МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
ВСЕСОЮЗНЫЙ ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ И МАРКШЕЙДЕРСКОГО ДЕЛА
ВНИМИ

УКАЗАНИЯ

по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР

Ленинград
1986

gost.e-ecolog.ru

МИНИСТЕРСТВО УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ СССР
ВСЕСОЮЗНЫЙ ОРДЕНА ТРУДОВОГО КРАСНОГО ЗНАМЕНИ
НАУЧНО-ИССЛЕДОВАТЕЛЬСКИЙ ИНСТИТУТ
ГОРНОЙ ГЕОМЕХАНИКИ И МАРКШЕЙДЕРСКОГО ДЕЛА
ВНИМИ

УТВЕРЖДЕНЫ
Первым заместителем Министра
угольной промышленности СССР
М. И. Щадовым
26 декабря 1984 г.

УКАЗАНИЯ

по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР

ИЗДАНИЕ ЧЕТВЕРТОЕ, ДОПОЛНЕННОЕ

Ленинград
1986

УДК 622.831:622.268(083.75)

Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. — Изд. 4-е, дополненное. Л., 1986. 222 с. (М-во угольной пром-сти СССР. Всесоюз. ордена Трудового Красного Знамени науч.-исслед. ин-т горн. геомех. и маркшейд. дела).

Регламентирован выбор места расположения, способов и параметров охраны и поддержания всех вскрывающих, подготовительных и примыкающих к очистным забоям подготовительных горных выработок при проектировании, строительстве и эксплуатации шахт Министерства угольной промышленности СССР.

Принимаемые согласно положениям настоящих Указаний решения должны удовлетворять отраслевым правилам безопасности, технической эксплуатации и другим нормативным документам по безопасному ведению горных работ на угольных шахтах.

Настоящие Указания заменяют действовавший по Приказу Министерства угольной промышленности СССР от 24.03.77 г. № 143 нормативный документ под таким же названием.

Ил. 90, табл. 68.

СОСТАВИТЕЛИ:

От ВНИМИ: К. А. Ардашев (научный руководитель), Н. П. Бажин, Ю. М. Басинский, Ю. В. Громов, А. М. Козел (руководители разлелов), В. А. Андранович, Е. Д. Жариков, Ю. П. Коренной, О. И. Мельников, В. В. Райский, А. С. Тютерев (ответственные исполнители), А. Г. Акимов, А. И. Алехина, Б. З. Амусин, В. Ф. Богомолов, В. А. Борисовец, Е. В. Бошенятов, И. С. Донской, Е. А. Иванов, В. В. Комиссаров, Н. Е. Костомаров, В. П. Дудукалов, С. Б. Кулибаба, В. М. Кулешов, Ю. П. Кутепов, М. П. Морозов, Н. А. Морозов, Л. К. Нейман, Ю. А. Норватов, В. С. Пиховкин, В. Н. Рева, А. А. Репко, А. И. Савельев, А. О. Спроге, С. А. Толмачев, В. М. Ушаков, Э. Ш. Феликс, Г. Л. Фисенко, Н. А. Филатов, Т. А. Фомкина, М. Б. Хусид, В. М. Шик, К. К. Елиманов, И. А. Южанин, В. П. Яковлев.

От ИГД им. А. А. Скочинского: А. С. Диманштейн, Г. А. Катков, В. Г. Лисичкин, С. А. Логашкин, Н. И. Мельников, В. Я. Мининберг.

От Донуги: В. М. Андриенко, А. И. Карлов, В. Ф. Компанец, Б. И. Курицын, А. Л. Селезень.

От КНИУИ: Е. Н. Кейрович, М. М. Мукушев, В. Я. Новиков, К. П. Попов, В. П. Трофимов.

От ПечорНИИпроект: В. Ф. Фотеев, А. А. Френкель.

От Кузниуи: А. п. Ковалев, Б. К. Лебедев, М. И. Середенко, В. и. Щулаков.

От НИИОГР: Н. А. Стародумов.

От ВНИИОМШС: И. Г. Косков.

От ДПИ: В. И. Черняев.

От МГИ: И. Л. Черняк.

От МакИСИ: Е. Г. Дружко, Ю. З. Заславский, И. В. Качан.

Вместо фамилии Н. А. Морозов
следует читать Н. Л. Мухин

© Всесоюзный ордена Трудового Красного Знамени научно-исследовательский институт горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. 1986.

Введение

Важнейшим условием высокоэффективной и безопасной работы шахт является обеспечение рабочего состояния всей сети вскрывающих, подготавливающих и примыкающих к очистным забоям подготовительных выработок с минимальными затратами на их проведение и поддержание и потерями угля в предохранительных целиках.

Актуальность обеспечения рабочего состояния выработок в течение всего срока их службы постоянно возрастает в связи с переходом горных работ во всех основных угольных бассейнах на большие глубины и в более сложные горно-геологические условия.

Научно-исследовательские работы и опыт шахт показали, что даже на больших глубинах в сложных горно-геологических условиях возможно обеспечить, как правило, безремонтное поддержание выработок со снижением затрат и потерь угля в целиках при условии правильного выбора их расположения в массиве, способов и параметров охраны и средств поддержания на основе инженерных расчетов сдвижения массива, смещений пород в выработки и нагрузок на их крепь.

Для эффективного использования проектными институтами и на шахтах разработанных методов расчета при решении практических задач выбора рациональных в данных конкретных условиях расположения, способа и параметров охраны и средств поддержания стволов, околоствольных, вскрывающих, подготавливающих и подготовительных выработок Приказом Минуглепрома СССР от 24.07.77 г. № 143 были введены в действие в качестве отраслевого нормативного документа разработанные ВНИМИ совместно с другими НИИ отрасли «Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР». В дальнейшем основные положения Указаний были включены в утвержденную Госстроем СССР главу СНиП П-94-80 «Подземные горные выработки».

Опыт использования указанных нормативных документов подтвердил правильность и практическую приемлемость методов

расчета и эффективность принимаемых проектных решений. В то же время была установлена необходимость корректировки или изменения отдельных положений и величин, в связи с полученными в последние годы новыми данными о проявлениях горного давления и сдвижения пород, а также накопленным опытом создания и применения новых прогрессивных способов охраны и средств поддержания выработок с активным управлением состоянием и свойствами горного массива. Эти данные позволяют также существенно расширить область использования единых отраслевых методов расчета и выбора рационального расположения, охраны и средств поддержания выработок на большие глубины и сложные горно-геологические условия.

В соответствии с изложенным составленные по заданию Минуглепрома СССР настоящие Указания заменяют Указания 1977 г. В них, наряду с апробированными положениями предшествующего нормативного документа, содержится ряд уточненных, а также новых положений, обоснованных опытом проектирования, проведения и эксплуатации выработок на шахтах, а также выполненными научно-исследовательскими и экспериментальными работами. Указания составлены большим коллективом сотрудников ВНИМИ и его филиалов с привлечением специалистов ИГД им. А. А. Скочинского, ДонУГИ, КузНИУИ, КНИУИ, ПечорНИИпроекта, НИИОГР и ВНИИОМШСа, а также ряда вузов.

1. ОБЛАСТЬ И УСЛОВИЯ ПРИМЕНЕНИЯ

1.1. Настоящие Указания предназначены для решения практических задач выбора рационального расположения, способа и параметров охраны и средств поддержания в рабочем состоянии в течение установленного срока службы всех вскрывающих, подготавливающих и примыкающих к очистным забоям подготовительных выработок на угольных шахтах с глубиной от поверхности до 1500 м.

Применительно к вертикальным стволам Указания распространяются на:

— стволы диаметром до 9 м;

— проходку и крепление стволов обычными способами;

— расположение стволов в недеформирующемся массиве, а также в деформирующемся массиве (при сокращенных размерах и выемке целиков, пересечении стволом ранее отработанных пластов, в зонах сжатия пород от водопонижения) при выполнении регламентируемых Указаниями требований к горным и конструктивным мерам защиты.

Применительно к околоствольным выработкам и горизонтальным и наклонным вскрывающим и подготавливающим выработкам Указания распространяются на:

— выработки сечением до 30 м^2, а камеры — до 100 м^2;

— проходку и крепление выработок и камер обычными способами;

— охрану выработок и камер предохранительными целиками, исключающими влияние очистных работ, а также в условиях влияния на них очистных работ и других выработок при выполнении регламентируемых Указаниями требований к горным и конструктивным мерам защиты.

Применительно к примыкающим к очистным забоям подготовительным выработкам Указания распространяются на условия:

— выработки сечением до 20 м^2;

— проходку и крепление выработок обычными способами;

— различные бесцеликовые способы охраны выработок, а также охрану их угольными целиками.

Примечание. Область действия Указаний не распространяется на выработки в многолетнемерзлых породах с заполненными льдом трещинами.

1.2. Предусмотренные для области действия Указаний расположение, способы и параметры охраны и средства поддержания выработок являются обязательными. В случае принятия других решений, вызванных производственной необходимостью, они должны быть соответствующим образом обоснованы и согласованы с ВНИМИ и технологическими бассейновыми НИИ Минуглепрома СССР.

1.3. При проведении выработок в условиях, отличающихся от приведенных в п. 1.1, выбор их расположения, способов и параметров охраны и средств поддержания должен производиться на основе действующих для этих условий нормативно-методических документов, а при их отсутствии — на основе рекомендаций специализированных (ВНИМИ, ВНИИОМШС) и технологических НИИ Минуглепрома СССР.

2. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

2.1. Принимаемые расположение, способы и параметры охраны и средства поддержания выработок должны обеспечивать их рабочее состояние в течение всего срока службы при минимальных суммарных затратах на проведение и поддержание и минимальных потерях угля либо за счет применения способов охраны выработок без оставления угольных целиков, либо применения горных и конструктивных мер их защиты, позволяющих производить эффективную выемку временно оставляемых целиков.

Проектирование главных вскрывающих и подготавливающих выработок следует производить, как правило, из условия их безремонтного поддержания с проведением только планово-профилактических мероприятий. Для пластовых выработок на выемочных участках (панелях, блоках) при соответствующем обосновании допускается предусматривать плановые ремонтные работы по замене отдельных деформированных элементов крепи и увеличению сечения путем подрывки пород почвы.

2.2. Выбор для конкретных условий расположения, способов и параметров охраны и средств поддержания выработок следует производить на основе расчетов величин смещений пород по контуру выработки и нагрузок на крепь по исходным данным инженерных изысканий в соответствии со СНиП П-94-80 с учетом:

— важности, назначения, срока службы, особенностей проведения и эксплуатации выработки;

— требований общесоюзных нормативных документов, стандартов и законодательных актов, утвержденных или согласованных Госгортехнадзором СССР, Госстроем СССР и Государственным санитарным надзором СССР.

Перечень определяемых исходных данных устанавливается проектной организацией в задании на инженерно-геологические и гидрогеологические изыскания.

2.3. Выбор рационального места расположения выработок в горном массиве является важнейшим условием, определяющим сложность и стоимость их проведения, обеспечения рабочего состояния в течение всего срока службы и уровня потерь угля.

При технической возможности, определяемой условиями залегания пластов и рациональной технологией их разработки, основные вскрывающие и подготавливающие выработки, особенно их сопряжения, следует размещать в более прочных устойчивых породах за пределами крупных тектонических нарушений, разломов и интенсивного дробления пород, напорных водоносных горизонтов, карстов и плывунов.

2.4. Для охраны выработок от вредного воздействия очистных работ необходимо применять в комплексе меры охраны выработок и конструктивные меры защиты крепи. Выбор мер охраны и защиты следует производить на основе сравнения ожидаемых сдвижений горного массива и смещений по контуру выработки

с допускаемыми деформациями выработки и крепи по условиям эксплуатации. В выработках, расположенных в зоне влияния очистных работ, следует предусматривать податливые конструкции крепи.

2.5. При выборе средств поддержания выработок в рабочем состоянии, в связи с недостаточной надежностью определения свойств массива по результатам инженерных изысканий на стадии проектирования и изменчивостью условий поддержания на различных участках в период проведения и эксплуатации выработки, следует учитывать целесообразность применения комбинированных средств, включающих сочетание поддерживающих конструкций крепи со способами упрочнения пород и повышения несущей способности крепи.

2.6. Выбор средств поддержания выработок и их параметров должен производиться с учетом изменчивости механических свойств горного массива и проявлений горного давления по их протяженности. При колебаниях расчетных свойств массива пород по контуру выработки в пределах 30 % (± 15 % от среднего значения) геомеханические условия поддержания допускается считать одинаковыми и принимать на всем протяжении выработки одинаковые средства и параметры ее поддержания. При большем различии указанных величин выбор средств и параметров поддержания выработки должен производиться отдельно по ее участкам. Объединение соседних участков небольшой протяженности в общий следует, по возможности, производить без изменения технологии проведения и типа поддерживающей крепи за счет изменения ее параметров (толщины, податливости, плотности), применения дополнительных мероприятий по снижению смещений пород и нагрузок на крепь (упрочнение пород цементацией, анкерованием), повышения несущей способности крепи тампонажем закрепного пространства и установки крепей усиления.

2.7. Выбор средств поддержания выработок следует производить с учетом Типовых проектов. Условием применения Типового проекта в рассматриваемых конкретных условиях должно быть обеспечение рабочего состояния выработки в течение срока ее службы по определяемым в соответствии с Указаниями величинам смещений пород на контуре и нагрузкам на крепь. Например, Типовые проекты с податливой арочной трехзвенной крепью типа АП-3 следует применять только в условиях, когда расчетные смещения пород в кровле выработки меньше конструктивной податливости этой крепи.

2.8. При определении необходимого сечения вчерне всех выработок должны учитываться определяемые по Указаниям величины смещений пород по контуру: при применении жестких крепей — за период до их возведения; при применении крепей ограниченной податливости — за период до исчерпания податливости крепи; при применении податливых крепей — за весь срок службы выработки.

2.9. При проектировании особо ответственных выработок в сложных горно-геологических условиях, требующих применения дорогостоящих средств поддержания, для контроля их состояния и принятия своевременных обоснованных мер по недопущению нарушения крепи, в проектах следует, как правило, предусматривать установку специальных замерных станций. Проекты замерных станций должны разрабатываться с привлечением специализированных НИИ Минуглепрома СССР.

2.10. Принимая решения по настоящим Указаниям, необходимо выполнять требования, установленные действующими нормативами по ведению горно-подготовительных работ и эксплуатации выработок в течение всего срока их службы.

3. ОСНОВНЫЕ ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ И РАСЧЕТНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ

3.1. Основными исходными данными для решения задач выбора рационального расположения, способов и параметров охраны и средств поддержания выработок являются:

— расчетная глубина размещения выработки;

— расчетное сопротивление пород (массива) сжатию;

— нормативные характеристики материала, податливости и несущей способности крепи.

3.2. Расчетную глубину $H_р$ размещения выработки следует определять по формуле:

$$H_р = H \cdot k, \qquad (1)$$

где H — проектная фактическая глубина размещения выработки или ее участка от поверхности, м; k — коэффициент, учитывающий отличие напряженного состояния массива по сравнению с напряженным состоянием массива от собственного веса толщи пород до поверхности, за счет воздействия тектонических процессов, который для большинства условий допускается принимать равным 1. Для участков выработок в дизъюнктивных нарушениях с амплитудой свыше 50 м, в замках складок радиусом меньше 100 м и под склонами гор крутизной свыше 45° k принимается на основе экспериментальных данных, а при их отсутствии — равным 1,5.

3.3. Расчетное сопротивление пород массива сжатию $R_с$ следует определять по формуле:

$$R_с = R \cdot k_с, \qquad (2)$$

где R — среднее значение сопротивления пород в образце одноосному сжатию, устанавливаемое экспериментально по результатам испытаний образцов пород, МПа (при определении прочности пород по коэффициенту крепости f пересчет в МПа производят по формуле $R = 10f$); $k_с$ — коэффициент, учитывающий дополнительную нарушенность массива пород поверхностями без сцепления, либо с малой связностью (зеркала скольжения, трещины, глинистые прослои и т. п.).

3.4. Для случая пересечения разведочными скважинами всей толщи пород по протяженности выработки (например, при бурении контрольно-стволовых скважин) для пород с $R > 30$ МПа величину $k_с$ следует принимать соответственно величине кусков, на которые происходит естественное разделение (разлом) керна, в соответствии с табл. 1. Для пород с $R < 30$ МПа и углей, в связи с возможностью нарушения керна при бурении по поверхностям с большим сцеплением, величину $k_с$ следует принимать по характеристике тектонической нарушенности пород в месте расположения выработки или ее участка в соответствии с табл. 2.

Таблица 1

Выход керна с расстоянием между разломами, м	k_c
Более 1	0,9
0,5÷1	0,8
0,3÷0,5	0,6
0,1÷0,3	0,4
Обломки и мелочь до 0,1	0,2

Таблица 2

Характеристика места расположения выработки	k_c
Вне пликативных нарушений с радиусом меньше 300 м и вне зоны влияния дизъюнктивных нарушений на расстоянии от них более 4 N (N — нормальная амплитуда нарушения, м)	0,9
В пликативном нарушении с радиусом меньше 300 м или в зоне влияния дизъюнктивного нарушения на расстояниях от него от 4 N до 1 N	0,6
Непосредственно в дизъюнктивном нарушении на расстояниях от него менее 1 N	0,3

При наличии данных испытаний пород по керну разведочных скважин только в отдельных сечениях выработок (например, в пластовых выработках) для расположенных между ними участков в случае отсутствия на них тектонических нарушений величину R_c следует назначать интерполированием по результатам определения R и k_c в ближайших разведочных скважинах. В случае прогноза тектонических нарушений величину R_c для этих участков допускается принимать по данным определения R пород в ближайших скважинах и назначения k_c в соответствии с табл. 2.

Примечание. Во всех случаях назначения R_c по косвенным данным необходимо предусматривать его уточнение при проведении выработок. При этом k_c назначают на основе оценки состояния и разломов пород по контуру выработок.

3.5. При определении R_c для выработок, расположенных в пластичных глинистых породах и глинах (например, в Подмосковном угольном бассейне), величину k_c следует принимать равной 1, а величину R корректировать умножением на коэффициент влияния естественной влажности и степени пластичности этих пород k_w, определяемый из выражения:

$$k_w = (W_т - W_e)/(W_т - W_п), \qquad (3)$$

где $W_т$ — предел текучести, %; $W_п$ — предел пластичности, %; W_e — естественная влажность, %.

Для всех других пород снижение их расчетного сопротивления сжатию R_c за счет воздействия влаги следует учитывать только в случае длительного обводнения пород в выработках (затопления, перепуска воды и т. п.). При этом R_c контактирующих с водой пород уменьшается: для песчаников на 20 %, для алевролитов на 40 % и для аргиллитов на 50 %.

3.6. Расчетное сопротивление пород сжатию R_c по контуру поперечного сечения выработки должно определяться с учетом всех пересекаемых выработкой слоев (пластов) мощностью более 0.5 м, залегающих на расстояниях от контура сечения выработки: в кровле — 1,5 b, в почве и боках выработки — 1 b, где b — ширина выработки, м.

Для ряда смежных слоев, залегающих по контуру поперечного сечения выработки, с изменчивостью R_c в пределах до 30 % следует принимать для всей выработки усредненное значение расчетного сопротивления пород сжатию, определяемое по формуле

$$R_c = (R_{c_1} m_1 + R_{c_2} m_2 + \ldots + R_{c_n} m_n) / (m_1 + m_2 + \ldots + m_n), \quad (4)$$

где $R_{c_1}, \ldots, R_{c_n}$ — расчетные сопротивления слоев пород сжатию, МПа; $m_1, \ldots, m_n$ — мощности слоев, м.

При изменчивости расчетного сопротивления пород сжатию в кровле, боках или почве выработки свыше 30 % R_c следует считать по формуле (4) отдельно по элементам выработки (кровле, бокам и почве).

3.7. Расчетное сопротивление пород сжатию по длине выработки следует определять, исходя из разделения выработки на отдельные участки по длине, с учетом следующих требований:

— к одному участку следует относить все пересекаемые выработкой слои (пласты) мощностью более 0,5 м, значения R_c которых находятся в пределах до 30 %; для этого участка R_c определяется усреднением с учетом мощности этих слоев по формуле (4);

— при объединении смежных участков, значения R_c которых отличаются более чем на 30 %, R_c объединенного участка следует принимать по наименьшему значению R_c объединяемых участков.

3.8. При объединении смежных участков в выработке с величинами R_c, отличающимися более чем на 30 %, в один общий участок с одинаковым более высоким расчетным R_c следует предусматривать способы упрочнения пород на участках с трещиноватыми породами.

3.9. Предварительное (опережающее забой выработки) упрочнение пород нагнетанием в них цементных растворов или смол целесообразно применять в условиях пересечения выработкой сильно трещиноватых пород в зонах тектонических нарушений с $k_c < 0{,}3$. В конкретных условиях выбор упрочняющих материалов, параметров их нагнетания и расчетное упрочнение пород следует принимать по действующим нормативам, по рекомендациям специализированных организаций или на основе экспериментальных данных. При их отсутствии для размеров зоны упрочнения порядка 3 м допускается в расчетах по Указаниям принимать R_c равным 0,6 R, но не более прочности упрочняющего материала.

3.10. Упрочнение пород при проведении и эксплуатации выработок нагнетанием в них скрепляющих растворов целесообразно

применять в условиях, когда вокруг выработок образуется значительная зона разрушенных пород, возникают большие смещения и нагрузки на крепь и для обеспечения рабочего состояния выработок необходимы поддерживающие крепи высокого сопротивления и податливости. В этих условиях упрочнение пород следует производить либо с отставанием от проходческого забоя после естественного образования зоны разрушенных пород, либо после искусственного создания зоны разрушенных пород камуфлетным взрыванием. В конкретных условиях выбор упрочняющих материалов, параметров их нагнетания и эффективности упрочнения следует принимать по действующим нормативам, по рекомендациям специализированных организаций или на основе экспериментальных данных.

3.11. Упрочнение пород анкерной крепью, в первую очередь, следует применять при наличии в кровле и боках выработок тонкослоистых и трещиноватых пород для предотвращения их вывалов и обрушений, а также для уменьшения величин смещений пород по контуру выработок. Установку анкерной крепи, особенно в кровле, следует предусматривать непосредственно у проходческого забоя. В конкретных условиях выбор типа анкеров и их параметров следует принимать по действующим нормативам, по рекомендациям специализированных организаций или на основе экспериментальных данных. При их отсутствии для анкеров с длиной порядка 2 м в расчетах смещений по Указаниям увеличение R_c допускается производить путем умножения на коэффициент k_y в соответствии с рис. 1.

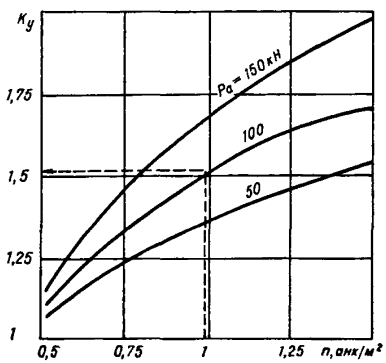


Рис. 1. Номограмма для определения коэффициента упрочнения пород анкерами:

P_a — сопротивление анкера; n — плотность анкеров

3.12. Материалы крепей и средств упрочнения пород следует принимать в соответствии с положениями СНиП П-94-80 и составленным в их развитие «Руководством по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи» (Стройиздат, Москва, 1983) с учетом специфических условий угольных и сланцевых шахт.

При использовании всех типов поддерживающих крепей (рамных, сборных блочных и тюбинговых, монолитных бетонных и

металлобетонных) для обеспечения их работы с проектной несущей способностью необходимо предусматривать качественную забутовку всех пустот в закрепном пространстве. При связывании (тампонаже) забутовочного материала песчано-цементным раствором несущую способность монолитных и сборных крепей допускается увеличивать по сравнению с проектной в 1,3 раза. При замоноличивании рамных металлических крепей набрызгбетоном с толщиной, превышающей на 30—50 мм толщину рам, и связывании забутовочного материала песчано-цементным раствором их следует считать жесткими крепями с несущей способностью как монолитных металлобетонных крепей с соответствующими параметрами толщины и прочности бетона и плотности металлических рам.

3.13. Для дифференцирования условий и выбора необходимых средств поддержания непосредственной кровли при проведении выработок, а также определения области применения прямоугольных (трапециевидных) пластовых выработок без подрывки кровли пласта породы непосредственной кровли выработок мощностью до 2 м следует разделять на классы по устойчивости в соответствии с табл. 3.

Таблица 3

Класс кровли по устойчивости	Состав и характеристика непосредственной кровли
Устойчивая	Песчаники, известняки, алевролиты ($R>60$ МПа). Керн с расстояниями между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью более 1 м.
Средней устойчивости	Алевролиты и аргиллиты (R от 30 до 60 МПа). Керн с расстоянием между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью от 0,5 до 1 м.
Неустойчивая	Слоистые трещиноватые алевролиты и аргиллиты ($R<30$ МПа) Керн в виде столбиков с расстояниями между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью менее 0,5 м.
Весьма неустойчивая	Тонкослоистые, сильно трещиноватые аргиллиты ($R<30$ МПа). Керн в виде кусков и мелочи.

3.14. Для дифференцирования степени влияния очистных работ на условия поддержания выработок, охраняемых небольшими целиками или при бесцеликовых способах охраны, породы основной кровли разрабатываемых пластов следует разделять на классы по обрушаемости в соответствии с табл. 4.

3.15. Проектирование горных выработок должно включать следующие операции:

— на основании анализа данных инженерно-геологических и гидрогеологических изысканий в соответствии с проектно-технологическими нормативами и с учетом настоящих Указаний при-

нимают рациональное расположение и способ охраны выработки от влияния очистных работ;

— в соответствии с принятыми в настоящих Указаниях методами определения исходных расчетных геомеханических показателей производится разделение выработки на участки с одинаковыми проявлениями горного давления как по свойствам вмещающих пород (сопротивлению пород сжатию и классам по

Таблица 4

Класс основной кровли по обрушаемости	Состав и характеристика пород основной кровли
Легкообрушающаяся	Однородная кровля из слоистых аргиллитов и алевролитов общей мощностью более 6—7 m (m — мощность пласта), R до 40 МПа, керн в виде столбиков и кусков с расстоянием между гладкими поверхностями без сцепления и с малой связностью до 0,3 м. Слоистые глины и слабосвязанные пески
Среднеобрушающаяся	Однородная кровля из аргиллитов, алевролитов и слоистых песчаников общей мощностью более 6—7 m, R от 40 до 80 МПа, керн с расстояниями между поверхностями без сцепления и с малой связностью от 0,3 до 1 м. Неоднородная кровля: над пластом мощностью до 3—4 m залегают слоистые аргиллиты и алевролиты, а выше залегают алевролиты, песчаники и известняки мощностью более 2 м с R более 80 МПа, керн с расстоянием между поверхностями без сцепления и с малой связностью до 1,5 м
Труднообрушающаяся	Над пластом на расстоянии от него менее 3—4 m залегают массивные песчаники, известняки и алевролиты общей мощностью более 2 м с R более 80 МПа. Керн с расстоянием между поверхностями без сцепления или с малой связностью более 1,5 м

устойчивости, обрушаемости), так и по горно-техническим условиям (сечению, влиянию очистных работ и других выработок);

— для каждого участка выработки на основании определения категории устойчивости (трудности поддержания) и расчета смещений пород по контуру выработок производится выбор необходимых средств поддержания в течение всего срока службы (типа и технологии возведения основной крепи, дополнительных средств ее усиления, способов упрочнения пород и т. п.);

— в условиях, где необходим расчет параметров крепей, производится определение нагрузок на крепь и на их основе устанавливаются ее толщина, плотность, конструктивные элементы защиты и т. п.

Окончательный выбор средств поддержания по всей длине выработки следует производить путем технико-экономического анализа различных вариантов объединения смежных ее участков с различающимися свойствами пород с учетом обеспечения рациональной технологии и механизации проходческих работ.

4. ВЕРТИКАЛЬНЫЕ ШАХТНЫЕ СТВОЛЫ

Выбор места расположения и мер охраны стволов

4.1. Надежные условия эксплуатации шахтных стволов обеспечивают правильным их расположением на шахтном поле, мерами охраны от вредного влияния очистных и других выработок, водопонижения, осушения и дренажа подземных вод, применением рациональной технологии сооружения ствола, мер по упрочнению массива, использованием рациональной крепи и стойкостью ее материала к агрессивным воздействиям окружающей среды в течение всего срока службы ствола.

4.2. Стволы следует располагать с таким расчетом, чтобы они, по возможности, не пересекали крупных тектонических нарушений, напорных водоносных горизонтов и карстов и были удалены от источников питания подземных вод.

4.3. Шахтные стволы, особенно главные, с подъемными установками для исключения оставления предохранительных околоствольных целиков, следует при технической возможности и экономической целесообразности располагать за пределами шахтных полей или угленосных площадей на расстояниях, исключающих вредное влияние подземных горных разработок, определяемых в соответствии с настоящими Указаниями, или на ранее полностью отработанных площадях.

4.4. При расположении стволов в пределах шахтных полей для их охраны должны применяться комплексные меры, сочетающие охрану целиками, другими горными мерами (рациональный порядок ведения горных работ, закладка выработанного пространства, отработка пластов камерно-столбовыми системами и т. д.) и конструктивную защиту крепи (пп. 4.19—4.23), а также в благоприятных условиях выемку околоствольных целиков по рекомендациям прил. 1.

Размеры околоствольных предохранительных целиков и планирование их сокращения и выемки должны быть согласованы с мерами охраны других выработок и сооружений на поверхности в соответствии с разд. 5 настоящих Указаний и «Руководством по проектированию зданий и сооружений на подрабатываемых территориях» (М., Стройиздат, 1983).

4.5. Следует планировать, по возможности, предварительную до проходки или углубки ствола полную выемку угля в районе расположения стволов. Предварительная выемка угля должна проводиться с таким расчетом, чтобы к началу проходки или углубки ствола закончился процесс сдвижения пород, продолжительность которого определяют «Правилами охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» (М., Недра, 1981).

В случаях планирования начала проходки до окончания процесса сдвижения необходимо также планировать комплекс мероприятий по защите ствола по заключению специализированных организаций (ВНИМИ, ВНИИОМШС).

4.6. Выемку целиков в период эксплуатации стволов допускается производить преимущественно для вентиляционных и вспомогательных стволов.

Выемку целиков в период погашения следует предусматривать под всеми стволами.

Во всех случаях при выемке целиков следует руководствоваться рекомендациями прил. 1.

4.7. При расположении стволов в породах, сжимающихся в результате водопонижения и дренирования подземных вод, а также в зонах влияния очистных работ при сокращенных предохранительных целиках и в случае их выемки в период эксплуатации стволов, когда ожидаемые деформации больше допускаемых для крепи и армировки, необходимо предусматривать меры их защиты в соответствии с настоящими Указаниями.

4.8. Сопряжения стволов с околоствольными выработками не должны располагаться в зонах тектонических нарушений, на участках сильно трещиноватых неустойчивых пород и в напорных водоносных горизонтах. При этом для обеспечения благоприятных условий поддержания сопряжений и исключения их вредного влияния на стволы в зависимости от условий (категорий устойчивости, определяемых по п. 4.10) необходимо:

— располагать сопряжения, как правило, вкрест простирания пород;

— применять в выработках крепи ограниченной податливости с высокой несущей способностью в условиях II категории устойчивости на протяжении от ствола не менее 30 м, а в условиях III и IV категорий — не менее 50 м;

— располагать выработки, не сопрягающиеся со стволом, в условиях III—IV категорий устойчивости на расстоянии не менее 20 м от него;

— закладывать погашаемые околоствольные выработки в условиях I и II категорий устойчивости на расстоянии от ствола не менее 10 м, а в условиях III и IV категорий устойчивости на расстоянии не менее 30 м тощим бетоном или кусковатой породой с тампонажным раствором, а далее до 50 м — мелкокусковатой породой;

— проводить и крепить сопрягающиеся со стволом выработки, в зависимости от категории устойчивости, на расстояние: не менее 10 м для II категории, не менее 15 для IIIкатегории, не менее 20 м для IV категории, а также приствольные камеры одновременно с возведением постоянной крепи ствола на расстоянии не менее 15 м выше и ниже сопряжения.

В целях повышения устойчивости сопряжения и обеспечения одновременной со стволом его проходки и крепления рекомендуется предусматривать вертикальную компановку узлов сопря-

жения и приствольных камер, располагая их все в пределах специально увеличенного диаметра ствола.

4.9. При сокращенных размерах целиков и при их выемке в приствольных камерах и выработках следует применять меры защиты крепи от воздействия очистных работ при сохранении высокого ее отпора в соответствии с настоящими Указаниями.

Определение условий поддержания и мер защиты крепи и армировки

4.10. Условия поддержания шахтных стволов определяют степенью сложности механических, структурных и гидрогеологических свойств толщи, взаимным расположением стволов, очистных и других выработок, процессами водопонижения и дренирования.

Оценку степени сложности поддержания стволов производят по категориям устойчивости в соответствии с табл. 5.

Таблица 5

Категория устойчивости	Оценка состояния устойчивости	Критерий устойчивости ствола С
I	Устойчивое	До 3
II	Среднеустойчивое	3÷6
III	Неустойчивое	6÷10
IV	Очень неустойчивое	Более 10

Примечание. При породах прочностью 2 МПа и менее принимается IV категория устойчивости.

4.11. Величину критерия устойчивости для ствола С следует определять по формуле:

$$C = k_г k_{сб} k_ц k_t H_p / [26{,}3 + k_а R_с (5{,}25 + 0{,}0056 k_а R_с)], \qquad (5)$$

где $k_г$ — коэффициент, учитывающий взвешивающее действие воды: для участков вне водоносных горизонтов, равен 1; для пород водоносного горизонта $k_г$ определяют по формуле:

$$k_г = [(\gamma h_1 - P_в) + (\gamma_п - \gamma_в)(1/(1 + \varepsilon)) \cdot h_2] / \gamma H, \qquad (6)$$

где h_1 — высота толщи пород от почвы водоупора до земной поверхности, м; h_2 — высота толщи пород от рассматриваемого сечения в водоносном горизонте до почвы водоупора (до кровли водоносного горизонта), м; γ — в технической системе единиц объемный вес пород в тс/м^3, а в системе СИ $\gamma = \varrho_m g$; ϱ_m — средняя (объемная) плотность пород в т/м^3; g — ускорение силы тяжести, м/с^2; $P_в$ — давление подземных вод с учетом водопонижения, кПа (тс/м^2); $\gamma_п$, $\gamma_в$ — соответственно удельный вес частиц пород водоносного горизонта и удельный вес воды, кН/м^3 (тс/м^3);

ε — коэффициент пористости пород водоносного горизонта, принимаемый как отношение объема пор к объему скелета и определяемый по данным гидрогеологических изысканий; H — высота толщи пород от рассматриваемого сечения до земной поверхности, м; $k_{сб}$ — коэффициент воздействия на ствол других выработок: для протяженных участков ствола $k_{сб} = 1$; для сопряжений $k_{сб} = 1{,}5 - 0{,}025z$; z — расстояние от узла сопряжения до рассматриваемого сечения ствола в районе 20 м; $k_ц$ — коэффициент, учитывающий напряженное состояние околоствольного массива при влиянии очистных работ, принимаемый по п. 4.15 и прил. 2; k_α — коэффициент влияния угла залегания пород α, град: для горизонтально залегающих пород k_α равен 1, в остальных случаях k_α следует принимать из выражения

$$k_\alpha = 1/(1 + 0{,}5 \sin\alpha),$$

где α — угол залегания пород; H_p, R_c — обозначения те же, что в формулах (1) и (2).

Примечание. При размерности R_c, кгс/см^2 в формулу (5) вместо R_c следует подставить $0{,}1 R_c$.

4.12. В зависимости от расположения ствола относительно очистных работ и гидрогеологических процессов выделяют два принципиально отличные класса условий поддержания, в которых ствол или его участок будут находиться в периоды проходки и эксплуатации:

— поддержание ствола в недеформирующемся массиве горных пород, то есть при практическом отсутствии деформаций пород от очистных работ и в результате водопонижения и дренирования подземных вод;

— поддержание ствола в деформирующемся массиве при влиянии очистных работ или в результате водопонижения и дренирования подземных вод.

При определении класса условий следует учитывать все периоды поддержания ствола, в том числе самый опасный.

4.13. К классу поддержания стволов в недеформирующемся массиве относят условия нахождения стволов в неподработанном массиве при отсутствии очистных выработок в пределах предохранительных целиков, построенных по Правилам охраны как для главных стволов. В Карагандинском бассейне с глубины 300 м и для пластов угля марок Д—Г—Ж в Донецком бассейне с глубины 400 м целики следует строить по следующим условным граничным углам:

$\delta_0'' = \gamma_0'' = 50°$; $\beta_0'' = 50° - 0{,}5\alpha$ (для Карагандинского бассейна);

$\delta_0'' = \gamma_0'' = 60°$; $\beta_0'' = 60° - 0{,}8\alpha$ (для Донецкого бассейна),

где α — угол падения пласта.

Стволы находятся за пределами областеи массива с опасными величинами сдвижений и деформаций пород, возникающих в результате водопонижения и дренирования подземных вод, границы

которых определяют гидрогеологическим расчетом (прил. 6) по допускаемым деформациям крепи (п. 4.19).

4.14. К классу поддержания стволов в деформирующемся массиве относятся условия, когда не соблюдены критерии, указанные в п. 4.13.

Примечание. Следует учитывать условия нахождения стволов в подработанном массиве, когда подработка возможна без конструктивных мер защиты при наблюдении состояния стволов, если очистные работы ведут ниже зумпфа при удалении вниз от него на расстояние не менее определяемого из выражения:

$$h = (2{,}5S + 250)m,$$

где m — мощность вынимаемого пласта, м, S — отработанная площадь предохранительного целика, построенного под этот ствол по Правилам охраны, %.

4.15. Для условий недеформирующегося массива расчет деформаций пород не производится, коэффициент влияния очистных работ $k_ц$ принимают равным 1 и до глубины 600 м специальные меры защиты стволов не предусматривают. На глубинах более 600 м в условиях III и IV категорий устойчивости в сооружаемых стволах следует обеспечивать вертикальную податливость осадочными швами, располагая их в наиболее деформируемых породах на расстояниях не более 20 м друг от друга, а также выше и ниже сопряжений.

4.16. Для условий деформирующегося массива рассчитывают ожидаемые сдвижения и деформации пород с учетом горно-технической обстановки, времени производства горных работ или работ по водопонижению в соответствии с прил. 1 и 6. На основании этих расчетов определяют необходимость и параметры дополнительных мер охраны, а также мер защиты крепи и армировки.

4.17. В условиях деформирующегося массива при пересечении стволом старых выработанных пространств нормальные к пласту ожидаемые относительные деформации сжатия пород на участке от $6m$ в кровлю до $2m$ в почву после окончания процесса сдвижения по Правилам охраны и при отсутствии последующей активизации сдвижения не рассчитывают, а принимают равными $2 \cdot 10^{-3}$. Выше $6m$ в кровле деформации пород принимают пропорциональными дополнительной их трещиноватости, для чего величину $2 \cdot 10^{-3}$ умножают на $(1 - k_Δ)/k_Δ$, где $k_Δ$ определяют из выражения $k_Δ = 0{,}012h/m + 0{,}4$, где h — расстояние от выработанного пространства, начиная с $6m$ до $50m$. При повторных подработках принимаются деформации от активизации, рассчитанные по прил. 1, но не менее величины $2 \cdot 10^{-3}$.

4.18. При величинах ожидаемых на данном участке ствола относительных деформаций пород (с учетом дополнительных горных мер охраны), превышающих допускаемые для крепи и армировки значения, указанные в табл. 6—8, необходимо предусматривать конструктивные меры защиты крепи и армировки.

4.19. При наклонах (уклонах) и искривлениях ствола конструктивные приспособления крепи и армировки (независимо от

Таблица 6

Крепь	Допускаемые относительные вертикальные деформации ε_z, мм/м	
	при сжатии	при растяжении
Монолитная	0,85	По несущей способности 0,05 По раскрытию трещин 0,25
Сборная	2	1

Таблица 7

Крепь	Допускаемые относительные горизонтальные деформации сжатия ε_x, мм/м			
	в известняках	в песчаниках	в аргиллитах и алевролитах	в угле
Монолитная бетонная	0,10	0,15	0,25	0,30
Металлическая сплошная	0,40	0,30	0,60	1,20
Кирпичная	0,20	0,15	0,15	0,15
Металлическая тюбинговая	0,40	0,90	0,90	1,00
Сборная железобетонная тюбинговая	0,60	1,20	0,90	0,90

Таблица 8

Диаметр ствола, м	Допускаемые относительные горизонтальные деформации сжатия для армировки, ε_x мм/м			
	в известняках	в песчаниках	в аргиллитах и алевролитах	в угле
	Без промежуточных опор			
5	0,25	0,35	0,35	0,65
8	0,15	0,20	0,30	0,35
	При двух промежуточных опорах			
5	0,55	0,70	0,70	1,40
8	0,30	0,45	0,55	0,75

величины вертикальной деформации) устраивают при следующих ожидаемых величинах: средний уклон $2 \cdot 10^{-3}$ и более, максимальный на отдельных участках $5 \cdot 10^{-3}$ и более; максимальная кривизна оси ствола $0{,}33 \cdot 10^{-3}$ и более или радиус кривизны $R = 3000$ м и менее.

4.20. Конструктивную защиту крепи стволов от вертикальных деформаций следует осуществлять:

— обеспечением проскальзывания крепи на защищаемом участке путем ослабления связи крепи с породами и устройством скользящего слоя;

— устройством в крепи горизонтальных осадочных и разрезных швов;

— устройством в крепи зон и узлов вертикальной податливости;

— устройством на стыках проводников компенсирующих узлов или сменных вкладышей.

