удара. Выработка может эксплуатироваться без применения профилактических мероприятий.

Приведение горной выработки 1-й категории в неудароопасное состояние выполняется путем камуфлетного взрывания, а также камуфлетного взрывания с компенсационными скважинами с целью создания компенсационных полостей или разгрузочных щелей. Допускается временное исключение удароопасных участков выработок из эксплуатации.

Заключение

Железорудные месторождения в Алтае-Саянской горной области разрабатываются на больших глубинах в условиях напряженно-деформированного состояния массива горных пород. Высокий уровень напряжений в массиве, динамические явления и технологические взрывы различной интенсивности приводят к динамическому разрушению горных выработок различного назначения. Назрела необходимость осуществления комплекса технологических и специальных мероприятий по целенаправленному воздействию на горный массив, разработке способов проведения и крепления выработок в сложных горно-геологических условиях.

В настоящей работе дано решение научной проблемы, имеющей важное экономическое и социальное значение, разработаны и обоснованы параметры безопасной и эффективной технологии проведения и крепления горных выработок в удароопасных зонах железорудных месторождений.

Определены условия формирования удароопасной ситуации в шахтном поле и лежачем боку месторождений, где расположены горные выработки. Установлен рост сейсмической энергии динамических явлений и снижение электросопротивления в массиве горных пород и их миграция на различных рудных участках месторождения в отдельных зонах массива, примыкающих к выработкам. Выявлено, что при увеличении глубины разработки от 400 до 900 м и сейсмической энергии динамических явлений от 4,2 до $1{,}4 \cdot 10^7$ Дж объемы разрушений в капитальных горных выработках возрастают от 0,2 до 5 $м^3$ и более.

Найдена закономерность пространственного распределения динамических явлений с разной сейсмической энергией в массиве горных пород в районе квершлагов, околоствольных выработок и стволов в зависимости от местоположения очистных блоков. Определена главная особенность сейсмоактивности: выемка блоков на северном фланге и центральной части месторождения провоцирует толчки с энергией от 4,2 до $2{,}5 \cdot 10^5$ (10^6) Дж в районе квершлагов и стволов; отработка блоков на южном фланге месторождения — толчки с энергией $6{,}4 \cdot 10^6$ (10^7) Дж в районе сопряжений и квершлагов с полевыми штреками и стволами.

Определены приведенные расстояния от центра технологических блоков до очагов толчков, которые колеблются от 15–20 до 650–900 м. Установлено, что максимальная сейсмическая энергия динамических явлений наблюдается в околоствольных дворах и стволах на расстояниях от 20 до 400 м, минимальная — в районе квершлагов, сопряжения квершлагов с полевыми штреками и стволами на расстояниях 400 и 900 м.

Методом математического моделирования дана оценка напряженно-деформированного состояния массива в кровле выработки, укрепленного вертикальными и наклонными анкерами. Выполнены исследования взаимодействия системы "крепь — порода".

Разработаны и обоснованы способы проведения и крепления выработок в массиве горных пород с тектоническими полями напряжений, включающими: взрывание зарядов ВВ в анкерах, расположенных в наклонных шпурах в кровле выработок, и шпуров на компенсационные скважины; контурное взрывание, а также с элементами армирования шпуров в сводах выработок; оформление врубовых полостей на две и три параллельно-сопряженные скважины; бурение приконтурного ряда шпуров в 1,5–2 раза длиннее, чем врубовых и вспомогательных шпуров, и путем использования неэлектрической системы инициирования зарядов ВВ.

Рассчитаны рациональные параметры расположения шпуров и скважин для образования врубовых полостей при проведении горизонтальных и вертикальных выработок, а также взрыватели, инициируемые через массив горных пород. Обоснован принцип их работы, обеспечивающий надежное срабатывание при динамическом воздействии с достижением КИШ 0,95-1 и сокращением расхода ВВ на 10–15 %.

Предложена технология проведения и крепления капитальных подготовительных и нарезных выработок при подготовке и отработке блоков, включающая применение шпуров и глубоких скважин, секционное и одновременное взрывание зарядов ВВ, без и с компенсационной полостью во врубе.

Для крепления выработок в удароопасных зонах предложены: комбинированные облегченные типы крепей, включающие набрызг-бетон, набрызг-бетон — анкеры, набрызг-бетон — анкеры — металлическая сетка, набрызг-бетон — анкеры — металлическая сетка — набрызг-бетон; упрочнение горных пород методом инъекции растворов, а также разработаны новые паспорта на проведение и крепление выработок в руддворах стволов, позволяющие повысить безопасность и эффективность горных работ. Разработаны профилактические мероприятия по снижению удароопасности при проведении и креплении горных выработок.

Библиографический список

1. **Тектоника** и глубинное строение Алтае-Саянской складчатой области / В.С. Сурков, О.Г. Жеро, Д.Ф. Уманцев и др. — М.: Недра, 1973. — 14 с.
2. **Железорудные месторождения** Сибири / А.С. Калугин, Т.С. Калугина, В.И. Иванов и др. — Новосибирск: Наука, 1981. — 238 с.
3. **Кононов А.Н., Шрепп Б.В., Кононов О.А. и др.** Явление пульсационного горизонтального напряжения в горных породах и рудах эксплуатируемых железорудных месторождений юга Сибири // Горн. журн. — 1995. — № 8. — С. 9–11.
4. **Курленя М.В., Еременко А.А., Шрепп Б.В.** Геомеханические проблемы разработки железорудных месторождений Сибири. — Новосибирск: Наука, 2001. — 184 с.
5. **Еременко А.А., Умнов А.Е., Власов В.Н. и др.** Эффективность применения рациональных схем расположения групп параллельно сближенных скважинных зарядов ВВ // Горн. журн. — 1978. — № 8. — С. 36–38.
6. **Матвеев И.Ф., Мюнх А.Ф., Карапетян Ю.Ф. и др.** Совершенствование техники и технологии буровзрывных работ // Горн. журн. — 1991. — № 5. — С. 10–14.
7. **Еременко А.А., Машуков В.И., Карапетян Ю.М. и др.** Методические рекомендации по применению скважинных зарядов ВВ различной конфигурации в группах при отработке руды в подземных условиях. — Новокузнецк, 1979. — 87 с.
8. **Шрепп Б.В., Мозолев А.В., Гайдин П.Т. и др.** Оценка эффективности элементов удароопасной технологии на Таштагольском руднике // Горн. журн. — 1989. — № 12. — С. 43–46.
9. **Комплексная механизация** и автоматизация горных работ в железорудных шахтах / Г.М. Бурмин, А.В. Мозолев, К.А. Кристин и др. — М.: Недра, 1978. — 130 с.
10. **Коваленко В.А., Егоров Б.Ф.** Таштагольскому рудоуправлению — 50 лет // Горн. журн. — 1991. — № 5. — С. 3–5.
11. **Лялько В.С., Кирпиченко В.М., Еременко А.А.** Опыт отработки разрезанного блока в условиях напряженно-деформированного состояния массива // Горн. журн. — 1987. — № 1. — С. 40–42.
12. **Дубынин Н.Г., Коваленко В.А., Власов В.А. и др.** Опыт ведения сибирской технологии добычи руды // Горн. журн. — 1975. — № 12. — С. 21–22.
13. **Еременко А.А., Курленя М.В.** Разработка железорудных месторождений в зонах повышенной сейсмической активности // ФТПРПИ. — 1990. — № 1. — С. 3–11.
14. **Дубынин Н.Г., Власов В.Н., Коваленко В.А. и др.** Результат внедрения новой технологии добычи руды на рудниках Кузнецкого металлургического комбината // Горн. журн. — 1974. — № 8. — С. 32–34.
15. **Еременко А.А., Гайдин А.П., Еременко В.А.** Отработка технологических блоков при массовом обрушении руд в условиях напряженно-деформированного состояния массива. — Новосибирск: Наука, 2002. — 112 с.