Конструктивную защиту крепи стволов от горизонтальных деформаций, наклонов и искривлений следует осуществлять:

— устройством за крепью податливой оболочки;

— заполнением закрепного пространства слоем вязкого материала;

— установкой вертикальных податливых прокладок в швах сборной крепи;

— повышением несущей способности крепи в сочетании с другими мерами;

— устройством на концах расстрелов податливых вкладышей или регулируемых узлов податливости.

Конструктивно-технологические решения по защите крепи следует принимать в соответствии с «Временными указаниями по проектированию, строительству и эксплуатации крепи и армировки вертикальных стволов угольных шахт в условиях влияния очистных работ» (Л., ВНИМИ, 1972) и по рекомендациям ВНИИОМШС, с соблюдением требований настоящих Указаний.

4.21. Для улучшения условий поддержания стволов в условиях III и IV категорий устойчивости и предотвращения нарушений крепи рекомендуются следующие дополнительные меры:

— разгрузка пород от высоких напряжений вертикальными разрезными щелями в крепи и породах с заполнением их податливым материалом;

— разделка в слабом слое пород горизонтальных щелей с устройством в крепи осадочного шва;

— тампонаж пустот и трещиноватых пород по окончании процесса сдвижения пород;

— укрепление пород анкерной крепью после завершения стадии активных сдвижений пород;

— установка крепи усиления на участках нарушения основной крепи.

4.22. В целях обеспечения рационального режима работы крепи рекомендуются следующие технологические схемы проходки стволов:

— при I и II категориях устойчивости — совмещенная схема с любой крепью из быстротвердеющего бетона;

— при III и IV категориях устойчивости — параллельная схема с использованием стволовых комплексов и предохранительного щита — оболочки, с демпфирующим слоем или временной крепью, достаточной для восприятия первоначальных смещений и нагрузок пород до установки постоянной крепи.

4.23. В породах III категории устойчивости на пологом и наклонном падении при параллельной схеме проходки допускается возведение постоянной монолитной бетонной крепи в 40—50 м от забоя при условии применения в качестве временной крепи анкеров и набрызг-бетона толщиной 5—8 см.

Выбор и расчет крепи стволов в недеформирующемся массиве

4.24. Выбор типа и расчет параметров крепи вертикальных шахтных стволов следует производить дифференцированно для устья, протяженной части, участков сопряжений в зависимости от категории устойчивости, гидрогеологических условий, вредных воздействий, а также с учетом схемы и технологии проходки ствола.

Тип и параметры крепи принимаются на основании статических расчетов по действующим нагрузкам или прямым рекомендациям настоящих Указаний.

4.25. Расчеты крепи стволов следует производить на суммарное воздействие горизонтальных нагрузок со стороны пород $P_п$ и давления остаточного напора подземных вод $P_г$ с учетом технологической, монтажной нагрузок и дополнительных эксплуатационных пригрузок, горизонтальных и вертикальных.

Общую горизонтальную нагрузку на крепь P определяют формулой:

$$P = P_п + P_г. \tag{7}$$

Общую нагрузку необходимо определять на тот момент времени, когда она наибольшая.

4.26. Расчетную максимальную нагрузку от давления пород $P_п$, кПа (тс/м^2) определяют по формуле:

$$P_п = n m_y n_н P_с, \tag{8}$$

где n — коэффициент перегрузки; m_y — коэффициент условий работы; $n_н$ — коэффициент приведения (неравномерности по отношению максимальных нагрузок к средним); $P_с$ — средняя нормативная нагрузка, кПа (тс/м^2).

Коэффициенты принимают в зависимости от места положения участка ствола. Коэффициент $n_н$ для условий IV категории устойчивости и при действии гидростатики определяют по формуле:

$$n_н = 1 + (\omega - 1) P_в / (P_с + P_г), \tag{9}$$

где ω — нормативный коэффициент неравномерности; $P_в$ — постоянная, кПа (тс/м^2).

Устья стволов

4.27. Крепь устьев стволов следует сооружать из монолитного бетона или железобетона, металлических или железобетонных тюбингов.

Крепь устьев рассчитывают на действие горизонтальных и вертикальных нагрузок.

4.28. Горизонтальную среднюю нормативную нагрузку со стороны пород на крепь устья ствола в малосвязанных грунтах (наносах) определяют по формуле:

$$P_с = \gamma r_о \operatorname{tg}(45° - \varphi/2)/(\psi - 1) \times \left[1 - \left(\frac{r_о}{r_о + H \operatorname{tg}(45° - \varphi/2)}\right)^{\psi - 1}\right] + P_ф, \tag{10}$$

где r_0 — радиус ствола в свету, м; φ — угол внутреннего трения наносов, градус; ψ — безразмерный коэффициент, определяемый из выражения

$$\psi = 2 \operatorname{tg} \varphi \operatorname{tg} (45° + \varphi/2);$$

H — глубина рассматриваемого участка от поверхности, м; $P_ф$ — наибольшая суммарная дополнительная нагрузка от зданий и сооружений, расположенных на поверхности вблизи ствола, кПа (тс/м^2), определяемая по прил. 3; γ — то же, что в формуле (6).

В обводненных породах вместо γ подставляется его взвешенное значение, определяемое по формуле:

$$\gamma_{вз} = (\gamma_п - \gamma_в)/(1 + \varepsilon), \qquad (11)$$

где $\gamma_п$, $\gamma_в$ и ε — то же, см. формулу (6).

4.29. При определении расчетной горизонтальной нагрузки на крепь устья стволов коэффициент $m_у$ следует принимать равным 1, а коэффициент $n_н$ в необводненных грунтах при расстоянии от проемов в крепи более 20 м принимают равным 1,7, при расстоянии менее 20 м — 2,9;

— в условиях напорных вод при $P_в = P_с$ и значении $\omega = 1{,}7$ при расстоянии от проемов в крепи более 20 м коэффициент рассчитывают по формуле (9); давление подземных вод $P_г$ принимают по гидрогеологическому заключению; коэффициент перегрузки n принимают равным 1,3.

4.30. Расчетное горизонтальное давление на крепь устья ствола в твердых коренных породах определяется так же, как для ствола в таких породах.

4.31. Вертикальные нагрузки на крепь устья ствола следует определять как сумму давлений от собственного веса крепи, веса оборудования и сооружений, опирающихся на крепь.

Расчетную вертикальную нагрузку $P^р_в$, кН (тс), действующую на крепь устья, следует определять по формуле:

$$P^р_в = n' \sum_{i=1}^{i>1} P_в + Q_у, \qquad (12)$$

где n' — коэффициент перегрузки, равный 1,4; $\sum_{i=1}^{i>1} P_в$ — сумма вертикальных нагрузок, передаваемых опорами горно-технических сооружений, расположенных на поверхности вблизи ствола, на крепь устья ствола, кН (тс); $Q_у$ — собственный вес крепи устья, кН (тс).

Рекомендуется пользоваться методикой, изложенной в работе Е. П. Калмыкова «Сооружение устьев вертикальных стволов» (М., Госгортехиздат, 1960).

Протяженные участки стволов и районы сопряжений

4.32. На протяженных участках ствола с жесткой армировкой, а также для участков сопряжений ствола I, II и III категории устойчивости следует применять, как правило, монолитную бетонную крепь, при этом в условиях I категории устойчивости при отсутствии напорных вод толщина бетонной крепи назначается без расчета по табл. 9.

Таблица 9

Глубина расположения участка, м	Толщина бетонной крепи (мм) при углах залегания пород, град	
	до 35	более 35
До 500	200	250
Более 500	250	300

При I категории устойчивости при наличии напорных вод толщину бетонной крепи следует устанавливать расчетом согласно требованиям п. 4.44, но не менее величин, указанных в табл. 9; в условиях II и III категорий устойчивости — во всех случаях.

При соответствующем обосновании в стволах с жесткой армировкой, пройденных в условиях I категории устойчивости, допустимо назначать крепи с параметрами, определяемыми по п. 4.33.

Если расчетная толщина монолитной бетонной крепи превышает 500 мм, то применяют бетон более высокой марки или другой тип крепи.

4.33. В стволах с гибкой армировкой, а также в вентиляционных стволах, не оборудованных подъемными установками, при отсутствии влияния очистных работ и водопонижения, где притоки воды не превышают 8 $м^3$/ч без напора, в условиях I и II категории устойчивости применять крепь набрызг-бетонную либо комбинированную из анкеров, металлической сетки и набрызг-бетона; при притоках воды более 8 $м^3$/ч в условиях I, II и III категории устойчивости следует применять монолитную бетонную крепь. При этом в условиях I категории устойчивости толщину набрызг-бетонной крепи на протяженных участках ствола назначают по табл. 10, без расчета.

Таблица 10

Глубина расположения участка, м	Толщина набрызг-бетонной крепи (мм) при углах залегания пород, град	
	до 35	более 35
До 500	80	120
Более 500	100	150

Для участков сопряжений ствола в условиях I категории устойчивости, а также для протяженных участков ствола II категории устойчивости толщину набрызг-бетонной крепи следует устанавливать расчетом согласно требованиям п. 4.42.

При этом толщина набрызг-бетонной крепи должна быть не менее 150 мм на глубинах до 500 м и 200 мм на глубинах более 500 м.

В комбинированной крепи длину анкеров l_a следует принимать равной 2 м; расстояние между анкерами $0{,}7l_a$. При соответствующем обосновании допускается изменять длину анкеров и расстояния между ними.

4.34. В условиях IV категории устойчивости на участках ствола с напорными водами, следует применять тюбинговую, железобетонную, многослойную крепь, а при достаточной несущей способности — монолитную бетонную крепь.

4.35. Горизонтальную (радиальную) нормативную нагрузку P_c, кПа (тс/м^2) на крепь протяженной части ствола в условиях I, II и III категорий устойчивости следует определять по формуле:

$$P_c = P^н [1 + 0{,}1 (r_0 - 3)], \qquad (13)$$

где r_0 — радиус ствола в свету; $P^н$ — нормированная по стволу диаметром 6 м нагрузка, кПа (тс/м^2), определяемая по формулам:

$$\text{при } C \leqslant 6 \quad P^н = 10 [(2C - 1) + \Delta]; \qquad (14)$$

$$\text{при } 10 \geqslant C > 6 \quad P^н = 10 [(3C - 7) + \Delta], \qquad (15)$$

где C — критерий устойчивости, определяемый по формуле (5); Δ — параметр, учитывающий технологию проходческих работ, принимаемый: при последовательной и параллельной технологических схемах равным нулю; при совмещенной технологической схеме проходки с передвижной опалубкой при $C \leqslant 6$ равным 2 и при $10 \geqslant C > 6$ равным 3.

Примечание. Множитель 10 в формулах (14) и (15) применяют, если нагрузка $P^н$ выражена в кПа. Для выражения нагрузки в МПа следует брать множитель 0,01, а в тс/м^2 — 1.

4.36. Коэффициент условий работы m_y принимают по табл. 11.

Таблица 11

Тип крепи	Коэффициент условий работы m_y
Набрызг-бетонная	0,5
Сборная	0,75
Монолитная	0,8

Коэффициент приведения (неравномерности) $n_н$ принимают равным ω и определяют по табл. 12.

Коэффициент перегрузки n принимают равным 1,3.

При наличии гидростатического давления подземных вод расчетный коэффициент приведения (неравномерности) определяют по формуле (9) при $P_в = P_с$ и ω по табл. 12.

Таблица 12

Угол залегания пород α, град	Нормативный коэффициент неравномерности ω	
	при последовательной и параллельной схемах проходки	при совмещенной схеме проходки
До 10	2	1,75
10÷35	2,5	2
Более 35	2,75	2,25

4.37. Горизонтальную (радиальную) нормативную нагрузку $P_с$, кПа (тс/м^2) на крепь протяженной части ствола в условиях IV категории устойчивости для однородного массива и при слоях слабых пород мощностью более радиуса ствола определяют по прил. 5.

В других условиях при известном реологическом показателе ползучести слабых пород $\varkappa/\beta$ эту нагрузку определяют по методике, изложенной в «Указаниях по определению параметров и конструкций крепи вертикальных шахтных стволов и приствольных камер на больших глубинах в горно-геологических условиях Центрального и Стаханово-Первомайского районов Донбасса» (Л., ВНИМИ, 1981).

При значениях C до 15 производят дополнительный расчет по п. 4.35 как для III категории устойчивости и принимают бóльшее значение нагрузки.

4.38. Коэффициент $m_у$ для условий п. 4.37 принимают по табл. 11.

Коэффициент приведения (неравномерности) $n_н$ определяют по формуле (9) при значениях ω по табл. 12 и величине $P_в$, принимаемой равной 800 кПа (или 80 тс/м^2), при значениях $P_с$ от 800 кПа (80 тс/м^2) до 2000 кПа (200 тс/м^2), при бóльших значениях $P_с P_в = 600$ кПа (60 тс/м^2).

4.39. Для расчета сложных конструкций крепи повышенной несущей способности в условиях IV категории устойчивости необходимо принимать следующее распределение горизонтальных (радиальных) нагрузок:

$$
\begin{aligned}
P_0^п &= P_с m_у n;\\
P_2^п &= P_0^п (n_н - 1);\\
P_{мин}^п &= P_0^п (2 - n_н);\\
P_0 &= P_0^п + P_г;\\
P_2 &= P_2^п;\\
P_{мин} &= P_{мин}^п + P_г.
\end{aligned}
\qquad (16)
$$

Касательные нагрузки q принимают равными $2{,}2P_2^{\text{п}}$.

4.40. Расчетное горизонтальное (радиальное) давление пород $P_{\text{п}}$ на крепь в районе сопряжения на протяжении 20 м вверх и 20 м вниз от сопряжения следует определять по формулам (8) и (13), принимая в них вместо величин $n_{\text{н}}$ и $P^{\text{н}}$ величины $n_{\text{нс}}$ и $P_{\text{с}}^{\text{н}}$, рассчитываемые по формулам:

$$n_{\text{нс}} = n_{\text{н}} + (20 - z)x; \tag{17}$$

$$P_{\text{с}}^{\text{н}} = P^{\text{н}}(1{,}5 - 0{,}025z), \tag{18}$$

где z — расстояние (м) от узла сопряжения до рассматриваемого сечения в районе 20 м, x — коэффициент перехода от протяженного участка к району сопряжения, принимаемый по табл. 13.

Таблица 13

Угол залегания пород α, град	Коэффициент x	
	при последовательной и параллельной схемах проходки	при совмещенной схеме проходки
До 10	0,05	0,037
Более 10	0,025	0,025

4.41. Гидростатическую нагрузку (остаточный напор) подземных вод $P_{\text{г}}$, кПа (тс/м^2) на крепь выработки в коренных породах без их тампонажа следует определять по формуле (19), а при наличии тампонажа пород — по формуле (20):

$$P_{\text{г}} = \frac{nH_{\text{e}}\gamma_{\text{в}}}{1 + \frac{k_{\text{ф}}^{\text{кр}} \lg (R(t)/r_1)}{k_{\text{ф}}^{\text{п}} \lg (r_1/r_0)}}; \tag{19}$$

$$P_{\text{г}} = \frac{nH_{\text{e}}\gamma_{\text{в}}}{1 + \frac{k_{\text{ф}}^{\text{кр}} \lg (r_{\text{т}}/r_1)}{k_{\text{ф}}^{\text{т}} \lg (r_1/r_0)} \left[\frac{k_{\text{ф}}^{\text{т}} \lg (R(t)/r_{\text{т}})}{k_{\text{ф}}^{\text{п}} \lg (r_{\text{т}}/r_1)} + 1 \right]}, \tag{20}$$

где n — коэффициент перегрузки, принимаемый равным 1,1; H_{e} — естественный или сниженный общим водопонижением напор в данном водоносном горизонте, определяемый по результатам гидрогеологических исследований, м; $\gamma_{\text{в}}$ — см. формулу (6); $k_{\text{ф}}^{\text{кр}}$ — коэффициент фильтрации крепи (для бетонной крепи $k_{\text{ф}}^{\text{кр}} = 0{,}00158$ м/сут); $k_{\text{ф}}^{\text{п}}$, $k_{\text{ф}}^{\text{т}}$ — соответственно коэффициенты фильтрации породы и затампонированной зоны, определяемые по данным гидрогеологических исследований, м/сут; r_1, r_0, $r_{\text{т}}$ — соответственно внешний, внутренний радиус крепи и радиус затампонированной зоны, м; при неизвестном r_1 для первого приближения

толщину бетонной крепи r_1—r_0 следует принимать равной 0,5 м с последующим уточнением толщины крепи; $R(t)$ — радиус влияния дренажа выработки, определяемый по данным гидрогеологических изысканий из выражения:

$$R(t) = 1{,}5\sqrt{at},$$

где a — коэффициент пьезопроводности водоносного горизонта, м^2/сут; t — время от начала дренирования, сут.

Если по расчетам $P_г$ более $P^п$, в формулах (19) и (20) необходимо учитывать корректировку времени, принимая t, соответствующим 2 мес. после введения крепи в работу.

Если $k_ф^п/k_ф^{кр}$ менее 4, то в формуле (20) $P_г = 0$, а при $k_ф^п/k_ф^{кр}$ более 100 $P_г$ определяют из выражения $P_г = H_e\gamma_в$.

4.42. Уточнение толщины крепи при неизвестном радиусе r_1, для случаев п. 4.38 производят методом последовательных приближений. При этом можно начинать подбор крепи, рассчитанной лишь по нагрузке от скелета пород и округленной до ближайшего типоразмера. Затем по формуле (19) или (20) находят величину $P_г$. С учетом найденного значения $P_г$ определяют коэффициент $n_н$ и далее по вычисленным $P_г$ и $P_п$ проверяют соответствие выбранной толщины этим нагрузкам. Если крепь принятой толщины не выдерживает суммарного давления, то расчет повторяют для следующего типоразмера, т. е. через каждые 50 мм до толщины, не превышающей 500 мм.

Если крепь толщиной 500 мм не выдерживает суммарного давления $P_п + P_г$, то применяют либо более высокую марку бетона, либо другой тип крепи.

4.43. В целях снижения гидростатических нагрузок следует применять водоподавляющий тампонаж, организовывать дренаж воды в ствол и другие выработки. Применение водонепроницаемой крепи с отношением $k_ф^п / k_ф^{кр}$ более 80 без дренажных мероприятий должно быть специально обосновано.

4.44. Расчет толщины монолитной бетонной и набрызг-бетонной крепи вертикальной выработки δ_k, мм, следует производить по формуле:

$$\delta_k = m_у r_0 \left[\sqrt{(m_{σ_1} m_{σ_2} m_{σ_7} R_{пр})/(m_{σ_1} m_{σ_2} m_{σ_7} R_{пр} - 2k_р P)} - 1\right] - \delta_{пб}, \quad (21)$$

где $m_у$ — коэффициент условий работы крепи, принимаемый равным 1,25; r_0 — радиус вертикальной выработки в свету, мм; $m_{σ_1}$, $m_{σ_2}$, $m_{σ_7}$ — соответственно коэффициенты, учитывающие длительную нагрузку, условие для нарастания прочности и температурные колебания, принимаемые в соответствии с главой СНиП по проектированию бетонных и железобетонных конструкций; $R_{пр}$ — расчетное сопротивление бетона сжатию, принимаемое в соответствии с главой СНиП по проектированию бетонных и железобетонных конструкций, кПа (тс/м^2); $k_р$ — коэффициент концентрации напряжений в конструкции крепи, принимаемый равным 1 на протяженных участках ствола и $(2-0{,}05z)$ в районе сопряжения, где

z — расстояние от узла сопряжения до рассматриваемого сечения, м; P — горизонтальное давление, кПа (тс/м^2), определяемое как суммарное от давления пород $P_п$ и подземных вод $P_г$; $\delta_{пб}$ — толщина породобетонной оболочки, образующейся за счет проникания бетона в окружающие нарушенные породы; для набрызгбетона принимается равной 50 мм, для остальных типов крепи — равной нулю. Рекомендуется при назначении толщины монолитной бетонной крепи по типоразмерам и определении ее несущей способности пользоваться таблицами прил. 4.

4.45. Статический расчет сборных и многослойных крепей для условий IV категории устойчивости следует производить на нагрузки по п. 4.39 по заключению специализированных организаций (ВНИИОМШС и др.).

Однослойную сборную крепь рассчитывают по формуле (21).

Выбор и расчет крепи и элементов ее защиты в деформирующемся массиве

4.46. В зависимости от условий следует применять монолитную бетонную, железобетонную, сборную или комбинированную крепь.

Тип и параметры крепи выбирают в соответствии с их расчетом по ожидаемым деформациям и давлению горных пород. Во всех случаях предпочтительны сборные крепи.

Крепь в деформирующемся массиве для участков, где ожидаемые деформации пород и ствола меньше указанных в п. 4.19, выбирают и рассчитывают так же, как в недеформирующемся массиве.

При ожидаемых деформациях, превышающих их допускаемые в соответствии с п. 4.19 значения, следует применять в породах всех категорий устойчивости конструктивные элементы защиты или конструкции крепи, приспособленные к принудительному деформированию совместно с массивом горных пород с учетом необходимой степени гидро- и газоизоляции ствола.

Толщина грузонесущей части крепи во всех случаях не должна быть меньше рассчитанной для условий недеформирующегося массива. При этом следует учитывать в случае обводненного массива степень снижения исходного гидростатического давления вследствие дренирования пород очистными выработками и изменения фильтрационных свойств массива в соответствии с заключением специалистов гидрогеологов.

4.47. При значениях вертикальных деформаций растяжения пород более величин, указанных в табл. 6, следует предусматривать горизонтальные разрезные швы или другие деформирующиеся узлы крепи в местах контактов пород разной жесткости и в толще на расстояниях не более 15 м друг от друга.

Несущая способность крепи на таких участках принимается такой же, как и в случае недеформирующегося массива.

4.48. При значениях ожидаемых вертикальных деформаций сжатия пород от величин, указанных в табл. 6, до 15 мм/м следует предусматривать горизонтальные осадочные швы или узлы вертикальной податливости в местах наибольших деформаций и на контактах прочных и слабых пород или меры по обеспечению проскальзывания крепи на защищаемом участке.

При значениях ожидаемых вертикальных деформаций более 15 мм/м следует предусматривать осадочные зоны и узлы вертикальной податливости.

Расстояние между швами (узлами), которое не должно превышать 20 м, определяют расчетом.

Расчет крепи в зоне вертикального сжатия при указанных значениях деформаций и при условии, что горизонтальные деформации не превышают допустимых значений, определяемых по табл. 7, производят в том же порядке, что и для недеформирующегося массива, но с учетом коэффициента $k_ц$ по п. 4.11.

В местах пересечения старых выработанных пространств на удалении до $6m$ в кровлю и до $2m$ в почву величину нормативной нагрузки $P_{сд}$, кПа (тс/м^2), на крепь определяют по формуле:

$$P_{сд} = 0{,}66P_с + 100, \qquad (22)$$

где $P_с$ — нормативная нагрузка, определенная для сечения $6m$ в кровлю с учетом максимальной дополнительной трещиноватости ($0{,}5\ k_с$); 100 — слагаемое, кПа (при расчете в тс/м^2 слагаемое следует принимать равным 10).

В подработанной толще за пределами указанного участка величину нормативной нагрузки $P_{сд}$ вычисляют по формуле (22); при этом $P_с$ определяют при значениях дополнительной трещиноватости $k_Д$, зависящих от удаления h сечения ствола от выработанного пространства и определяемых по п. 4.17.

4.49. Устанавливаемые для компенсации вертикальных деформаций сжатия осадочные швы выполняют из податливого материала, а при необходимости гидро- и газоизоляции в них применяют специальные герметичные узлы податливости.

Максимальное расстояние l (м) между осадочными швами определяют по формуле:

$$l = m_{σ_1} m_{σ_3} m_{σ_г} R_{пр} (D_1^2 - D_0^2) / 4 P_п f_{тр} D_1, \qquad (23)$$

где D_1 — диаметр выработки в проходке (вчерне), м; D_0 — диаметр выработки в свету, м; $f_{тр}$ — коэффициент трения породы о крепь, принимаемый равным: 0,6 для песчаников и известняков; 0,5 — для алевролитов и аргиллитов и 0,4 для углей; $P_п$, $R_{пр}$, $m_б$, $m_{б_3}$, $m_{б_г}$ — см. формулы (7) и (21).

4.50. Расчетную рабочую высоту $h_ш$ (мм) осадочного шва (узла) определяют по формуле:

$$h_ш = 1{,}2(100\,\Delta\eta_р / a_п), \qquad (24)$$

где $\Delta\eta_р$ — разность оседаний на границах защищаемого участка, мм, определяемая из выражения $\Delta\eta_р = \Sigma\varepsilon_i m_i$; где ε_i — относитель-

ные вертикальные деформации в пределах слоя защищаемого участка, мм/м; m_i — мощность слоя, м; $a_п$ — сжимаемость материала (%) прокладок в шве или узле податливости, при нагрузках, равных допускаемым для материала крепи, принимаемая по результатам испытаний материала. Высоту шва при расчетном $h_ш < 40$ мм следует принимать равной 40 мм.

4.51. В случае применения асфальтобитумного покрытия или иного с весьма малым трением, на участке ствола в пределах пласта и его почвы или в пределах пласта и его кровли, протяженность $l_с$ скользящего участка крепи следует принимать не менее:

$$l_с = m\left[(C_в + 1)\varepsilon_{z_m} - (\varepsilon_{z_k} + C_в\varepsilon_{z_п})\right] / \left[(C_в + 1)\varepsilon_{z_{доп}} - (\varepsilon_{z_к} + C_в\varepsilon_{z_п})\right], \quad (25)$$

где m — мощность значительно деформирующегося пласта или слоя пород с уровнем ожидаемых относительных вертикальных деформаций $\varepsilon^{*}_{z_m}$, более допускаемых для крепи; $C_в$ — отношение длины скользящего участка в почве пласта к таковому в кровле; $\varepsilon_{z_к}$ и $\varepsilon_{z_п}$ — величины ожидаемых относительных вертикальных деформаций, соответственно, пород кровли и почвы; ε_{z_m}, $\varepsilon_{z_к}$ и $\varepsilon_{z_п}$ определяют по прил. 1 как для $\varepsilon_{z_{прив}}$; $\varepsilon_{z_{доп}}$ — величина допускаемых для данной крепи относительных вертикальных деформаций, определяемая по табл. 6.

При расположении скользящего участка с асфальтобитумным или иным покрытием с малым трением только в пласте и в почве, или в пласте и кровле, протяженность этого участка следует принимать не менее:

$$l_{с.п} = m(\varepsilon_{z_m} - \varepsilon_{z_п}) / (\varepsilon_{z_{доп}} - \varepsilon_{z_п}) \quad \text{(для почвы)}; \quad (26)$$

$$l_{с.к} = m(\varepsilon_{z_m} - \varepsilon_{z_к}) / (\varepsilon_{z_{доп}} - \varepsilon_{z_к}) \quad \text{(для кровли)}. \quad (27)$$

Скользящий участок следует располагать преимущественно в более прочных вмещающих пласт породах. При длине скользящего участка более 40 м следует учитывать деформации от действия собственного веса, вычитая из расчетной величины допускаемой для крепи относительной деформации величину максимальной относительной деформации от собственного веса.

4.52. При величинах ожидаемых горизонтальных деформаций пород, превышающих значения, указанные в табл. 7, эти деформации должны быть компенсированы конструктивными и иными мерами в соответствии с п. 4.20.

4.53. Крепь с заполнением закрепного пространства вязким материалом при отсутствии возможности сжатия его в замкнутом пространстве рассчитывают на радиальное давление, равное весу столба заполнителя без учета отпора пород при условии, что это давление не менее величины среднего давления горных пород $P_с$. Коэффициент неравномерности давления $n_н$ принимают равным 1,1. Усилия в монолитной крепи рассчитывают по формулам:

$$N_\theta = 1/3(3{,}2 - 0{,}1\cos^2\theta)P_{мин}r_1; \quad (28)$$

$$M_\theta = 0{,}017\cos 2\theta P_{мин}r_1^2; \quad (29)$$

$$Q = 0{,}03\sin 2\theta P_{мин}r_1, \quad (30)$$

где $P_{мин}$ — давление столба вязкого заполнителя. Проверку производят по $\theta = 0°$ и $\theta = 90°$.

4.54. Вертикальные податливые прокладки в сборной крепи должны иметь податливость, отвечающую условию:

$$\sum_{i=1}^{n} \Delta_i \cos\gamma_i \geqslant u_0 + u_2, \quad (31)$$

где n — число прокладок; Δ_i — податливость i-й прокладки при нагрузке на нее, равной 0,7 σ; γ_i — угол между горизонтальной осью прокладки (ее радиальным направлением) и линией простирания пород; u_0 и u_2 — ожидаемые радиальные перемещения (максимальные), определяемые расчетом по п. 4.58; σ — допускаемое окружное напряжение для крепи.

Компенсировать радиальными прокладками сужение ствола более 10 см не рекомендуется.

4.55. Закрепный податливый слой должен компенсировать сужение ствола и возможные сдвиги пород по слоям, вступая в податливый режим работы лишь при нагрузках, равных расчетному давлению пород без влияния очистных работ, либо при достаточном диапазоне податливости при более высоких нагрузках.

4.56. При полной компенсации горизонтальных перемещений контура стволов под влиянием очистных работ конструктивными мерами защиты, нагрузки на крепь определяют как для недеформирующегося массива, но с учетом коэффициента $k_ц$ по прил. 2.

Компенсация перемещений считается полной, если при податливости, равной перемещениям свободного контура ствола, контактные нагрузки на несущую оболочку крепи не превосходят указанных ранее.

Статический расчет крепи производят с учетом степени свободы наружных смещений несущей крепи по заключению специализированных организаций (ВНИИОМШС).

В случае неполной компенсации указанных деформаций пород от воздействия очистных работ или при отсутствии конструктивных мер защиты, что возможно при малых значениях деформаций пород, расчет крепи стволов следует производить по ожидаемым перемещениям.

4.57. Расчет монолитной крепи с податливым закрепным слоем по заданным перемещениям производят из условия совместности перемещений на контактах.

Исходными данными являются:

$E_п$, E, $E_к$ — модули упругости соответственно породы, материала податливого слоя и материала крепи, кПа; $\mu_п$, $\mu_к$ — соответственно коэффициенты Пуассона породы и материала крепи; u_0, u_2 — равномерная и неравномерная составляющие радиального перемещения; f — коэффициент трения крепи по материалу

закрепного пространства или породе; $\Delta_з$ — толщина закрепного слоя, м (при отсутствии закрепного слоя $\Delta_з = 0$); $m = (r_1/r_0)^2$.

Равномерную составляющую радиальной нагрузки на крепь определяют выражением:

$$P_0 = u_0/[1/k_0 + \Delta_з/E + r_1(Am - B)/(m-1)], \qquad (32)$$

где

$$A = (1+\mu_к)(1-2\mu_к)/E_к;$$
$$B = (1+\mu_к)/E_к.$$

Неравномерную составляющую радиальной нагрузки определяют по формуле:

$$P_2 = \{Au_2 - 2r_1P_0f[2(3m+1)k + (m-1)^3Д]\}/\{A_1(\Delta_з/E + 1/k_2) - r_1[(m+1)^3B_1 + 2(1+3m^2)C_1]\}, \qquad (33)$$

где

$$A_1 = 3E_к(m-1)^3;$$
$$B_1 = (3-2\mu_к)(1+\mu_к);$$
$$C_1 = (1-2\mu_к)(1+\mu_к);$$
$$Д = \mu_к(1+\mu_к);$$
$$k = (1-\mu_к^2).$$

Величину напряжения на внутреннем контуре сечения крепи определяют по формуле:

$$\sigma_в = [2m/(m-1)]\{[[2P_2(m+1) - P_0f]/(m-1)] - P_0\}. \qquad (34)$$

На основе полученных силовых параметров проверяют выбранную крепь по следующему условию:

$$\sigma = m_{\sigma_1}m_{\sigma_2}R_{пр}.$$

Коэффициенты отпора пород можно рассчитать по формулам Л. А. Джапаридзе:

$$k_0 = E_п/[r_1(1+\mu_п)]; \quad k_2 = 3E_п/[r_1(1+\mu_п)(5-6\mu_п)]. \qquad (35)$$

Расчеты сборной и комбинированной крепей с податливым закрепным слоем по заданным перемещениям производят по рекомендациям специализированных организаций (ВНИИОМШС и др.). Величину E определяют по компрессионным характеристикам податливого материала.

4.58. Ожидаемые в условиях I, II и III категории устойчивости радиальные перемещения пород на контуре сечения ствола в непосредственно не подработанном массиве * рассчитывают по следующим формулам:

равномерная составляющая радиальных перемещений u_0:

$$u_0 = [r_1/(1-2\mu_п)][(\varepsilon_x + \varepsilon_y)(1-\mu_п) + \mu_п\varepsilon_z]; \qquad (36)$$

* Часть массива в области влияния очистных работ за пределами углов сдвижения, определяемых по Правилам охраны.

неравномерная составляющая радиальных перемещений:

$$u_2 = 2r_1(1-\mu_п)(\varepsilon_x - \varepsilon_y), \qquad (37)$$

где r_1 — радиус ствола вчерне, м; $\mu_п$ — коэффициент Пуассона пород; ε_z — ожидаемые относительные вертикальные деформации массива, определяемые по прил. 1; ε_x, ε_y — горизонтальные ожидаемые относительные деформации вкрест простирания и по простиранию, определяемые специальным маркшейдерским расчетом.

При отсутствии данных для такого расчета деформации по простиранию ε_y принимают равными нулю, а деформации вкрест простирания ε_x определяют выражением $\varepsilon_x = \varepsilon_z \operatorname{tg}^2\alpha$, где α — угол залегания пород, градус. При определении деформаций учитывают коэффициент перегрузки.

Определение ожидаемых радиальных перемещений в условиях IV категории устойчивости производят по заключению специализированных организаций (ВНИМИ).

4.59. Конструктивное выполнение мер защиты крепи и армировки стволов от вертикальных и горизонтальных деформаций рекомендуется производить в соответствии с действующими «Временными указаниями по проектированию, строительству и эксплуатации крепи и армировки вертикальных стволов угольных шахт в условиях влияния очистных работ» (Л., ВНИМИ, ВНИИОМШС, 1972) и заключением специализированных организаций (ВНИИОМШС).

4.60. Если по производственным условиям невозможно снижение степени влияния очистных работ на стволы горными мерами до безопасных значений деформаций крепи и армировки и защиты их конструктивными мерами, следует планировать предупредительные ремонты по специальному проекту, согласованному с ВНИМИ.

Аналогичные меры требуются при ведении очистных работ в опасной зоне, которая наносится на план горных работ и располагается (в плане) между границами целика, определяемыми по Правилам охраны и его границами, построенными по п. 4.13.

В числе прочих мер охраны проект должен содержать прогноз состояния крепи и армировки ствола, проект наблюдательной станции на земной поверхности и замерных станций в стволе и, при необходимости, объемы и сроки выполнения ремонтных работ.

Каждый проект составляют не более чем на одну-две очистные выработки.

4.61. Для оценки состояния стволов при ведении очистных работ в пределах опасной зоны можно использовать выражение:

$$Б = 0{,}11(\delta_c - 60°)C_1 + 0{,}08\sum_{1}^{n}(\delta_i - 60°)C_i, \qquad (38)$$

где δ_c — угол между линией, соединяющей на разрезе по простиранию устье ствола и границу проектируемой очистной выработки,

Таблица 14

Состояние ствола	Балл (Б)
Удовлетворительное — отсутствие видимых деформаций крепи и армировки	1
Начальная стадия деформирования — отдельные трещины в крепи, преимущественно на сопряжении с околоствольным двором	2
Деформации средней степени — заколы и вывалы крепи на сопряжениях, отдельные трещины вне сопряжений	3
Опасные деформации — заколы и вывалы крепи на сопряжениях и на участках малой протяженности вне сопряжений; необходимы текущие ремонты крепи и армировки	4
Аварийное	5

и горизонтом; δ_i — то же от ранее пройденной очистной выработки; C_1 — степень оконтуренности целика проектируемой выработкой — отношение длины выработки к длине стороны целика; C_i — то же от ранее пройденной выработки; Б — состояние ствола, оцениваемое в баллах по табл. 14.

При оценке состояния ствола от трех и более баллов мероприятия по поддержанию разрабатывают с участием представителей ВНИМИ, ВНИИОМС и др.

5. ОКОЛОСТВОЛЬНЫЕ И ВСКРЫВАЮЩИЕ ВЫРАБОТКИ

Выбор места расположения и охраны выработок

5.1. При выборе места расположения выработок околоствольных дворов необходимо руководствоваться следующими положениями:

— схема околоствольного двора должна быть максимально простой с минимальным количеством выработок и сопряжений;

— выработки околоствольных дворов, особенно их сопряжения, следует располагать в устойчивых породах; при отсутствии устойчивых пород основные выработки околоствольного двора необходимо располагать вкрест простирания пород;

— не допускать расположения околоствольных дворов в зонах крупных тектонических нарушений и напорных водоносных горизонтов.

5.2. При выборе места расположения вскрывающих выработок, проходимых вкрест простирания пород (квершлаги, штольни и т. п.), необходимо по возможности избегать пересечения зон тектонических нарушений и напорных водоносных горизонтов. В случае пересечения выработкой зон тектонических нарушений и водоносных горизонтов ее следует располагать под

Таблица 15

Расчетная глубина расположения выработки от поверхности $H_р$, м	Коэффициент k_L при расчетном сопротивлении $R_с$, МПа (кгс/см²)							
	для выработок по простиранию				для выработок вкрест простирания			
	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)	30 (300)	60 (600)	90 (900)	более 120 (1200)
До 300	3,5 / 2	1,8 / 1,6	1,5 / 1,3	1,2 / 1	1,8	1,5	1,2	1
300÷600	4 / 2,5	2 / 1,8	1,7 / 1,5	1,4 / 1,2	2,2	1,8	1,5	1,2
600÷900	4,5 / 3	2,5 / 2,1	2 / 1,7	1,6 / 1,4	2,6	2,1	1,7	1,4
900÷1200	5 / 3,5	3,5 / 3	2,5 / 2	1,8 / 1,6	3	2,5	2	1,5
Более 1200	5,5 / 4	4 / 3,5	3 / 2,3	2 / 1,8	3,4	2,9	2,4	1,7

Примечание. 1. В числителе показана величина k_L для выработок с углом α до 35°, а в знаменателе — при α более 35°.

2. Для выработок, расположенных под углом к простиранию, k_L принимают как среднее между значениями по простиранию и вкрест простирания.

3. Для наклонных выработок величину k_L принимают как для горизонтальных, пройденных по простиранию.

прямым углом (или близким к прямому) к плоскости сместителя нарушения, чтобы протяженность участка выработки, попадающего в нарушенную зону, была наименьшей.

5.3. Вскрывающие выработки, проходимые по простиранию или падению пород (штреки, уклоны, бремсберги) следует по возможности располагать в однородных наиболее устойчивых породах, а при пересечении ими зон тектонических нарушений и водоносных горизонтов пересекать их под прямым или близким к нему углом.

5.4. Протяженные участки околоствольных и вскрывающих выработок для исключения их взаимного влияния должны находиться друг от друга на расстоянии более $L_д$, определяемом по формуле:

$$L_д = (b_1 + b_2) k_L, \qquad (39)$$

где $b_1 + b_2$ — суммарная ширина взаимовлияющих выработок в проходке (вчерне), м; k_L — коэффициент взаимного влияния выработок, определяемый по табл. 15.

Таблица 16

Расчетная глубина расположения выработки $H_р$, м	Ширина угольных целиков $L_ц$ (м) при расчетном сопротивлении пород сжатию на контуре выработки с жесткой крепью $R_с$, МПа								
	до 20	30	40	50	60	80	100	120	более 120
До 200	70	55	45	40	35	30	30	30	30
300	85	65	55	45	40	35	35	35	35
400	100	80	65	50	45	40	40	40	40
500	110	90	75	60	50	45	45	45	45
600	120	100	85	70	60	50	50	50	50
800	125	110	95	80	70	65	60	60	55
1000	130	120	105	90	80	70	65	60	55
1200	140	130	115	100	90	80	75	70	60
1500	150	140	130	115	100	90	80	70	60

5.5. При расположении выработок на расстояниях менее $L_д$ параллельные выработки рекомендуется проходить одновременно или с небольшим отставанием во времени (до закрепления их постоянной крепью).

5.6. Охрану околоствольных и вскрывающих выработок следует осуществлять расположением их в разгруженном массиве или предохранительными угольными целиками, исключающими вредное влияние от воздействия очистных работ.

При охране выработок путем их размещения в предварительно разгруженном массиве расположение выработок следует принимать в соответствии с п. 4 прил. 1 и положениями гл. 6.

При охране выработок угольными целиками контуры их должны строиться в соответствии с рис. 2.

При погашении выработок необходимо предусматривать частичную или полную выемку оставленных целиков.