16. **Указания** по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных к горным ударам. — Новокузнецк: ВостНИГРИ, ВНИМИ, 1991. — 91 с.
17. **Инфантьев А.Н.** Вскрытие и подготовка мощных рудных месторождений. — М.: Недра, 1978.
18. **Смирняков В.В., Вихарев В.И., Очкуров В.И.** Технология строительства горных предприятий. — М.: Недра, 1989.
19. **Бидзинашвили Е.А., Щербаков В.Б.** Справочник горного мастера. — Донецк: Донбасс, 1986.
20. **Фролов В.П.** Строительство и реконструкция подземных рудников. — М.: Недра, 1988.
21. **Вольфсон П.М., Дадок А.В., Петик В.В.** Новый тип крепи сопряжений выработок выпуска и доставки на рудниках Криворожского бассейна // Горн. журн. — 1995. — № 1. — С. 31–34.
22. **Ващенко В.С., Черноус А.П., Данченко Ф.И. и др.** Промышленные испытания ограждающей крепи для нарезных выработок очистных блоков // Горн. журн. — 1979. — № 6. — С. 41–43.
23. **Шевелев Ю.А.** Разработка и обоснование рациональных способов крепления подготовительных выработок при отработке рудных удароопасных месторождений: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. — Кемерово, 1988. — 15 с.
24. **Авершин С.Г.** Горное давление в одиночных подземных выработках. — Фрунзе, 1976.
25. **Боликов В.Е., Константинова С.А.** Прогноз и обеспечение устойчивости капитальных горных выработок. — Екатеринбург: УрО РАН, 2003. — 374 с.
26. **Протосеня А.Г.** О постановке задач по расчету нагрузок на крепь капитальных выработок и тоннелей // Крепление и поддержание горных выработок. — СПб.: ГИ им. Г.В. Плеханова, 1992. — С. 4–8.
27. **Эсто З., Сомбати А., Секе А.** Основы проектирования анкерного крепления // Механика горных пород и механизированные крепи. — Новосибирск: ИГД СО РАН, ЦИ по ГГП ВНР, 1985. — С. 234–240.
28. **Булычев Н.С.** Механика подземных сооружений: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1982. — 270 с.
29. **Булычев Н.С.** Механика подземных сооружений: Учебник для вузов. — М.: Недра, 1994. — 372 с.
30. **Козел А.М., Борисовец В.А., Репко А.А.** Горное давление и способы поддержания вертикальных стволов. — М.: Недра, 1978.
31. **Инструкция** по креплению горных выработок на рудниках производственного объединения "Апатит" им. С.М. Кирова. — Апатиты: КФ АН СССР, 1988. — 67 с.
32. **Инструкция** по креплению горных выработок. — Новокузнецк: ВостНИГРИ, 1979. — 61 с.
33. **Рекомендации** по креплению откаточных горных выработок. — Новокузнецк: ВостНИГРИ, ГУ Кузметкомбината им. В.И. Ленина, 1975. — 89 с.
34. **Быкова О.Г.** Работа крепи ствола переменной толщины в неравномерно напряженном массиве горных пород // Крепление и поддержание горных выработок. — СПб.: ГИ им. Г.В. Плеханова, 1992. — С. 21–25.
35. **Динник А.Н.** О давлении горных пород и расчете крепи круглой шахты // Инж. работник. — 1925. — № 7.
36. **Динник А.Н.** Статьи по горному делу. — М.: Углетехиздат, 1957.
37. **Протодьяконов М.М.** Давление горных пород и рудничное крепление. — Новосибирск, 1933.
38. **Ветров С.В.** Допустимые обнажения горных пород при подземной разработке руд. — Л.: Наука, 1975.

39. **Кацауров И.Н.** Горное давление в вертикальных стволах. — М.: Госгортехиздат, 1961.
40. **Картозия Б.А., Пшеничный В.А., Косков И.Г. и др.** Строительство горных выработок в сложных горно-технических условиях. — М.: Недра, 1992. — 320 с.
41. **Айзаксон Э.** Давление горных пород в шахтах. — М.: Госгортехиздат, 1961.
42. **Марков Г.А., Савченко С.Н.** Напряженное состояние пород и горное давление в структурах гористого рельефа. — Л.: Наука, 1984.
43. **Влох Н.П.** Управление горным давлением на подземных рудниках. — М.: Недра, 1994.
44. **Усков В.А.** Разработка технологии крепления горизонтальных горных выработок в неустойчивых породах: Автореф. дис. ... канд. техн. наук. — Новосибирск, 1994. — 19 с.
45. **Стажевский С.Б.** Задачи деформирования среды с внутренним трением и дилатансией в горном деле: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук. — Новосибирск, 1988. — 37 с.
46. **Заявка № 3960928/22-03.** Податливый анкер / С.Б. Стажевский, Е.И. Шемякин, А.Ф. Ревуженко, В.Н. Власов. — Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1985.
47. **Мельников Н.И., Северьянов А.Н., Мельников В.Н.** Анкерная крепь с закреплением в породах быстротвердеющим фосфогипсовым составом // Горн. журн. — 1988. — № 10. — С. 40–41.
48. **Погудин Ю.М., Долоткин Ю.Н., Борисов А.В. и др.** Исследование устойчивости кровли выработок с рамными кровлями // Неделя горняка. — М.: МГГУ, 2002. — С. 151–153.
49. **Долоткин Ю.М., Борисов А.В., Погудин Ю.М.** Оценка эффективности методов анкерования кровли горных выработок // Неделя горняка. — М.: МГГУ, 2002. — С. 149–151.
50. **Кротов Л.С., Карасев Н.И., Пальчиков Л.М.** Влияние сталеполимерной штанговой крепи на устойчивость подготовительных выработок // Горное давление в капитальных и подготовительных выработках. — Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1973. — С. 74–78.
51. **Джандиегова И.Д., Чхенкели Н.С.** Новые виды крепи капитальных и подготовительных выработок чиатурских рудников // Горн. журн. — 1984. — № 12. — С. 33–35.
52. **Долоткин Ю.Н., Борисов А.В., Погудин Ю.М.** Оценка эффективности методов анкерования кровли горной выработки // Горн. информ.-аналит. бюл. — М.: МГГУ, 2002. — № 9. — С. 149–151.
53. **Петров Е.Г., Вербовый А.Ф., Казакевич Э.В., Иванов Г.А.** Совершенствование технологии возведения набрызг-бетонной крепи в Кривбассе // Горн. журн. — 1982. — № 12. — С. 49–51.
54. **Механизация** и проведение выработок в крепких породах / П.С. Малый, Т.В. Мацык, А.А. Гуль и др. — М.: Недра, 1985. — 335 с.
55. **Логинский А.П., Тимченко А.М., Борщ-Компониец В.И.** Управление состоянием массива горных пород при проходке выработок на удароопасных участках // Горн. журн. — 1985. — № 8. — С. 42–44.
56. **Трунак Н.Г.** Специальные способы проведения горных выработок. — М.: Недра, 1976. — 376 с.
57. **Редькин В.А., Линчанский Б.М., Селяев И.В., Калугин В.В.** Управление состоянием удароопасного массива камуфлетными взрывами и разгрузочными скважинами // Горн. журн. — 1984. — № 5. — С. 51–54.
58. **Шапиро В.Я., Боев А.В., Литвинович Н.В.** Совершенствование параметров буровзрывных работ при проведении горных выработок // Горн. журн. — 1985. — № 2. — С. 34–37.
59. **Таран Э.П., Шапиро В.Я.** Исследование действия взрыва шпурового заряда ВВ в конструкции прямого вруба с компенсационной скважиной // ФТПРПИ. — 1982. — № 2. — С. 36–40.

60. **Шапиро В.Я.** Исследование процесса образования врубовой полости // Совершенствование техники и технологии подземной добычи руд цветных металлов. — Усть-Каменогорск, 1981. — С. 151–159.
61. **Боев А.В., Шапиро В.Я., Маленин А.Е. и др.** Совершенствование технологии проведения и крепления горных выработок // Горн. журн. — 1986. — № 6. — С. 23–24.
62. **Дубынин Н.Г., Коваленко В.А.** Теоретические основы проведения горных выработок. — Новосибирск: Наука, 1992. — 140 с.
63. **Кутузов Б.Н., Гребеньков А.З., Ванюшин А.И., Балашов А.Г.** Рациональные параметры прямых врубов с незаряженными скважинами или шпурами // Горн. журн. — 1985. — № 4. — С. 33–36.
64. **Рекомендации** по составлению паспортов буровзрывных работ при проходке горных выработок с применением гранулированных ВВ. — Новокузнецк: ВостНИГРИ МЧМ СССР, 1979. — С. 91.
65. **Аяш И.С., Кунец Г.О., Корнет Э.А. и др.** Совершенствование технологии проходки горизонтальных горных выработок // Горн. журн. — 1986. — № 4. — С. 29–30.
66. **Копытов А.И., Ефремов А.В., Першин В.В., Копытов М.А.** Способы и средства интенсификации горно-проходческих работ на рудниках. — Кемерово: Кузбассвузиздат, 2002. — 312 с.
67. **Муратов В.А., Шевелев Ю.А., Гайдин П.Т., Михайленко А.И.** Некоторые вопросы сооружения и поддержания горизонтальных горных выработок на руднике "Таштагол" // Совершенствование технологии сооружения горных выработок. — Кемерово: КузПИ, 1981. — С. 106–109.
68. **Гавруцкий А.Е., Осадчая Л.С., Гайдин П.Т.** Состояние и деформации армировки ствола в условиях высокого горного давления // Горн. журн. — 1986. — № 3. — С. 28–30.
69. **Временные правила** охраны сооружений от влияния подземных горных выработок на железорудных месторождениях Горной Шории. — Новокузнецк, 1974. — 45 с.
70. **Ямщиков В.С., Пацев С.И., Балякин В.В., Бабко И.П.** Формирование устойчивого состояния скальных массивов вокруг горных выработок // Горн. журн. — 1985. — № 9. — С. 40–42.
71. **Федькин В.А., Селяев И.С., Коротких В.И., Иванов О.Б.** Новое в технологических схемах разгрузки удароопасных массивов // Горн. журн. — 1990. — № 8. — С. 48–50.
72. **Котумов Б.Х.** Исследование и опытно-промышленное освоение новой технологии крепления на шахтах Диязказгана // Горн. журн. — 1984. — № 7. — С. 32–35.
73. **Гребеньков А.З., Кузнецов Ю.С.** Рациональные паспорта БВР при проведении горных выработок в Норильском шахтопроходческом тресте // Горн. журн. — 1981. — № 1. — С. 34–36.
74. **Kurlenya M.V., Yeryomenko A.A.** Features of one mining in Siberia under conditions of seismic — actioc folded region // The Fibth Intern. Symp. on Rock burst and Seismicity in Mines (Ra Sim.5). "Dynamic rock mass response to mining". — Johannesburg, 2001.
75. **Курленя М.В.** Геомеханика и техносфера. — Новосибирск: Наука, 2004. — 131 с.
76. **Курленя М.В., Еременко А.А.** Оценка сейсмической опасности предотвращения горных ударов на железорудных предприятиях Горной Шории и Хакасии // Геодинамическая безопасность при освоении недр и земной поверхности. — Апатиты: КНЦ РАН, 2003. — С. 25–44.
77. **Егоров П.В., Петров А.И., Егошин В.В.** Предупреждение горных ударов на шахтах Кузбасса. — Кемерово, 1987. — 144 с.