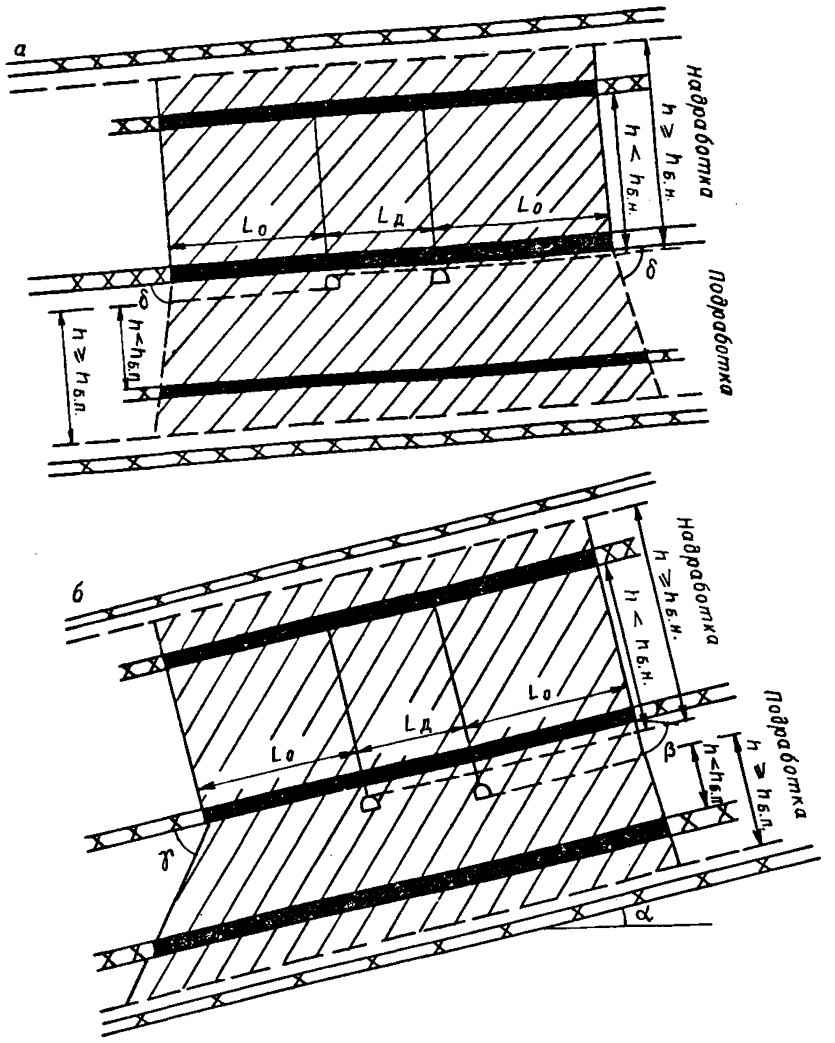


Рис. 2. Схема построения целиков:

а — по простиранию; *б* — вкрест простирания; $L_д$ — допустимое расстояние между выработками; α — угол падения пластов; *h* — мощность пород междупластья; γ, β, δ — углы сдвижения

5.7. Ширину угольных целиков для охраны выработок, проводимых по разрабатываемому пласту или в непосредственной от него близости и закрепленных жесткой крепью, принимают не менее размеров зон вредного воздействия опорного давления от очистных работ L_0, значения которых при углах падения пластов до 35° и при среднеобрушающихся породах основной кровли приведены в табл. 16. Данные табл. 16 корректируют

Таблица 17

Расчетная глубина расположения выработки $H_р$, м	Безопасная высота надработки $h_{б.н}$ (м) при расчетном сопротивлении пород сжатию на контуре выработки с жесткой крепью $R_с$, МПа								
	до 20	30	40	50	60	80	100	120	более 120
До 200	70	60	50	45	40	40	35	30	30
300	80	70	60	55	50	45	40	35	30
400	90	80	70	65	60	55	45	40	35
500	100	90	80	75	65	55	50	40	35
600	110	100	90	80	70	60	55	45	40
800	115	105	95	85	75	65	60	50	40
1000	120	110	100	90	80	70	65	55	45
1200	125	115	105	95	85	75	65	60	45
1500	130	120	110	100	90	80	70	60	50

коэффициентом $k_{кр}$, учитывающим влияние типа основной кровли по обрушаемости, равным 0,8 при легкообрушающейся, 1 при среднеобрушающейся и 1,2 при труднообрушающейся кровле.

При креплении выработок податливой крепью с податливостью не менее 300 мм ширина целиков может быть уменьшена на 25 %, а при креплении выработок крепью с податливостью 500 мм — на 35 % по сравнению с целиками для жесткой крепи.

При залегании пластов под углами от 35 до 55° указанные для углов до 35° размеры целиков уменьшаются на 20 %, а при углах падения свыше 55° — на 40 %.

5.8. Безопасную высоту надработки $h_{б.н}$ для охраны надрабатываемых выработок, закрепленных жесткой крепью при углах падения до 35°, среднеобрушающейся кровле разрабатываемых пластов и отсутствии между пластами и выработкой мощных слоев песчаника, следует принимать по табл. 17. Данные таблицы корректируются коэффициентом $k_{кр}$, учитывающим влияние типа кровли надрабатывающего пласта по п. 5.7. При наличии мощных слоев песчаника данные табл. 17 уменьшаются на 20 %.

При креплении выработок податливой крепью с податливостью не менее 300 мм безопасная высота надработки может быть уменьшена на 30 %, а при креплении выработок крепью с податливостью 500 мм — на 50 % по сравнению с данными для жесткой крепи.

При залегании пластов под углами от 35° до 55° указанная для углов до 35° безопасная высота надработки уменьшается на 20 %, а при углах падения свыше 55° — на 40 %.

Ширину целиков, оставляемых на вышележащих пластах для охраны надрабатываемых выработок, принимают равной размерам, указанным в п. 5.7. При этом для всех углов падения целики строят на разрезах от нормали, проведенной через ось охраняемой выработки, к напластованию.

5.9. Безопасную высоту подработки $h_{б.п}$, обеспечивающую защиту выработок, закрепленных жесткой крепью, от влияния

очистных работ на расположенных ниже угольных пластах при углах падения до 35° и отсутствии между пластом и выработкой мощных слоев песчаника, следует принимать по табл. 18. При наличии мощных слоев песчаника данные таблицы уменьшают на 20 %.

Таблица 18

Расчетная глубина расположения выработки $H_р$, м	До 250	251 ÷ 500	501 ÷ 750	751 ÷ 1000	Более 1000
Безопасная высота подработки $h_{б.п}$, м	150m	175m	200m	225m	250m

Величину $h_{б.п}$ при креплении выработок податливой крепью, при углах падения до 35° и вынимаемой мощности подрабатывающего пласта 1 м определяют по табл. 19.

При другой вынимаемой мощности подрабатывающего пласта величину $h_{б.п}$, определенную по табл. 19, корректируют умножением на коэффициент $k_{m.п}$, значения которого приведены в табл. 20.

Таблица 19

Расчетная глубина расположения выработки $H_р$, м	Безопасная высота подработки $h_{б.п}$ (м) при расчетном сопротивлении пород сжатию на контуре выработки с податливой крепью податливостью 300 мм $R_с$, МПа								
	до 20	30	40	50	60	80	100	120	более 120
До 200	90	80	75	70	65	60	55	50	50
300	100	90	80	75	70	65	60	55	50
400	110	100	90	85	75	70	65	60	55
500	120	110	100	95	80	75	70	65	55
600	135	120	110	105	90	80	75	70	60
800	145	135	125	115	100	85	80	70	60
1000	160	150	140	130	110	90	85	75	65
1200	170	160	150	135	120	100	85	80	70
1500	180	170	160	140	130	110	90	80	70

Таблица 20

Вынимаемая мощность пласта m, м	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	3,0	3,5
Коэффициент $k_{m.п}$	0,8	1,0	1,1	1,2	1,3	1,4	1,5

При залегании пластов под углами от 35° до 55° указанная для углов до 35° безопасная высота подработки уменьшается на 20 %, а при углах падения свыше 55° — на 40 %.

Размеры целиков для охраны подрабатываемых выработок определяют построением их на разрезах по углам сдвижения в соответствии с «Правилами охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях» (М., Недра, 1981).

Примечание. При работе с закладкой вместо вынимаемой мощности пласта m при определении $h_{б.п}$ принимают эффективную мощность пласта $m_э$, рассчитываемую по названным Правилам охраны.

5.10. Принятие при проектировании целиков для охраны околоствольных и вскрывающих выработок меньших, чем указано в пп. 5.7—5.9 размеров, а также сокращение размеров целиков в процессе эксплуатации допустимо при соответствующем обосновании и применении дополнительных конструктивных и горных мер защиты выработок, которые должны быть согласованы с ВНИМИ.

Определение смещений пород

5.11. Проектные решения по выбору средств поддержания выработок следует принимать по величине ожидаемых максимальных смещений пород на контуре поперечного сечения, которые

Таблица 21

Направление проходки выработки	Коэффициенты k_α и k_θ при залегания пород α, градус											
	До 20		30		40		50		60		Более 70	
	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ	k_α	k_θ
По простиранию	1	0,35	0,95	0,55	0,8	0,8	0,65	1,2	0,6	1,7	0,6	2,25
Вкрест простирания	0,7	0,55	0,6	0,8	0,45	0,95	0,25	0,95	0,2	0,8	0,15	0,55
Под углом к простиранию	0,85	0,45	0,8	0,65	0,65	0,9	0,45	1,05	0,35	1,1	0,35	0,95

определяют дифференцированно в кровле, почве и боках выработки при креплении ее податливой крепью с минимальным отпором, достаточным для поддержания разрушенных пород в кровле.

5.12. Величину смещения U в горизонтальных и наклонных протяженных выработках на их сопряжениях и в камерах, распо-

ложенных вне зоны влияния очистных работ, следует определять по формуле:

$$U = k_a k_\Theta k_s k_в k_t U_т, \qquad (40)$$

где k_a — коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно простирания пород, определяемый по табл. 21; k_Θ — коэффициент направления смещения пород: при определении смещений со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении) $k_\Theta = 1$; при расчете боковых смещений пород (в горизонтальном направлении) k_Θ определяют по табл. 21; k_s — коэффициент влияния размера выработки, определяемый по формуле:

$$k_s = 0{,}2(b - 1); \qquad (41)$$

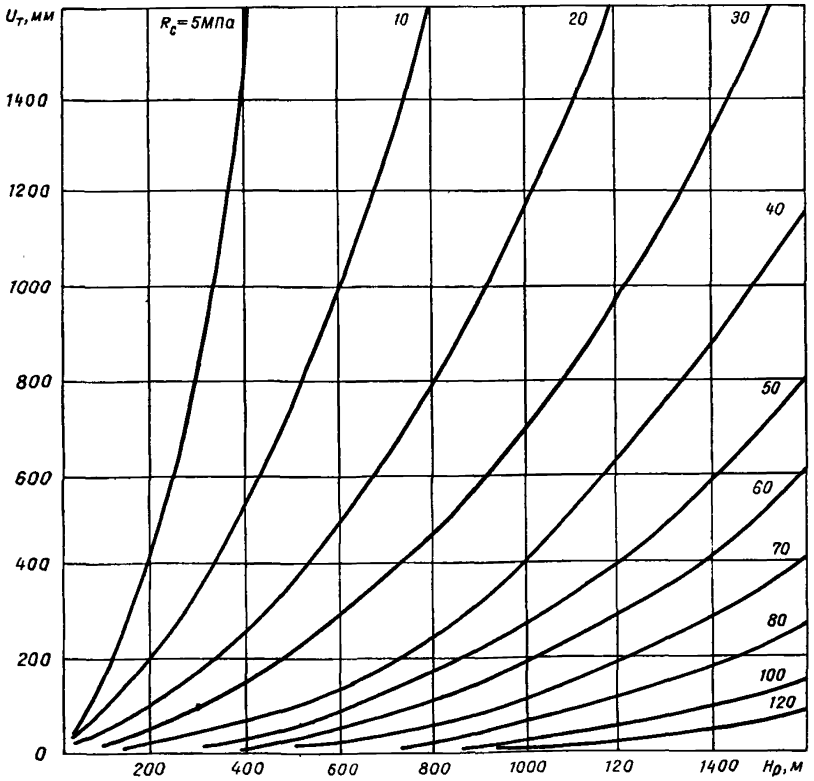


Рис. 3. Графики для определения типового смещения пород $U_т$

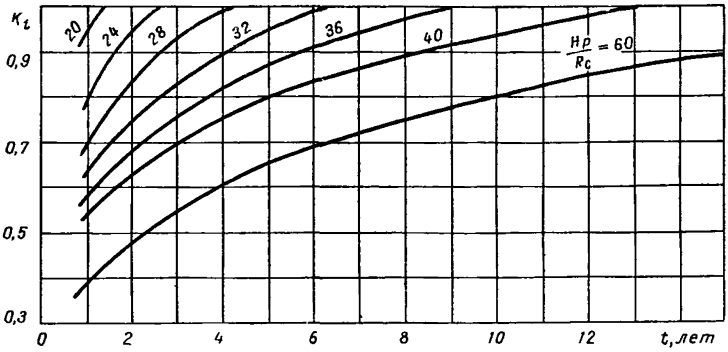


Рис. 4. Графики для определения коэффициента при t от 1 года до 15 лет

где b — ширина выработки в проходке (вчерне), м; $k_в$ — коэффициент воздействия других выработок, принимаемый: для одиночных выработок и камер равным 1; для сопряжений с односторонним примыканием выработки — 1,4; для сложных сопряжений с примыканием выработок в виде двустороннего заезда или пересекающихся выработок — 1,6; для параллельных выработок — по формуле:

$$k_в = [(b_1 + b_2)/L]k_L, \qquad (42)$$

где $b_1 + b_2$ — суммарная ширина взаимовлияющих выработок в проходке (вчерне), м; L — расстояние между выработками, м; k_L — коэффициент, определяемый по табл. 15; k_t — коэффициент влияния времени на смещения пород (для выработок, срок службы t которых более 15 лет, k_t равен 1, при t менее 15 лет k_t определяют по графикам рис. 4); $U_т$ — смещение пород, принятое за типовое по графикам (см. рис. 3) в зависимости от расчетного сопротивления пород сжатию R_c и расчетной глубины расположения выработки H_p.

Примечание. Максимальные смещения в выработках, пройденных по простиранию, при углах падения до 55° направлены примерно по нормали к напластованию, а при углах падения свыше 55° отклоняются от нормали в сторону вертикали на 20—30°.

Выбор крепи и определение ее параметров

5.13. Тип крепи выработки следует выбирать в зависимости от категории устойчивости пород, окружающих выработку. Под устойчивостью пород понимают степень тяжести проявлений горного давления в выработке, в зависимости от которой требуются те или иные средства и мероприятия по креплению и поддержанию выработок.

В качестве критерия отнесения выработки к соответствующей категории устойчивости принимают расчетную величину максимальных смещений пород на контуре поперечного сечения за весь срок ее службы, определяемую по табл. 22.

Таблица 22

Категория устойчивости	Оценка состояния устойчивости	Смещения контура выработки U, мм
I	Устойчивое	До 50
II	Среднеустойчивое	50÷200
III	Неустойчивое	200÷500
IV	Очень неустойчивое	Более 500

5.14. В выработках, отнесенных к I категории устойчивости, рекомендуется применять:

— в монолитных породах — набрызг-бетонную крепь толщиной 40—50 мм или анкерную крепь в кровле с длиной анкеров 1,2—1,5 м и плотностью 0,8—1 анкер/м^2 с опорными плитами и решетчатой затяжкой;

— в трещиноватых породах — анкерную крепь с опорными плитами и решетчатой затяжкой в комбинации с набрызг-бетоном толщиной 40—50 мм. Анкерную крепь следует возводить у забоя проходимой выработки.

5.15. В выработках, отнесенных ко II категории устойчивости, рекомендуются:

— при расчетных максимальных смещениях контура до 100 мм анкерная крепь с металлическими подхватами и решетчатой затяжкой с длиной анкеров 1,5—1,8 м и плотностью 1 анкер/м^2, устанавливаемая у забоя с последующим (через 30—40 суток) возведением набрызг-бетонной крепи толщиной 80÷100 мм;

— при расчетных смещениях от 100 до 200 мм сборные блочные и тюбинговые крепи с несущей способностью 150—250 кПа.

5.16. При производственной необходимости в выработках I и II категорий устойчивости можно применять бетонную крепь без обратного свода толщиной 200—300 мм, арочную металлическую податливую крепь при плотности установки 1—1,3 рамы/м.

Примечание. Параметры крепи для выработок, отнесенных к I и II категориям устойчивости, допускается принимать без расчета.

5.17. В выработках, отнесенных к III категории устойчивости, рекомендуются:

— блочные и тюбинговые крепи с податливыми прокладками, возводимые у забоя;

— монолитная бетонная и металлобетонная крепи с установкой временной крепи у забоя и возведением постоянной монолитной крепи с отставанием во времени 40—60 сут на расстоянии не менее 30 м от забоя;

— металлическая податливая крепь в комбинации с упрочнением пород кровли анкерами.

В выработках, отнесенных к III категории устойчивости, при смещениях почвы до 500 мм следует, как правило, применять крепи без обратного свода с осуществлением при смещениях более 200 мм мероприятий по их уменьшению путем упрочнения пород почвы анкерами или другими способами.

5.18. В выработках, отнесенных к IV категории устойчивости, рекомендуются, как правило, замкнутые крепи:

— сборные блочные и тюбинговые крепи с податливыми прокладками, возводимые у забоя, с последующим упрочнением пород цементацией с отставанием от забоя во времени 30—40 сут на расстоянии не менее 30 м;

— монолитные металлобетонные крепи с установкой металлических рам у забоя и бетонированием рам крепи с отставанием во времени 40—60 сут. на расстоянии не менее 30 м от забоя и с последующим, при необходимости, упрочнением пород цементацией.

При соответствующем обосновании по согласованию со специализированными организациями при смещениях почвы, как правило, не более 1000 мм допускается применение незамкнутых крепей с упрочнением пород почвы цементацией с отставанием от забоя свыше 30 м либо у забоя с камуфлетным разрушением пород с их последующим упрочнением.

5.19. В выработках со значительным изменением по их протяженности свойств пород рекомендуется использовать различные комбинации средств крепления со способами упрочнения пород с постадийным их применением при проходке в зависимости от фактических смещений пород на отдельных ее участках.

5.20. Для снижения нагрузок на крепь выработок следует использовать тампонажные податливые смеси из низкомодульных материалов (пенобетон, опилкобетонные, золоопилкобетонные и другие смеси).

5.21. При наличии в кровле выработок трещиноватых и тонкослоистых пород при всех категориях их устойчивости для предотвращения вывалов и обрушений кровли при проходке выработок следует предусматривать установку в кровле непосредственно у забоя анкерной крепи.

5.22. На сопряжениях и примыкающих к ним участках выработок крепи на участках взаимного влияния выработок должны иметь близкие деформационные характеристики.

5.23. При металлических арочных крепях при породах с R_c менее 15 МПа (150 кгс/см^2) под стойками арочной крепи следует предусматривать опоры или прогоны, исключающие вдавливание стоек в почву.

5.24. Податливые элементы любой конструкции крепи выработок, сооружаемых на крутых и наклонных пластах в направлении их простирания, необходимо располагать с учетом ожидаемых максимальных смещений по нормали к напластованию.

5.25. В наклонных выработках, закрепленных рамной или сборной железобетонной крепью, при углах наклона более 30°

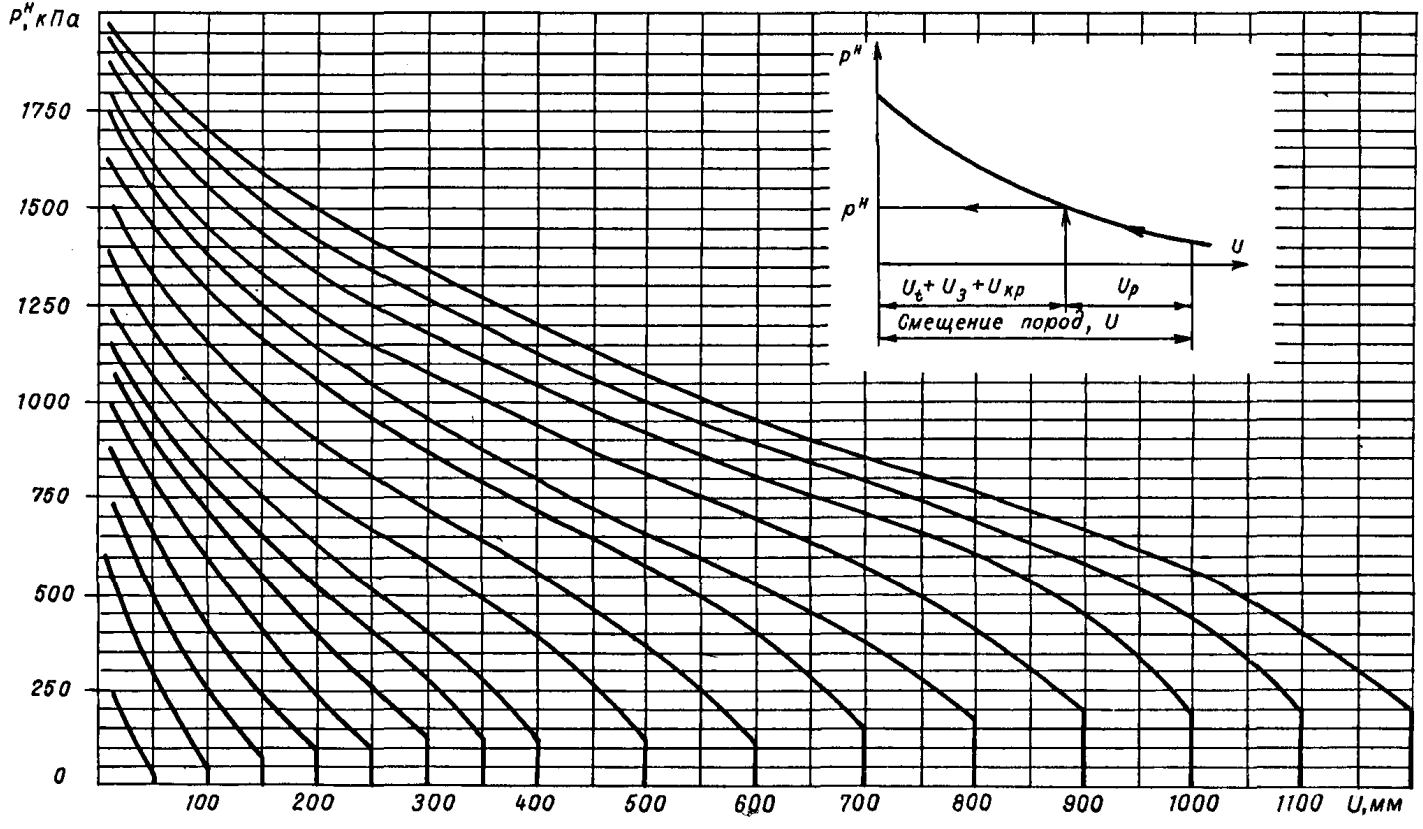


Рис. 5. Графики для определения нормативной нагрузки на крепь

следует предусматривать усиленную связь с массивом с помощью тампонажа закрепного пространства, прикрепления элементов крепи к массиву анкерами, опорными венцами и другие меры усиления связи крепи с массивом горных пород.

5.26. На сопряжениях горизонтальных выработок следует предусматривать бетонные опоры с минимальными размерами: по длине 2000 мм, а по ширине со стороны угла сопряжения 500 мм.

5.27. В бетонных опорах рекомендуется предусматривать податливые элементы путем установки прокладок величиной 100—150 мм.

5.28. Выбор и расчет конструктивных параметров крепи выработок, расположенных в породах II, III и IV категорий устойчивости, должен производиться на основе расчета ожидаемых смещений пород и нагрузок на крепь с учетом технологии проведения выработок и возведения крепи.

5.29. Расчетную нагрузку P на все виды крепи в протяженных выработках, за исключением рамных податливых крепей, определяют дифференцированно в кровле и почве (в вертикальном направлении), в боках (в горизонтальном направлении), а для выработок, расположенных по простиранию и по нормали к напластованию, по формуле:

$$P = k_{\text{п}} k_{\text{н}} m_{\text{в}} P^{\text{н}}, \qquad (43)$$

где $P^{\text{н}}$ — нормативная нагрузка на жесткую крепь, определяемая по графикам рис. 5; $k_{\text{п}}$ — коэффициент перегрузки, принимаемый по табл. 23; $k_{\text{н}}$ — коэффициент надежности, принимаемый для главных околоствольных выработок равным 1,1, а для остальных выработок — 1; $m_{\text{в}}$ — коэффициент условий проведения выработок, принимают равным 1 при буровзрывном способе; при комбайновом способе проведения выработок $m_{\text{в}}$ — по табл. 24.

Таблица 23

Величина смещения U, мм	Коэффициент $k_{\text{п}}$ для выработок	
	главных вскрывающих	магистральных и других
До 50	1,25	1,1
50÷200	1,1	1,05
200÷500	1,05	1
Более 500	1	1

Таблица 24

Отношение $H_{\text{в}}/R_{\text{с}}$	До 16	16÷20	20÷25	Более 25
Коэффициент $m_{\text{в}}$	0,6	0,8	1,0	1,1

5.30. Нормативную нагрузку $P^{\text{н}}$ определяют по графикам рис. 5 в зависимости от смещений U с учетом смещений до установки крепи U_t, сжатия забутовочного материала $U_{\text{з}}$ и конструктивной податливости крепи $U_{\text{кр}}$.

Смещения, происходящие до установки крепи U_t, определяются по формуле:

$$U_t = U k_t, \qquad (44)$$

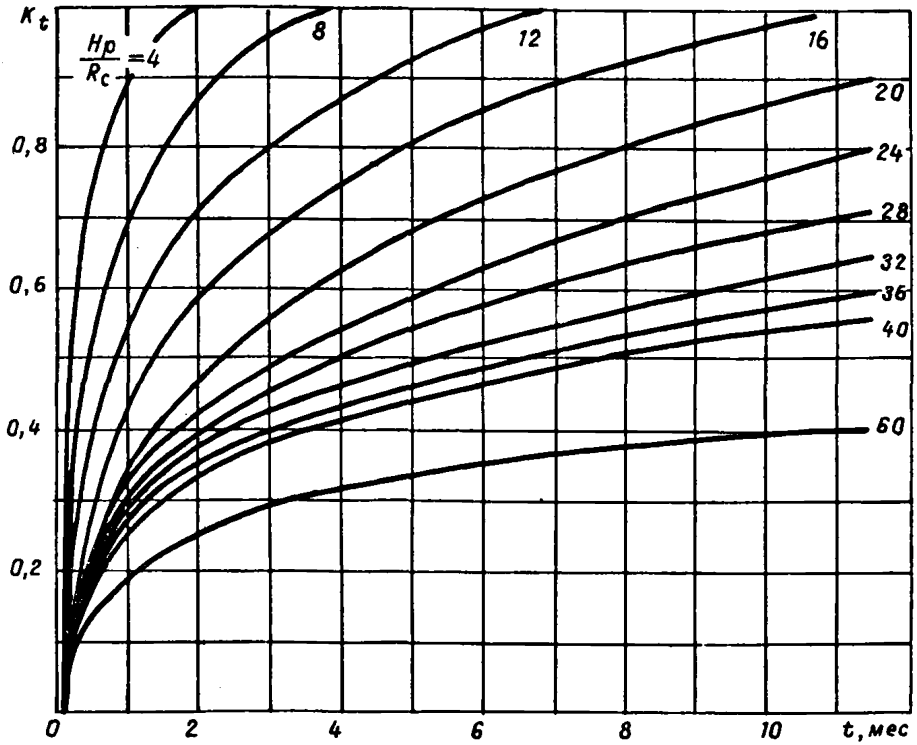


Рис. 6. Графики для определения коэффициента k_t при $t < 1$ года

где k_t — коэффициент влияния времени на смещение пород, определяемый по графику рис. 6.

Смещения, компенсируемые за счет сжатия забутовочного материала $U_з$, зависят от сжимаемости материала, толщины забутовочного слоя и расчетной нагрузки на крепь. Их определяют опытным путем. Для забутовочного материала из дробленых пород при отсутствии опытных данных $U_з$ допускается принимать равным 25 % толщины забутовочного слоя.

Конструктивную податливость крепи $U_{кр}$ принимают по ее технической характеристике. Для монолитных бетонных и железобетонных типов крепи при определении конструктивной податливости $U_{кр}$ необходимо учитывать величину усадки и ползучесть бетона при твердении, которую следует принимать для однопутевых выработок равной 20 мм, для двухпутевых — 40 мм.

Примечание. В случае, когда суммарные смещения за счет U_t, $U_з$ и $U_{кр}$ близки к значению U, величину $P^н$ принимают равной нормативной нагрузке на податливую крепь, которую определяют по рис. 5 по величине ординаты точки перегиба линии $U—P^н$.

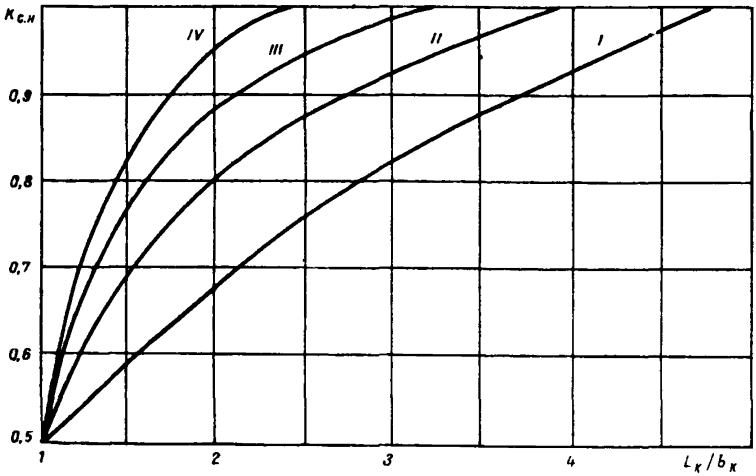


Рис. 7. Графики для определения коэффициента $k_{си}$:
$L_к$ — длина камеры; $b_к$ — ширина камеры; I, II, III, IV — категории устойчивости пород

5.31. Расчетная нагрузка P на 1 м на рамные податливые крепи определяется по формуле:

$$P = k_п k_н m_в b P^н, \qquad (45)$$

где b — ширина выработки вчерне, м; $k_п$, $k_н$, $m_в$ — коэффициенты, определяемые по п. 5.29; $P^н$ — нормативная нагрузка на податливую крепь. Определяется также по графикам рис. 5 по величине ординаты прямолинейного участка линии $U—P^н$, как указано в п. 5.30.

5.32. Расчет нагрузок на крепь камер следует производить:

— для протяженных камер (при отношении длины камеры к ее ширине более 5) по п. 5.29;

— для камер ограниченной длины по формуле:

$$P_к = k_{с.и} k_{в.к} P, \qquad (46)$$

где P — расчетная нагрузка на крепь выработок, определяемая по формуле 43 по п. 5.29; $k_{с.и}$ — коэффициент снижения нагрузок на крепь камер, определяемый в зависимости от категории устойчивости выработок по рис. 7; $k_{в.к}$ — коэффициент влияния выработок, примыкающих к длинной стороне камеры, определяется в зависимости от соотношения пролетов камеры $b_к$ и примыкающей выработки $b_в$ по табл. 25.

5.33. В выработках, отнесенных к III и IV категориям устойчивости, применяя монолитную бетонную крепь, толщину крепи в стенках следует принимать в соответствии с графиками рис. 8 с уточнением ее при P более 300 кПа на основе статического и

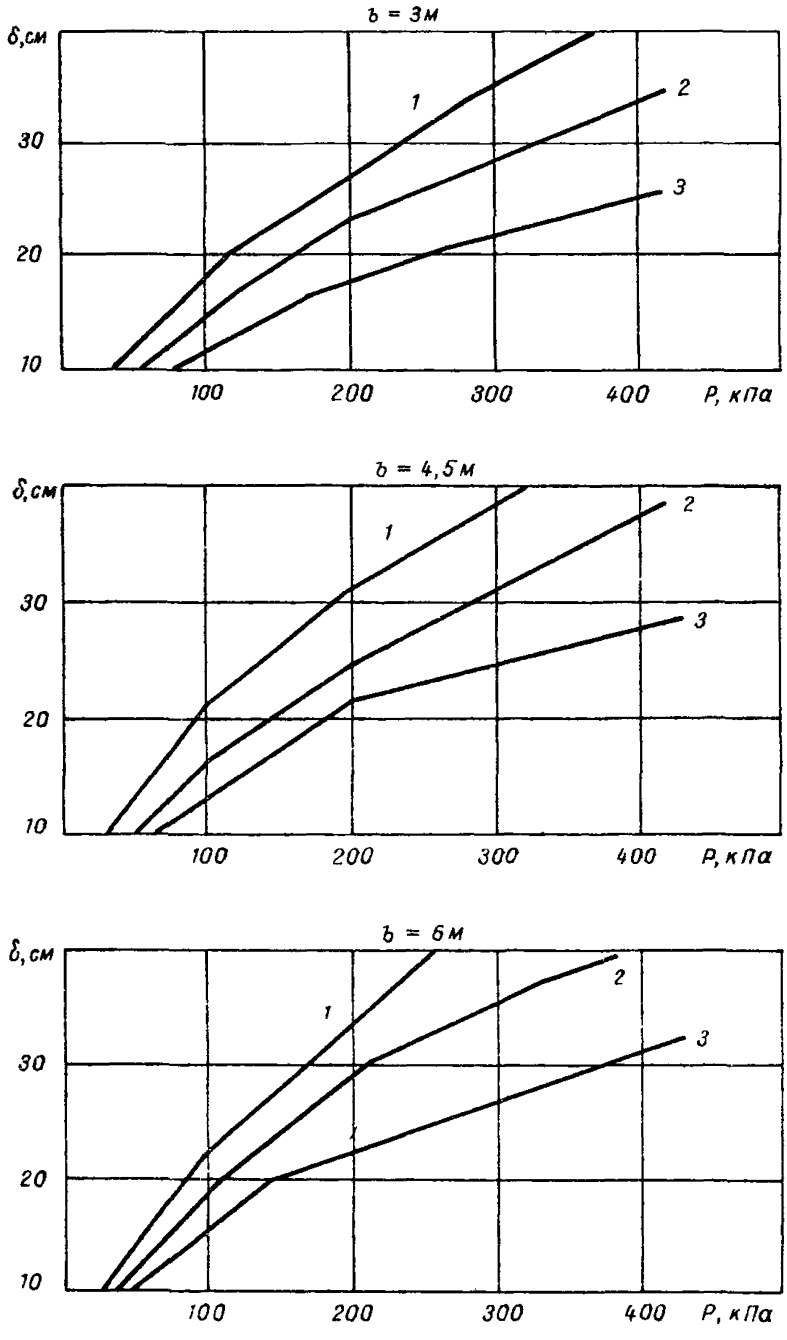


Рис. 8. Графики для выбора толщины монолитной бетонной сводчатой крепи в зависимости от расчетной нагрузки P, ширины выработки b и марки бетона:

1 — М 150; 2 — М 200; 3 — М 300

Таблица 25

Отношение $b_к/b_в$	1	2	3	4
Коэффициент $k_{в.к}$ в зависимости от примыкания выработок:				
одностороннего	1,4	1,2	1,1	1,05
двустороннего	1,6	1,3	1,15	1,1

Примечание. Коэффициент $k_{в.к}$ равен 1, если примыкающие выработки расположены с торцов камеры.

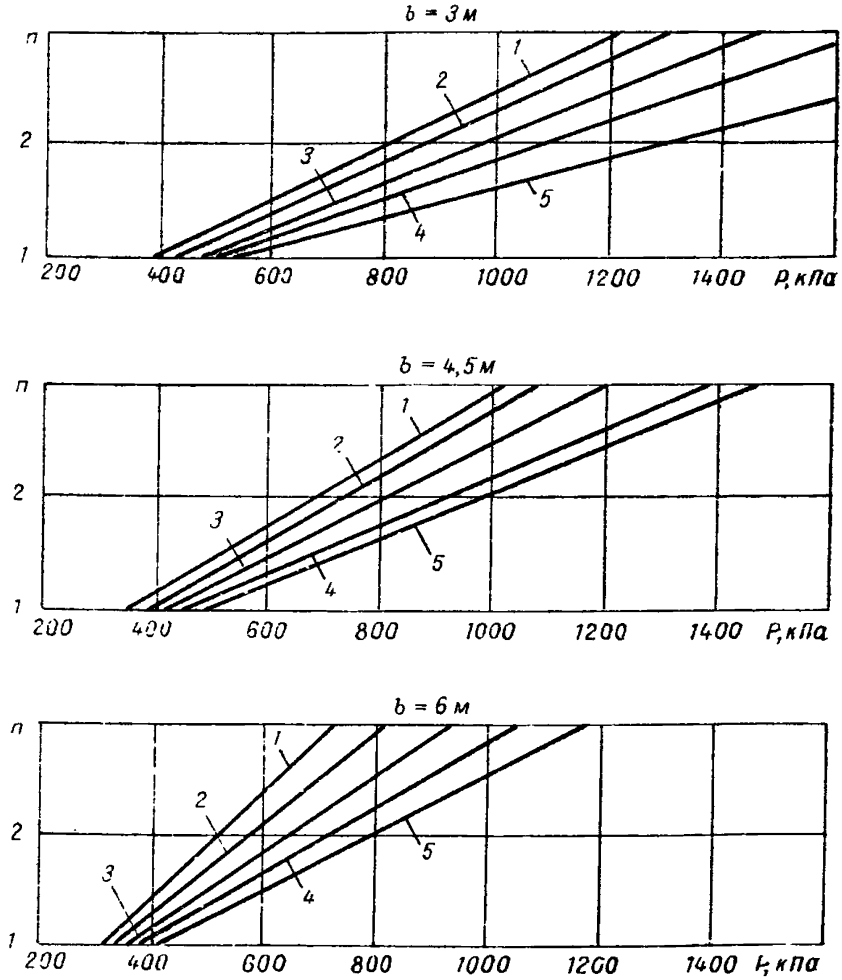


Рис. 9. Графики для выбора плотности установки двутавровых рам монолитной железобетонной крепи в зависимости от расчетной нагрузки P, ширины выработки b и номера двутаврового профиля:

1 — № 16; 2 — № 18; 3 — № 20; 4 — № 22; 5 — № 24

Таблица 26

Тип спецпрофиля	Площадь сечения выработки S, м²	Ширина выработки b, м	Несущая способность крепи N_s, кН/раму
СВП-17	До 7	2,8÷3,3	260
СВП-22	7÷14	3,3÷4,2	300
СВП-27	10÷15	4,2÷5	330
СВП-33	Более 14	5÷6	370

прочностного расчета; в бетонной крепи толщину бетона в своде следует принимать на 30 % меньше, чем в стенках;

— применяя металлобетонную крепь, при толщине бетона 30 см плотность установки двутавровых рам следует принимать по графикам рис. 9 с уточнением их плотности при P более 600 кПа на основе статического и прочностного расчета. При выположенном своде в кровле или почве плотность установки рам увеличивается на 25 %;

— применяя сборные блочные и тюбинговые крепи, выбор их параметров следует производить по расчетной нагрузке P, определяемой по п. 5.29 в соответствии с их технической характеристикой несущей способности с уточнением параметров крепи статическим и прочностным расчетом.

5.34. При установке постоянной крепи с отставанием от забоя выработки и креплении выработки у забоя временной крепью параметры временной крепи (несущая способность, податливость) определяют в соответствии с графиком (см. рис. 5) по расчетному смещению пород U_t за время до установки крепи. Смещения U_t определяются по формуле (44).

5.35. Статический и прочностной расчет параметров крепи следует производить в соответствии с «Руководством по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи», (М., Стройиздат, 1983).

Основанием для статического и прочностного расчета крепи является эпюра нагрузок на крепь, которая строится по расчетным данным формулы 43.

5.36. Выбор типа спецпрофиля и плотности установки рам металлической податливой крепи рекомендуется производить по величине расчетной нагрузки в следующей последовательности.

По табл. 26 с учетом размеров ширины выработки или площади ее сечения в свету выбирают тип спецпрофиля и определяют паспортную несущую способность крепи N_s на раму.

Плотность установки рам крепи из спецпрофиля на 1 м выработки n определяют путем деления расчетной нагрузки P, полученной по п. 5.31, на несущую способность N_s крепи одной рамы:

$$n = P/N_s. \qquad (47)$$

Допускается применять в выработках меньшего сечения более тяжелые типы спецпрофиля с целью снижения плотности крепи.

6. ПОДГОТАВЛИВАЮЩИЕ ВЫРАБОТКИ

Выбор места расположения и охрана выработок

6.1. Расположение подготавливающих выработок (этажных, панельных, блоковых штреков, квершлагов, уклонов и бремсбергов) относительно очистных работ (положение относительно границ выработанного пространства, расстояний от разрабатываемых пластов) следует принимать из условия, чтобы обеспечивалось (с учетом степени влияния очистных работ) безремонтное рабочее состояние выработок при креплении их, как правило, незамкнутой податливой крепью без или с различными мероприятиями по уменьшению смещений пород на контуре выработок.

6.2. Подготавливающие выработки (штреки, уклоны, бремсберги) для разработки мощных и свит сближенных пластов следует, как правило, проводить полевыми и располагать их в породах почвы (лежачего бока) мощного или нижележащего пласта свиты.

В случае разделения свиты сближенных пластов на отрабатываемые независимо друг от друга группы, подготавливающие выработки, при соответствующем обосновании допускается располагать в породах междупластья между верхним пластом нижней группы и нижним пластом верхней группы, а также в породах кровли (висячего бока) вышележащего пласта верхней группы.

Проведение подготавливающих выработок пластовыми допускается для разработки одиночных несближенных тонких и средней мощности пластов, а также по тонким и средней мощности пластам в свитах в условиях отнесения этих пластов к неопасным по пожарам, горным ударам, выбросам угля и газа и взрывам угольной пыли.

6.3. При проведении полевых подготавливающих выработок в породах почвы не отработанных ранее вышележащих пластов с последующей их надработкой расположение выработок необходимо планировать так, чтобы после отработки участка (панели, блока) они находились под выработанным пространством (рис. 10) на расстояниях $l_н$ от его границ при углах падения до 55° не менее указанных в табл. 27. Для крутых пластов расстояние $l_н$ следует откладывать от линии, отклоняющейся от нормали к пласту на угол 20°.