78. **Бояркин В.И., Шрепп Б.В., Захарюта Г.В. и др.** Характер проявления горного давления в стволах на Таштагольском месторождении // Шахтное стр-во. — 1973. — № 10. — С. 16–17.
79. **Бояркин В.И., Шрепп Б.В., Свечников В.Ф., Захарюта Г.В.** Деформирование контура ствола в неравномерном поле напряжений // Сб. тр. ВостНИГРИ, вып. 13. — Кемерово, 1973. — С. 116–121.
80. **Бояркин В.И., Шрепп Б.В.** Исследование изменения напряжений в крепи ствола // Измерение напряжений в массиве горных пород. — Новосибирск, 1974. — С. 71–73.
81. **Временное руководство** по сооружению вертикальных стволов при повышенном горном давлении и удароопасности на рудниках Сибири / Б.В. Шрепп, А.В. Мозолев, Н.И. Синкевич и др. — Новокузнецк, 1995. — 47 с.
82. **Шрепп Б.В., Нохрин А.М., Мозолев А.В., Артемов С.Т., Черыгов А.Л.** Проходка и крепление ствола Сибиряк в неравномерном тектоническом поле напряжений Таштагольского месторождения // Тез. докл. Всесоюз. науч.-техн. совещ. "Технология и механизация крепления подготовительных и нарезных выработок". — Кривой Рог, 1991. — С. 9–10.
83. **Лялько В.С., Азарьев А.А., Бодунов А.П. и др.** Совершенствование горных работ // Горн. журн. — 1981. — № 8.— С. 10–13.
84. **Булычев Н.С.** Основные направления проектирования и расчета крепи горных выработок // Проектирование и строительство шахт и рудников в сложных горно-технических условиях. — Тбилиси: Мецниереба, 1979. — С. 12–18.
85. **Дерюшев Л.В., Климко В.К.** Горные удары и их последствия на Таштагольском руднике // Совершенствование технологии сооружения горных выработок. — Кемерово, 1984. — С. 16–22.
86. **Еременко А.А., Еременко В.А., Скляр Н.И. и др.** Влияние промышленных взрывов на распределение сейсмических и динамических явлений в массиве горных пород // Горн. журн. — 2002. — № 1. — С. 40–43.
87. **Eremenko A.A., Eremenko V.A.** The Investigation of influence from natural and technolative factors over geomechamical pitnation with exploiting iron — ore deposits in Siberia. The First asian-pacific symposium on blasting techniques (APS Blasting 1). — 8–11 May 2007. — Kunming, China, 2007. — P. 161–164.
88. **Kurlenya M.V., Eremenko A.A.** Dynamic phenomena in mining iron-ore deposits in Siberia // 19th World Mining Congr. — New Delhi, 2003. — P. 1598–1606.
89. **Справочное пособие** для служб прогноза и предотвращения горных ударов на шахтах и рудниках / П.В. Егоров, В.В. Иванов, В.В. Дырдин и др. — М.: Недра, 1995. — 240 с.
90. **Шаманская А.Т., Егоров П.В.** Соотношение тектонических элементов с полями современных напряжений в Горной Шории // Напряженное состояние земной коры. — М., 1973. — С. 72–85.
91. **Фефелов С.В., Зинченко Н.Д., Кулаков Г.И., Яковицкая Г.Е.** Электромагнитное излучение в горных выработках Абаканского рудника // Геодинамика и напряженное состояние недр Земли: Тр. междунар. конф. — Новосибирск: ИГД СО РАН, 2004. — С. 275–277.
92. **Курленя М.В., Серяков В.М., Еременко А.А.** Техногенные геомеханические поля напряжений. — Новосибирск: Наука, 2005. — 264 с.
93. **Бояркин В.И.** Оценка напряженного состояния пород по выходу керна из геолого-разведочных скважин // Измерение напряжений в массиве горных пород. — Новосибирск, 1974. — С. 80–82.
94. **Влох Н.П.** Управление горным давлением в крепких породах на основе исследования закономерностей формирования их напряженного состояния: Автореф. дис. ... д-ра техн. наук. — Л., 1973. — 45 с.

95. **Петухов И.М.** Управление геодинамической безопасностью // Уголь. — 1995. — № 7. — С. 48–50.
96. **Шрепп Б.В., Мозолев А.В., Синкевич А.И. и др.** Исследование вопросов геомеханики удароопасного массива при сооружении вертикальных стволов // Горн. журн. — 1995. — № 5. — С. 10–14.
97. **Трушко В.Л., Протосеня А.Г., Матвеев П.Ф., Совмен Х.М.** Геомеханика массивов и динамика выработок глубоких рудников. — СПб.: С.-Петербург. горн. ин-т, 2000. — 396 с.
98. **Щуплецов Ю.П.** Прочность и деформируемость скальных массивов. — Екатеринбург: УрО РАН, 2003. — 195 с.
99. **Викторов С.Д., Иофис М.А., Гончаров С.А.** Сдвижение и разрушение горных пород. — М.: Наука, 2005. — 277 с.
100. **Зубков А.В.** Геомеханика и геотехнология. — Екатеринбург: УрО РАН, 2001. — 335 с.
101. **Булычев Н.С., Амусин Б.З., Оловянный А.Г.** Расчет крепи капитальных горных выработок. — М.: Недра, 1974. — 319 с.
102. **Пипьковский Г.С., Репко А.А., Медведев И.М. и др.** Разработка и внедрение податливой крепи вертикальных стволов // Шахт. стр-во. — 1990. — № 9. — С. 17–18.
103. **Бояркин В.И., Шрепп Б.В., Гавриков А.И. и др.** Изыскание оптимального варианта расположения выработок дробильного комплекса Таштагольского месторождения // Шахт. стр-во. — 1973. — № 7. — С. 19–20.
104. **Заславский Ю.З., Дружко Е.Б.** Новые виды крепи горных выработок. — М.: Недра, 1989. — С. 85–88.
105. **Миндели Э.О.** Сооружение и углубка вертикальных стволов шахт. — М.: Недра, 1982. — 312 с.
106. **Покровский Н.М.** Технология строительства подземных сооружений и шахт. Ч. II: Технология сооружения вертикальных, наклонных выработок и камер. — М.: Недра, 1982. — 295 с.
107. **Шрепп Б.В.** Геомеханическая оценка технологических схем проходки стволов в условиях неравномерного тектонического поля напряжений // Прикладные геодинамические исследования. — Кемерово: КузГТУ, 1995. — С. 108–118.
108. **Шрепп Б.В., Бояркин В.И., Стружкин Н.И.** Опыт использования податливых элементов в железобетонной крепи ствола // Горн. журн. — 1974. — № 9. — С. 39–41.
109. **Технология**, механизация и организация проведения горных выработок: Метод. указания / Сост. И.П. Гусев. — Новокузнецк: Сиб. металлург. ин-т, 1982. — 16 с.
110. **Геомеханика**: Практикум / Сост. Э.Н. Кузнецова. — Новокузнецк: СибГИУ, 2004. — 44 с.
111. **Косович В.Л.** Основные технико-экономические расчеты по проведению выработок и системам разработки. — М.: Недра, 1969. — 192 с.
112. **Гордеев Н.А.** Задачник по горным работам, проведению и креплению выработок. — М.: Недра, 1961. — 218 с.
113. **Определение** нагрузки и расчет крепи горных выработок: Рекомендации к выполнению практ. занятий / Сост. И.П. Гусев. — Новокузнецк: Сиб. металлург. ин-т, 1991. — 42 с.
114. **Гусев И.П.** Процессы и технология проведения подготовительных выработок. — Новокузнецк: СибГИУ, 2000. — 188 с.
115. **Гелескул М.Н., Каретников В.Н.** Справочник по креплению капитальных и подготовительных выработок. — М.: Недра, 1982. — 442 с.

116. **Процессы** и технологии проведения подготовительных выработок: Метод. указания / Сост. В.С. Шеховцов. — Новокузнецк: СибГИУ, 2001. — 33 с.
117. **Заславский Ю.З., Мостков В.М.** Крепление подземных сооружений. — М.: Недра, 1983. — 328 с.
118. **Заславский Ю.З., Зорин А.Н., Черняк И.Л.** Расчет параметров крепи выработок глубоких шахт. — Киев: Техника, 1976. — 156 с.
119. **Лейбензон Л.С.** Теория упругости. Собр. тр. Т. I. — М.: Академиздат, 1951. — 288 с.
120. **Ержанов Ж.С., Айталиев М.М., Шилкин П.И.** Конструирование и расчет набрызг-бетонной крепи. — М.: Недра, 1971. — 228 с.
121. **Шеховцов В.С.** Расчет параметров процессов очистных работ и показателей извлечения при подземной добыче руд. — Новокузнецк: СибГИУ, 2000. — 97 с.
122. **Единые правила** безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений полезных ископаемых подземным способом. — М.: ГУП "НТЦ Промышленная безопасность", 2003. — 200 с.
123. **Копытов А.И., Ефремов А.В., Першин В.В.** Экспериментально-методические основы совершенствования буровзрывных технологий проведения выработок на рудниках. — Кемерово: Кузбассвузиздат, 1999. — 156 с.
124. **Копытов А.И., Ефремов А.В., Першин В.В.** Интенсификация горно-проходческих работ на рудниках. — Кемерово: Кузбассвузиздат, 1996. — 156 с.
125. **Правила** безопасности в угольных шахтах. — Самара: Дом печати, 2003. — 594 с.
126. **Егоров П.В., Бобер Е.А., Кузнецов Ю.Н.** Основы горного дела. — М.: МГУ, 2000. — 408 с.
127. **Бова Ю.С., Сафонов Г.Н.** Проходчик горных выработок. — М.: Недра, 1989. — 492 с.
128. **Заплавский Г.Н., Лесных В.А.** Технология подготовительных и очистных работ. — М.: Недра, 1989. — 392 с.
129. **Мельников Н.И.** Проведение и крепление горных выработок. — М.: Недра, 1988. — 395 с.
130. **Покровский Н.М.** Технология строительства подземных сооружений и шахт. — М.: Недра, 1988. — 400 с.
131. **Нурмухамедов Ю.К.** Примеры и задачи по технологии горного производства. — М.: Недра, 1973. — 295 с.
132. **Семенихин А.Я., Соин В.В., Смирнова С.А.** Технология горно-проходческих работ и организация проведения подготовительных выработок. — Новокузнецк: Кузбас. политех. ин-т, 1990. — 85 с.
133. **Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г.** Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. — М.: Недра, 1989. — 571 с.
134. **Насонов И.Д., Федикин В.А.** Технология строительства горных предприятий. — М.: Недра, 1990. — 467 с.
135. **Лыхин П.А.** Прогнозирование технологических параметров, технических свойств и организации проходческих работ в крепких породах. — Екатеринбург: УИФ "Наука", 1994. — 150 с.
136. **Котляров С.И., Зимин Д.К., Фролов Н.А.** Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок. — М.: Госгортехиздат, 1962. — 314 с.
137. **Орлов В.В., Янчур А.М. и др.** Проведение и крепление горных выработок. — М.: Недра, 1955. — 496 с.
138. **А.с. 695507 СССР.** Штанговая крепь / В.Г. Венгловский, А.И. Федоренко, Б.П. Черданцев. — Опубл. 03.10.1989; Бюл. № 40.
139. **А.с. 802554 СССР.** Штанговая крепь / В.Г. Венгловский. — Опубл. 07.02.1981; Бюл. № 5.