При этом по возможности отработку пластов следует начинать, в первую очередь, с надработки выработок (рис. 11), обеспечивающей минимальное вредное воздействие опорного давления надрабатывающего пласта на условия их поддержания.

Выбор места расположения выработок в породах почвы надрабатывающего пласта, а также крепи, производят в следующей очередности:

— место расположения выработок выбирают по возможности в более прочных породах на расстояниях от пласта не менее указанных в табл. 28, но, как правило, не далее 40—50 м;

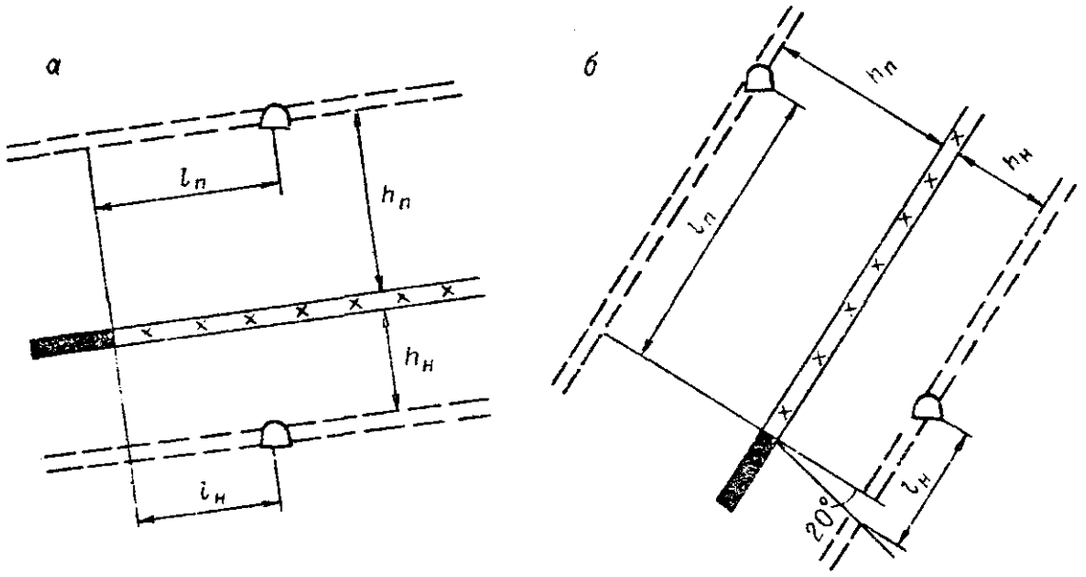


Рис. 10. Схемы расположения полевых и пластовых выработок выше или ниже отрабатываемого пласта:

а — пологое падение; *б* — крутое падение

Таблица 27

Расчетная глубина расположения выработки $H_р$, м	Расчетное сопротивление пород сжатию $R_с$, МПа	Расстояние от выработки до кромки пласта (по напластованию) $l_н$ при расстоянии от надрабатывающего пласта до выработки (по нормали), м					
		10	20	30	50	70	100
300	До 40	20	20	25	20	15	10
	40÷60	15	15	20	15	10	5
	Более 60	10	10	15	10	5	5
600	До 40	20	25	30	25	20	15
	40÷60	20	20	25	20	15	10
	Более 60	15	15	15	10	10	5
900	До 40	25	30	30	25	20	15
	40÷60	25	25	25	20	15	10
	Более 60	20	20	15	10	10	5
1200	До 40	30	35	35	30	25	20
	40÷60	30	20	25	20	15	10
	Более 60	25	25	20	15	10	5
1500	До 40	35	40	40	35	30	25
	40÷60	30	30	30	25	20	15
	Более 60	25	25	25	20	15	10

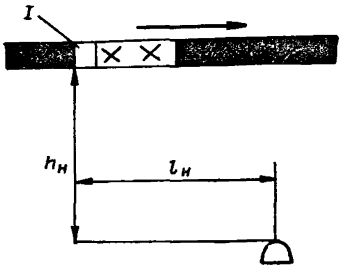


Рис. 11. Рациональная схема надработки выработки:

I — разрезная печь надрабатывающей лавы; → — направление отработки пласта

Таблица 28

Расчетная глубина расположения выработки $H_р$, м	Минимальная глубина (м) заложения выработки под надрабатывающим пластом при сопротивлении пород сжатию $R_с$, МПа		
	до 40	40÷60	более 60
300	15	10	10
600	20	15	10
900	25	20	15
1200	30	25	20
1500	35	30	25

— по расчетным величинам смещений пород на контуре выработки, определяемым по настоящим Указаниям, производят выбор крепи с соответствующей конструктивной податливостью, а при необходимости и дополнительных мероприятий по уменьшению смещений, которые обеспечивают рабочее состояние выработки в течение всего срока службы.

6.4. При проведении полевых подготавливающих выработок в породах кровли не отработанных ранее нижележащих пластов с последующей их подработкой расположение выработок необходимо планировать таким образом, чтобы после отработки участка (панели, блока) они находились над выработанным пространством на расстоянии от его границ $l_п \geqslant 2l_ш + h_п$, но не менее 50 м ($l_ш$ — шаг обрушения основной кровли подрабатывающего пласта (см. рис. 10). При этом, по возможности, подработку выработки следует производить в завершающий период отработки пластов на участках.

Выбор места расположения выработок в породах кровли подрабатывающего пласта следует производить аналогично п. 6.3 на расстояниях не менее высоты зоны интенсивной трещиноватости кровли, принимаемой при работе с обрушением равной $12m$, а при работе с закладкой $4m$, где m — мощность подрабатывающего пласта.

6.5. При проведении выработок в породах междупластья с последующей надработкой и подработкой их расположение относительно границ выработанного пространства следует принимать с учетом одновременного выполнения требований пп. 6.3 и 6.4,

а выбор расстояний от надрабатывающего и подрабатывающего пластов — с учетом степени вредного влияния надработки и подработки на условия поддержания выработок на основе расчетов смещений контура по настоящим Указаниям.

6.6. При технической возможности для обеспечения наиболее благоприятных условий поддержания подготавливающих выработок их следует проводить в зоне разгрузки под или над выработанным пространством вышележащих или нижележащих пластов с расположением выработок относительно границ выработанного пространства в соответствии с пп. 6.3 и 6.4. В случае проведения выработок после окончания активной стадии сдвижения пород, определяемой в соответствии с «Правилами охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных

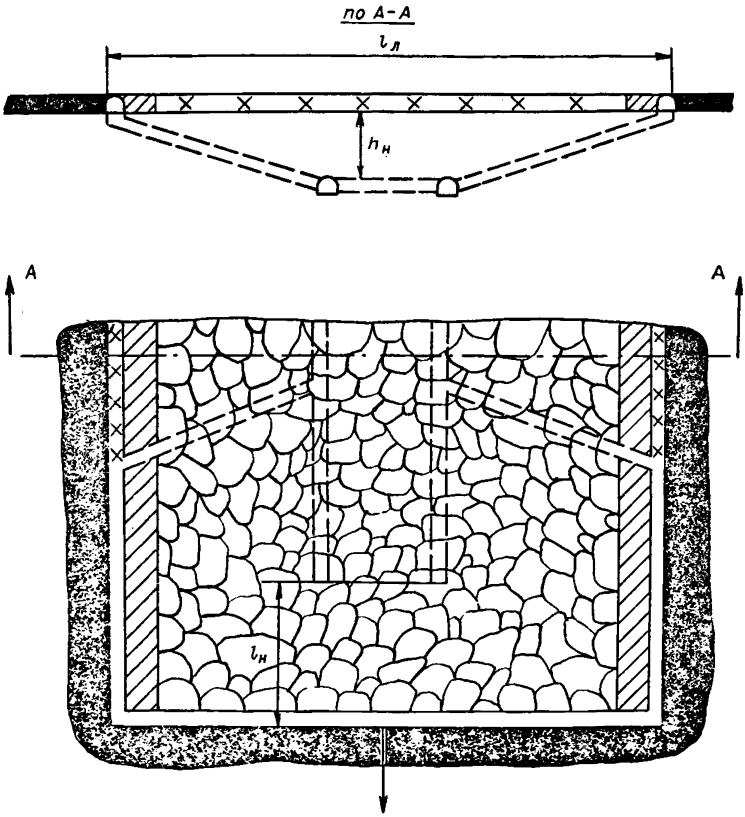


Рис. 12. Схема отработки разгрузочной лавы и проведения выработок в надработанном массиве

разработок на угольных месторождениях» (М., Недра, 1981), указанные расстояния $l_п$ и $l_н$ могут быть уменьшены в 1,5 раза.

Расстояние от выработки до отработанного вышележащего пласта следует принимать не менее 5 м, а до нижележащего — не менее $6m$.

В случае пересечения выработкой неотработанных участков пластов и целиков, оставленных на отработанных пластах, расстояния $h_н$ и $h_п$ следует принимать с учетом влияния целиков и краевых частей пласта на смещения, определяемые по настоящим Указаниям.

6.7. На больших глубинах и при отсутствии в почве или кровле слоев прочных пород, когда невозможно обеспечить безремонтное поддержание выработок, применяя металлическую податливую арочную крепь с различными мероприятиями уменьшения смещений, даже при отсутствии влияния на них очистных работ, при проведении выработок следует, по возможности, предусматривать опережающую отработку на вышележащем пласте «разгрузочной лавы» длиной $l_л = 40—50$ м (рис. 12). В этом случае выработку следует располагать в породах посредине выработанного пространства на расстояниях от пласта от 5 м до $0{,}5l_л$ в соответствии с расчетами смещений контура по настоящим Указаниям, а расстояние от выработки до забоя «разгрузочной лавы» $l_н$ принимать не менее указанного в табл. 27 с увеличением на 30 %.

6.8. Охрану участковых (панельных, блоковых) квершлагов следует производить аналогично штрекам, уклонам и бремсбергам путем надработки очистными работами вышележащих пластов. Оставление над квершлагами угольных целиков с размерами в соответствии с п. 5.7 допускается только при отработке пластов в свите в восходящем порядке.

6.9. При расположении подготавливающих выработок в пластах возможно применение следующих способов:

— проведение в массиве узким ходом с последующей охраной угольными целиками (рис. 13, *а*);

— проведение в массиве широким ходом с разгрузочными полосами и последующей охраной угольными целиками (рис. 13, *б*);

— проведение в массиве широким ходом с охраной бутовыми полосами (рис. 13, *в*);

— проведение в выработанном пространстве (рис. 13, *г*).

6.10. В выработках, проводимых в массиве узким ходом, размеры угольных целиков для их охраны следует, как правило, принимать не менее приведенных в п. 5.7. При использовании различных мероприятий снижения смещений контура на основе расчетов по настоящим Указаниям при условии обеспечения безремонтного поддержания выработок допускается уменьшение размеров угольных целиков по сравнению с приведенными в п. 5.7, но не более, чем в 2 раза.

6.11. Способ проведения выработок широким ходом с разгрузочными полосами и последующей охраной их угольными

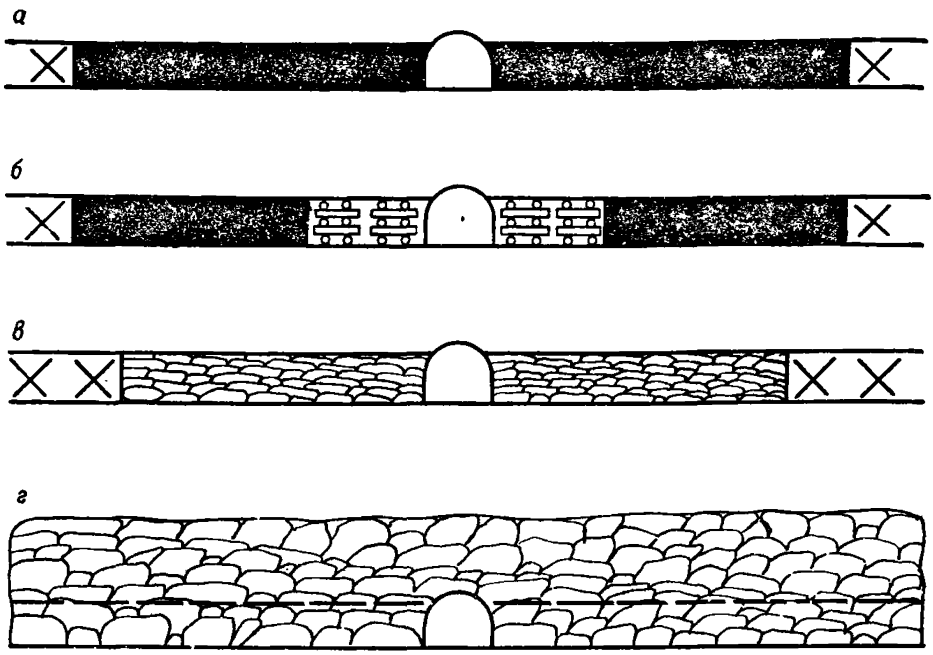


Рис. 13. Способы охраны основных подготавливающих пластовых выработок:

а — охрана угольными целиками; *б* — охрана угольными целиками с разгрузочными полосами; *в* — охрана бутовыми полосами; *г* — проведение по выработанному пространству

целиками следует применять в условиях непосредственной кровли мощностью до 3 м, труднообрушающейся основной кровли, непосредственной пучащей и сильно пучащей почвы мощностью до 5 м и породах основной почвы с $R_c > 60$ МПа. В этих условиях ширину разгрузочных полос принимают равной 2 мощностям непосредственной почвы, а ширину угольных целиков — $20m$, но не более 40 м.

6.12. Способ проведения выработок широким ходом с охраной бутовыми полосами следует применять на пластах мощностью до 1—1,2 м с пучащей и сильнопучащей почвой. В этих условиях ширину бутовых полос принимают не менее $12m$.

6.13. Способ проведения выработок по выработанному пространству используют на пластах мощностью до 1,2—1,5 м, как правило, со слеживающимися породами непосредственной кровли ($R_c < 30$ МПа) мощностью свыше 5 м и сильнопучащей почвой пласта.

Определение смещений пород

6.14. Выбор средств поддержания и их параметров для подготавливающих выработок производят по величине расчетных максимальных смещений пород на контуре поперечного сечения

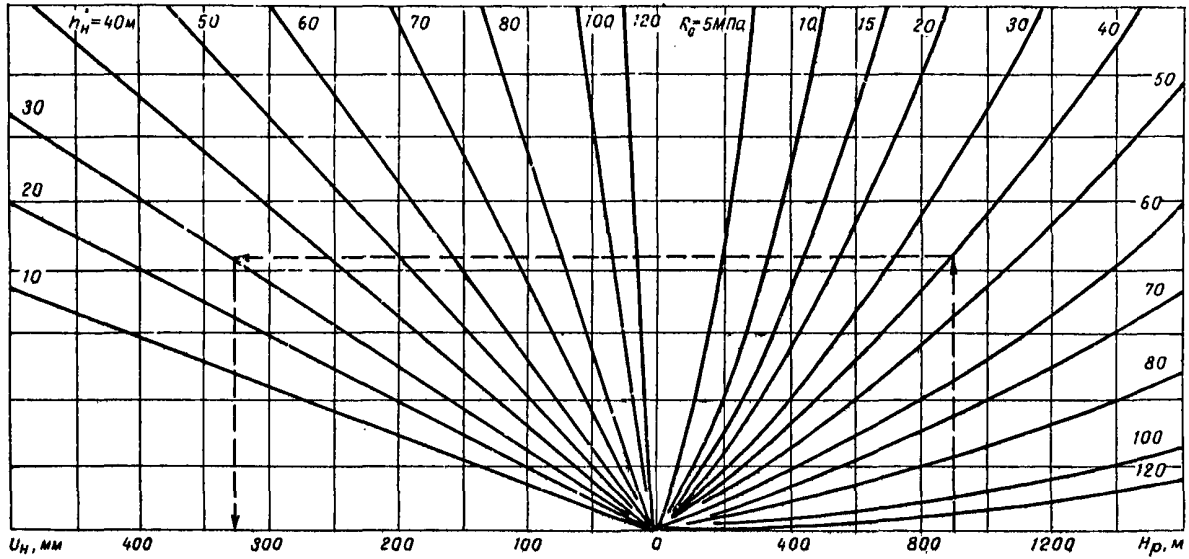


Рис. 14. Номограмма для определения смещений пород при надработке выработок

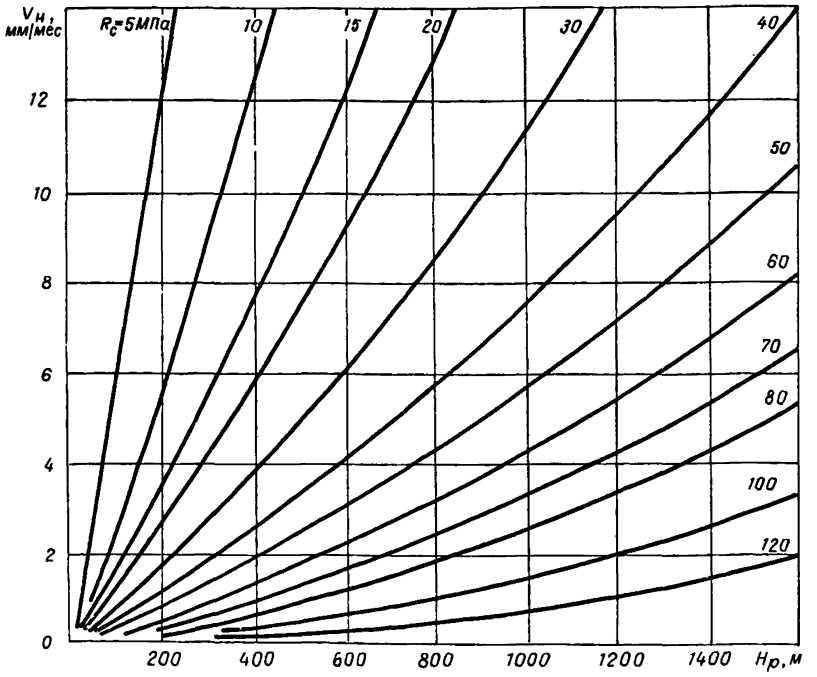


Рис. 15. Скорость смещений пород в выработке после надработки

выработок в течение всего срока их службы, которые определяют дифференцированно в кровле, почве и боках выработки при креплении ее податливой крепью с минимальным отпором, достаточным для поддержания разрушенных пород кровли.

6.15. Величину смещений пород в выработках полевых и пластовых, охраняемых целиками размерами более указанных в п. 5.7, проводимых в нетронутом массиве и попадающих после надработки вышележащими пластами под выработанное пространство по п. 6.3, определяют по формуле:

$$U = k_a k_0 k_s k_в (k_t U_т + k_{кр} U_н + 12 v_н k_{t_1}), \qquad (48)$$

где $k_{кр}$ — коэффициент, учитывающий влияние класса основной кровли надрабатывающего пласта, равный для легкообрушающейся кровли 0,8, среднеобрушающейся — 1 и труднообрушающейся — 1,2; $U_н$ — смещения пород в зоне влияния временного опорного давления надрабатывающей лавы, определяемые по номограмме рис. 14; $v_н$ — скорость смещений пород в выработке после надработки, определяемая по номограмме рис. 15; k_{t_1} —

Таблица 29

Время влияния очистных работ, лет	Значения коэффициента k_{t_1} при $H_р/R_с$							
	10	20	30	40	50	60	70	80
1	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
2	1,01	1,06	1,13	1,16	1,20	1,25	1,30	1,35
3	1,01	1,07	1,24	1,28	1,35	1,42	1,46	1,55
4	1,02	1,08	1,34	1,34	1,44	1,55	1,64	1,73
5	1,02	1,10	1,38	1,42	1,55	1,65	1,75	1,90
6	1,03	1,12	1,40	1,48	1,62	1,74	1,88	2,04
8	1,04	1,16	1,43	1,60	1,74	1,88	2,05	2,25
10	1,05	1,18	1,46	1,68	1,83	2,00	2,20	2,45
12	1,06	1,21	1,48	1,73	1,92	2,10	2,30	2,60
15	1,07	1,24	1,51	1,76	2,04	2,25	2,50	2,79

Таблица 30

Содержание песчаника и известняка в толще, %	До 50	51÷75	76÷100
$k_л$	1,0	0,9	0,8

коэффициент влияния времени поддержания выработки после надработки на величину смещений пород в выработках, определяемый по табл. 29.

$U_т$, $k_а$, k_0, k_s, $k_в$ и k_t — величины, определяемые по п. 5.12. При определении k_t принимают время поддержания выработки до надработки.

6.16. Величину смещений пород в выработках полевых и пластовых, охраняемых целиками размерами более указанных в п. 5.2, проводимых в нетронутом массиве и попадающих после подработки нижележащими пластами в зону над выработанным пространством по п. 6.4, определяют по формуле:

$$U = k_а k_0 k_s k_в (k_t U_т + k_л U_п + 12 v_п k_{t_1}), \qquad (49)$$

где $U_п$ — смещения пород в зоне влияния временного опорного давления подрабатывающей лавы, определяемые по номограмме (рис. 16); $k_л$ — коэффициент, учитывающий литологический состав толщи пород между выработкой и подрабатывающим пластом, определяемый по табл. 30.

$v_п$ — скорость смещений пород в выработке после подработки, принимаемая $1{,}2v_н$ (определяют по рис. 15); k_{t_1} — коэффициент влияния времени поддержания выработки после подработки, определяемый по табл. 29; $U_т$, $k_а$, k_0, k_s, $k_в$ и k_t — величины, определяемые по п. 5.12. При определении k_t принимают время поддержания выработки до подработки.

6.17. При отработке свит из трех и более пластов, если выработки попадают под влияние неоднократной надработки и подработки, общие смещения пород в выработке определяют суммой смещений от каждой надработки или подработки с уменьшением смещений от последующих надработок или подработок по сравнению с расчетными в 1,5 раза.

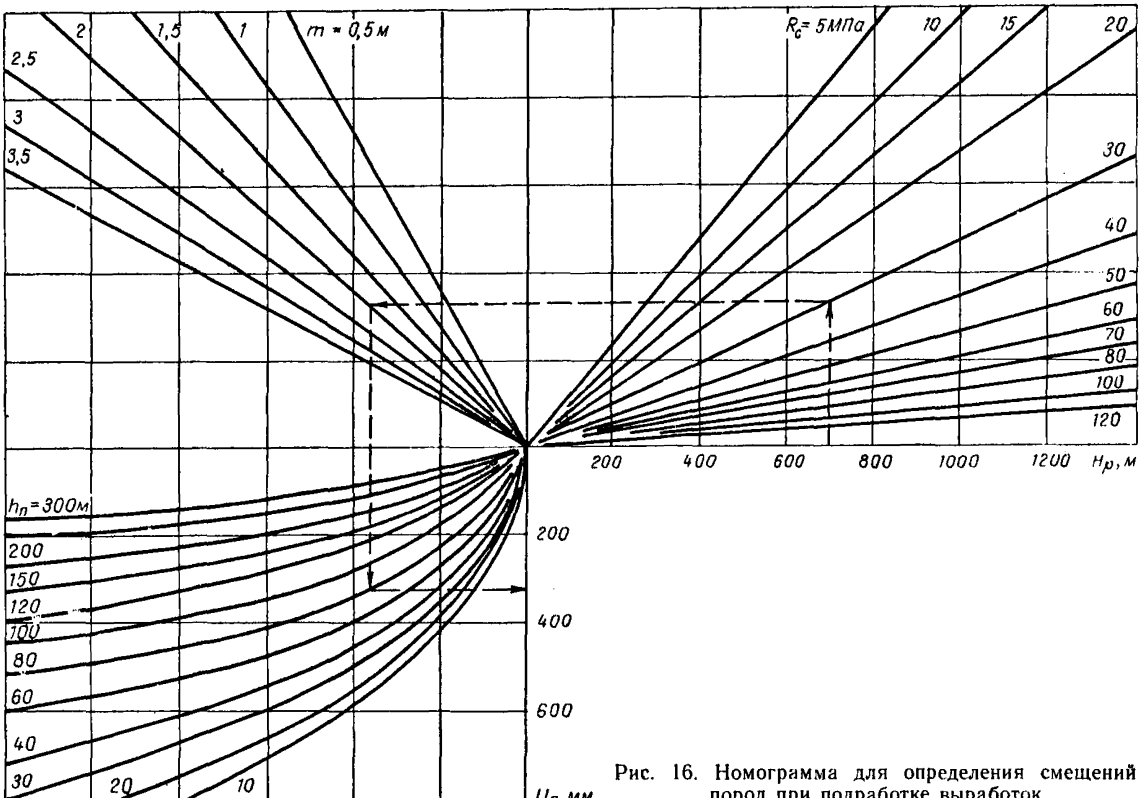


Рис. 16. Номограмма для определения смещений пород при подработке выработок

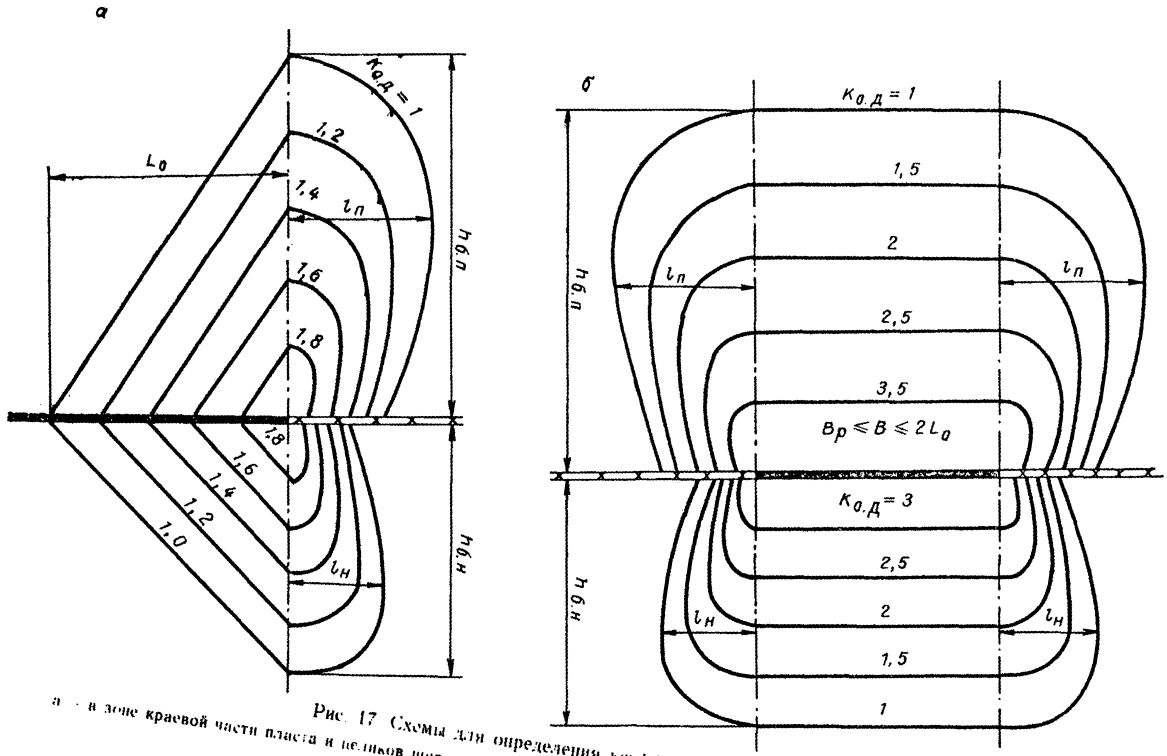


Рис. 17. Схемы для определения коэффициента $k_{0д}$:

а — в зоне краевой части пласта и целиков шириной более $2L_0$; б — в зоне целика шириной B в пределах от $B_р$ до $2L_0$

6.18. Величину смещений пород в полевых и пластовых выработках, охраняемых целиками размерами более указанных в п. 5.7, проводимых в ранее надработанном массиве и расположенных под выработанным пространством по п. 6.6, следует определять по п. 5.12 с уменьшением расчетных смещений в 1,25 раза.

Для выработок, проводимых в ранее подработанном массиве, величину смещений следует определять по п. 5.12 так же, как для выработок, расположенных вне влияния очистных работ.

6.19. Величину смещений пород на участках выработок, расположенных под или над неотработанными участками угольных пластов или целиками, оставленными на вышележащих или нижележащих пластах, следует определять по формуле:

$$U = k_{\alpha} k_0 k_s k_{\text{в}} k_t U_{\text{т}} k_{\text{од}}, \qquad (50)$$

где $k_{\text{од}}$ — коэффициент, учитывающий увеличение смещений за счет концентрации напряжений в зонах опорного давления, принимаемый в зависимости от места расположения выработки в соответствии с рис. 17, на котором величина L_0, с уменьшением на 25 %, принимается по табл. 16.

6.20. Величину смещений пород в выработках, проводимых под разгрузочной лавой в соответствии с п. 6.7, следует определять по формуле:

$$U = k_{\alpha} k_0 k_s k_{\text{в}} k_t U_{\text{т}} k_{\text{р}}, \qquad (51)$$

где $k_{\text{р}}$ — коэффициент, учитывающий уменьшение смещений за счет снижения напряжений в массиве под разгрузочной лавой, определяемый по табл. 31.

Таблица 31

Относительное расстояние от пласта до выработки $h_{\text{и}}/l_{\text{л}}$	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0
$k_{\text{р}}$	0,5	0,65	0,80	0,90	1,0

6.21. Величину смещений пород в пластовых выработках на одиночных пластах, охраняемых целиками (см. п. 6.10) с размерами, меньше указанных в п. 5.7 для выработок с податливой крепью, следует определять по формуле:

$$U = k_{\alpha} k_0 k_s k_{\text{в}} (k_t U_{\text{т}} + k_{\text{кр}} k_{t_1} U_{\text{ц}}), \qquad (52)$$

где k_{α}, k_0, k_s, $k_{\text{в}}$, k_t, $U_{\text{т}}$ — величины, определяемые по п. 5.12. При выборе коэффициента k_t время поддержания выработки принимают до начала влияния очистных работ; $k_{\text{кр}}$ и k_{t_1} — коэффициенты, определяемые по п. 6.15; $U_{\text{ц}}$ — смещения пород в зоне влияния очистных работ собственного пласта, определяемые по номограмме рис. 18.

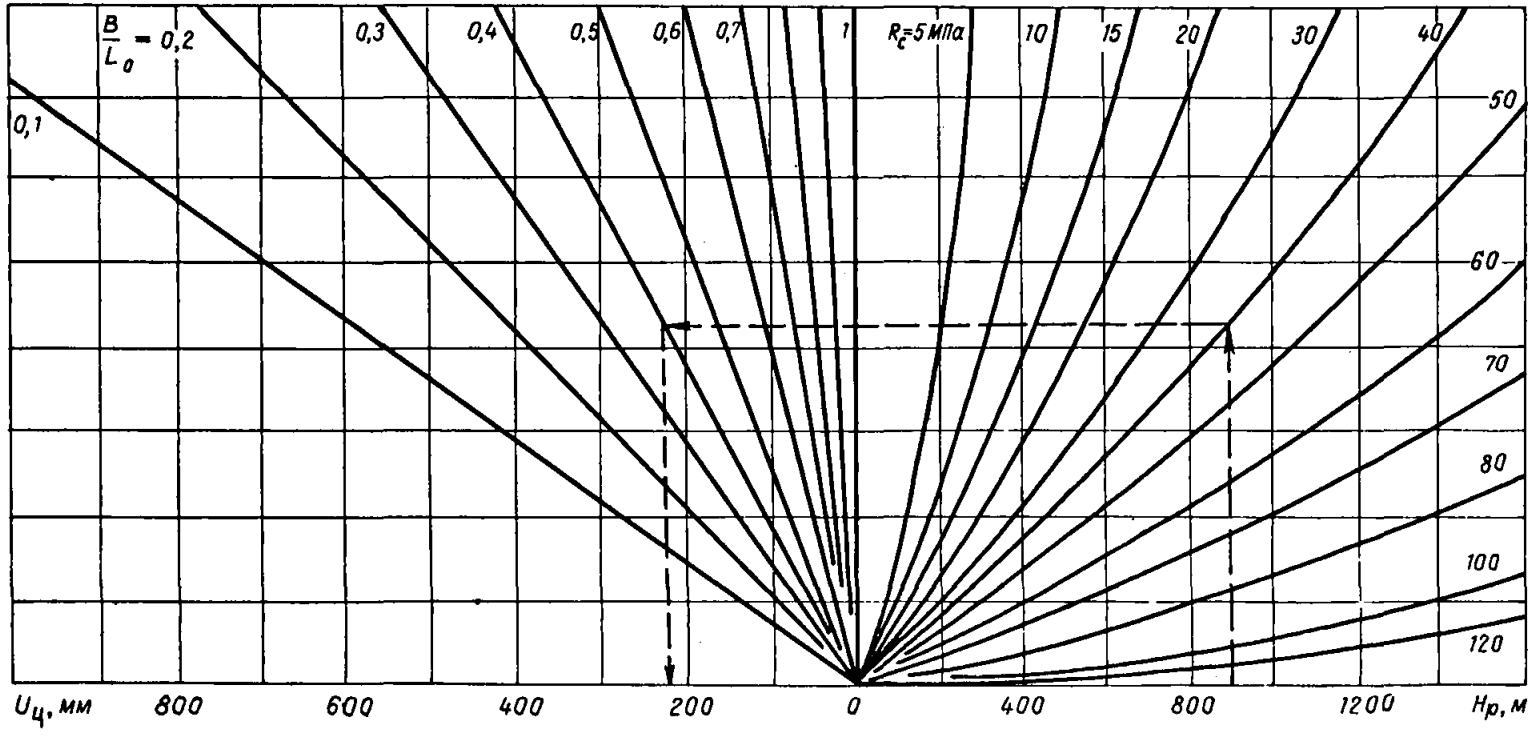


Рис. 18. Номограмма для определения смещений пород при охране выработок целиками:

B — ширина охранного целика; L_0 — размер зоны опорного давления

6.22. Величину смещений пород в пластовых выработках на одиночных пластах с разгрузочными полосами и угольными целиками (см. п. 6.11) следует принимать в кровле увеличенной в 1,3 раза, а в почве — уменьшенной в 3 раза по сравнению с рассчитанными (см. п. 5.12).

6.23. Величину смещений кровли в пластовых выработках на одиночных пластах, охраняемых бутовыми полосами по п. 6.12, следует определять по формуле:

$$U = mk_{Б}, \qquad (53)$$

где $k_{Б}$ — коэффициент, учитывающий влияние бутовых полос, определяемый по графику рис. 19.

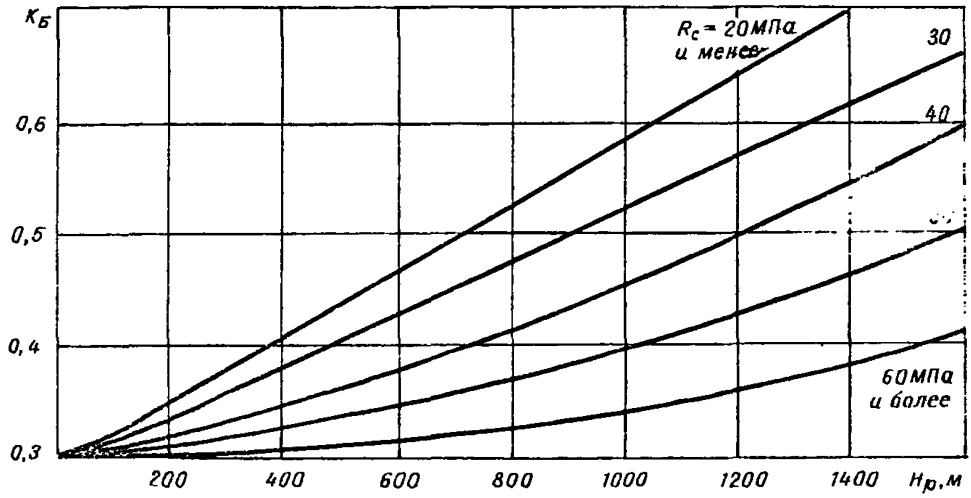


Рис. 19. График для определения коэффициента $k_б$

Величину смещений почвы следует принимать по п. 5.12, уменьшенной в 3 раза.

6.24. Величину смещений кровли в пластовых выработках на одиночных пластах, проходимых по выработанному пространству, следует определять по п. 5.12 с увеличением в 1,5 раза, а почвы — с уменьшением в 2 раза.

6.25. В пластовых выработках, охраняемых в соответствии с пп. 6.21÷6.24, в случаях их надработки или подработки величину полных смещений в течение всего срока службы следует определять с учетом дополнительного влияния надрабатывающих и подрабатывающих пластов в соответствии с пп. 6.15—6.20.

Выбор крепи и определение ее параметров

6.26. Для полевых и пластовых выработок, охраняемых целиками, при применении в них податливых арочных крепей плотность установки рам следует принимать по величинам максимальных смещений кровли в течение всего периода поддержания по пп. 6.14—6.25 в соответствии с положениями п. 5.35.

6.27. В выработках, где смещения кровли не превышают 300 мм, следует применять трехзвенные металлические податливые крепи типа АП-3, АКП-3 и другие с аналогичными параметрами.

При смещениях кровли до 100 мм допускается анкерная крепь с опорными плитками и решетчатой затяжкой с длиной анкеров 1,8—2 м и плотностью 0,8—1 анкер/м^2.

6.28. В выработках, где смещения кровли составляют 300—600 мм, следует применять:

— пятизвенные металлические податливые крепи типа АП-5, АКП-5 с податливостью в ножках 300 мм;

— трехзвенные металлические податливые крепи типа АП-3, АКП-3 и другие подобные крепи в комбинации с анкерной крепью с параметрами в соответствии с п. 3.11.

6.29. В выработках, где смещения кровли составляют 600—1000 мм, следует применять пятизвенные металлические податливые крепи типа АП-5 и АКП-5 с податливостью в ножках 700 мм или 500 мм в комбинации с анкерной крепью.

6.30. В выработках, где смещения кровли составляют 1000—1500 мм следует применять пятизвенные металлические податливые крепи типа АП-5 и АКП-5 с податливостью в ножках 700 мм в комбинации с анкерной крепью с длиной анкеров 2÷2,5 м и плотностью 1,2—1,5 анкера/м^2, закрепляемых по всей длине скважины (сталеполимерные или железобетонные анкеры).

6.31. В выработках, где смещения кровли превышают 1500 мм, следует использовать пятизвенные металлические податливые крепи типа АП-5 и АКП-5 в комбинации с анкерной крепью и различными способами упрочнения пород вокруг выработки вяжущими в соответствии с положениями пп. 3.9, 3.10.

6.32. В выработках, где смещения (пучение) пород почвы не превышают допустимых по условиям эксплуатации величин, мероприятия по борьбе с пучением не предусматриваются.

При превышении смещениями допустимых величин до 300 мм следует предусматривать в породах с $R_c > 15$ МПа упрочнение почвы анкерной крепью с длиной анкеров 1,8—2 м с плотностью установки 0,8—1 анкер/м^2, а в глинах — камуфлетное взрывание.

При превышении смещениями допустимых величин на 300—700 мм следует предусматривать в породах с $R_c > 15$ МПа упрочнение почвы анкерной крепью из полимерных материалов с длиной анкеров 2—2,5 м и плотностью 1,2—1,5 анкера/м^2, закрепляемых по всей длине скважины, а в глинах — применять крепь с обратным сводом либо производить плановую подрывку пород почвы.

При превышении смещениями допустимых величин на 700—1200 мм следует предусматривать в породах с $R_c > 15$ МПа искусственное разрушение пород почвы камуфлетным взрыванием с последующим их упрочнением вяжущими.

При превышении смещениями допустимых величин более 1200 мм следует предусматривать крепи с обратным сводом в комбинации с различными способами упрочнения пород почвы либо производить их плановую подрывку.

7. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ, ПРИМЫКАЮЩИЕ К ОЧИСТНЫМ ЗАБОЯМ, НА ПОЛОГИХ И НАКЛОННЫХ ПЛАСТАХ

Выбор порядка подготовки и отработки пластов и места расположения выработок

7.1. При разработке пологих и наклонных пластов порядок их подготовки и отработки и, следовательно, расположение и время проведения пластовых подготовительных выработок следует принимать с учетом сближенности пластов в свите.

Пласты в свите по сближенности следует разделять на три категории: несближенные (одиночные), сближенные неподрабатываемые и сближенные подрабатываемые.

7.2. К категории несближенных пластов следует относить отдельные пласты, отрабатываемые как одиночные в пределах рассматриваемого шахтного поля, и пласты, междупластье М между которыми более величины $h_{б.п}$, определяемой в соответствии с п. 5.9 по табл. 18, 20.

7.3. Разработка несближенных пластов, не опасных по горным ударам и выбросам угля и газа, допускается как в нисходящем, так и в восходящем порядке независимо друг от друга без ограничений по времени подготовки и отработки и пространственному расположению очистных забоев и выработок. Подготовку и отработку пластов, опасных по горным ударам и выбросам угля и газа, следует производить с учетом требований соответствующих нормативных документов.

7.4. При отнесении пластов к сближенным как неподрабатываемым, так и подрабатываемым все пласты необходимо подготавливать и отрабатывать в зависимости друг от друга, как правило, с применением технологических схем с бесцеликовыми способами охраны выработок, а также не допускать оставления у тектонических нарушений не разрушаемых горным давлением целиков угля шириной более b, определяемой по формуле:

$$b = k_{кр}\sqrt{0{,}7H_р h/R_с}, \qquad (54)$$

где $k_{кр}$ — коэффициент, учитывающий влияние класса кровли по обрушаемости, определяемый по табл. 32.

$H_р$ — расчетная глубина горных работ, м; $R_с$ — сопротивление угля одноосному сжатию, МПа; h — высота целика, м.