140. **А.с. 972901 СССР.** Штанговая крепь / В.Г. Венгловский. — Опубл. 08.04.1981; Бюл. № 7.
141. **А.с. 1040169 СССР.** Крепежный анкер / В.Г. Венгловский, Г.И. Кравченко, Ю.М. Карапетян, В.С. Лялько. — Опубл. 07.09.1983; Бюл. № 33.
142. **Пат. 1717839.** Штанговая крепь / В.Г. Венгловский, В.К. Ширяев, А.Л. Черыгов. — Опубл. 07.03.1992; Бюл. № 9.
143. **Пат. 2160836.** Крепь сопряжения выработок доставки и выпуска / В.Г. Венгловский, А.В. Дорошин, С.Н. Жигун, В.К. Джалов. — Опубл. 20.12.2000; Бюл. № 35.
144. **Лудзин В.С., Егоров П.В., Шевелев Ю.А.** Выбор крепи горных выработок в удароопасных породах // Безопасность труда в промышленности. — 1986. — № 1. — 41 с.
145. **Венгловский В.Г., Дорошин А.В., Скляр Н.И. и др.** Совершенствование технологии и средств крепления горных выработок для железорудных шахт // Основные направления совершенствования разработки месторождений полезных ископаемых: Сб. науч. тр. — Новокузнецк: СибГИУ, 1999. — С. 88–95.
146. **Венгловский В.Г., Дорошин А.В., Скляр Н.И. и др.** Создание техники и технологии проведения горных выработок для железорудных шахт // Основные направления совершенствования разработки месторождений полезных ископаемых: Сб. науч. тр. — Новокузнецк: СибГИУ, 1999. — С. 84–87.
147. **Венгловский В.Г., Кравченко Г.И., Федоренко А.И.** Временная технологическая инструкция по применению и установке трубчатых штанг взрывного закрепления. — Новокузнецк, 1982. — 26 с.
148. **Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О.** Охрана и ремонт горных выработок. — М.: Недра, 1990. — 218 с.
149. **Кошелев К.В., Тамасов А.Г.** Поддержание, ремонт и восстановление горных выработок. — М.: Недра, 1985. — 77 с.
150. **Гелескул М.Н., Усан-Подгорнов Б.М.** Поддержание горных выработок. — М.: Недра, 1973. — 217 с.
151. **Мельников Н.И.** Проведение и крепление горных выработок. — М.: Недра, 1970. — 335 с.
152. **Ерашко И.О.** Ремонт и восстановление подготовительных выработок // Горное дело (Энцикл. справочник). Т. 4. — М.: Углетехиздат, 1958. — Гл. VI. — С. 239–245.
153. **Машины** и оборудование для угольных шахт: Справочник / Под ред. В.Н. Хорина. — 4-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1987. — 424 с.
154. **А.с. 1553706 СССР.** Способ сооружений горной выработки / В.Г. Венгловский, А.В. Дорошин, Н.И. Скляр и др. — Опубл. 30.03.1990; Бюл. № 12.
155. **Пат. 2116452.** Устройство для набрызга бетона / В.Г. Венгловский, А.В. Дорошин, Н.И. Скляр. — Опубл. 01.02.99; Бюл. № 5.
156. **Штанговая крепь** / Под ред. В.Н. Семеновского. — М.: Недра, 1965. — 139 с.
157. **Турченинов И.А., Иофис М.А., Каспорьян Э.В.** Основы механики горных пород. — М.: Недра, 1977. — 503 с.
158. **Чупрунов Г.Д.** Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. — М.: Недра, 1970. — 368 с.
159. **Справочник** по горно-рудному делу / Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева. — М.: Недра, 1983. — 816 с.
160. **Указания** по безопасному ведению горных работ на Абаканском месторождении, склонном к горным ударам. — Новокузнецк: ВостНИГРИ, 2002. — 61 с.
161. **ГОСТ 21153.0-75 — ГОСТ 21153.7-75.** Породы горные. Методы физических испытаний. — М., 1975. — С. 25.

162. **Прочность** и деформируемость горных пород / Ю.М. Карташов, Г.В. Михеев и др. — М.: Недра, 1979. — С. 169.
163. **Инструкция** к УМГП-3. — Феодосия: Главгеология УССР, 1962. — С. 30.
164. **Петухов И.М., Егоров П.В., Винокур Б.М.** Предотвращение горных ударов. — М.: Недра, 1984. — 230 с.
165. **Максимов Н.П.** Новые комбинированные крепи капитальных горных выработок с направленным использованием несущей способности приконтурного массива // Шахт. стр-во. — 1985. — № 5. — С. 13–16.
166. **Еременко А.А., Серяков В.М., Белоусов Е.А. и др.** Оценка степени удароопасности массива горных пород при отработке Шерегешевского месторождения // Тр. Междунар. конф. "Геодинамика и напряженное состояние недр Земли", ИГД СО РАН (10–15.10.2005 г.). — Новосибирск: ИГД СО РАН, 2005.
167. **Методические рекомендации** по предупреждению ударов горно-тектонического типа на железорудных месторождениях Сибири. — Новокузнецк: ВостНИГРИ, 1997. — 26 с.
168. **Указание** по безопасному ведению горных работ на месторождениях Горной Шории, склонных к горным ударам. — Новокузнецк: ОАО ВостНИГРИ, 2001. — 30 с.
169. **Еременко А.А., Еременко В.А., Филиппов П.А., Белоусов Е.А.** Геомеханическая оценка условий и обоснование технологии отработки рудных участков Шерегешевского месторождения // Научно-технический прогресс — основа развития Шерегешевского рудника. — Кемерово: СИНТО, 2002.
170. **Еременко А.А., Серяков В.М., Петин В.В. и др.** Геомеханическая оценка условий и обоснование технологии отработки рудного участка на Шерегешевском месторождении // Горн. информ.-аналит. бюл. — М.: МГГУ, 2003. — № 6.
171. **Еременко А.А., Филиппов В.Н., Дорогунцов В.В. и др.** Проведение и крепление выработок на железорудных месторождениях, опасных по горным ударам // Тр. IV науч.-практ. конф. "Наукоемкие технологии добычи и переработки полезных ископаемых". — Новосибирск: ИГД СО РАН, 2005. — С. 77–81.
172. **Филиппов П.А., Филиппов В.Н., Белоусов Е.А., Усков В.А.** Прогноз устойчивости пород на глубоких горизонтах Шерегешевского месторождения // Научно-технический прогресс — основа развития Шерегешевского рудника. — Кемерово: СИНТО, 2002. — С. 276–278.
173. **Филиппов П.А., Цинкер Л.М., Квочин В.А., Белоусов Е.А.** Технологические аспекты отработки участка Подрусловый Шерегешевского месторождения // Научно-технический прогресс — основа развития Шерегешевского рудника. — Кемерово: СИНТО, 2002. — С. 96–100.
174. **Еременко А.А., Гайдин А.П., Ваганова В.А., Еременко В.А.** О критерии удароопасности горных пород // ФТПРПИ. — 1999. — № 6.
175. **Серяков В.М.** Разработка эффективных алгоритмов расчета напряженного состояния массива с учетом порядка обрушения рудных блоков // Горн. информ.-аналит. бюл. — М., 2005. — № 6.
176. **Серяков В.М., Серяков А.В., Келлер В.Я.** Геомеханическое обоснование порядка отбойки технологических блоков в районе контакта рудных участков Шерегешевского месторождения // Вестн. РАЕН. — Томск, 2005. — Вып. 7.
177. **Седов Л.И.** Механика сплошной среды. — М.: Наука, 1970. — Т. 2.
178. **Курленя М.В., Серяков В.М., Еременко А.А.** Техногенные геомеханические поля напряжений. — Новосибирск: Наука, 2002. — 264 с.

179. **Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В.** Основы механики горных пород. — Л.: Недра, 1989. — 488 с.
180. **Кравченко Г.И., Венгловский В.Г., Федоренко А.И.** Временная технологическая инструкция по применению и установке трубчатых штанг взрывного закрепления. — Новокузнецк, 1982. — 26 с.
181. **Федоренко А.И.** О конструкциях трубчатых штанг гидровзрывного закрепления. Вопросы комплексного освоения недр и совершенствование технологии горных работ на предприятиях Западного Урала: Тез. докл. науч.-техн. конф. — Пермь, 1983. — С. 32–34.
182. **Венгловский В.Г., Федоренко А.И., Макаренко М.В.** Применение трубчатых штанг гидровзрывного закрепления на рудниках Горной Шории // Черн. металлургия. — 1987. — № 3. — С. 43–44.
183. **Симанович Г.А.** Определение объемного напряженного состояния трубчатой штанговой крепи, деформирующейся совместно с массивом соли // Разработка соляных месторождений. — Пермь, 1980. — С. 179–185.
184. **Мельников Н.И.** Анкерная крепь. — М.: Недра, 1980. — 251 с.
185. **Венгловский В.Г.** Эффективность применения трубчатых штанг гидровзрывного закрепления // Вопросы комплексного освоения недр и совершенствование технологии горных работ на предприятиях Западного Урала. — Пермь, 1983. — С. 31–32.
186. **Феодосьев В.И.** Сопротивление материалов. — М.: Наука, 1979. — 559 с.
187. **Романовский В.П.** Справочник по холодной штамповке. — М.: Машиностроение, 1971. — 782 с.
188. **Трубы** металлические и соединительные части к ним. Ч. 2. — М.: Изд-во стандартов, 1981. — 327 с.
189. **Столетний М.Ф., Клемперт Е.Д.** Точность труб. — М.: Металлургия, 1975. — 238 с.
190. **Виноградов А.Г.** Трубное производство. — М.: Металлургия, 1981. — 342 с.
191. **Ильин Л.Н.** Основы учения о пластической деформации. — М.: Машиностроение, 1980. — 149 с.
192. **Нормативы** времени на подземные горные работы для предприятий горно-добывающей промышленности и геолого-разведочных организаций. Очистные, горно-проходческие и нарезные работы. — М., 1976.
193. **А.с. 802554 СССР.** Штанговая крепь / В.Г. Венгловский. — Опубл. Б.И., 1981, № 5.
194. **Штанговая крепь** / В.Н. Семеновский, В.М. Волжский, О.В. Тимофеев и др. — М.: Недра, 1965. — 327 с.
195. **Трубы** металлические и соединительные части к ним. Ч. 2. — М.: Изд-во стандартов, 1981. — 327 с.
196. **Серенсен С.В., Когаев В.П., Шнейдерович Р.М.** Несущая способность и расчеты деталей машин на прочность. — М.: Машиностроение, 1975. — 488 с.
197. **Серенсен С.В.** Испытание деталей машин на прочность. — М.: Машгиз, 1960.
198. **ГОСТ 380-71.** Сталь углеродистая обыкновенного качества. Марки и общие технические требования.
199. **Феодосьев В.И.** Сопротивление материалов. — М.: Наука, 1979. — 559 с.
200. **Мухтаров Г.Г., Гелескул М.Н., Исмайлов Д.И.** Совершенствование крепления горизонтальных выработок при разработке жильных месторождений. — М.: Недра, 1976. — 261 с.
201. **Венгловский В.Г., Федоренко А.И., Седурин Н.М.** Трубчатые штанги взрывного закрепления. — Кемерово: ЦНТИ. Информ. лист № 37-81. — 1985. — 3 с.

202. **Рекомендации** по креплению откаточных горных выработок СССР. — Новокузнецк: ВостНИГРИ МЧМ, 1975. — 89 с.
203. **Справочник** по креплению горных выработок. — М.: Недра, 1972.
204. **Федоренко А.И., Шрепп Б.В.** Управление состоянием массива на удароопасных месторождениях Сибири: Учеб. пособие (СибГИУ). — Новокузнецк, 2001. — 95 с.
205. **Единые правила** безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом. — М.: Недра, 1972.
206. **Единые правила** безопасности при взрывных работах. — М.: Недра, 1972.
207. **Семеновский В.Н., Волжский В.М.** Штанговая крепь. — М.: Недра, 1965.
208. **Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н.** Разрушение горных пород взрывом. — М.: Недра, 1983. — 344 с.
209. **Авдеев Н.Ф., Кимский Э.А.** Критерий роста радиальных трещин при взрывном разрушении напряженных массивов // ФТПРПИ. — 1985. — № 4. — С. 36–40.
210. **Методические рекомендации** по контурному взрыванию при проходке горизонтальных горных выработок на железных рудниках Сибири. — Новокузнецк: ВостНИГРИ, 1987. — 41 с.
211. **А.с. 784422 СССР.** Устройство для бурения параллельно-сопряженных скважин / А.П. Седько, С.Я. Клубов, А.А. Еременко и др. — Опубл. 01.09.1977; Бюл. № 44.
212. **Еременко А.А., Еременко В.А., Машуков И.В. и др.** Взрывная отбойка горной массы параллельно-сопряженными скважинными зарядами ВВ // Горн. журн. — 2006. — № 9. — С. 44–46.
213. **А.с. 1485722 СССР.** Детонатор / А.В. Ефремов. — Опубл. 20.11.87; Бюл. № 21.
214. **Пат. 2115880 СССР.** Средство взрывания заряда / А.В. Ефремов, А.И. Копытов, М.А. Копытов, Е.А. Харламова. — Опубл. 20.07.1998; Бюл. № 20.
215. **Пат. 2116609.** Средство взрывания заряда / А.В. Ефремов, А.И. Копытов, М.А. Копытов, Е.А. Харламова. — Опубл. 27.07.1998; Бюл. № 21.
216. **А.с. 1559833 СССР.** Устройство для взрывания заряда / А.В. Ефремов. — Опубл. 01.10.88; Бюл. № 15.
217. **Кулаков Г.И.** Фотоупругие датчики для геомеханических измерений (теоретические основы). — Новосибирск: Изд-во СО РАН, 1997. — 151 с.
218. **Тимошенко С.П., Гудьер Дж.** Теория упругости. — М.: Недра, 1975. — 575 с.
219. **Ефремов А.В., Копытов А.И., Копытов М.А.** Исследования параметров вруба с двумя компенсационными скважинами большого диаметра // Актуальные вопросы подземного и наземного строительства: Сб. науч. тр. / Кузбас. гос. техн. ун-т. — Кемерово, 1996. — С. 244–249.
220. **Шапошников В.Д., Копытов А.И., Пашкевич А.А.** Эффективная технология проведения откаточных выработок // Черн. металлургия. — 1980. — № 12. — С. 37–38.
221. **Еременов В.А., Копытов А.И., Монингер Г.Г., Дорогунцов В.В.** Техника и технология проведения горных выработок на Шерегешской шахте // Горн. журн. — 1977. — № 9. — С. 16–19.
222. **Карапетян Ю.М., Афанасенко Г.В., Блинов А.А., Воронин В.П.** Эффективность отбойки руды скважинами, цилиндрическими и щелевыми зарядами // Теория технологии разработки рудных месторождений. — Новосибирск, 1969. — С. 121–134.
223. **Копытов А.И.** Проведение выработок в мощных залежах крепких руд с применением глубоких скважин // Горн. журн. — 1981. — № 10. — С. 24–27.
224. **Седов Л.И.** Механика сплошной среды. — М.: Наука, 1970. — Т. 1, 2.