Таблица 32

Класс кровли	Легкообрушающаяся	Среднеобрушающаяся	Труднообрушающаяся
$k_{кр}$	0,8	1,0	1,2

Выработки на смежных пластах (при производственной необходимости оставления целиков угля шириной более b) следует располагать за пределами зон влияния целиков в надработанном или подработанном массиве на расстояниях $l_н$ или $l_п$ от их кромки в соответствии с п. 6.3.

7.5. К категории сближенных неподрабатываемых пластов следует относить смежные пласты, размеры междупластий которых при отработке пластов с полным обрушением кровли превышают шесть мощностей нижележащего пласта ($M > 6m$). При отработке нижележащего пласта с полной закладкой минимальные размеры междупластья устанавливают по согласованию с ВНИМИ и бассейновыми НИИ.

7.6. Сближенные неподрабатываемые пласты можно отрабатывать в нисходящем и восходящем порядке. При работе с обрушением восходящий порядок отработки пластов при междупластьях до $12m$ допускается по согласованию с ВНИМИ.

При последовательной разработке пластов, когда подготовка смежного пласта осуществляется после полной отработки предыдущего, на каждом из них допускаются любые, наиболее соответствующие горно-геологическим условиям системы разработки без оставления целиков, в том числе с любыми направлениями подвигания очистных забоев и фронта очистных работ.

При одновременной разработке сближенных неподрабатываемых пластов в нисходящем и восходящем порядках необходимо применять системы разработки с подвиганием фронта очистных работ в одном направлении и с регламентируемым опережением по простиранию и падению очистных забоев на смежных пластах: при нисходящем порядке на расстояние, равное ширине зоны опорного давления на нижележащем пласте, а при отсутствии данных о ее ширине — не менее 100 м; при восходящем порядке на расстояние, равное трем шагам обрушения основной кровли нижележащего пласта, а при отсутствии данных о его величине — не менее 200 м. При этом в случае, если смещения пород в выработках от воздействия очистных работ надрабатывающего или подрабатывающего пласта (согласно расчету смещений пород в выработках по настоящим Указаниям) не превышают 150 мм, то эти выработки допускается проводить в зоне влияния очистного забоя пласта, разрабатываемого с опережением по отношению к смежному пласту (рис. 20 и 21). Если упомянутые смещения пород превышают 150 мм, то выработки при подготовке обоих пластов следует проводить с учетом требований п. 6.3.

7.7. К категории сближенных подрабатываемых пластов следует относить смежные пласты с $M < 6m$, при разработке которых вышележащие пласты могут попадать в зону обрушения пород кровли при ведении очистных работ на нижележащих пластах и оказываются непригодными к разработке.

Сближенные подрабатываемые пласты необходимо разрабатывать в нисходящем порядке. При последовательной нисходящей

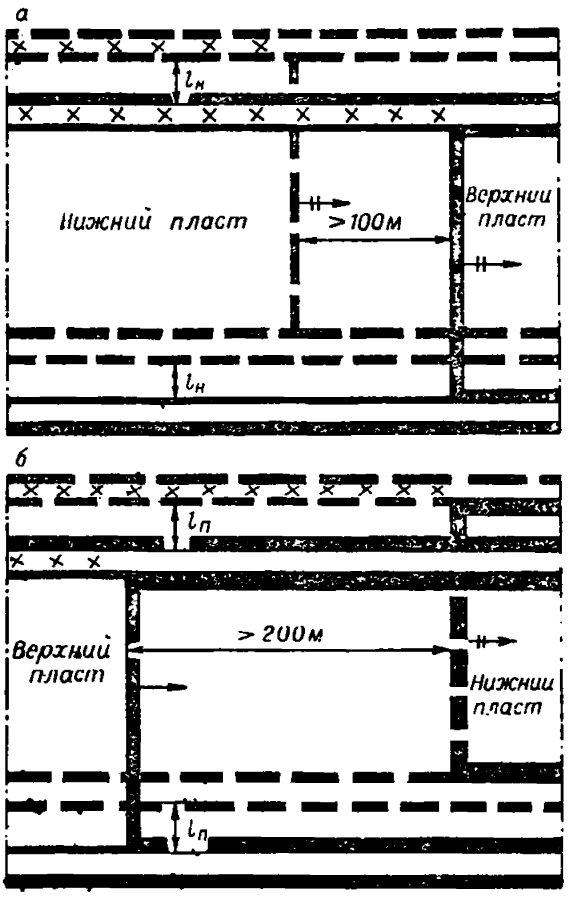


Рис. 20. Схемы расположения выработок при одновременной отработке сближенных пластов с поддержанием выработок в зоне влияния очистных забоев смежных пластов:

а — при нисходящем порядке; *б* — при восходящем

подготовке и отработке таких пластов на каждом из них допускается применять любые системы разработки, наиболее соответствующие горно-геологическим условиям.

При одновременной подготовке и нисходящей отработке пластов необходимо применять системы разработки с подвиганием фронта очистных работ в одном направлении с расположением во всех случаях очистных забоев и выработок на нижележащем пласте под выработанным пространством вышележащего пласта на расстоянии от очистных забоев и краевых частей пласта согласно п. 7.6.

7.8. Подготовку и отработку мощных пластов наклонными слоями или пластов с малым междупластьем (весьма сближенных) следует производить в нисходящем порядке, а выбор схем разработки слоев в пределах выемочного поля или столба осуществлять в зависимости от склонности пород кровли к слеживанию.

Примечание. К слеживающимся относятся породы с высоким содержанием глинистых частиц, которые после их обрушения при естественной влажности или после искусственного увлажнения под действием вышележащей толщи с течением времени способны уплотняться и приобретать связность между кусками, так что в выработках нижнего слоя они могут допускать устойчивые обнажения кровли, необходимые при современных средствах крепления и механизации горных работ. Наиболее склонными к слеживанию являются аргиллиты и глинистые сланцы с естественной влажностью не менее 10%.

7.9. В условиях слеживающихся пород кровли отработку слоев мощных пластов и пластов с малым междупластьем в пределах выемочного поля следует производить, как правило, последовательно по схеме «слой—пласт», при этом высокогазоносные, пожароопасные пласты должны подготавливаться полевыми вентиляционными и транспортными выработками или выработками, проводимыми по пластам угля, не склонным к самовозгоранию. Заложение полевых выработок должно осуществляться в соответствии с требованиями п. 6.3.

7.10. Одновременную отработку слоев мощных пластов и пластов с малым междупластьем в условиях неслеживающихся пород кровли следует производить с соблюдением требований п. 7.6, а в условиях слеживающихся пород нижележащие слои должны отрабатываться с разрывом во времени не менее чем на 6 месяцев после отработки вышележащего слоя в данном подэтаже.

Одновременную отработку слоев (пластов) в пределах одного выемочного столба (подэтажа) в случае, если смещения пород

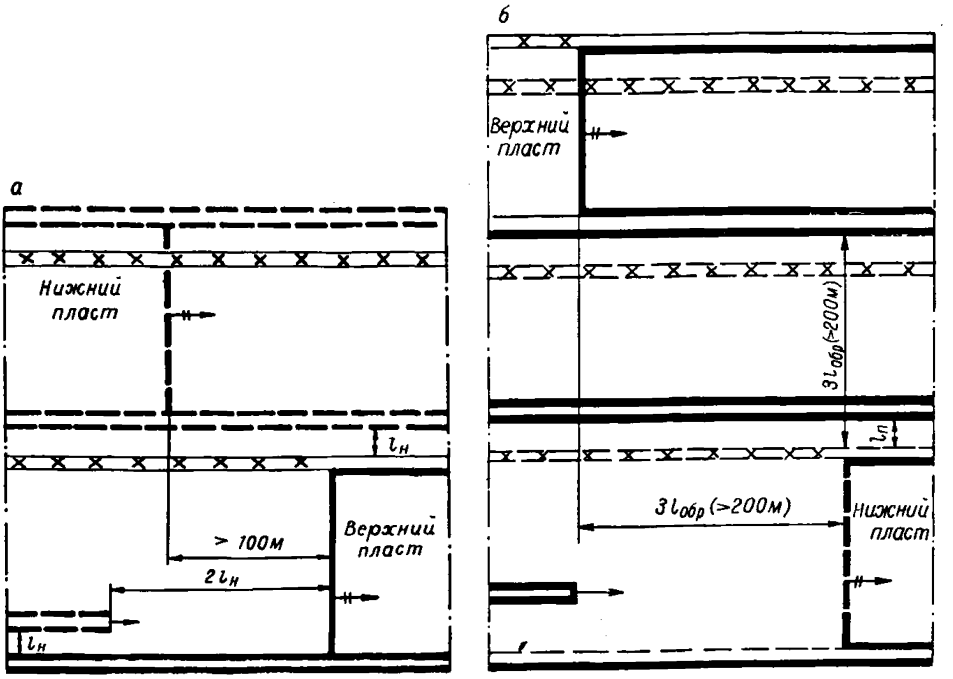


Рис. 21. Схемы расположения выработок при последовательной отработке сближенных пластов с расположением вне зон влияния очистных забоев смежных пластов:

а — при нисходящем порядке; *б* — при восходящем

в конвейерной выработке нижнего слоя (пласта) от надработки $U_н$, рассчитанные по настоящим Указаниям, не превышают 150 мм, следует производить по технологической схеме, представленной на рис. 22.

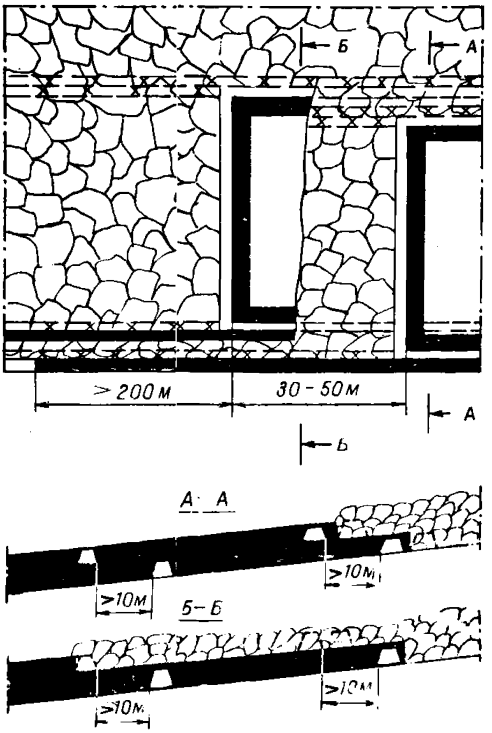


Рис. 22. Схема одновременной отработки слоев мощного пласта с последовательной выемкой столбов

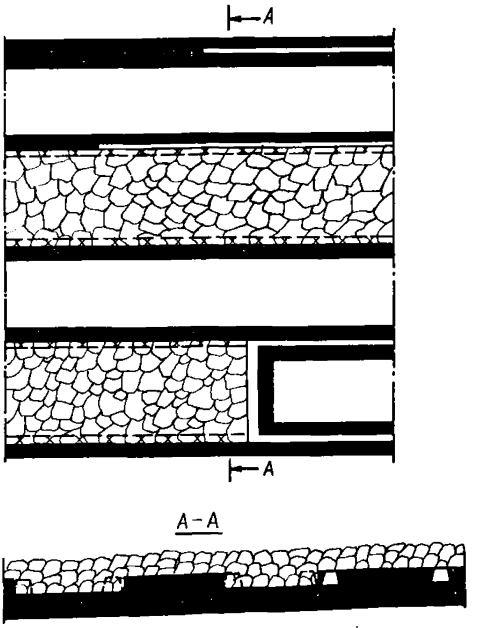


Рис. 23. Схема последовательной отработки слоев мощного пласта через столб

7.11. Отработку слоев мощных пластов через столб следует производить по технологическим схемам, представленным на рис. 23 и 24, с погашением выработок каждого слоя за очистным забоем. В случае одновременной отработки слоев слоевые выработки в нечетных столбах должны располагаться в массиве угля по почвоуступной схеме (рис. 24). Слоевые выработки в четных столбах следует проводить вприсечку к выработанному пространству. Выработки нижнего слоя следует располагать под выработанным пространством верхнего слоя на расстоянии не менее 10 м от выработок верхнего слоя.

Применение других вариантов отработки слоев на мощных пластах должно согласовываться с ВНИМИ и КНИУИ.

Выбор способа охраны выработок

7.12. Основным принципом разработки угольных пластов в пределах выемочных полей следует считать бесцеликовую выемку

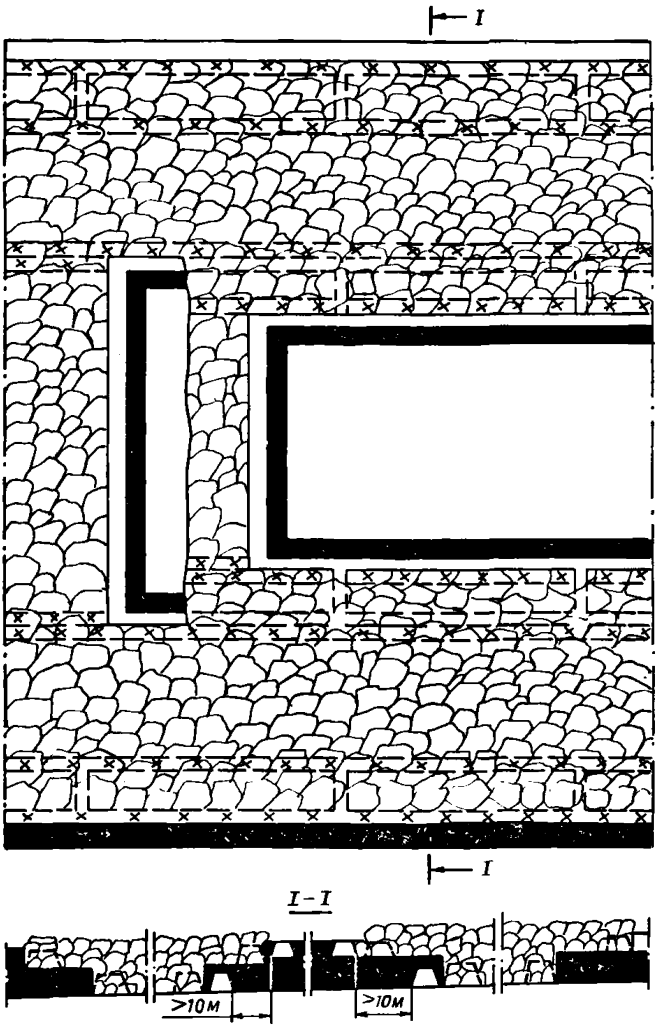


Рис. 24. Схема одновременной выемки мощного пласта с отработкой выемочного поля через столб

угля при следующих способах охраны и поддержания пластовых выработок:

а) проведение и поддержание выработок в массиве угля с погашением их за очистным забоем (см. рис. 25, *а*, *б*);

б) проведение и поддержание выработок вприсечку к выработанному пространству с погашением их за очистным забоем (рис. 26, *а*, *б*, *в*);

в) проведение выработок в массиве угля или с опережением очистного забоя с последующим их поддержанием на границе с выработанным пространством для повторного использования при отработке смежного столба (рис. 27);

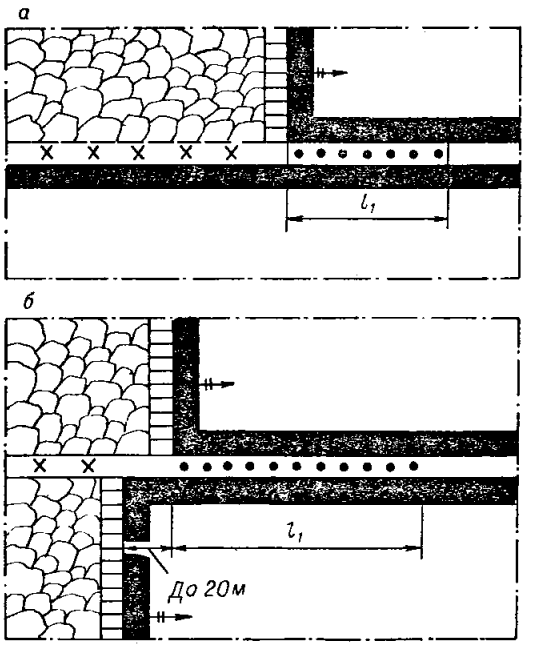


Рис. 25. Схемы охраны выработок, поддерживаемых в массиве угля:

а — в зоне опорного давления одиночного забоя; *б* — в зоне опорного давления спаренных очистных забоев

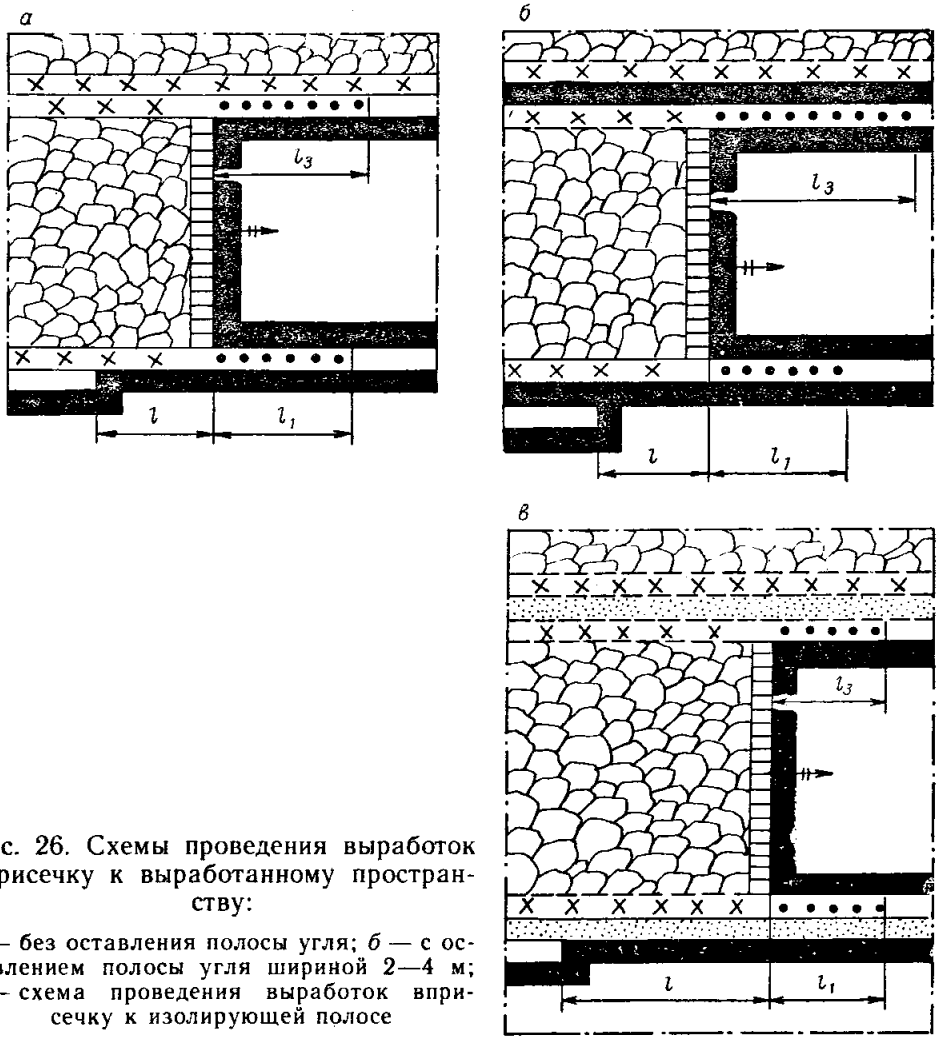


Рис. 26. Схемы проведения выработок вприсечку к выработанному пространству:

а — без оставления полосы угля; *б* — с оставлением полосы угля шириной 2—4 м; *в* — схема проведения выработок вприсечку к изолирующей полосе

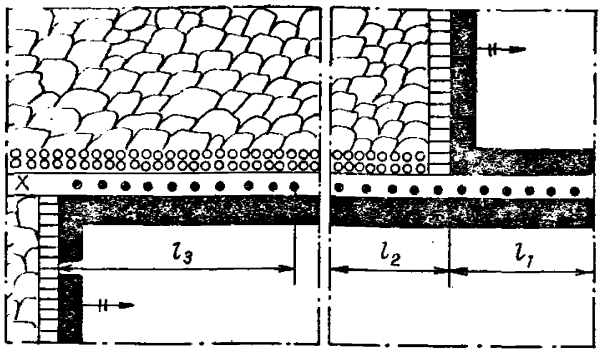


Рис. 27. Схема расположения выработок, сохраняемых для повторного использования

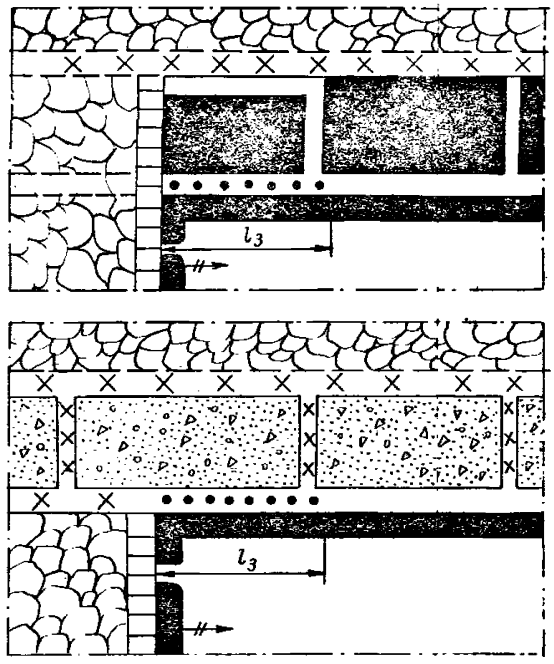


Рис. 28. Схема поддержания спаренных выработок:

а — разделенных целиком угля, который извлекается одновременно с очистным забоем; *б* — разделенных породной полосой, выкладываемой при проходке выработок

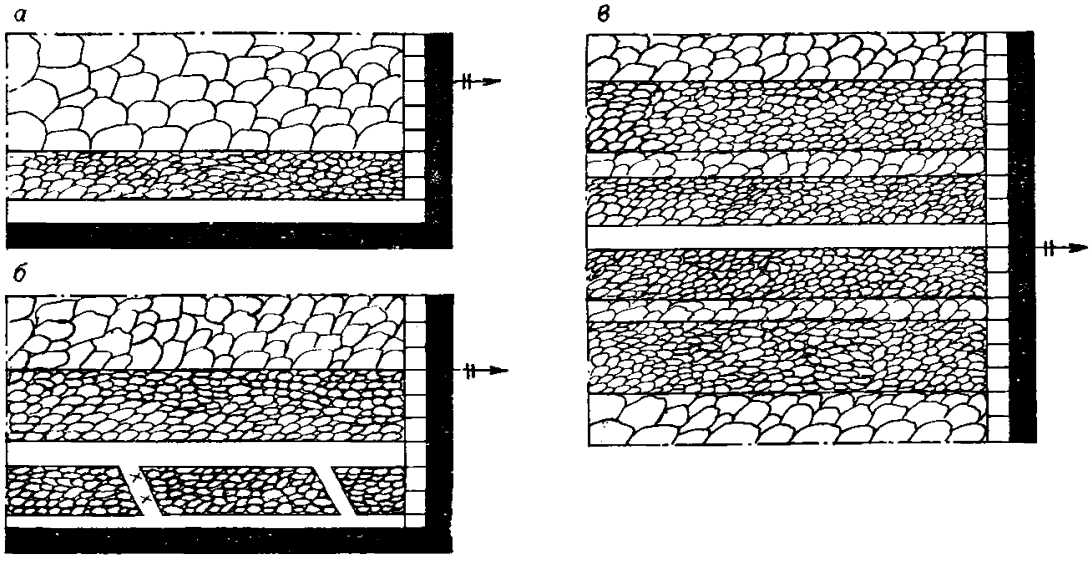


Рис. 29. Схемы расположения выработок, проводимых (оформляемых) позади очистного забоя:

а — на границе с массивом угля; *б* — в выработанном пространстве на расстоянии, превышающем «*b*» от границ с массивом угля; *в* — в выработанном пространстве с выкладкой двусторонних двойных породных полос

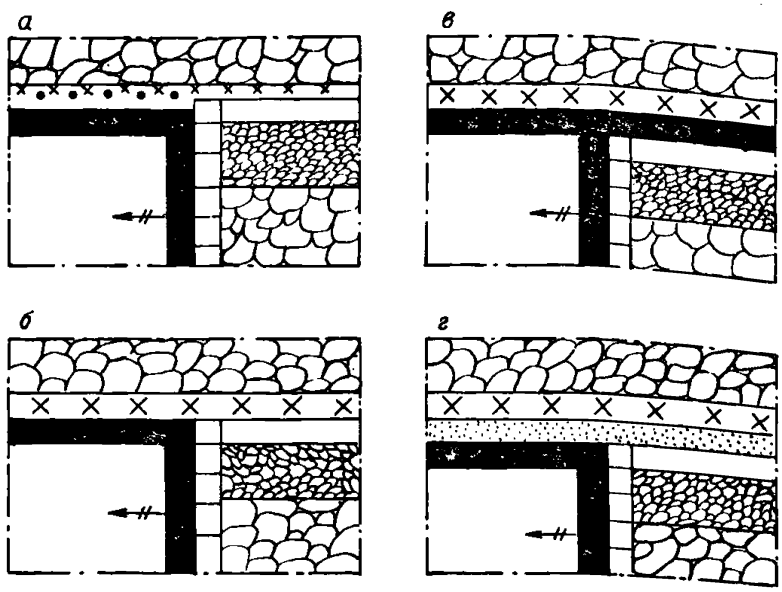


Рис. 30. Схемы расположения выработок, проводимых (оформленных) позади очистного забоя вприсечку к выработанному пространству ранее отработанного смежного выемочного столба:

а — с частичным использованием охраняемой выработки; *б* — при сплошной присечке; *в* — при оставлении полосы угля шириной 2—4 м; *г* — вплотную к изолирующей полосе

г) проведение и поддержание разделенных целиком угля спаренных выработок с погашением одной из них за первым очистным забоем, а второй — за смежным забоем с одновременным извлечением целика угля (рис. 28, *а*);

д) проведение и поддержание спаренных выработок, разделенных породной полосой, выкладываемой при проходке, с погашением одной из выработок за первым очистным забоем, а второй — за смежным забоем (см. рис. 28, *б*);

е) проведение (оформление) выработок позади очистного забоя с поддержанием в выработанном пространстве (рис. 29 и 30).

7.13. Способ охраны и поддержания выработок целиками допускается с соответствующим обоснованием только при разработке несближенных (одиночных) пластов, не опасных по горным ударам и выбросам угля и газа, а также сложных, нарушенных тектоникой участков и пожароопасных пластов, где невозможно обеспечить безопасность работ при бесцеликовой выемке.

7.14. Способы охраны выработок, проводимых в массиве угля или вприсечку к выработанному пространству с погашением их за очистным забоем, следует применять преимущественно в тяжелых горно-геологических условиях (большие глубины, мощность пластов более 3,5 м, труднообрушающиеся кровли, пучащие почвы, пластичные глинистые породы).

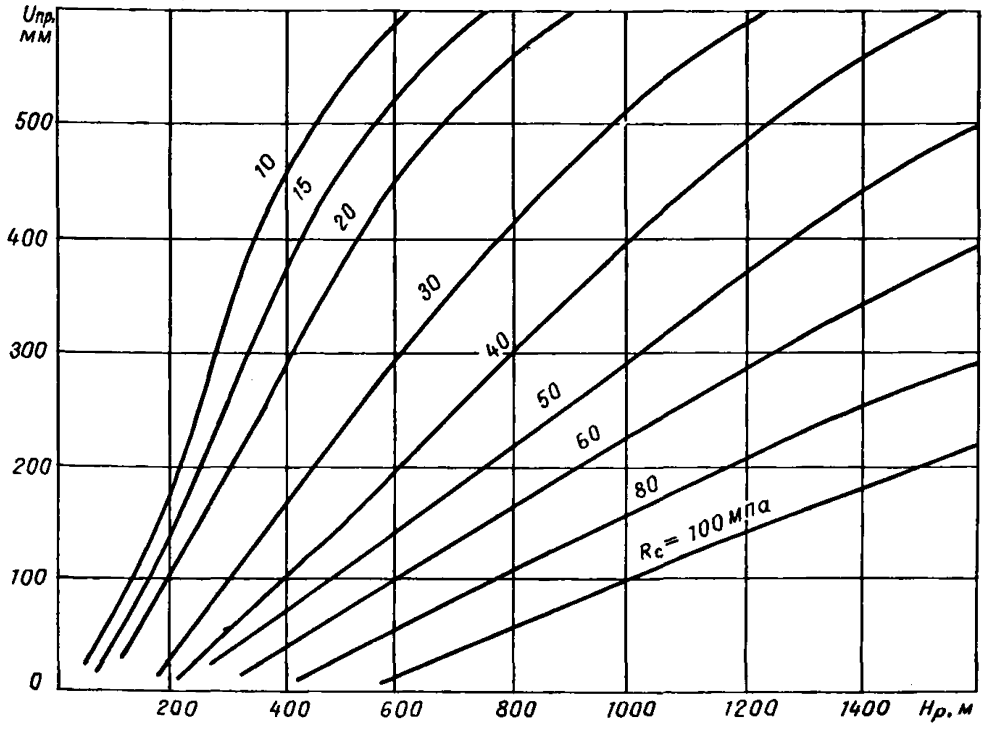


Рис. 31. Смещения пород $U_{пр}$ в выработках вне зоны влияния очистных работ

7.15. Повторное использование выработок следует применять преимущественно на пластах (верхних слоях) мощностью до 3,5 м с легко- и среднеобрушающейся кровлей и малопучащей почвой.

7.16. Способ охраны и поддержания спаренных выработок, разделенных целиком угля, следует применять преимущественно на высокогазоносных пластах, а разделенных породной полосой — на тонких пластах с кровлей всех классов по обрушаемости и почвой всех классов по пучимости.

7.17. Способ охраны и поддержания выработок, проводимых (оформляемых) позади очистного забоя в выработанном пространстве, следует применять преимущественно на пластах мощностью до 1,5 м с кровлей всех классов по обрушаемости и сильно пучащей почвой.

7.18. При бесцеликовой охране выработок на водообильных, высокогазоносных, ударо-, выбросо- и пожароопасных пластах необходимо выполнять установленные соответствующими нормативными документами мероприятия по обеспечению безопасности горных работ (изоляция от выработанного пространства, закладка или заиливание выработанного пространства, оставление барьерных целиков, минимальные потери угля по мощности у кровли, почвы или в межслоевых пачках и т. д.).

7.19. При выборе способа охраны и поддержания выработок в первую очередь оценивают возможность применения способа

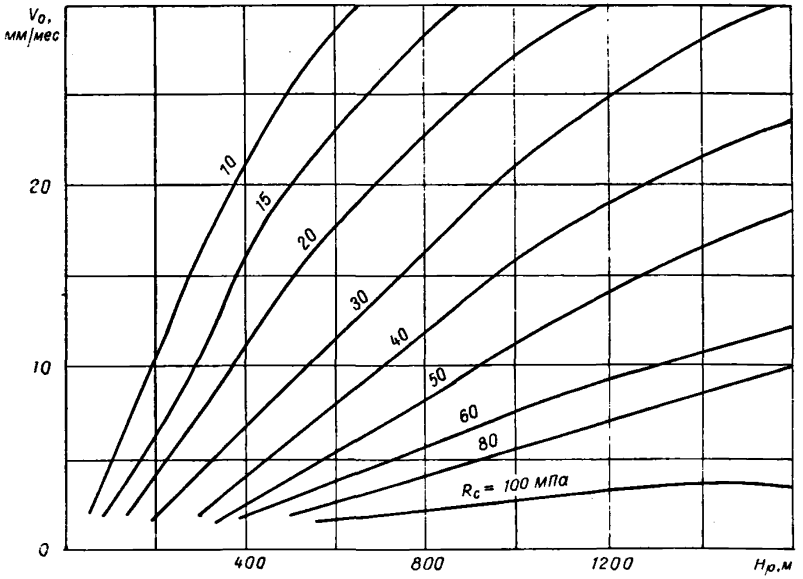


Рис. 32. Скорость смещения пород v_0 в выработках вне зоны влияния очистных работ

с повторным использованием выработок, в том числе в условиях с труднообрушающейся кровлей и пучащей почвой с применением различных мероприятий по уменьшению смещений пород кровли и пучения. При невозможности обеспечения рабочего состояния повторно используемых выработок или применения этого способа охраны по условиям подготовки пластов необходимо оценивать другие способы охраны и поддержания выработок. Окончательный выбор способа следует производить на основе технико-экономического анализа.

Определение смещений пород и выбор средств поддержания выработок

Выработки, погашаемые за очистным забоем

7.20. При отработке несближенных (одиночных) тонких и средней мощности пластов смещения пород кровли и почвы следует определять по формулам:

— для выработки одиночной лавы (см. рис. 25, *а*):

$$U_{общ} = (k_{пр}U_{пр} + v_0t_0 + k_{кр}U_1)\,k_s, \qquad (55)$$

— для средней выработки спаренных лав (см. рис. 25, *б*):

$$U_{общ} = (k_{пр}U_{пр} + v_0t_0 + k_{кр}1{,}3U_1)\,k_s, \qquad (56)$$

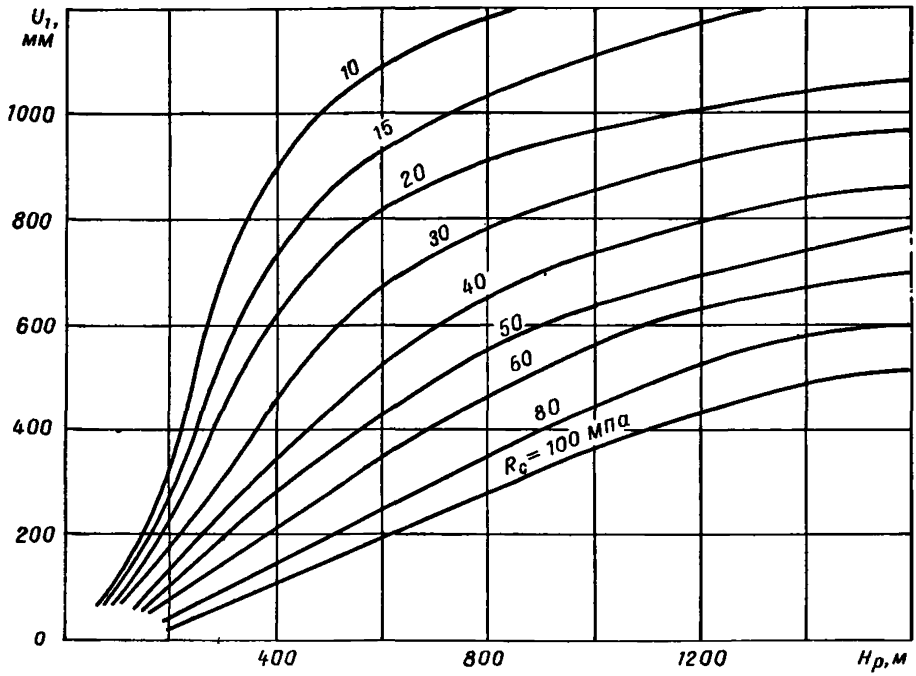


Рис. 33. Смещения пород в зоне временного опорного давления очистного забоя

где $k_{пр}$ — коэффициент, учитывающий способ проведения выработок, принимаемый при буровзрывном способе проходки равным 1, а при комбайновом — по табл. 24; $U_{пр}$ — смещения пород (мм) под влиянием проведения выработки, принимаемые по графику (рис. 31); v_0 — средняя скорость смещений пород (мм/мес) в выработках вне зоны влияния очистных работ, принимаемая по графику (рис. 32); t_0 — время поддержания выработки (мес) вне зоны влияния очистного забоя; U_1 — смещения пород (мм) в зоне временного опорного давления очистного забоя, определяемые по графику рис. 33; $k_{кр}$ — см. табл. 32; k_s — коэффициент, учитывающий влияние площади сечения выработки в свету (табл. 33).

7.21. В выработках верхних слоев мощных пластов, а также нижних слоев в условиях слеживающихся пород кровли при последовательной отработке слоев и пластов до 5 м, вынимаемых на полную мощность, смещения пород кровли и почвы следует определять в соответствии с п. 7.20.

В выработках нижележащих слоев при их последовательной выемке в условиях неслеживающихся пород кровли смещения пород кровли и почвы необходимо рассчитывать по формулам (55) и (56), принимая: $U_{пр}$ — по графику (рис. 34); v_0 — по графику (рис. 35); U_1 — по графику (рис. 36, *а*); $k_{пр}$, t_0, k_s — по п. 7.20; $k_{кр}$ — для выработок нижележащих слоев равен 1.

Таблица 33

S, м^2	4	6	8	10	12	14	16	18	20
k_s	0,65	0,8	0,9	1,0	1,1	1,2	1,25	1,35	1.45

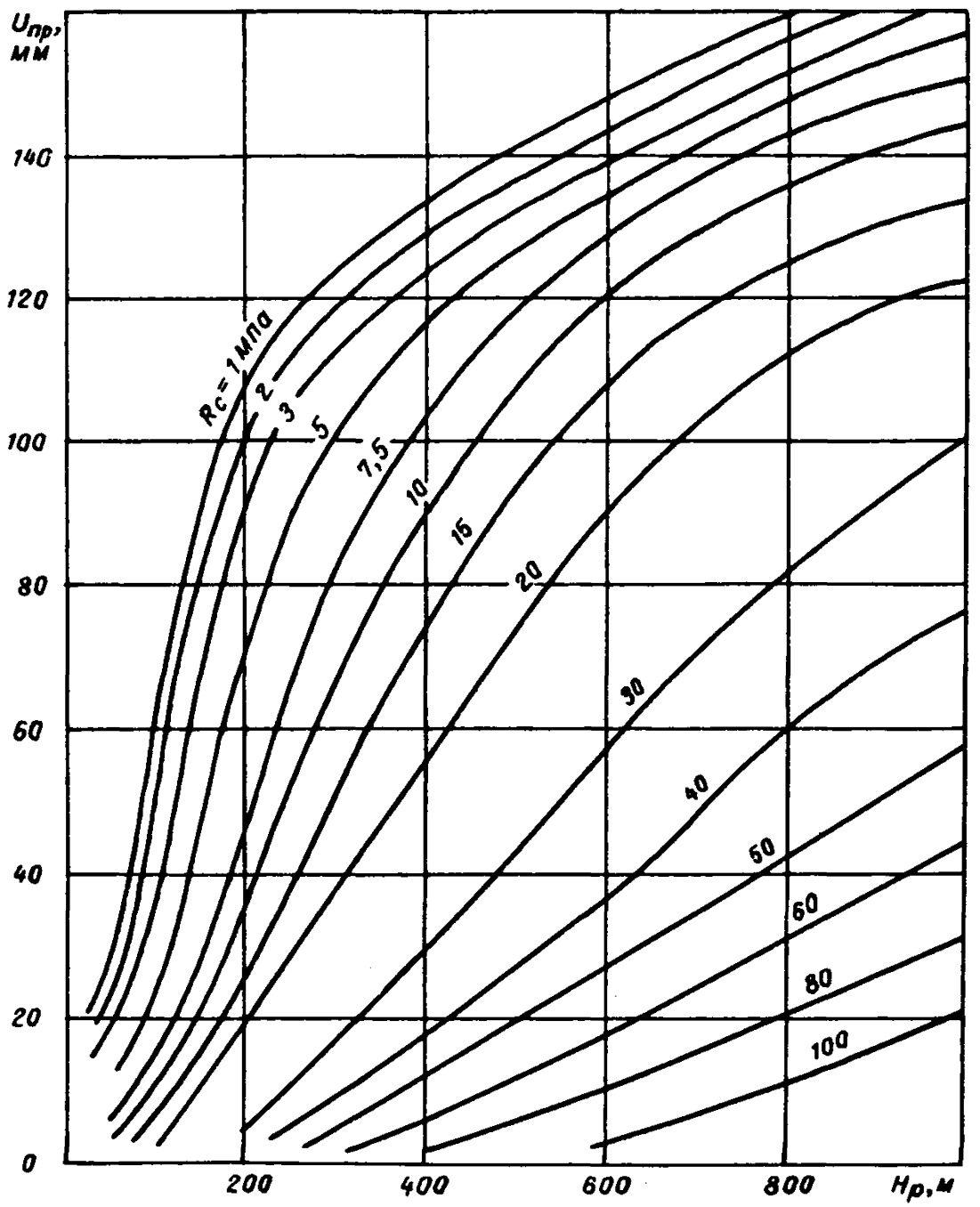


Рис. 34. Смещения пород в выработках нижележащих слоев мощных пластов в зоне влияния проходческого забоя

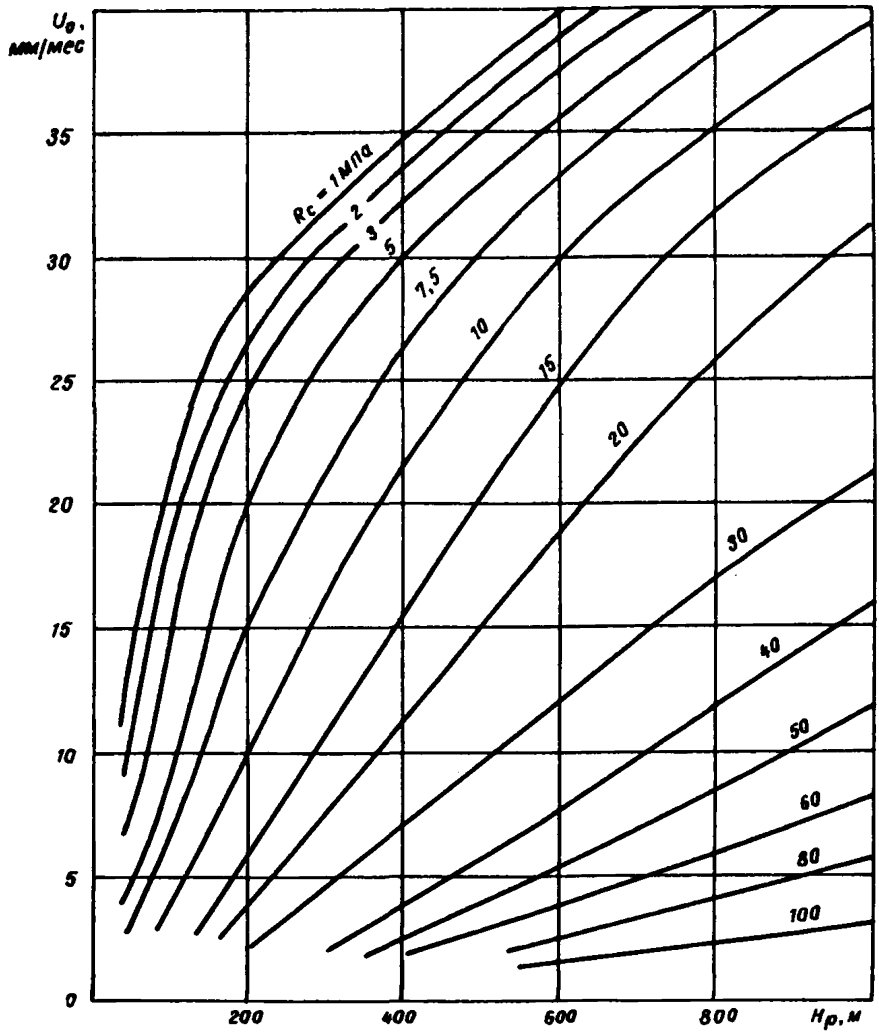


Рис. 35. Скорость смещения пород в выработках нижележащих слоев мощных пластов вне зон влияния очистного и проходческого забоев

При одновременной отработке слоев смещения пород в погашаемых выработках верхнего слоя следует определять согласно п. 7.20, принимая U_1 по графику (рис. 36, *б*).