225. **Булычев Н.С., Фотиева Н.Н.** Об оценке устойчивости пород вокруг горных выработок в поле тектонических напряжений // Устойчивость и крепление горных выработок: Межвуз. сб., вып. 5. — Л.: ЛГИ, 1978. — С. 10–15.
226. **Глушко В.Т., Долинина Н.Н., Розовский М.И.** Устойчивость горных выработок (математические описания). — Киев: Наук. думка, 1973. — 206 с.
227. **Каспарьян Э.В.** Устойчивость горных выработок в скальных породах. — Л.: Наука, 1985. — 184 с.
228. **Ащепков В.В., Пах И.Э., Федоренко А.И.** Определение касательных напряжений по результатам испытаний горных пород на одноосное сжатие // Техника разработки месторождений полезных ископаемых: Межвуз. науч.-техн. сб., вып. 2. — Новокузнецк: СибГГМА, 1996. — С. 73–75.
229. **Петухов И.М., Линьков А.М.** Механика горных ударов и выбросов. — М.: Недра, 1983.
230. **А.с. 1240911 СССР.** Штанговая крепь горных выработок / В.Н. Уваров, П.И. Сенцов, А.А. Еременко. — Опубл. 4.06.1986; Бюл. № 24.
231. **А.с. 1305360 СССР.** Способ крепления горных выработок / В.В. Лялько, А.А. Еременко. — Опубл. 20.05.1987; Бюл. № 15.
232. **Еременко А.А., Филиппов В.Н., Дорогунцов В.В. и др.** Проведение и крепление выработок на железорудных месторождениях, опасных по горным ударам // Наукоемкие технологии добычи и переработки полезных ископаемых: IV науч.-практ. конф. ИГД СО РАН. — Новосибирск, 2005. — С. 77–81.
233. **Еременко В.А., Филиппов В.Н., Белоусов Е.А. и др.** Районирование выработок по способам крепления в условиях Шерегешевского месторождения // Горн. информ.-аналит. бюл. — М.: МГГУ, 2005. — № 9. — С. 46–57.
234. **Рогинский В.М.** Проектирование и расчет железобетонной штанговой крепи. — М.: Недра, 1971.
235. **А.с. 1352070 СССР.** Способ установки трубчатой анкерной крепи / В.Н. Уваров, Н.И. Сенцов, Е.М. Кожевников, И.А. Юткин. — Опубл. 26.05.86; Бюл. № 42.
236. **А.с. 6293345 СССР.** Устройство для упрочнения горных пород / В.Г. Венгловский, А.И. Федоренко. — Опубл. 20.05.87; Бюл. № 39.
237. **Методические рекомендации** по упрочнению пород синтетическими смолами. — Кривой Рог: НИГРИ, 1973.
238. **Камбефор А.** Инъекция грунтов. — М.: Энергия, 1971.

Научное издание

Еременко Андрей Андреевич
Федоренко Анатолий Иванович
Копытов Александр Иванович

ПРОВЕДЕНИЕ И КРЕПЛЕНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В УДАРООПАСНЫХ ЗОНАХ ЖЕЛЕЗОРУДНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Редактор *М.Б. Успенская*
Художественный редактор *Л.В. Матвеева*
Художник *Н.А. Горбунова*
Технический редактор *Н.М. Остроумова*
Корректоры *И.Л. Малышева, Л.А. Анкушева*
Оператор электронной верстки *Р.Г. Усова*

Изд. лиц. № 020297 от 23.06.97. Сдано в набор 07.11.07. Подписано в печать 12.03.08. Бумага ВХИ.
Формат 70 × 100 1/16. Офсетная печать. Гарнитура Times ET. Усл. печ. л. 19,0. Уч.-изд. л. 18,6. Тираж 300 экз.
Заказ № 972.

Сибирская издательская фирма "Наука" РАН. 630200, Новосибирск, ул. Восход, 15.
СП "Наука" РАН. 630077, Новосибирск, ул. Станиславского, 25.

ЕРЕМЕНКО АНДРЕЙ АНДРЕЕВИЧ

Доктор технических наук, профессор, действительный член Академии горных наук, действительный член Российской академии естественных наук, заведующий лабораторией физико-технических геотехнологий Института горного дела СО РАН. Дважды лауреат премии Правительства Российской Федерации в области науки и техники, заслуженный изобретатель России. Награжден знаком «Горняцкая Слава» трех степеней.

Специалист в области геомеханики и геотехнологии разработки месторождений полезных ископаемых.

Автор 280 научных работ и 80 авторских свидетельств и патентов на изобретения.

ФЕДОРЕНКО АНАТОЛИЙ ИВАНОВИЧ

Кандидат технических наук, доцент, действительный член Академии энергоинформационных наук, директор Осинниковского филиала Сибирского государственного индустриального университета.

Специалист в области геомеханики и взрывного дела.

Автор 120 научных трудов и 10 авторских свидетельств и патентов на изобретения.

КОПЫТОВ АЛЕКСАНДР ИВАНОВИЧ

Доктор технических наук, профессор кафедры строительства подземных сооружений и шахт Кузбасского государственного технического университета, действительный член Академии горных наук. Награжден знаком «Шахтерская Слава» трех степеней, Национальной премией имени Петра Великого.

Специалист в области технологии проведения горных выработок и взрывного дела.

Автор 110 научных работ и 30 авторских свидетельств и патентов на изобретения.

ISBN 978-5-02-023176-4