7.22. При расчете смещений пород в выработках нижних слоев, в кровле которых расположены обрушенные породы, определение сопротивления окружающих выработку пород сжатию R_c следует производить согласно п. 3.6. При этом условное сопротивление сжатию обрушенных неслеживающихся пород кровли следует принимать равным 2 МПа. Показатели сопротивления сжатию слеживающихся пород после их обрушения следует принимать

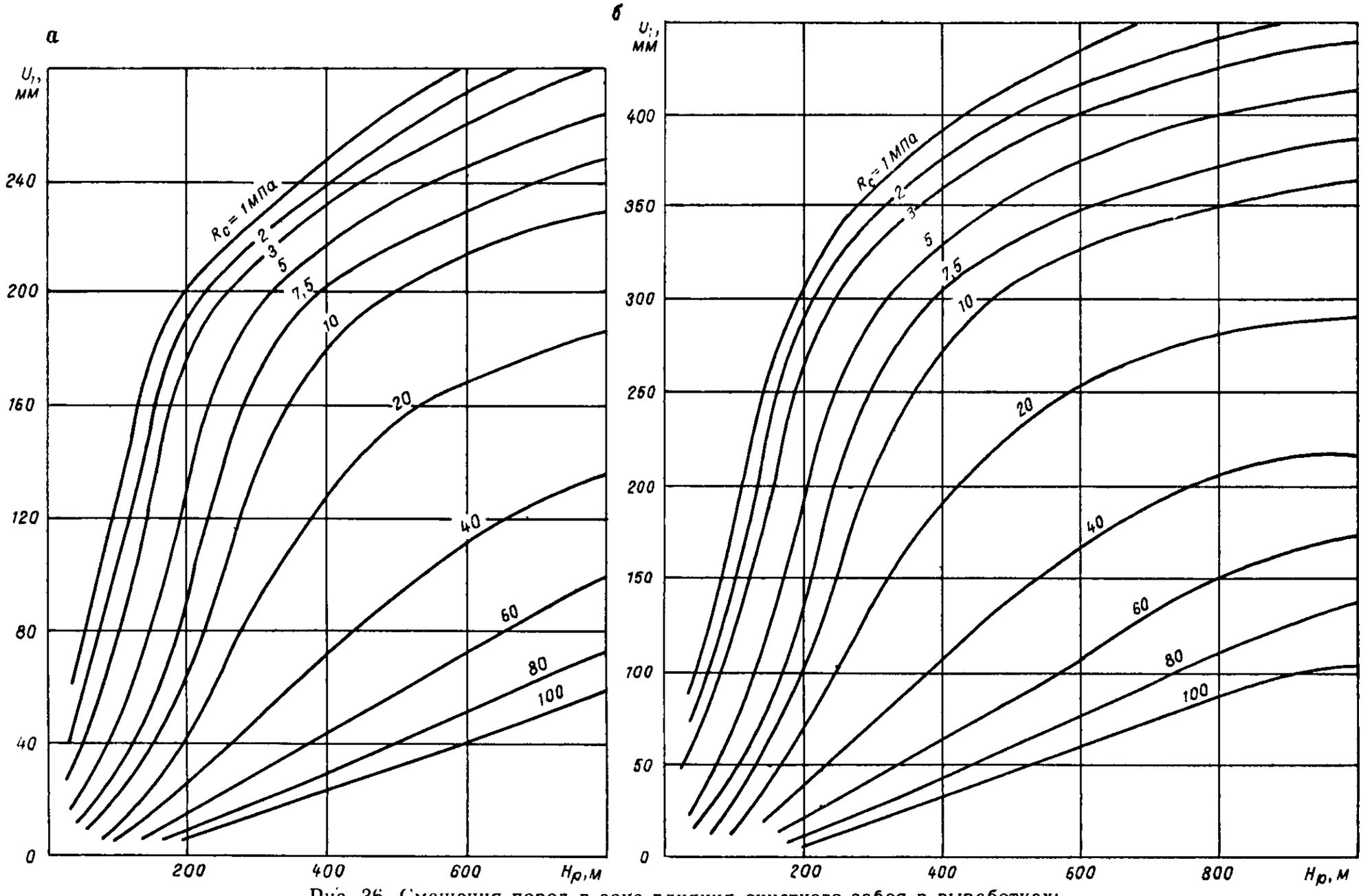


Рис. 36. Смещения пород в зоне влияния очистного забоя в выработках:

а — нижележащих слоев мощных пластов при их последовательной выемке; *б* — верхнего слоя при одновременной отработке слоев мощных пластов

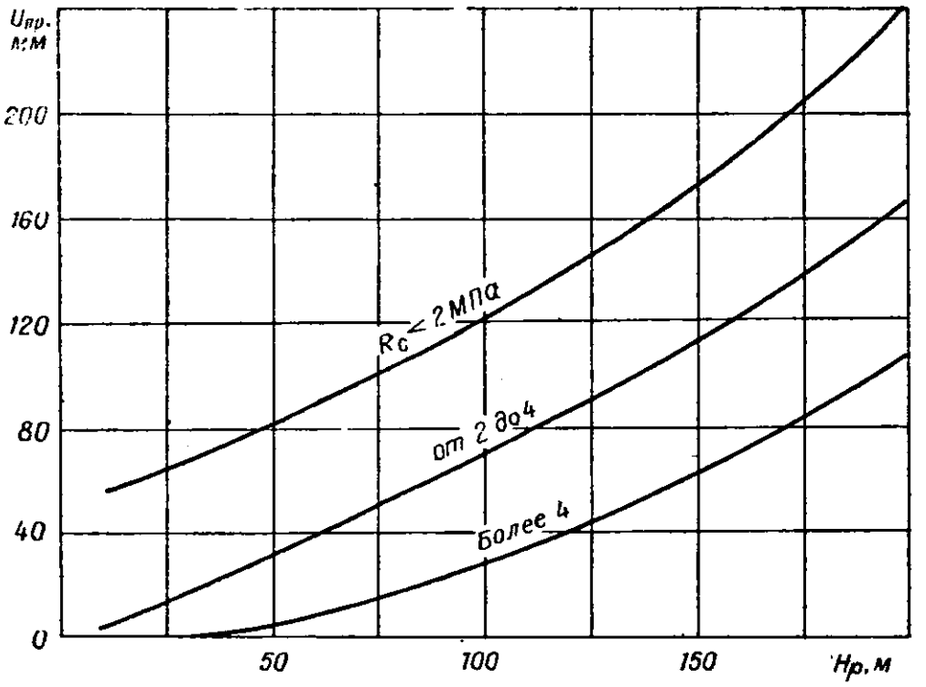


Рис. 37. Смещения пластичных глинистых пород в выработках вне зоны влияния очистных работ

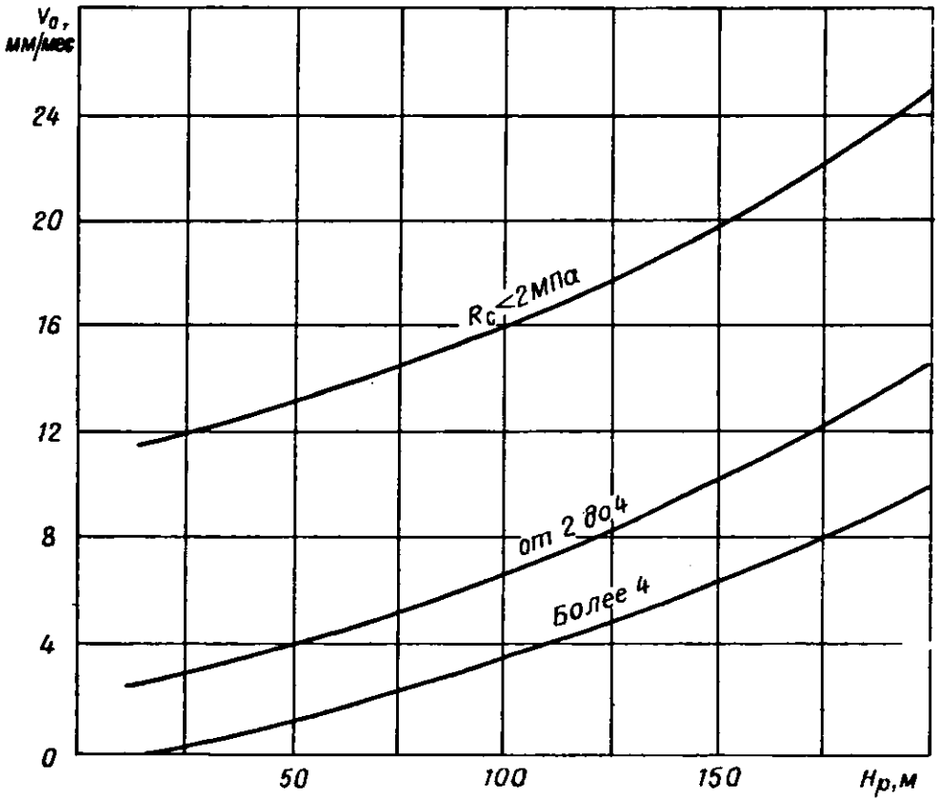


Рис. 38. Скорость смещения пластичных глинистых пород в выработках вне зоны влияния очистных работ

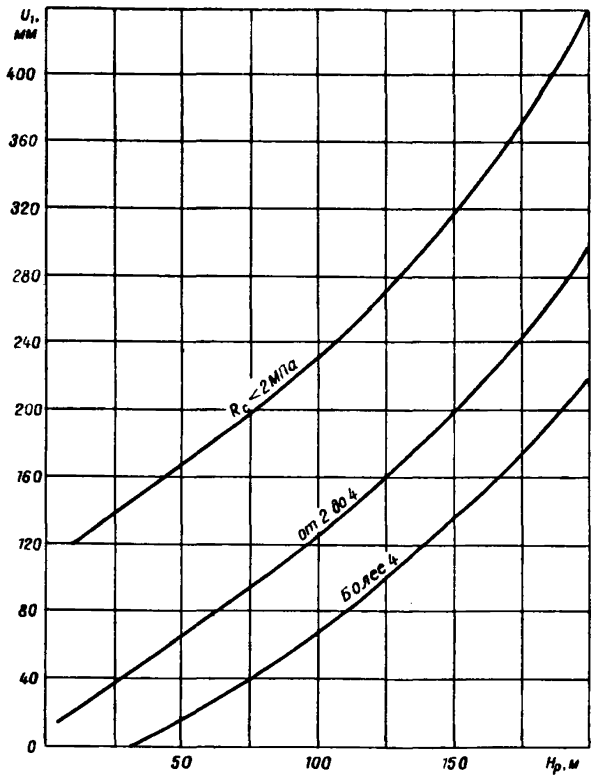


Рис. 39. Смещения пластичных глинистых пород в выработках в зоне временного опорного давления очистного забоя

по результатам испытаний, а при отсутствии экспериментальных данных — равным $0{,}6R_с$ для глин и $0{,}2R_с$ для глинистых сланцев.

7.23. Смещения пород в погашаемых выработках, проводимых в пластичных глинистых породах (типа пород Подмосковного бассейна), следует определять по формуле (55), принимая $U_{пр}$ — по графику рис. 37, v_0 — по графику рис. 38, U_1 — по графику рис. 39, $t_0 = 2{,}5$—$3{,}5$ мес.

7.24. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в погашаемых выработках, проведенных и поддерживаемых в надработанном или подработанном массиве, следует определять по формулам (55) и (56), умножая правую часть выражения на коэффициент 0,8.

7.25. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в погашаемых выработках, подвергаю-

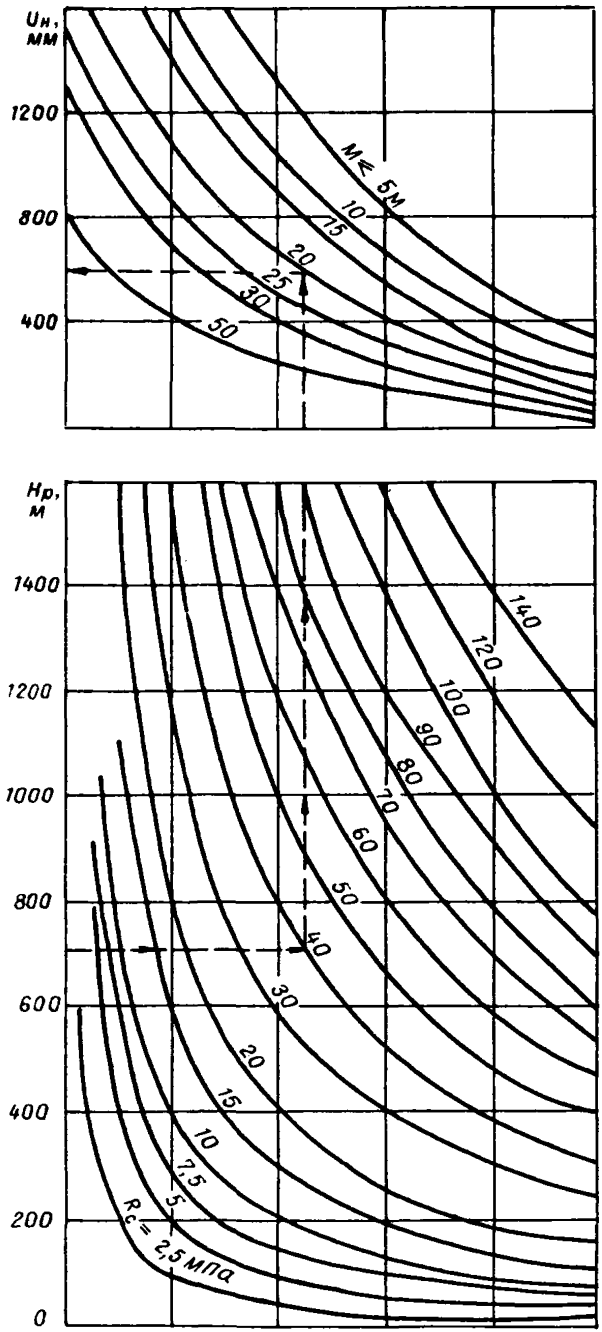


Рис. 40. Номограмма для определения смещений пород $U_н$ при надработке

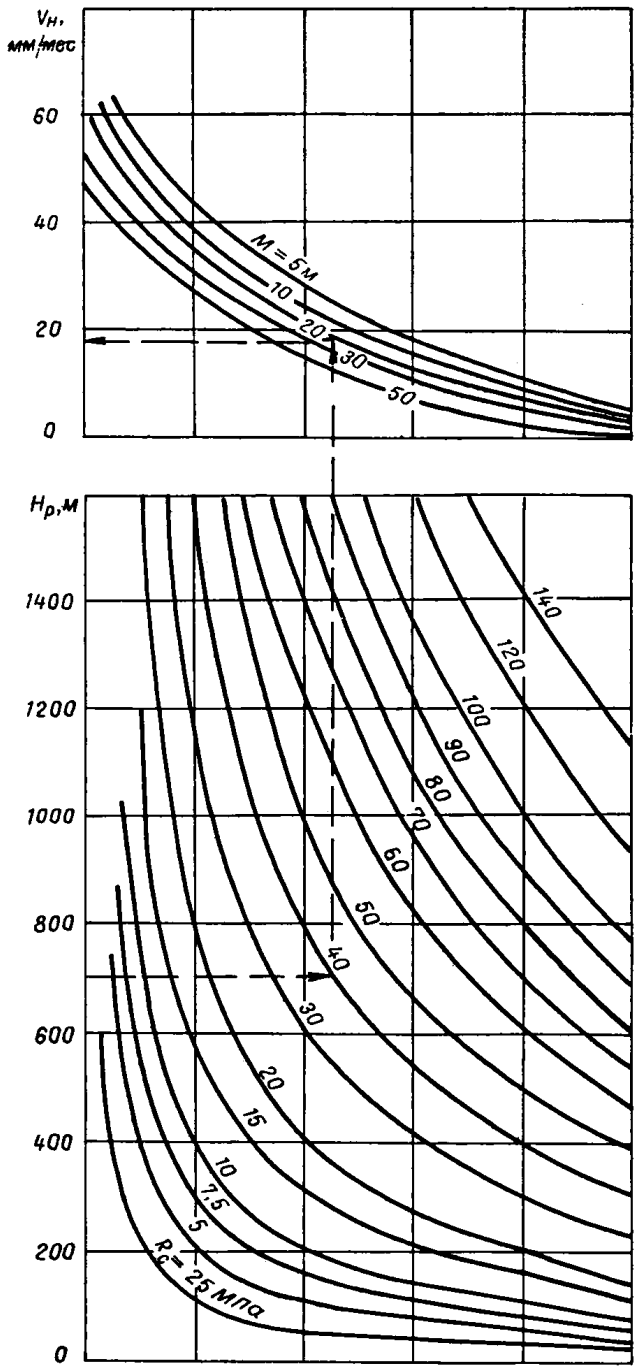


Рис. 41. Номограмма для определения скорости смещений пород $V_н$ после надработки

щихся воздействию полной надработки, следует определять по формуле:

$$U_{общ} = (k_{пр}U_{пр} + v_0t_0 + U_н + v_нt_н + k_{кр}U_1)\,k_s, \qquad (57)$$

где $U_н$ — смещения пород (мм) в выработке за период влияния временного опорного давления надрабатывающего очистного забоя, определяемые по номограмме на рис. 40 в зависимости от глубины заложения выработки $H_р$, расчетной прочности пород $R_с$ и мощности пород междупластья M: $v_н$ — средняя скорость смещения пород (мм/мес) в выработке, находящейся в надработанном массиве (см. рис. 41); $t_н$ — время поддержания выработки после надработки, мес.; $k_{пр}$, $U_{пр}$, v_0, t_0, U_1, k_s — определяют по п. 7.20; $k_{кр}$ — по табл. 32.

7.26. При одновременной отработке слоев мощных пластов, а также весьма сближенных пластов с мощностью междупластья 5 м и менее, смещения пород в погашаемых выработках нижележащих слоев (пластов) следует определять по формуле:

$$U_{общ} = [k_{пр}U_{пр} + v_0t_0 + k_{кр}(U_н + U_1)]\,k_s, \qquad (58)$$

где $k_{пр}$, k_s — см. п. 7.20, $U_{пр}$, v_0, t_0, $k_{кр}$, U_1 — см. п. 7.21, $U_н$ — смещения пород (мм) под влиянием выемки вышележащего слоя (пласта), определяемые по графику рис. 40.

7.27. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в погашаемых выработках, подвергающихся воздействию полной подработки, следует определять по формуле:

$$U_{общ} = (k_{пр}U_{пр} + v_0t_0 + U_{пд}k_лk_{t\,пд}k_{m_п} + k_{кр}U_1)\,k_s, \qquad (59)$$

где $U_{пд}$ — смещения пород (мм) в выработке за период влияния временного опорного давления подрабатывающего очистного забоя, определяемые по номограмме рис. 42 в зависимости от глубины заложения выработки $H_р$, расчетной прочности пород $R_с$ и мощности междупластья M; $k_л$ — коэффициент, учитывающий литологический состав пород между выработкой и подрабатывающим пластом (табл. 34); $k_{t\,пд}$ — коэффициент, учитывающий время поддержания подработанной выработки (табл. 35); $k_{m_п}$ — коэффициент влияния мощности подрабатывающего пласта (см. табл. 20).

7.28. Для участков выработок, которые после надработки или подработки оказались под или над краевыми частями пластов или под (над) целиками угля на надрабатывающем (подрабатывающем) пластах, общие расчетные смещения пород следует

Таблица 34

Удельный вес песчаников и известняков в толще, %	До 50	51—75	76—100
$k_л$	1,0	0,9	0,8

Таблица 35

Время $t_{пд}$, мес	1	2	3	4	5
$k_{t\,пд}$	1,0	1,05	1,1	1,15	1,2

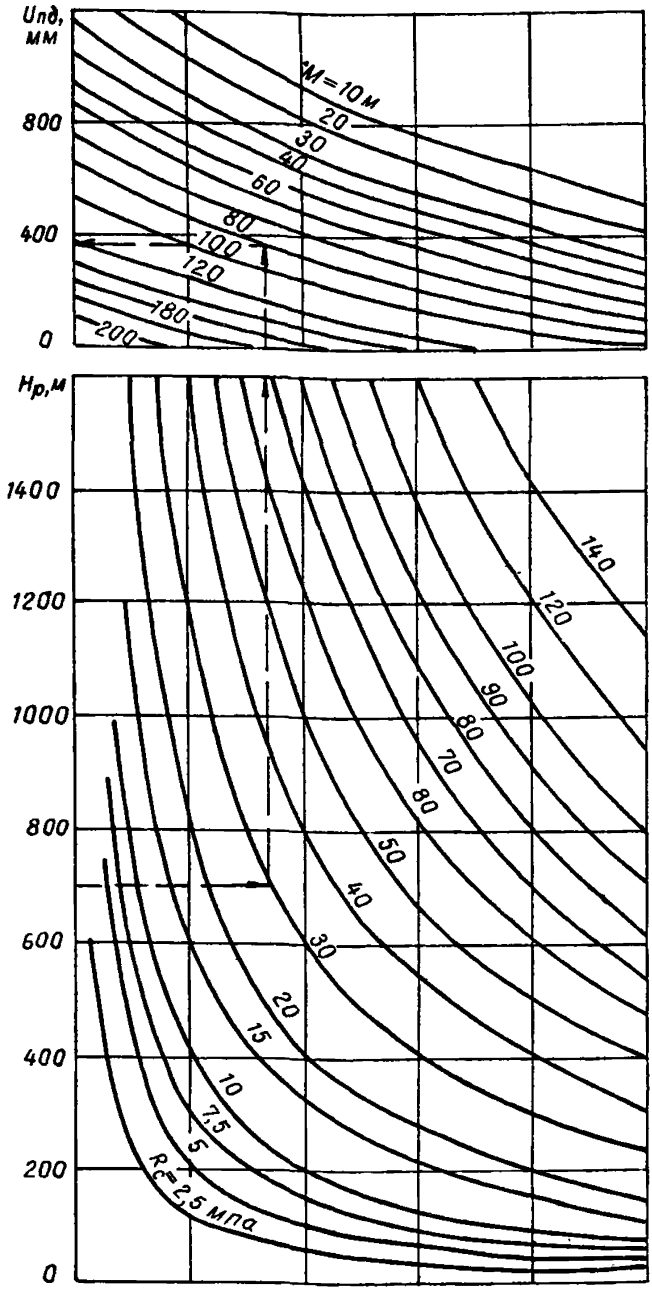


Рис. 42. Номограмма для определения смещений $U_{пд}$

определять по формулам (57) или (58), умножая в них величины $v_н t_н + k_{кр} U_1$ и $U_{пд} k_л k_{t\,пд} + k_{кр} U_1$ на коэффициент $k_{од}$, принимаемые в соответствии с п. 6.19.

7.29. В погашаемых выработках при отработке тонких и средней мощности пластов, верхних слоев мощных пластов, нижних слоев в условиях слеживающихся пород кровли при последовательной отработке слоев и пластов до 5 м, вынимаемых на полную

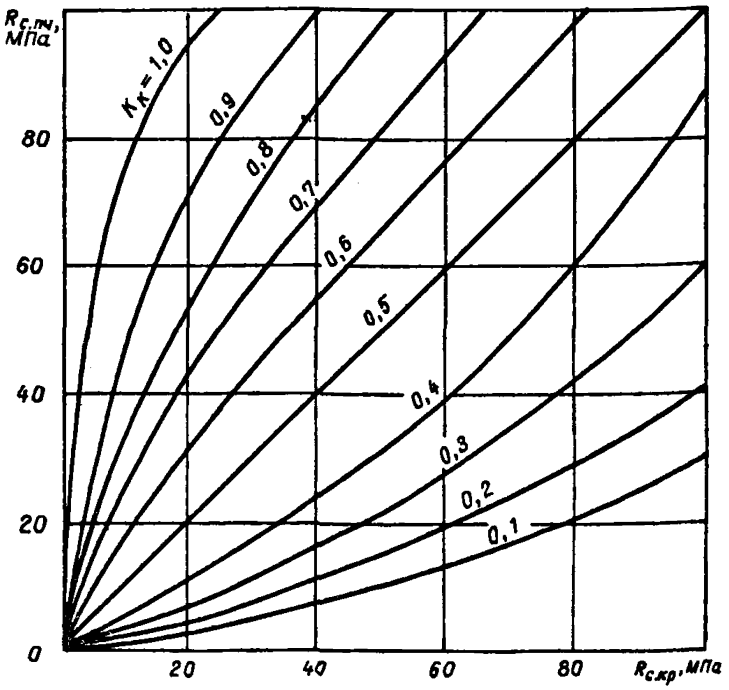


Рис. 43. График для определения значений коэффициента $K_к$

Таблица 36

Крепи		Максимальная конструктивная податливость, мм
С прямолинейными верхняками:		
КВВ		600
МПК-Т(П), ТИК, ИПК		1000
КПС		1300
Арочные:		
АП3, МПК-А3 (трехзвенные)		300
М, АИК, КАТ		400
МПК-А4 (четырехзвенные)		600
АП5 (пятизвенные) с податливостью в ножках, мм:		
	300	600
	500	800
	700	1000
ИАК		1000

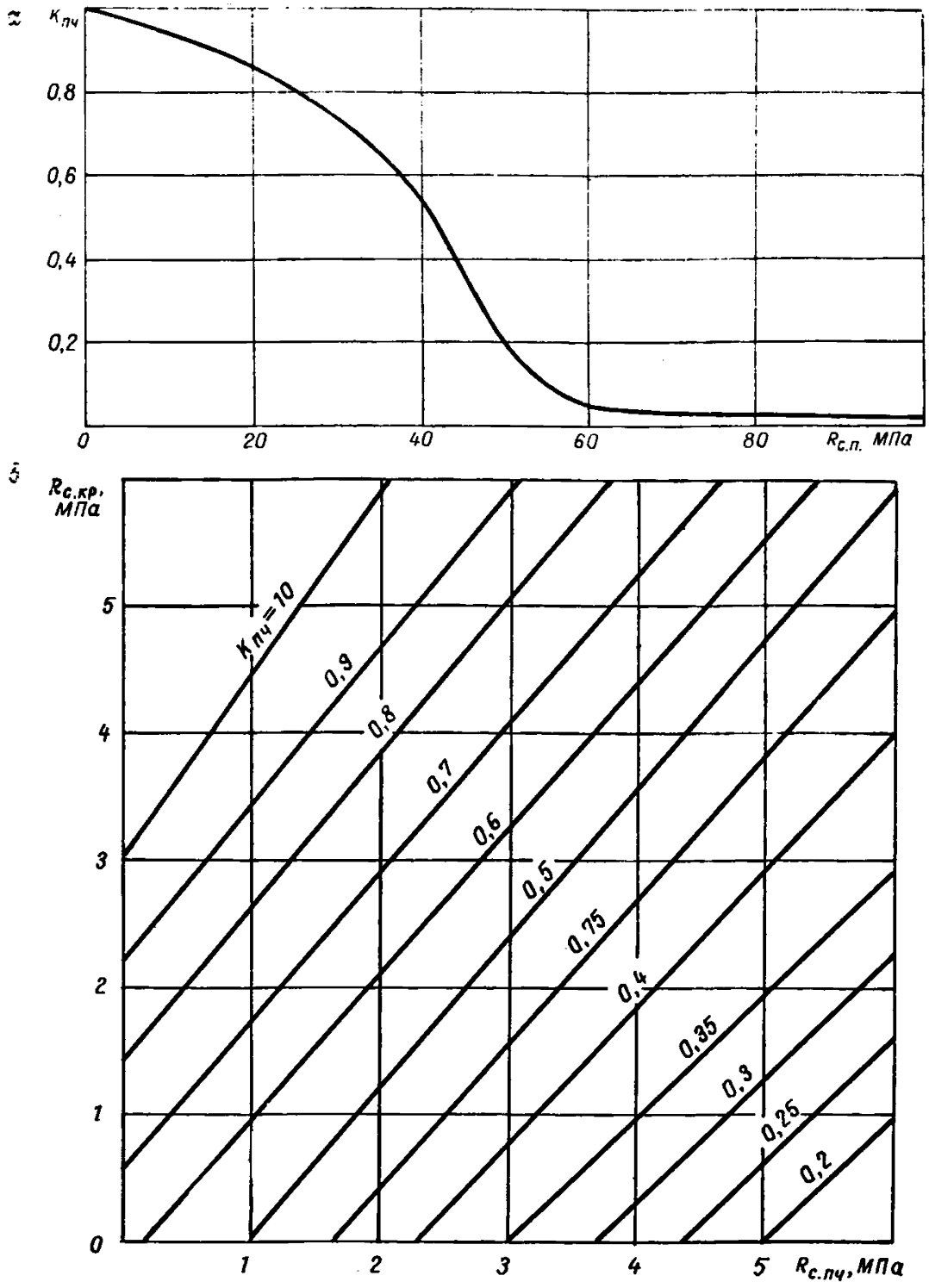


Рис. 44. Графики для определения коэффициента, учитывающего смещения пород почвы:

а — в выработках нижележащих слоев мощных пластов; *б* — в условиях пластичных глинистых пород почвы

мощность, разделение смещений $U_{общ}$ на смещения пород кровли $U_{кр}$ и почвы $U_{п}$ следует производить по формулам:

$$U_{кр} = U_{общ} k_к; \quad U_п = U_{общ}(1 - k_к), \qquad (60)$$

где $k_к$ — коэффициент, характеризующий долю смещений пород кровли в общих смещениях пород в выработках, определяемый по графикам (рис. 43).

В погашаемых выработках нижележащих слоев мощных пластов и в условиях слабых глинистых пород разделение $U_{общ}$ на $U_{кр}$ $U_п$ следует производить по формулам:

$$U_{кр} = U_{общ}(1 - k_{пч}); \quad U_п = U_{общ} k_{пч}, \qquad (61)$$

где $k_{пч}$ — коэффициент, определяющий долю смещения пород почвы в общих смещениях пород в выработке, принимаемый в зависимости от сопротивления пород почвы сжатию $R_{с.п}$ по графику (см. рис. 44).

7.30. При проведении выработок на пологих и наклонных пластах при устойчивой кровле следует принимать трапециевидную или прямоугольную форму выработок, при неустойчивой кровле — арочную форму, а для выработок, находящихся под обрушенными неслеживающимися породами, необходимо применять крепи с прямолинейными верхняками.

При устойчивой кровле в выработках необходимо устанавливать податливую крепь с прямолинейными верхняками (табл. 36). В легких условиях вне зоны влияние очистных работ при $U_{кр} <$ < 100 мм допускается применение анкерной крепи. При неустойчивой кровле необходимо крепить выработки податливой арочной крепью (см. табл. 36).

7.31. Выбор крепи в погашаемых выработках при отработке пологих и наклонных пластов следует производить из условия, чтобы конструктивная податливость крепи Δ была больше ожидаемых расчетных смещений пород кровли $U_{кр}$. Плотность установки крепи при проходке выработок на тонких и средней мощности пластах должна приниматься в соответствии с действующими Типовыми и Прогрессивными паспортами крепления выработок. При проходке выработок в нижележащих слоях мощных пластов плотность установки крепи необходимо принимать равной 2 рамы/м.

7.32. В случае, если в выработке при проходке устанавливают крепь, обеспечивающую условие $\Delta > U_{кр}$, никакие дополнительные мероприятия по уменьшению смещений пород не следует предусматривать, так как необходимо усиливать крепь только на сопряжении выработки с очистным забоем, а в выработках, закрепленных при проходке анкерной крепью, — устанавливать рамную податливую крепь по всей зоне влияния очистного забоя. Если расчетные смещения пород $U_{кр}$ превышают конструктивную податливость крепей, указанных в табл. 36, то необходимо применять мероприятия по снижению смещений пород в выработках, к числу которых относят:

— анкерование кровли в выработках тонких и средней мощности пластов и верхних слоев мощных пластов (в соответствии

— упрочнение пород кровли (в соответствии с п. 3.9 расчет смещений пород при упрочнении пород кровли смолами, цементными растворами или другими вяжущими ведут по измененному значению $R_{с.кр}$);

ными растворами или другими вяжущими ведут по измененному значению $R_{с.кр}$);

— усиление крепи впереди очистного забоя металлическими податливыми стойками типа Т, ГС или другими с аналогичными характеристиками. При применении одной стойки усиления с несущей способностью 200 кН (20 тс) расчетные смещения пород следует уменьшать в 1,3 раза, при применении двух стоек усиления — в 1,6 раза.

Крепь усиления впереди очистного забоя в погашаемых выработках устанавливать на расстоянии l_1 в соответствии с табл. 37.

Таблица 37

Глубина, м	Расстояние от очистного забоя (м) при основной кровле	
	легкообрушающейся и среднеобрушающейся	труднообрушающейся
До 300	20	30
300÷600	25	35
600÷900	30	40
Более 900	35	45

При надработке или подработке выработок в случае, если $U_н$ или $U_{пд}$ больше 150 мм, необходимо устанавливать крепь усиления также впереди движущегося надрабатывающего или подрабатывающего очистного забоя на указанных выше расстояниях.

Крепь усиления в выработках нижележащих слоев при последовательной отработке слоев мощных пластов устанавливать на расстояниях 30 м — при $H_р < 300$ м, 50 м — при $H_р = 301$—600 м, 70 м — при $H_р = 601$—1000 м, а при одновременной выемке слоев — по отношению к очистному забою верхнего слоя на расстояниях 70 м — при $H_р < 300$ м, 80 м — при $H_р = 301$—600 м, 90 м — при $H_р = 601$—1000 м.

В слоевых выработках, поддерживаемых в массиве угля, при увеличении сопротивления крепи до 200 кПа (20 тс/м^2) расчетные смещения пород кровли снижать в 1,3 раза, до 400 кПа (40 тс/м^2) — в 1,45 раза.

7.33. В случае, если смещения пород почвы превышают допустимые по условиям эксплуатации, необходимо применять мероприятия по уменьшению пучения пород до допустимого уровня. В зависимости от склонности пород к пучению, характеризуемой критерием $H_р/R_{с.п}$, перечень мероприятий по борьбе с пучением пород почвы в погашаемых выработках представлен в табл. 38.

В условиях пластичных глинистых пород при $H_р/R_{с.п} = 20$—25 в качестве мероприятий по борьбе с пучением в погашаемых выработках следует применять камуфлетное взрывание или замкнутые крепи

Таблица 38

Значение $H_р/R_{с.п}$, м/МПа	Мероприятия по борьбе с пучением пород почвы
20—25	Упрочнение почвы анкерами
25—30	Упрочнение почвы путем нагнетения смол или цементных растворов
30—35	Разгрузка массива скважинами

7.34. С целью создания благоприятных условий поддержания выработок в смежных выемочных столбах, которые будут в дальнейшем отрабатываться по бесцеликовой технологии, необходимо:

— обеспечить тщательное извлечение крепи и обрушение кровли в погашаемых выработках;

— в случае зависания пород кровли произвести их принудительное обрушение.

Выработки, проводимые вприсечку к выработанному пространству

7.35. При проведении выработок вприсечку к выработанному пространству на пластах пологого и наклонного залегания допускают три схемы (см. рис. 26):

— схема А (см. рис. 26, а) — полная присечка к погашенной старой выработке без оставления между ними какой-либо полосы угля, в том числе при возможности с частичным сохранением старой выработки. Схему А применяют при наличии в кровле пласта легкообрушающихся и быстрослеживающихся после обрушения пород на глубинах менее 600 м;

— схема Б (см. рис. 26, б) — присечка с оставлением между выработкой и обрушенными породами полосы (стенки) угля шириной 2—4 м. Схему Б применяют при наличии неполных обрушений кровли преимущественно на непожароопасных пластах. Допускается ее использование на пожароопасных пластах при осуществлении мер по предотвращению возгорания угля (обработка угля антипирогеном и др.) в соответствии с действующими в бассейнах инструкциями;

— схема В (см. рис. 26, в) — присечка к изолирующей полосе, создаваемой при отработке предыдущего столба. Эту схему применяют на пожароопасных пластах.

7.36. Параметры охраны присечных выработок следует принимать согласно табл. 39.

7.37. При отработке несближенных (одиночных) тонких и средней мощности пластов, верхних слоев мощных пластов, нижних слоев в условиях слеживающихся пород кровли при последовательной отработке слоев и пластов до 5 м, вынимаемых на полную

Таблица 39

Параметры	Значения параметров при кровлях		
	легкообрушающихся	среднеобрушающихся	труднообрушающихся
Требуемое отставание (м) забоя проводимой выработки от движущегося очистного забоя при глубине ее заложения (м):			
менее 300	90	120	180
300 ± 600	120	150	210
более 600	150	180	250
Необходимый разрыв во времени (мес) между отработкой лавы и проведением выработки на непожароопасных пластах при глубине ее заложения (м):			
менее 600	3	5	8
более 600	4	6	10
То же на пожароопасных пластах	Согласно бассейновым «Инструкциям по предупреждению и тушению подземных эндогенных пожаров»		

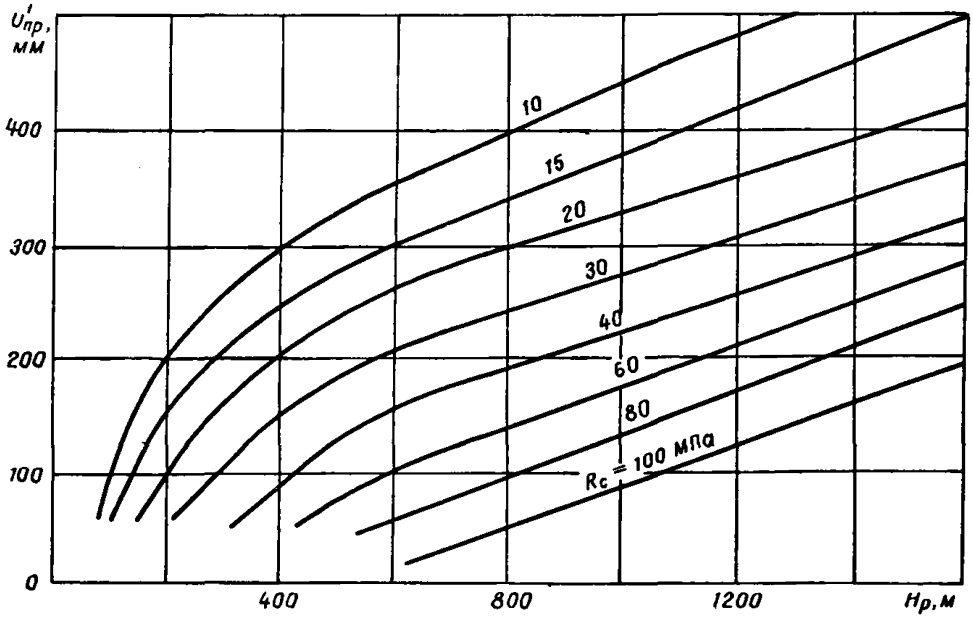


Рис. 45. Смещения пород вне зоны влияния очистных работ в выработках, пройденных вприсечку к выработанному пространству

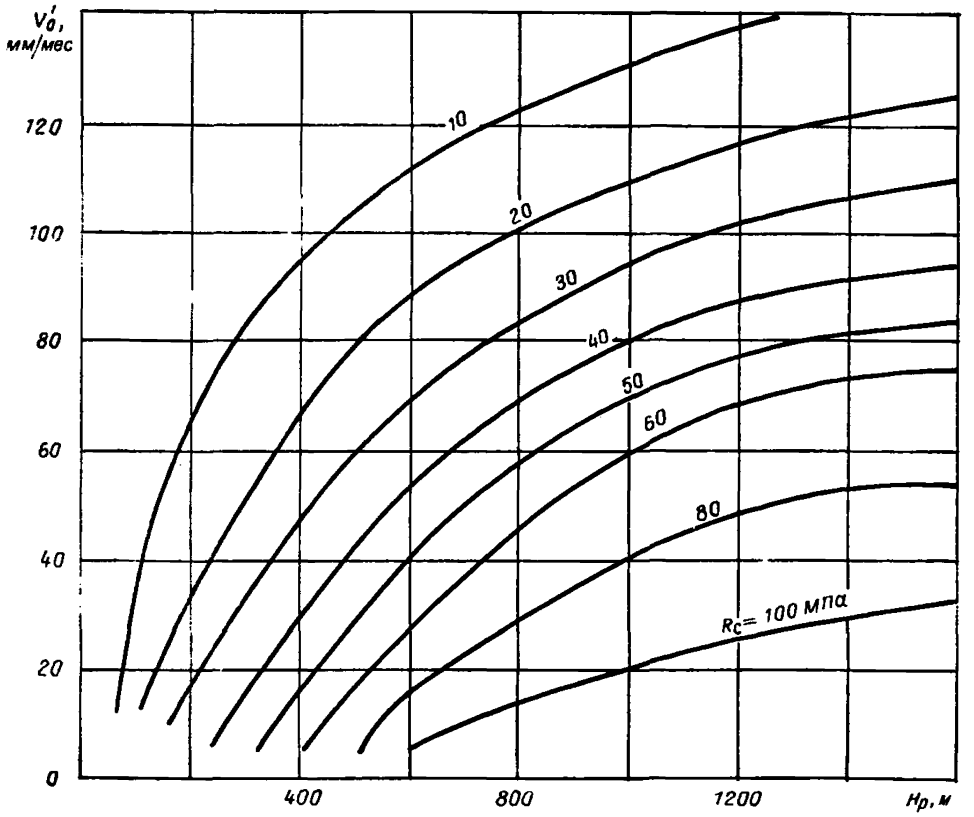


Рис. 46. Скорость смещения пород вне зоны влияния очистных работ в выработках, проведенных вприсечку к выработанному пространству

мощность, необходимо выполнять требования п. 7.35, а смещения пород кровли и почвы в присечных выработках следует определять по формуле:

$$U_{общ} = (U'_{пр} + v'_0 t_0 + U'_1 k_{кр}) k_s k', \qquad (62)$$

где $U'_{пр}$ — смещения пород (мм) при проведении выработки вприсечку к выработанному пространству в типовых условиях (рис. 45); v'_0 — средняя скорость смещения пород (мм/мес) в присечной выработке за период t_0 (рис. 46); t_0 — период времени (мес) поддержания присечной выработки до начала отработки очистного забоя; U'_1 — смещения пород (мм) в присечной выработке в зоне влияния временного опорного давления очистного забоя (рис. 47); k' — коэффициент, учитывающий влияние места расположения присечной выработки относительно границы выработанного пространства, принимаемый равным 1 для схемы А и 0,7 — для схем Б и В; $k_{кр}$, k_s — см. п. 7.20.

7.38. При последовательной отработке слоев мощных пластов необходимо выполнять требования п. 7.35, а смещения пород

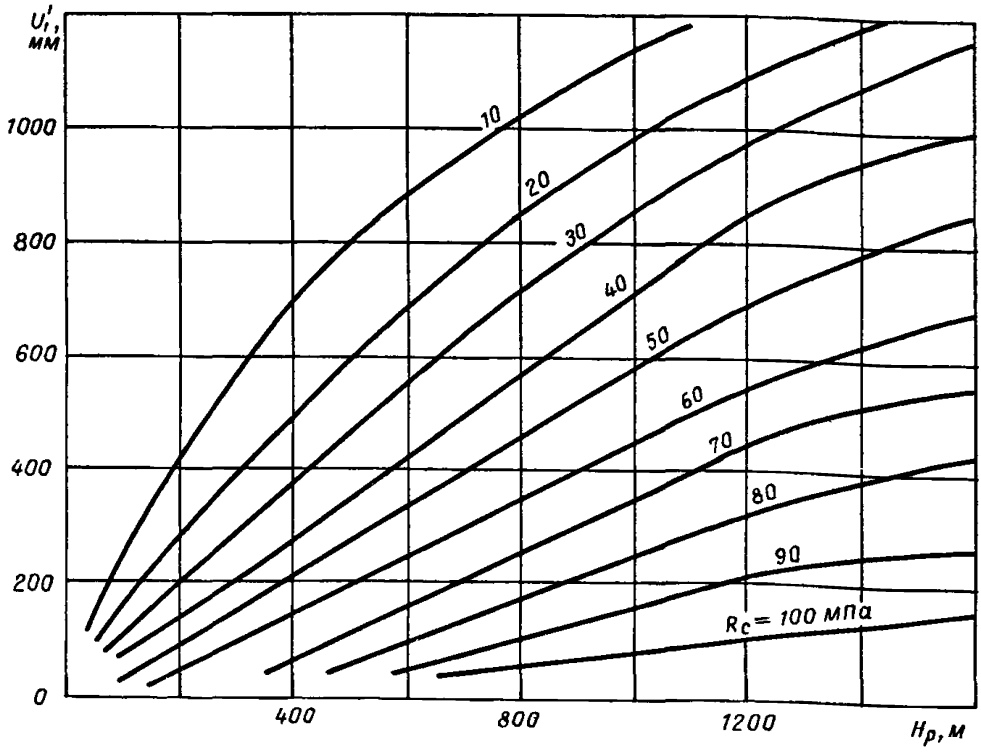


Рис. 47. Смещения пород в зоне влияния очистного забоя в выработках, проведенных вприсечку к выработанному пространству

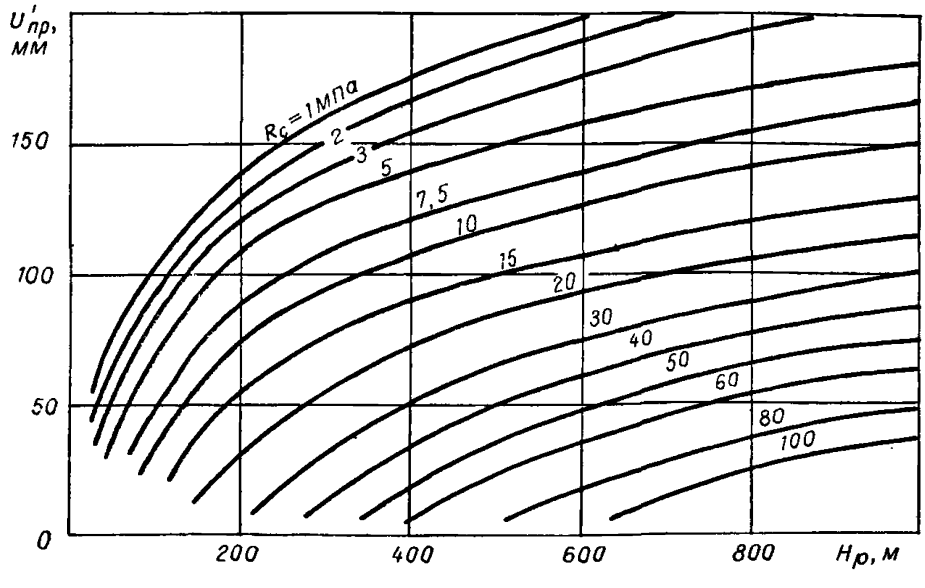


Рис. 48. Смещения пород в зоне влияния проходческого забоя в выработках, пройденных вприсечку к выработанному пространству в нижележащих слоях мощных пластов

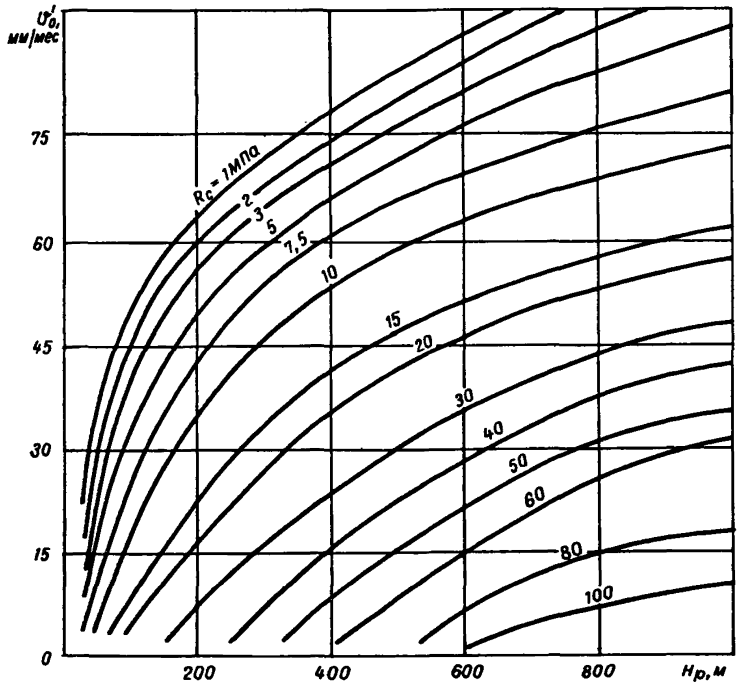


Рис. 49. Скорость смещений пород вне зон влияния проходческого и очистного забоев в выработках, пройденных вприсечку к выработанному пространству в нижележащих слоях мощных пластов

кровли и почвы в присечных выработках нижележащих слоев в условиях неслеживающихся пород кровли следует определять по формуле (62), принимая $U'_{пр}$ — по графику на рис. 48; v'_0 — по графику на рис. 49; U'_1 — по графику на рис. 50, а; $k_{кр}$ принимают равным 1. На графиках $R_с$ следует принимать с учетом п. 7.22.

Для выработок верхнего слоя мощного пласта при одновременной отработке слоев смещения пород в присечных выработках следует определять согласно п. 7.38, принимая U'_1 по графику на рис. 50, б.

7.39. Смещения пород в присечных выработках, проводимых в пластичных глинистых породах (типа пород Подмосковного бассейна) следует определять по формуле (62), принимая $U'_{пр}$ — по графику на рис. 51; v'_0 — по графику на рис. 52; U'_1 — по графику на рис. 53; $t_0 = 2{,}5$—$3{,}5$ мес.

7.40. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в присечных выработках, проведенных

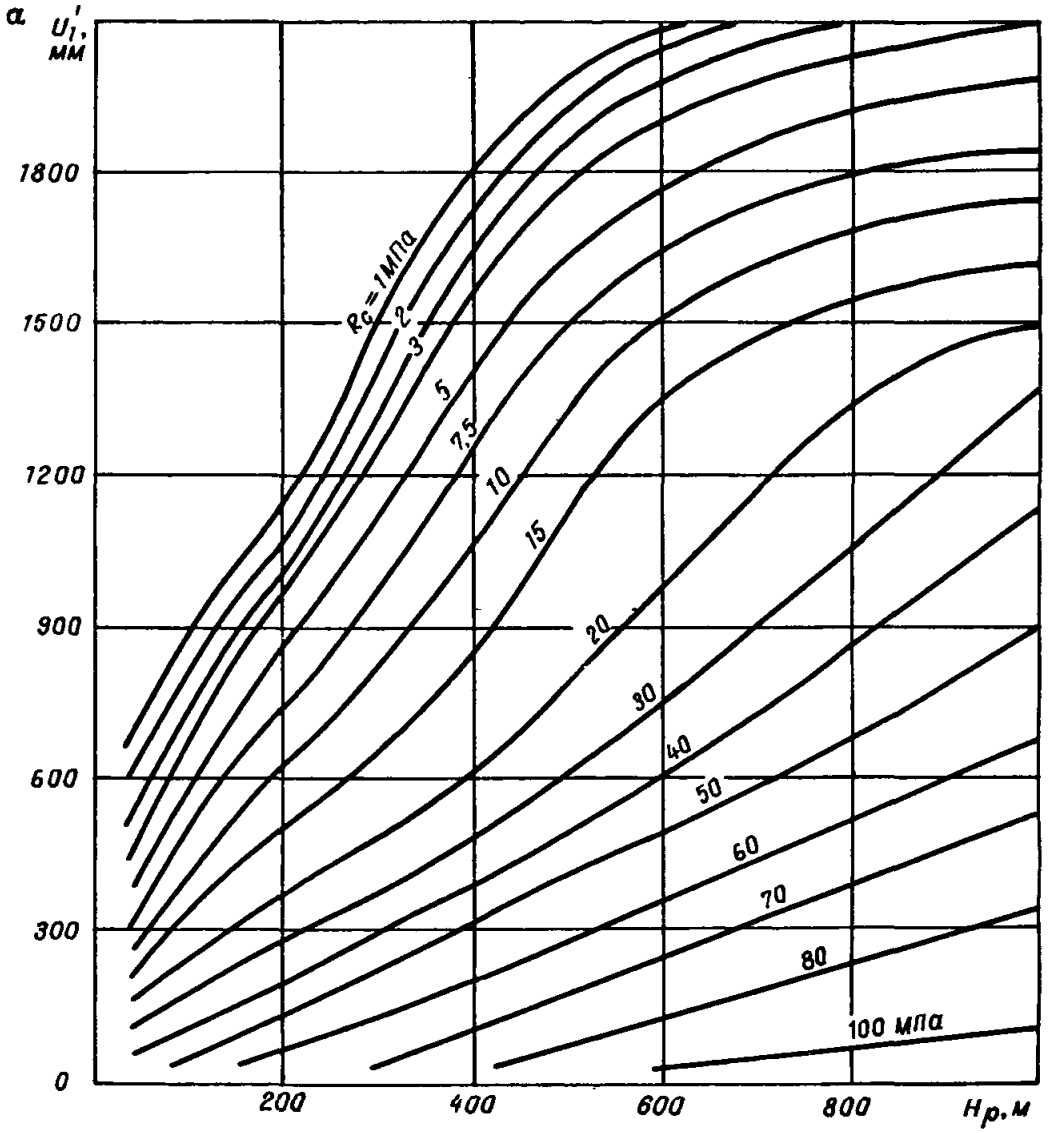


Рис. 50. Смещения пород в зоне влияния очистного забоя в выработках:

а — пройденных вприсечку к выработанному пространству в нижележащих слоях мощных пластов;

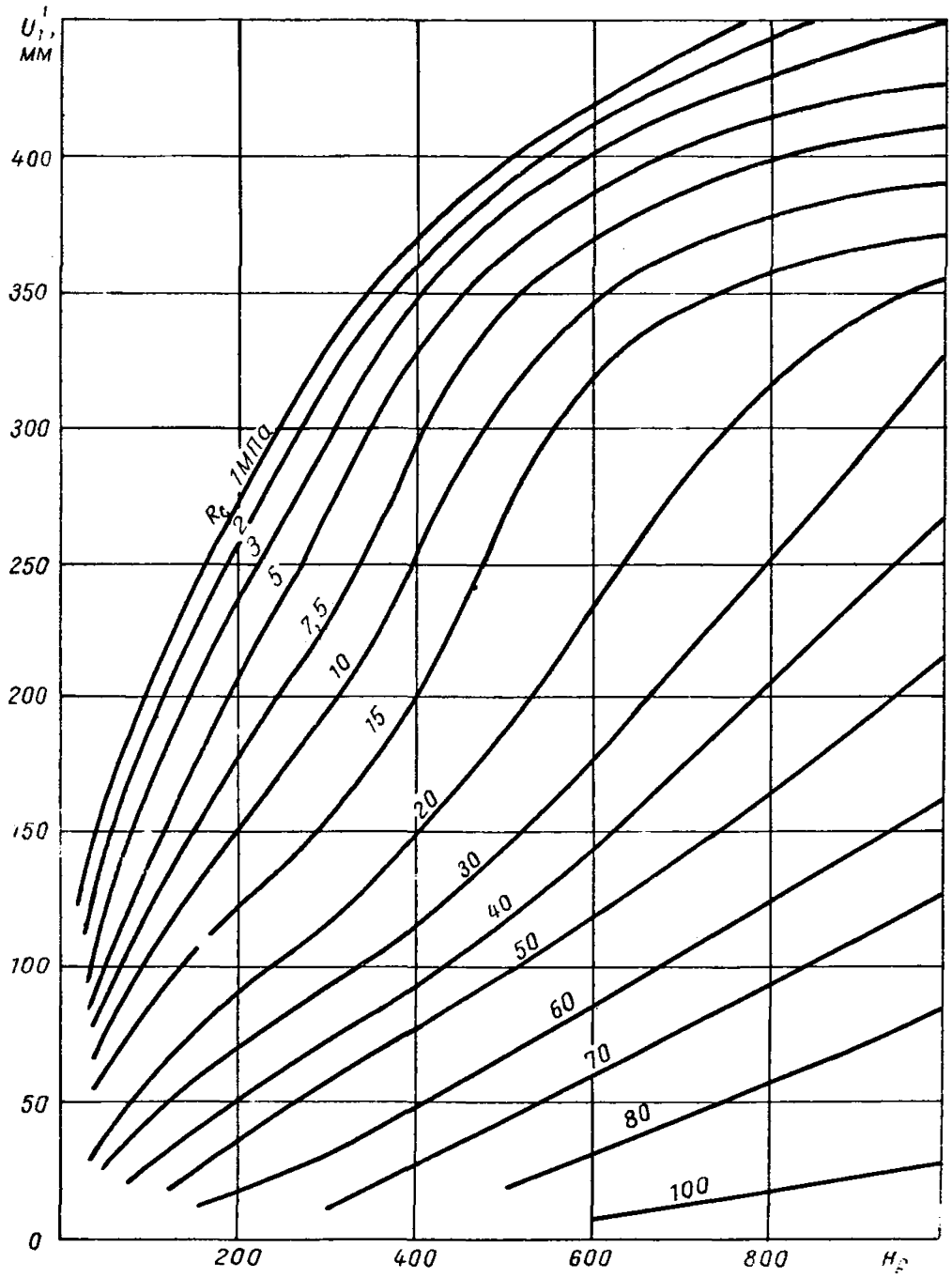


Рис. 50 (продолжение)

б — верхнего слоя, пройденных вприсечку к выработанному пространству при одновременной отработке слоев мощных пластов

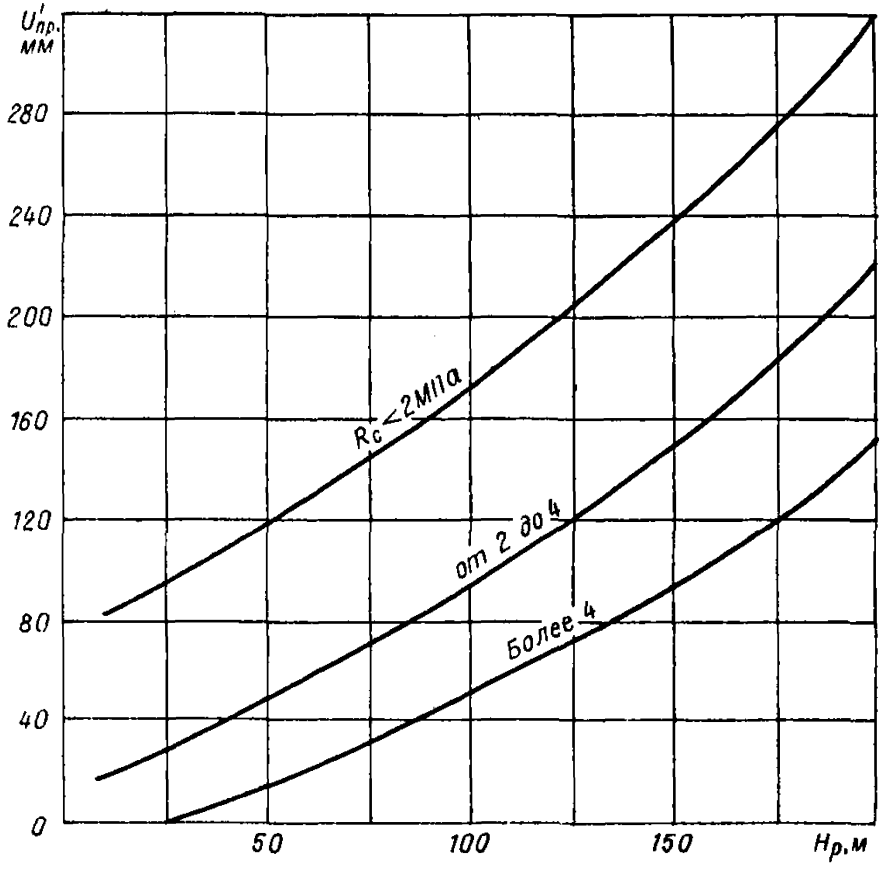


Рис. 51. Смещения пластичных глинистых пород в присечных выработках вне зоны влияния очистных работ

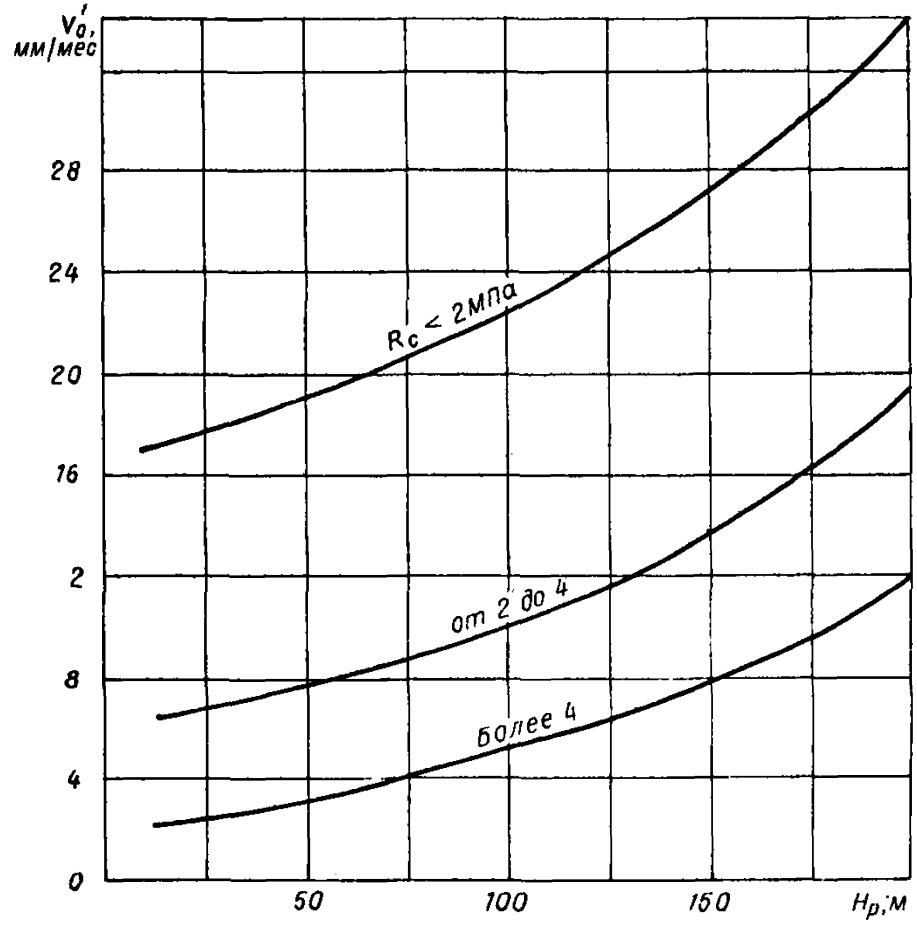


Рис. 52. Скорость смещения пластичных глинистых пород в присечных выработках вне зоны влияния очистных работ

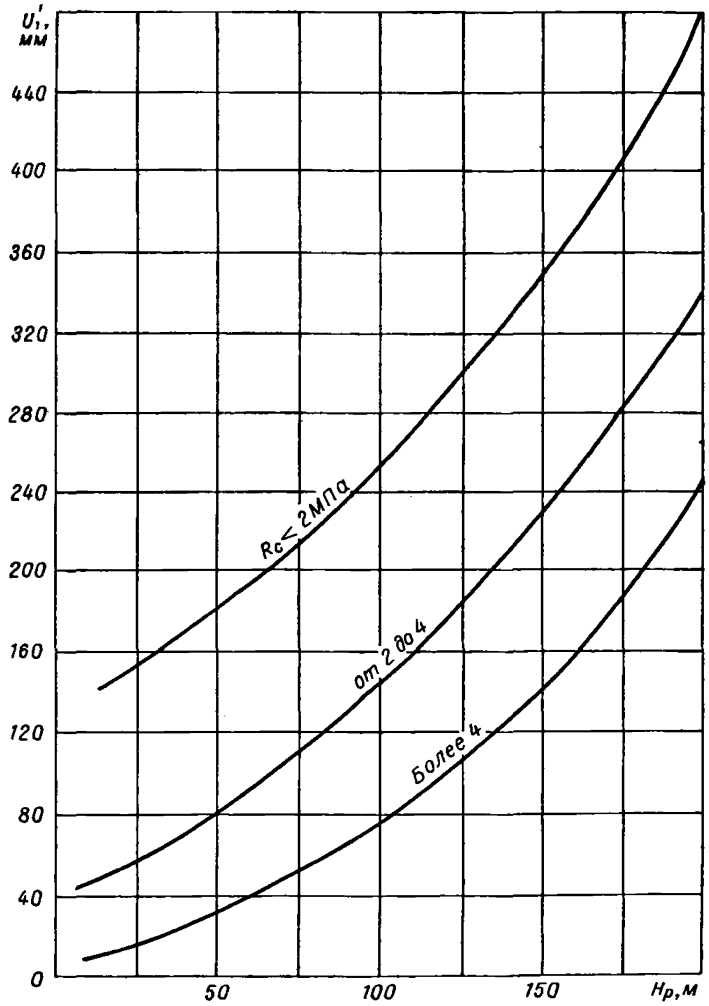


Рис. 53. Смещения пластичных глинистых пород в присечных выработках в зоне временного опорного давления очистного забоя

и поддерживаемых в надработанном и подработанном массиве, следует определять по формуле (62), умножая правую часть выражения на коэффициент 0,8; в присечных выработках, подвергающихся воздействию полной надработки, использовать формулу:

$$U_{общ} = (U'_{пр} + v'_0 t_0 + U_н + v_н t_н + U'_1 k_{кр})\, k_s k', \qquad (63)$$

в присечных выработках, подвергающихся предварительно воздействию полной подработки, — формулу:

$$U_{общ} = (U'_{пр} + v'_0 t_0 + U_{пд} k_л k_{t\,пд} + U'_1 k_{пр})\, k_s k', \qquad (64)$$

где $U'_{пр}$, v'_0 U'_1, k' — см. п. 7.37, $U_н$, $v_н$, $t_н$ — см. п. 7.25, $U_{пд}$, $k_л$, $k_{t\,пд}$ — см. п. 7.27.

7.41. Для участков присечных выработок, которые после надработки или подработки оказались под или над краевыми частями пластов или под (над) целиками на надрабатывающем (подрабатывающем) пластах, общие расчетные смещения пород следует определять по формулам (63) или (64) с умножением в них величин $(v_н t_н + U'_1 k_{кр})$ и $(U_{пд} k_л k_{l\,пд} + U'_1 k_{кр})$ на коэффициенты $k_{од}$, принимаемые соответствии с п. 6.19.

7.42. Разделение общих расчетных смещений пород $U_{общ}$ на смещения пород кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ в присечных выработках следует производить согласно п. 7.29.

7.43. Выбор крепи в присечных выработках при отработке пологих и наклонных пластов следует производить из условия $\Delta > U_{кр}$, где Δ — конструктивная податливость крепи (см. табл. 36). Плотность установки крепи при проходке присечных выработок на тонких и средней мощности пластах должна приниматься в соответствии с действующими Типовыми и Прогрессивными паспортами крепления выработок. При проходке присечных выработок в нижележащих слоях мощных пластов плотность установки крепи необходимо принимать равной 2 рамам/м.

Форма выработок при устойчивой кровле должна быть прямоугольная или трапециевидная, при неустойчивой кровле — арочная, а для выработок, находящихся под обрушенными неслеживающимися породами кровли, необходимо применять крепи с прямолинейными верхняками.

7.44. В случае, если в присечной выработке при проходке устанавливают крепь, обеспечивающую условие $\Delta > U_{кр}$, никакие дополнительные мероприятия по уменьшению смещений пород не требуются. Если расчетные смещения пород $U_{кр}$ больше конструктивной податливости крепей (из числа приведенных в табл. 36), то необходимо применять мероприятия по активному управлению горным давлением с целью снижения смещений пород кровли, к числу которых следует отнести упрочнение пород кровли путем нагнетания смол, цементных растворов или других вяжущих; предварительную разгрузку массива угля скважинами в районе предполагаемой проходки присечной выработки (рис. 54); установку крепи усиления впереди очистного забоя в выработках на пластах тонких и средней мощности на расстояниях согласно табл. 40.

При надработке или подработке присечных выработок в случае, если $U_н$ или $U_{п.д}$ больше 150 мм, необходимо устанавливать крепь усиления также впереди движущегося надрабатывающего или подрабатывающего очистного забоя на расстояниях, приведенных в табл. 40.

Крепь усиления в выработках нижележащих слоев при последовательной отработке слоев мощных пластов следует устанавливать на расстояниях 60 м при $H_р \leqslant 300$ м, 70 м — при $H_р = 301$—600 м, 80 м — при $H_р = 601$—1000 м, а при одновременной выемке слоев она должна устанавливаться по отношению к очист-

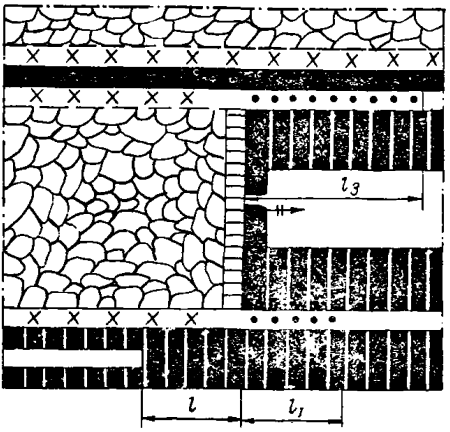


Рис. 54. Схема проведения присечной выработки в разгруженном массиве

ному забою верхнего слоя на расстояниях 80 м при $H_р \leqslant 300$ м, 90 м — при $H_р = 301—600$ м, 100 м — при $H_р = 601—1000$ м.

В слоевых выработках, проводимых вприсечку к выработанному пространству, при увеличении сопротивления крепи до 200 кПа (20 тс/м^2) расчетные смещения пород кровли следует снижать в 1,25 раза, при 400 кПа (40 тс/м^2) — в 1,4 раза.

В присечных выработках, проводимых в пластичных глинистых породах (типа пород Подмосковного бассейна), крепь усиления устанавливают со стороны выработанного пространства на расстояниях в соответствии с табл. 40.

Таблица 40

Глубина разработки, м	Расстояние (м) от очистного забоя при основной кровле	
	легкообрушающейся и среднеобрушающейся	труднообрушающейся
Менее 300	25	35
300÷600	30	40
600÷900	35	45
Более 900	40	50

Таблица 41

Значение $H_р/R_{с.п}$, м/МПа	Мероприятия по борьбе с пучением пород почвы
25÷30	Анкерование
30÷35	Камуфлетное взрывание с упрочнением пород вяжущими
35÷40	Разгрузка пород скважинами

7.45. В случае, если смещения пород почвы превышают допустимые по условиям эксплуатации, необходимо принимать меро-

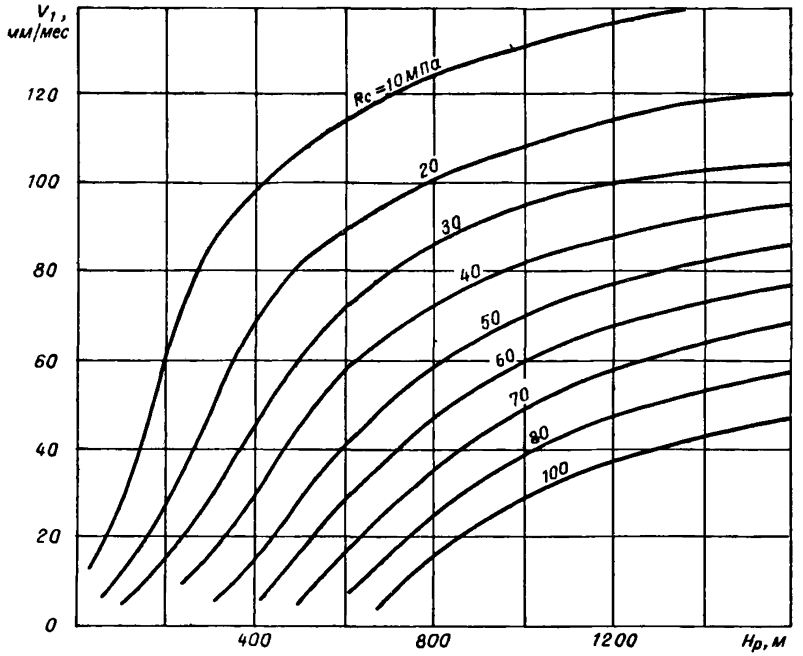


Рис. 55. Скорость смещения пород в зоне влияния остаточного опорного давления в выработках, охраняемых искусственными ограждениями

приятия по уменьшению пучения пород до допустимого уровня. В зависимости от характеристики склонности пород к пучению $H_р/R_{с.п}$ используют перечень мероприятий по борьбе с пучением пород почвы в присечных выработках (табл. 41).

В условиях пластичных глинистых пород при $H_р/R_{с.п} =$ $= 25—30$ в качестве мероприятий по борьбе с пучением в присечных выработках следует применять камуфлетное взрывание или замкнутые крепи.

7.46. При отработке обводненных пластов столбами по простиранию вентиляционные штреки следует проводить вприсечку к выработанному пространству с верхней подрывкой боковых пород, а конвейерные — с нижней подрывкой.

7.47. Изолирующие полосы, вприсечку к которым проводятся выработки на пластах, склонных к самовозгоранию угля, должны создаваться в рассечке шириной 1—2 м. В рассечке размещают чураковую стенку, промазываемую глиной, или закладку из породы, в которую нагнетают раствор из вяжущих материалов или быстротвердеющий материал.

Выработки, сохраняемые для повторного использования

7.48. При отработке несближенных (одиночных) тонких и средней мощности пластов смещения пород в выработках, сохраняемых для повторного использования, следует определять по формуле:

$$U_{\text{общ}} = [k_{\text{пр}} U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + (U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2) k_{\text{кр}}]\, k_s, \qquad (65)$$

где $k_{\text{пр}}$, $U_{\text{пр}}$, v_0, t_0, U_1, $k_{\text{кр}}$, k_s — см. п. 7.20; $U_1^{\text{ост}}$ — смещения пород в сохраняемой выработке в зоне остаточного опорного давления:

$$U_1^{\text{ост}} = k_{\text{охр}} m + v_1 t_1, \qquad (66)$$

$k_{\text{охр}}$ — коэффициент, учитывающий влияние податливости искусственных ограждений на опускание кровли, принимаемый: для органной крепи равным 0,2, для железобетонных тумб — 0,15, для литых полос из быстротвердеющих материалов — 0,10, для костров из шпального бруса и породных полос — 0,4, для костров из круглого леса — 0,6; m — вынимаемая мощность пласта, м; v_1 — средняя скорость смещения пород (мм/мес) в зоне остаточного опорного давления, определяемая по графику рис. 55; t_1 — время поддержания выработки в зоне остаточного опорного давления, мес.; U_2 — смещения пород (мм) за период влияния временного опорного давления второго очистного забоя (на тонких и средней мощности пластах при бесцеликовом способе охраны сохраняемых выработок $U_2 = U_1$).

7.49. При отработке верхних слоев мощных пластов, нижних слоев в условиях слеживающихся пород кровли при последовательной отработке слоев и пластов до 5 м, вынимаемых на полную мощность, смещения кровли и почвы в сохраняемых выработках следует определять по формуле (65).

В выработках нижележащих слоев при их последовательной выемке в условиях неслеживающихся пород кровли смещения пород рассчитывают по формуле (65), принимая $k_{\text{пр}}$ согласно п. 7.20; $U_{\text{пр}}$, v_0, U_1, $k_{\text{кр}}$ — согласно п. 7.21; k_s — из табл. 33, $k_{\text{охр}}$ — для органной крепи считают равным $0{,}05m$, v_1 — по графику рис. 56, U_2 — смещения пород (мм) в зоне временного опорного давления 2-го очистного забоя, принимаемые равным $1{,}4U_1$ (см. рис. 36, а); R_c принимают с учетом п. 7.22.

7.50. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в выработках, сохраняемых для повторного использования, в случае их проведения и поддержания в надработанном или подработанном массиве, следует определять по формуле (65), умножая правую часть выражения на коэффициент 0,8.

7.51. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в выработках, сохраняемых для повторного использования и подвергающихся воздействию полной надработки, следует определять по формуле:

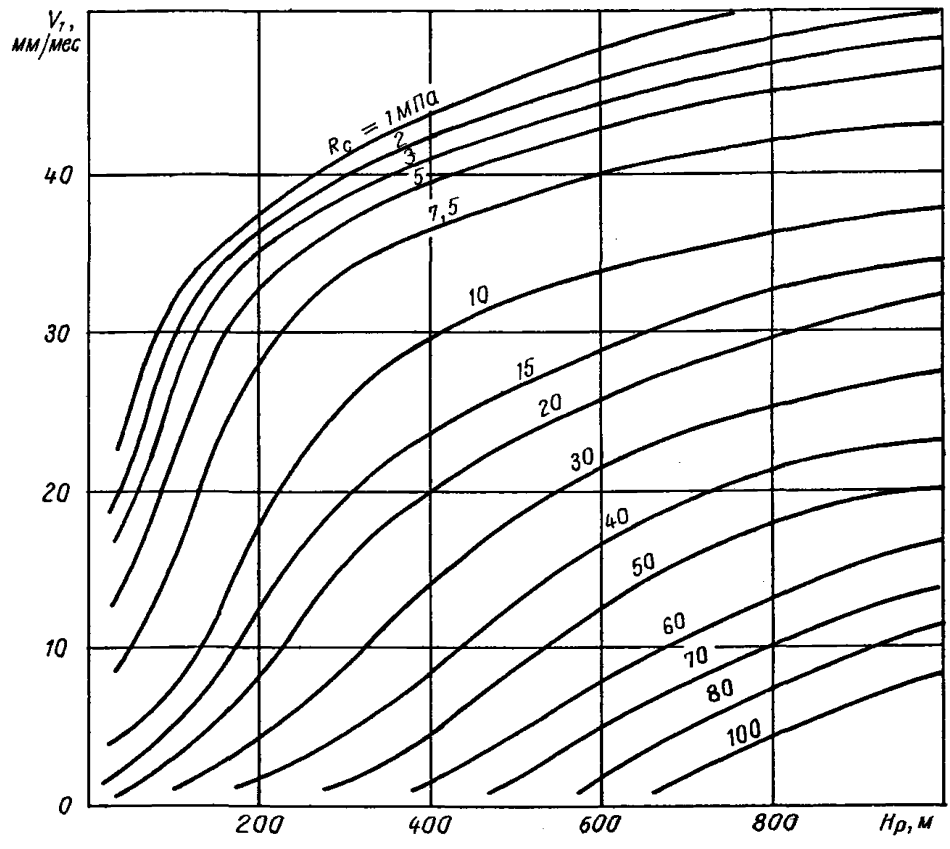


Рис. 56. Скорость смещений пород в зоне остаточного опорного давления в выработках нижележащих слоев при последовательной выемке слоев мощных пластов

$$U_{общ} = [k_{пр}U_{пр} + v_0 t_0 + U_н + v_н t_н + (U_1 + U_1^{ост} + U_2) k_{кр}] k_s, \quad (67)$$

где $k_{пр}$, $U_{пр}$, v_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s — см. п. 7.20, $U_1 = U_2$, $U_1^{ост}$ — см. п. 7.48, $U_н$, $v_н$, $t_н$ — см. п. 7.25.

7.52. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в выработках, сохраняемых для повторного использования и подвергающихся воздействию полной подработки, следует определять по формуле:

$$U_{общ} = [k_{пр}U_{пр} + v_0 t_0 + U_{пд} k_л k_{t.\,пд} + (U_1 + U_1^{ост} + U_2) k_{кр}] k_s, \quad (68)$$

где $k_{пр}$, $U_{пр}$, v_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s — см. п. 7.20, $U_1 = U_2$; $U_1^{ост}$ — см. п. 7.48; $U_{пд}$, $k_л$, $k_{t.\,пд}$ — см. п. 7.27.

7.53. Для участков выработок, сохраняемых для повторного использования, которые после надработки или подработки оказались под или над краевыми частями пластов или под (над) целиками угля на надрабатывающем (подрабатывающем) пластах, общие расчетные смещения пород следует определять по формулам (67) или (68) с умножением в них величин $[v_н t_н + (U_1 +$

$+ U_1^{ост} + U_2)k_{кр}]$ и $[U_{пд}k_л k_{t.\,пд} + (U_1 + U_1^{ост} + U_2)k_{кр}]$ на коэффициенты $k_{од}$, применяемые в соответствии с п. 6.19.

7.54. В выработках, сохраняемых для повторного использования при отработке тонких и средней мощности пластов, верхних слоев мощных пластов, нижних слоев в условиях слеживающихся пород кровли при последовательной отработке слоев и пластов до 5 м, вынимаемых на полную мощность, разделение смещений $U_{общ}$ следует производить по формулам:

$$U_{кр} = [k_{пр}U_{пр} + v_0 t_0 + (U_1 + U_2)k_{кр}]\, k_s k_к + mk_{охр}k_s k_{кр}; \quad (69)$$

$$U_п = [k_{пр}U_{пр} + v_0 t_0 + (U_1 + U_2)k_{кр}]\, k_s(1 - k_к) + v_1 t_1 k_s k_{кр}. \quad (70)$$

При воздействии надработки использовать формулу (69) с добавлением слагаемого $(U_н + v_н t_н)k_s k_к$ и формулу (70) с добавлением $(U_н + v_н t_н)k_s(1 - k_к)$; при воздействии подработки — формулу (69) с добавлением слагаемого $(U_{пд}k_л k_{t\,пд})k_s k_к$ и формулу (70) с добавлением $(U_{пд}k_л k_{t\,пд})k_s(1 - k_к)$.

Условные обозначения приняты в соответствии с пп. 7.29, 7.49—7.53.

7.55. В выработках, сохраняемых для повторного использования в нижележащих слоях мощных пластов при неслеживающихся породах кровли, разделение $U_{общ}$ на смещения кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ следует производить в соответствии с п. 7.29.

7.56. Выбор крепи в выработках, сохраняемых для повторного использования, при отработке пологих и наклонных пластов следует производить из условия $\Delta > U_{кр}$, где Δ — конструктивная податливость крепи (см. табл. 36). Плотность установки крепи при проходке выработок на тонких и средней мощности пластах должна приниматься в соответствии с действующими Типовыми и Прогрессивными паспортами крепления выработок. При проходке выработок в нижележащих слоях мощных пластов плотность установки крепи необходимо принимать равной 2 рамам/м. На участках выработок, находящихся вне зоны влияния очистных работ, при $(U_{пр}k_{пр} + v_0 t_0) < 100$ мм допустимо применение анкерной крепи.

7.57. В случае, если в выработке при проходке устанавливают крепь, обеспечивающую условие $\Delta > U_{кр}$, никаких дополнительных мероприятий по уменьшению смещений пород не требуется. В этом случае необходимо усиливать крепь только на сопряжении выработки с очистным забоем, а в выработках, закрепленных при проходке анкерной крепью, устанавливать рамную податливую крепь по всей зоне влияния очистного забоя.

Если расчетные смещения пород $U_{кр}$ больше конструктивной податливости имеющихся крепей (из числа приведенных в табл. 36), то необходимо применять мероприятия по активному управлению горным давлением с целью снижения смещений пород кровли, к числу которых относят анкерование, упрочнение пород кровли путем нагнетания смол, цементных растворов или других вяжущих — см. п. 7.32, усиление крепи податливыми стойками

типа Т, ГС (при применении одной стойки усиления с несущей способностью 200 кН (20 тс) расчетные смещения пород следует уменьшать в 1,5 раза, при применении двух стоек усиления — в 2 раза), а также отсечное торпедирование труднообрушающейся кровли (при этом кровля из категории труднообрушающейся переводится в категорию среднеобрушающейся и расчетные смещения пород следует уменьшать на 20 % за счет изменения коэффициента $k_{кр}$).

7.58. Крепь усиления в выработках, сохраняемых для повторного использования на тонких и средней мощности пластах, в верхних слоях мощных пластов, нижележащих слоях в условиях слеживающихся пород кровли при последовательной отработке слоев и на пластах до 5 м, вынимаемых на полную мощность, необходимо устанавливать в соответствии с табл. 42, где l_1 — протяженность установки крепи усиления впереди первого очистного забоя, l_2 — то же, позади первого очистного забоя, l_3 — то же, впереди второго очистного забоя.

Крепь усиления в средних выработках спаренных лав позади первого очистного забоя должна устанавливаться на всю длину опережения первого очистного забоя по отношению ко второму.

В выработках, сохраняемых для повторного использования в нижележащих слоях мощных пластов при неслеживающихся породах кровли, необходимо устанавливать крепь усиления на расстояниях в соответствии с табл. 43.

Снижение величины смещений пород за счет увеличения сопротивления крепи в выработках нижележащих слоев мощных пластов в условиях неслеживающихся пород кровли впереди первого очистного забоя следует принимать в соответствии с п. 7.32, а вслед за этим забоем в 1,15 раза при увеличении сопротивления крепи до 200 кПа (20 тс/м^2), в 1,35 раза — до 400 кПа (40 тс/м^2).

При надработке или подработке сохраняемых выработок в случае, если $U_н$ или $U_{пд}$ больше 150 мм, необходимо устанавливать крепь усиления также впереди движущегося надрабатывающего или подрабатывающего забоя на расстояниях, указанных в табл. 42.

7.59. В случае, если смещения пород почвы превышают допустимые по условиям эксплуатации, необходимо принимать мероприятия по уменьшению пучения пород до допустимого уровня.

Такими мероприятиями в диапазоне условий пучения пород, характеризуемых критерием $H_р/R_{с.п} = 15—20$, являются анкерование пород почвы и разгрузка массива угля скважинами, а при $H_р/R_{с.п} = 20—25$ — камуфлетное взрывание с последующим нагнетанием вяжущих.

7.60. Для охраны выработок, сохраняемых для повторного использования на пластах тонких и средней мощности и в верхних слоях мощных пластов, следует применять искусственные ограждения в соответствии с табл. 44. В нижележащих слоях мощных пластов, как правило, следует применять двухрядную органную крепь.

Таблица 42

Глубина, м	Расстояние (м) от очистного забоя при основной кровле					
	легко- и среднеобрушающейся			труднообрушающейся		
	l_1	l_2	l_3	l_1	l_2	l_3
Менее 300	20	60	30	30	100	50
300÷600	25	65	35	35	110	55
600÷900	25	65	35	40	120	60
Более 900	30	70	40	45	130	65

Таблица 43

Глубина, м	Расстояние от очистного забоя, м		
	l_1	l_2	l_3
Менее 300	30	30	60
300÷600	50	50	80
600÷900	60	60	90

Таблица 44

Искусственные ограждения	Мощность пласта, м	Угол падения пласта, град	Тип кровли	Сопротивление сжатию пород почвы, МПа
Органная крепь	До 2,5	До 35	Легко- и среднеобрушающаяся	Более 10
Тумбы из железобетонных блоков с деревянными прокладками	До 1,5	До 18	То же	Более 30
Костры из круглого леса или шпального бруса	До 3,5	До 35	» »	Любая
Бутокостры	То же	То же	Труднообрушающаяся	То же
Породные полосы в сочетании с кострами	До 1,5	» »	Средне- и труднообрушающаяся	» »
Литые полосы из быстротвердеющих материалов	До 2,5	» »	То же	Более 30

7.61. Для обеспечения надежной работы органной крепи следует соблюдать следующие требования:

а) число стоек органной крепи, которые устанавливают в 1—2 ряда на 1 м выработки, n следует определять по формуле:

$$n = P/P_{орг}, \qquad (71)$$

где P — расчетная нагрузка в кН/м (тс/м), принимаемая по табл. 45; $P_{орг}$ — несущая способность одной стойки органной крепи (кН; тс), принимаемая для металлических податливых тумб и стоек по данным их паспортов, а для деревянных стоек диаметром 20 см при длине 1 м — 300 кН (30 тс), 1—2 м — 250 кН (25 тс), 2—2,5 м — 200 кН (20 тс);

Таблица 45

Мощность разрабатываемого пласта, м	Расчетная нагрузка P, кН/м (тс/м) при кровлях	
	легкообрушающихся	среднеобрушающихся или труднообрушающихся с разупрочнением
До 1	900 (90)	1400 (140)
1÷2	1200 (120)	1800 (180)
2÷2,5	1500 (150)	2200 (220)

б) при мощности пласта (слоя) 1—2 м стойки органной крепи следует устанавливать под брус толщиной 15 см, при мощности пласта (слоя) 2—2,5 м — под брус и на лежень толщиной 15 см;

в) при наличии ложной или неустойчивой кровли на пластах тонких и средней мощности по бровке между основной (штрековой) и органной крепью необходимо выкладывать деревянные костры;

г) стойки органной крепи на пластах тонких и средней мощности необходимо устанавливать на зачищенную почву пласта по нормали к напластованию пород на расстоянии 0,5—1,5 м от крепи охраняемой выработки. Чем слабее почва пласта, тем указанное расстояние должно быть больше. На мощных пластах органную крепь следует устанавливать взамен извлеченных стоек основной крепи;

д) при прочности пород почвы менее 20 МПа стойки органной крепи следует устанавливать на продольные лежни;

е) при легкообрушающихся породах кровли и устойчивых почвах, как правило, следует применять комбинированную органную крепь, состоящую из 1—2 рядов органной крепи и ряда переносной металлической крепи типа КПО-4, КПО-5 конструкции КузНИУИ;

ж) на пластах с неустойчивой почвой следует применять деревянную органную крепь с «карманами»-нишами. При этом двухрядную органную крепь на пластах тонких и средней мощно-

сти устанавливают в выработанном пространстве в 1,2—2 м от выработки, а перпендикулярно органной крепи после выемки каждой полосы угля (0,8 м) под деревянные брусья пробивают ряды стоек диаметром 12—16 см. В образующихся «карманах» при необходимости размещают породу от подрывки почвы в выработке, поддерживаемой позади очистного забоя:

7.62. Для обеспечения надежной работы костров, бутокостров и им подобных искусственных ограждений необходимо соблюдать следующие требования:

а) размеры костров в плоскости пласта следует принимать не менее 2 м. Расстояние между кострами принимать равным 1—3 м в зависимости от устойчивости кровли. Чем слабее кровля, тем указанное расстояние меньше;

б) костры следует устанавливать при мощности пласта до 2,5 м в один ряд, при мощности пласта 2,5—3,5 м — в два ряда;

в) на пластах с труднообрушающейся кровлей наряду с бутокострами применять кустокостры, опорную породную крепь, комбинированные костры и другие аналогичные конструкции с повышенной несущей способностью и жесткостью;

г) при использовании комбинированных костров, где в качестве жестких элементов применяют бетонные шпалы, а в качестве податливых элементов — деревянные шпалы, для обеспечения связности деформируемого бетона применять элементы поперечного усиления (деревянные прокладки). При размещении деревянных прокладок в комбинированном костре чередовать направление их длинных осей.

7.63. Для обеспечения надежной работы искусственных ограждений из железобетонных тумб необходимо соблюдать следующие требования:

а) число железобетонных тумб с деревянными прокладками, которые устанавливают в 1—2 ряда на 1 м выработки n, следует определять по формуле:

$$n = P/P_{т}F, \qquad (72)$$

где P — расчетная нагрузка в кН/м (тс/м) на железобетонные тумбы, принимаемая по табл. 46; $P_{т}$ — нормативная прочность материала тумбы, кН/м^2 (тс/м^2); F — площадь тумбы, м^2.

Таблица 46

Мощность разрабатываемого пласта, м	Расчетная нагрузка P в кН/м (тс/м) на железобетонные тумбы при кровлях	
	легкообрушающихся	среднеобрушающихся
До 1	4000 (400)	7000 (700)
1÷1,5	7000 (700)	10000 (1000)

б) суммарную толщину деревянных прокладок в тумбах из железобетонных блоков или блоков других конструкций следует принимать равной 10—15 % от мощности пласта;

в) тумбы из железобетонных блоков в зависимости от условий необходимо устанавливать:

— при легкообрушающейся кровле: в один сплошной ряд с расстоянием от бровки штрека 1,2—1,5 м, при недостаточно устойчивой кровле (в случае применения системы разработки длинными столбами с обратным порядком отработки столбов) — вразбежку;

— при среднеобрушающейся кровле: первый ряд — сплошной, второй — рядом с первым через одну тумбу;

— при среднеобрушающейся и труднообрушающейся кровле — в два сплошных ряда. При труднообрушающейся кровле толщину деревянных прокладок между кровлей и тумбами необходимо увеличивать в 1,5 раза;

7.64. Для обеспечения надежной работы породных полос в качестве искусственных ограждений необходимо соблюдать следующие требования:

а) ширина породных полос должна быть равной 8-кратной мощности пласта, но не менее 5 м;

б) плотность породных полос должна обеспечивать их усадку не более 30 % от мощности пласта.

7.65. Для обеспечения надежной работы литых полос из быстротвердеющих материалов необходимо соблюдать следующие требования:

а) в качестве закладочного материала литой полосы следует использовать смеси на цементной, гипсовой, ангидритовой и фосфогипсовой основе с различными инертными наполнителями;

б) ширина литой полосы должна приниматься в соответствии с расчетом, но не менее 1 м. Ширину литой полосы b из быстротвердеющих материалов следует определять по формуле:

$$b = P/P_{л.п}, \qquad (73)$$

где P — расчетная нагрузка на литые полосы, принимаемая по табл. 47, кН/м (тс/м); $P_{л.п}$ — нормативная прочность быстротвердеющих материалов через сутки после возведения литой полосы, кН/м^2 (тс/м^2);

Таблица 47

Мощность разрабатываемого пласта, м	Расчетная нагрузка P, кН/м (тс/м) на литые полосы при кровлях	
	среднеобрушающихся или труднообрушающихся с разупрочнением	труднообрушающихся
До 1	10000 (1000)	15000 (1500)
1÷2	12000 (1200)	17000 (1700)
2÷2,5	14000 (1400)	20000 (2000)

в) расстояние от контура выработки до полосы (ширина бермы) при устойчивой кровле должно быть не менее высоты нижней подрывки, при неустойчивой кровле литую полосу следует возводить непосредственно за контуром выработки.

Выработки, погашаемые с одновременным извлечением целика угля

7.66. При отработке несближенных (одиночных) тонких и средней мощности пластов смещения пород в спаренных выработках, охраняемых временными целиками угля (рис. 29, *а*) следует определять по формуле:

$$U_{общ} = [k_{пр}U_{пр} + v_0 t_0 + k_{кр}(U_1^{ц} + \Delta U_1^{ц} + v_1^{ц} t_1 + U_2^{ц})]\, k_s, \qquad (74)$$

где $U_1^{ц}$ — смещения пород (мм) в выработке за период влияния временного опорного давления 1-й лавы, определяемые по номограмме (рис. 57); $\Delta U_1^{ц}$ — смещения пород (мм) позади забоя 1-й лавы в течение двух месяцев, определяемые по номограмме (рис. 58); $v_1^{ц}$ — средняя скорость смещения пород (мм/мес) в зоне остаточного опорного давления позади забоя 1-й лавы, определяемая по номограмме (рис. 59); t_1 — время поддержания (мес) выработки в зоне остаточного опорного давления 1-й лавы; $U_2^{ц}$ — смещения пород (мм) за период влияния временного опорного давления 2-й лавы; $U_2^{ц} = U_1^{ц} k_{ц}$; $k_{ц}$ — коэффициент влияния второго очистного забоя, определяемый в зависимости от ширины целика угля по табл. 48; $k_{пр}$, $U_{пр}$, v_0, t_0, $k_{кр}$, k_s — см. п. 7.20.

Таблица 48

Ширина целика, м	0	10	20	30	40	50	60
$k_{ц}$	1,45	1,37	1,30	1,22	1,15	1,08	1,0

7.67. На пластах тонких и средней мощности ширину временного целика угля, оставляемого между спаренными выработками, при глубине разработки 200—300 м следует принимать не менее 20 м, при глубине 300—600 м — не менее 30 м, при глубине, превышающей 600 м — не менее 40 м. При оставлении временного целика угля указанной ширины для обеспечения условий проветривания необходимо проводить по пласту угля на границе с выработанным пространством ранее отработанного столба присечную выработку в соответствии с требованиями пп. 7.35—7.44.

Примечание. При глубине разработки до 200 м на негазовых шахтах допускается оставление временного целика угля шириной до 10 м. Извлечение целика по мере подвигания очистного забоя производят без предварительной проходки присечной выработки.

7.68. При проведении и поддержании спаренных выработок, разделенных временным целиком угля, на мощных пластах допускаются две технологические схемы извлечения временного целика при отработке очистного забоя, предусматривающие сохранение

одной из спаренных выработок (рис. 60. *а*) или проведение присечной выработки (рис. 60, *б*).

Смещения пород в сохраняемой спаренной выработке, охраняе-

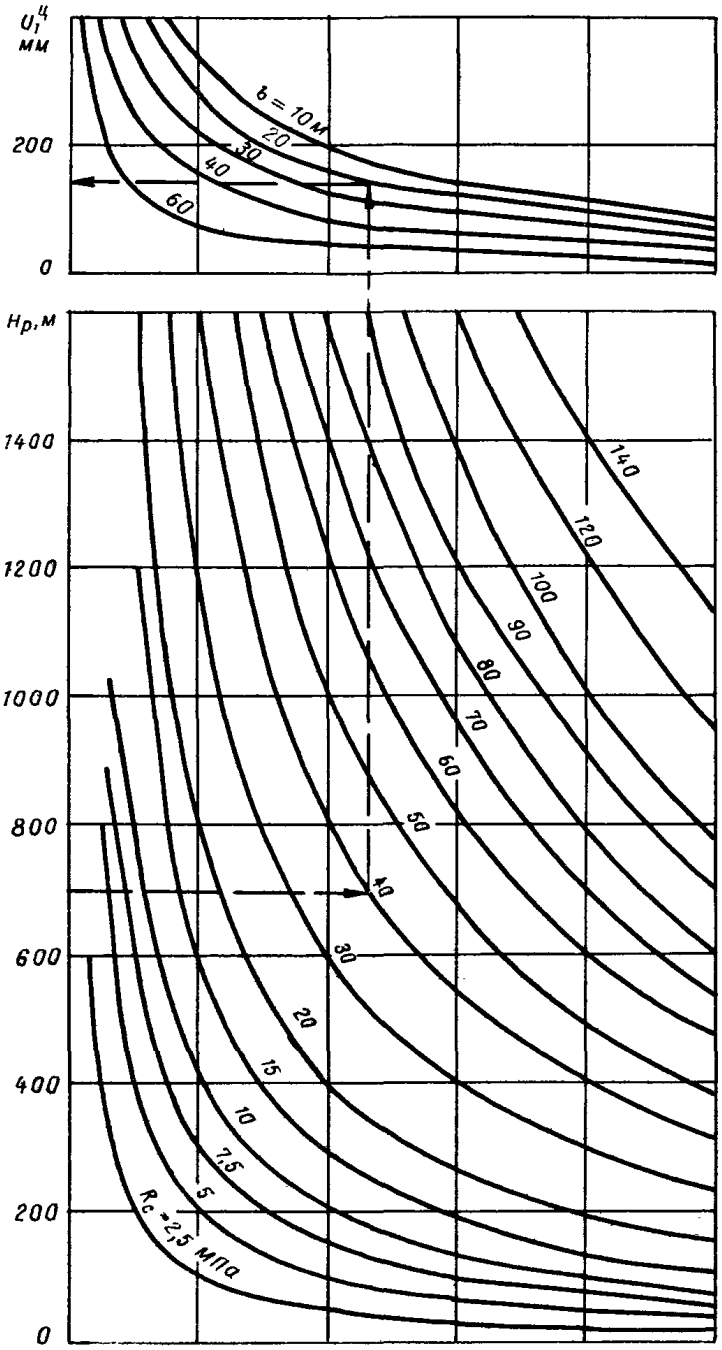


Рис. 57. Номограмма для определения смещений $U_1^ц$

мой временными целиками угля, шириной в соответствии с данными табл. 49 следует определять по п. 7.49, а в присечной — по п. 7.37.

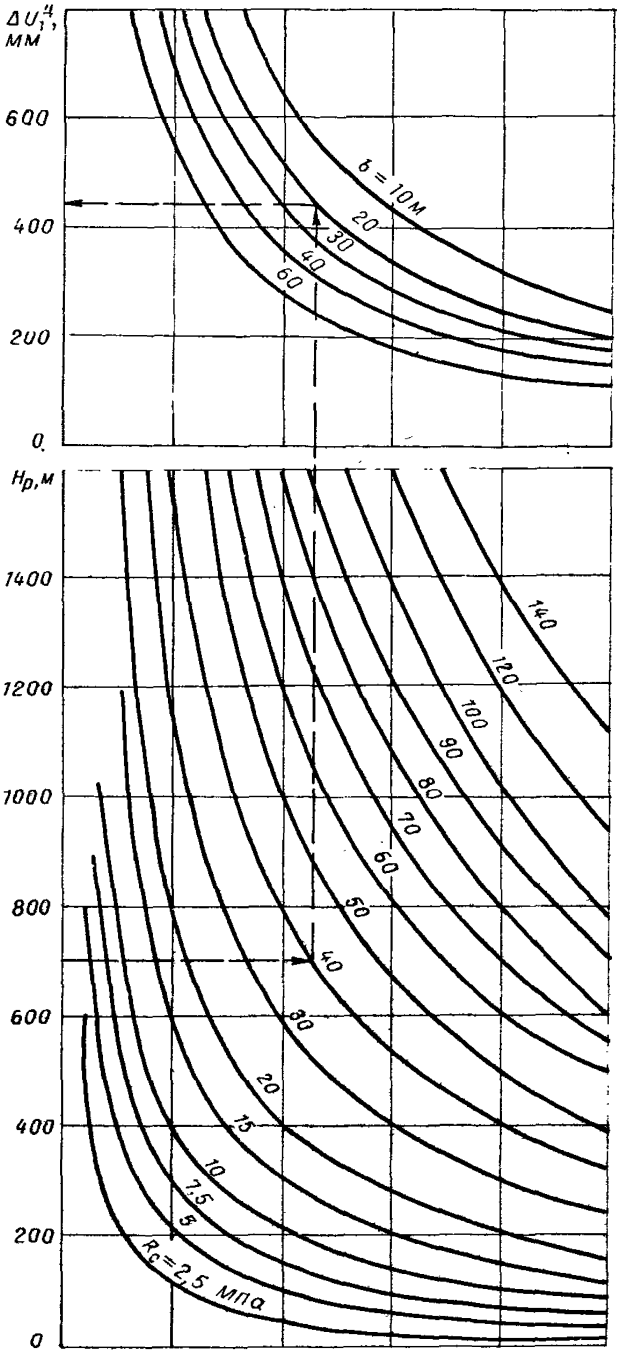


Рис. 58. Номограмма для определения смещений $\Delta U_1^ч$

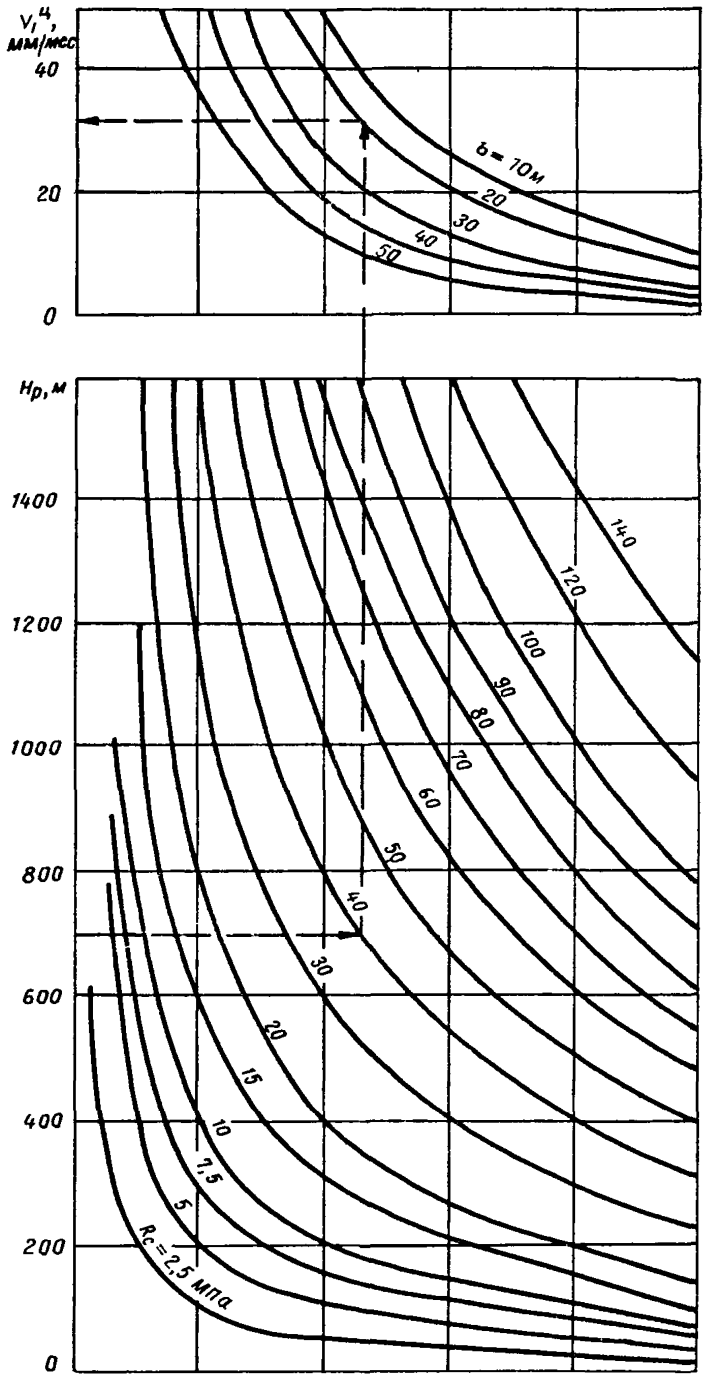


Рис. 59. Номограмма для определения скорости смещений пород V_1^u

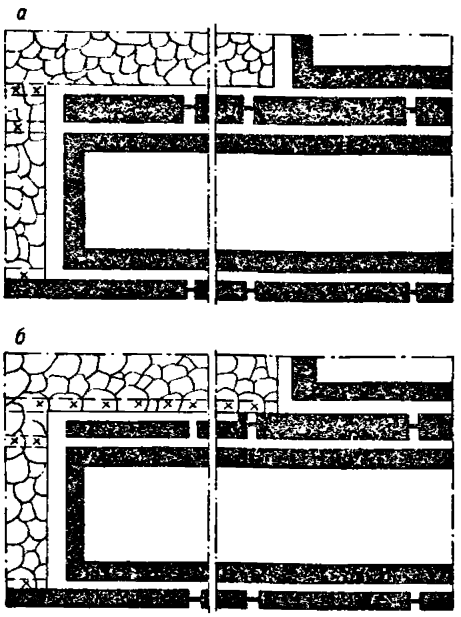


Рис. 60. Технологические схемы с погашенными угольными целиками при последовательной выемке слоев мощных пластов:

а — с сохранением одной спаренной выработки на границе с выработанным пространством и погашением ее при отработке смежного очистного забоя; *б* — с погашением одной спаренной выработки первым очистным забоем и проведение с ее стороны выработки вприсечку, погашаемой при извлечении целика смежным очистным забоем

Таблица 49

Сопротивление угля сжатию в куске, МПа (кгс/см²)	Ширина (м) временных целиков угля при глубине залегания выработки, м		
	менее 300	300—600	600—900
Менее 20 (200)	20	30	40
Более 20 (200)	15	25	35

7.69. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в спаренных выработках, охраняемых временными целиками угля, в случае их проведения и поддержания в надработанном или подработанном массиве следует определять по формуле (75), умножая правую часть выражения на коэффициент 0,8.

7.70. При отработке тонких и средней мощности сближенных пластов смещения пород в спаренных выработках, охраняемых временными целиками угля и подвергающихся воздействию полной надработки, следует определять по формуле:

$$U_{общ} = [k_{пр}U_{пр} + v_0t_0 + U_н + v_нt_н + k_{кр}(U_1^ц + \Delta U_1^ц + v_1^ц t_1 + U_2^ц)]\, k_s, \qquad (75)$$

а подвергающихся воздействию полной подработки — по формуле:

$$U_{общ} = [k_{пр}U_{пр} + v_0t_0 + U_{пд}k_лk_{t.\,пд} + k_{кр}(U_1^ц + \Delta U_1^ц + v_1^ц t_1 + U_2^ц)]\, k_s, \qquad (76)$$

где $U_н$, $v_н$, $t_н$ — см. п. 7.25; $U_{пд}$, $k_л$, $k_{t.\,пд}$ — см. п. 7.27.

Для участков спаренных выработок, охраняемых временными целиками угля, которые после надработки или подработки оказались под или над краевыми частями пластов или под (над) целиками угля на надрабатывающем (подрабатывающем) пластах, общие расчетные смещения пород следует определять по формулам (75) или (76) с умножением в них величин $[v_н t_н + k_{кр}(U_1^ц + \Delta U_1^ц + v_1^ц t_1 + U_2^ц)]$ и $[U_{пд} \cdot k_л k_{t.\,пд} + k_{кр}(U_1^ц + \Delta U_1^ц + v_1^ц t_1 + U_2^ц)]$ на коэффициенты $k_{од}$, принимаемые в соответствии с п. 6.19.

7.71. В спаренных выработках, охраняемых временными целиками угля, при отработке тонких и средней мощности пластов, верхних слоев мощных пластов, нижних слоев в условиях слеживающихся пород кровли при последовательной отработке слоев и пластов до 5 м, вынимаемых на полную мощность, разделение смещений $U_{общ}$ на смещения пород кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ следует производить по формулам:

$$U_{кр} = [k_{пр}U_{пр} + v_0 t_0 + k_{кр}(U_1^ц + U_2^п)]\, k_s k_к + \\ + \Delta U_1^ц k_s k_{кр}; \qquad (77)$$

$$U_п = [k_{пр}U_{пр} + v_0 t_0 + k_{кр}(U_1^ц + U_2^п)]\, k_s \times \\ \times (1 - k_к) + v_1^ц t_1 k_s k_{кр}; \qquad (78)$$

при воздействии надработки — по формуле (77) с добавлением слагаемого $(U_н + v_н t_н) k_s k_к$ и по формуле (78) с добавлением $(U_н + v_н t_н) k_s (1 - k_к)$; при воздействии подработки — по формуле (77) с добавлением слагаемого $U_{пд} k_л k_{t\,пд} k_s k_к$ и по формуле (78) с добавлением $U_{пд} k_л k_{t\,пд} k_s (1 - k_к)$. Условные обозначения приняты в соответствии с п. 7.65 и 7.69.

В спаренных выработках нижележащих слоев мощных пластов, охраняемых временными угольными целиками, разделение $U_{общ}$ на смещение кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ следует производить согласно п. 7.29.

7.72. Выбор крепи в спаренных выработках, охраняемых временными целиками угля, при отработке пологих и наклонных пластов следует производить из условия $\Delta > U_{кр}$, где Δ — конструктивная податливость крепи (см. табл. 36). Плотность установки крепи при проходке спаренных выработок на тонких и средней мощности пластах должна приниматься в соответствии с действующими Типовыми и Прогрессивными паспортами крепления выработок. При проходке спаренных выработок в нижележащих слоях мощных пластов плотность установки крепи необходимо принимать равной 2 рамам/м.

7.73. В случае, если в спаренных выработках при проходке устанавливают крепь, обеспечивающую условие $\Delta > U_{кр}$, никакие дополнительные мероприятия по уменьшению смещений пород не требуются. Если расчетные смещения пород $U_{кр}$ больше конструктивной податливости имеющихся крепей (из числа приведенных в табл. 36), то необходимо применять мероприятия по активному управлению горным давлением с целью снижения смещений пород кровли, к числу которых относят анкерование, упрочнение пород кровли путем нагнетания смол, цементных растворов или других вяжущих — см. п. 7.32, усиление крепи податливыми стойками типа Т, ГС (при применении одной стойки усиления с несущей способностью 200 кН (20 тс) расчетные смещения пород следует уменьшать в 1,5 раза, при применении двух стоек усиления — в 2 раза).

7.74. Крепь усиления в спаренных выработках, охраняемых временными целиками угля на тонких и средней мощности пластах, в верхних слоях мощных пластов, в нижележащих слоях в условиях слеживающихся пород кровли и пластов до 5 м, вынимаемых на полную мощность, необходимо устанавливать впереди очистного забоя на расстояниях l_1 согласно табл. 50.

Таблица 50

Глубина, м	Расстояние (м) от очистного забоя при основной кровле	
	легко- и среднеобрушающейся	труднообрушающейся
300÷600	15	20
600÷900	25	35
Более 900	35	45

Крепь усиления впереди очистного забоя в спаренных выработках на нижележащих слоях мощных пластов необходимо устанавливать на расстояниях l_1, принимаемых из табл. 43.

При надработке или подработке спаренных выработок в случае, когда $U_н$ или $U_{пд}$ больше 150 мм. необходимо устанавливать также крепь усиления впереди движущегося надрабатывающего или подрабатывающего забоя на расстояниях l_1, указанных в табл. 50.

7.75. В случае, если смещения пород почвы превышают допустимые по условиям эксплуатации, необходимо принимать мероприятия по уменьшению пучения пород до допустимого уровня в соответствии с п. 7.59.

Выработки, разделенные породной полосой

7.76. При проведении спаренных выработок с извлечением целика угля между ними и заполнением выработанного пространства закладкой допускаются следующие схемы:

— проведение спаренных выработок сплошным забоем по пласту угля мощностью 1—2 м с помощью комплексов типа КСВ-1 с закладкой породы в выработанном пространстве с помощью оборудования типа дробильно-закладочного комплекса «Титан-1» или транспортно-закладочной установки УТЗ;

— проведение спаренных выработок опережающими одиночными забоями по пласту угля мощностью до 1 м с бурошнековой выемкой угля из целика в 30—40 м позади забоев выработок и шнековой закладкой породы.

7.77. Расстояние между спаренными выработками, проводимыми одиночными забоями, и ширину разгрузочной полосы при проходке спаренных выработок общим забоем по пласту угля следует принимать равным не менее 20 м при глубине разработки (H) до 300 м, не менее 30 м при H равном 300—600 м, не менее 40 м при глубине разработки более 600 м.

7.78. На несближенных (одиночных) пластах смещения пород в спаренных выработках, охраняемых породной полосой, выкладываемой при проходке, следует определять по формулам:

для выработки, погашаемой позади первого очистного забоя:

$$U_{\text{общ}} = 0{,}8(k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + U_1 k_{\text{кр}})\,k_s; \qquad (79)$$

для выработки, погашаемой позади второго очистного забоя

$$U_{\text{общ}} = 0{,}8\,[k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + (U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2)\,k_{\text{кр}}]\,k_s, \qquad (80)$$

где $k_{\text{пр}}$, $U_{\text{пр}}$, v_0, t_0, k_s, $k_{\text{кр}}$ — см. п. 7.20, $U_1 = U_2$, $U_1^{\text{ост}}$ — см. п. 7.48.

7.79. При отработке тонких и средней мощности пластов смещения пород в спаренных выработках, охраняемых породной полосой, выкладываемой при проходке, в случае проведения и поддержания в надработанном или подработанном массиве смещения пород следует определять по формулам (79) или (80), умножая дополнительно правую часть выражения на коэффициент 0,8.

В спаренных выработках, охраняемых породной полосой, выкладываемой при проходке, в случае воздействия полной надработки — по формулам:

для выработки, погашаемой позади первого очистного забоя:

$$U_{\text{общ}} = 0{,}8(k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + U_{\text{н}} + v_{\text{н}} t_{\text{н}} + U_1 k_{\text{кр}})\,k_s; \qquad (81)$$

для выработки, погашаемой позади второго очистного забоя:

$$U_{\text{общ}} = 0{,}8\,[k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + U_{\text{н}} + v_{\text{н}} t_{\text{н}} + (U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2)\,k_{\text{кр}}]\,k_s, \qquad (82)$$

а в случае воздействия полной подработки — по формулам:

для выработки, погашаемой позади первого очистного забоя:

$$U_{\text{общ}} = 0{,}8(k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + U_{\text{пд}} k_{\text{л}} k_{t\,\text{пд}} + U_1 k_{\text{кр}})\,k_s; \qquad (83)$$

для выработки, погашаемой позади второго очистного забоя:

$$U_{\text{общ}} = 0{,}8\ [k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + U_{\text{пд}}k_л k_{t\,\text{пд}} + \\ + (U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2)k_{\text{кр}}]\ k_s, \qquad (84)$$

где $U_{\text{н}}$, $v_{\text{н}}$, $t_{\text{н}}$ — см. п. 7.25, $U_{\text{пд}}$, $k_л$, $k_{t\,\text{пд}}$ — см. п. 7.27.

7.80. Для участков спаренных выработок, которые после надработки или подработки оказались под или над краевыми частями пластов или под (над) целиками угля на надрабатывающем (подрабатывающем) пластах, общие расчетные смещения пород следует определять по формулам (81—84), умножая в формуле (81) слагаемое $(v_{\text{н}}t_{\text{н}} + U_1 k_{\text{кр}})$, в формуле (82) — $(v_{\text{н}}t_{\text{н}} + U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2)k_{\text{кр}}$, в формуле (83) — $(U_{\text{пд}}k_л k_{t\,\text{пд}} + U_1 k_{\text{кр}})$, в формуле (84) — $[U_{\text{пд}}k_л k_{t\,\text{пд}} + (U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2)k_{\text{кр}}]$ на коэффициент $k_{\text{од}}$, принимаемый в соответствии с п. 6.19.

7.81. Разделение смещений пород $U_{\text{общ}}$ на смещения пород кровли $U_{\text{кр}}$ и почвы $U_{\text{п}}$ следует производить для выработки, погашаемой позади первого очистного забоя, по формуле (60): для выработки, погашаемой позади второго очистного забоя — по формулам:

$$U_{\text{кр}} = 0{,}8\ [k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + k_{\text{кр}}(U_1 + U_2)]\ k_s k_{\text{к}} + \\ + 0{,}8 k_{\text{охр}} m k_s k_{\text{кр}}; \qquad (85)$$

$$U_{\text{п}} = 0{,}8\ [k_{\text{пр}}U_{\text{пр}} + v_0 t_0 + k_{\text{кр}}(U_1 + U_2)]\ k_s(1 - k_{\text{к}}) + \\ + 0{,}8 v_1 t_1 k_s k_{\text{кр}}, \qquad (86)$$

при воздействии надработки — по формуле (85) с добавлением слагаемого $(U_{\text{н}} + v_{\text{н}}t_{\text{н}})k_s k_{\text{к}}$ и по формуле (86) с добавлением $(U_{\text{н}} + v_{\text{н}}t_{\text{н}})k_s(1 - k_{\text{к}})$; при воздействии подработки — по формуле (85) с добавлением слагаемого $(U_{\text{пд}}k_л k_{t\,\text{пд}}k_s k_{\text{к}})$ и по формуле (86) с добавлением $U_{\text{пд}}k_л k_{t\,\text{пд}}k_s(1 - k_{\text{к}})$.

7.82. Выбор средств поддержания в спаренных выработках, поддерживаемых с помощью породной полосы, возводимой в процессе проходки выработок, следует производить: для выработки, погашаемой позади первого очистного забоя, согласно пп. 7.30—7.33, для выработки, погашаемой позади второго очистного забоя — согласно пп. 7.56—7.58.

Выработки, проводимые за очистным забоем

7.83. При проведении (оформлении) выработок позади очистного забоя в выработанном пространстве допускаются три основные схемы их расположения:

— на границе с массивом угля (см. рис. 29, *а*, *б*, *в*, *г*);

— в выработанном пространстве на расстоянии, равном или превышающем «в» от массива угля или границы отработанного выемочного столба (см. рис. 29, б), где в — ширина приштрековой породной полосы;

— вприсечку к выработанному пространству ранее отработанного выемочного столба (см. рис. 30, *а*, *б*, *в*, *г*).

7.84. На несближенных (одиночных) пластах смещения пород в выработках, проводимых (оформляемых) и поддерживаемых позади очистного забоя в выработанном пространстве, независимо от места расположения следует определять по формуле:

$$U_{общ} = U_{оф} k_s, \qquad (87)$$

где $U_{оф}$ — смещения пород (мм), принимаемые по графику на рис. 61; k_s — см. табл. 33.

Для выработок, охраняемых двусторонними двойными полосами, смещения пород следует принимать по формуле (87) с введением коэффициента 0,8.

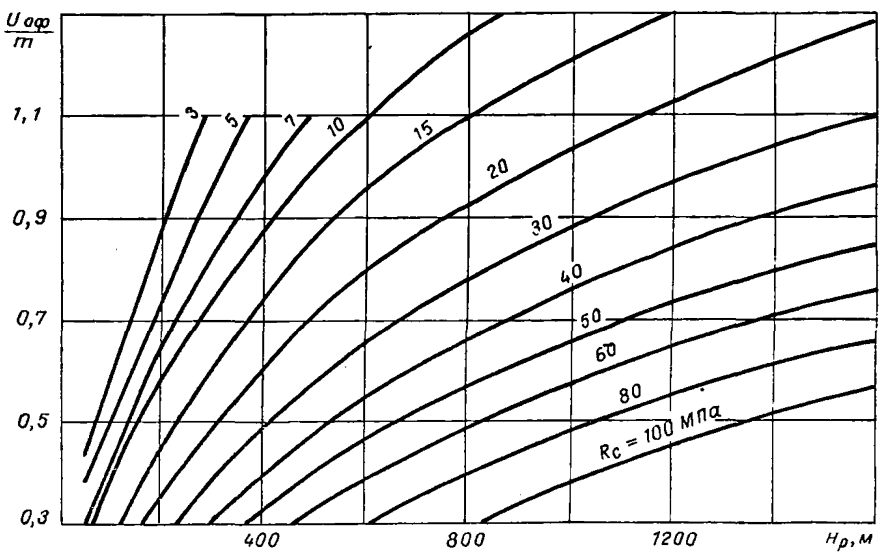


Рис. 61. Смещения пород в выработках, проводимых позади очистного забоя и охраняемых породными полосами

7.85. На сближенных пластах смещения пород в выработках, проводимых (оформляемых) и поддерживаемых позади очистного забоя в выработанном пространстве, при условии, что выработки находятся в ранее надработанном или подработанном массиве, смещения пород следует определять по формуле:

$$U_{общ} = 0{,}8 U_{оф} k_s; \qquad (88)$$

— в случае, если оформление выработки подвергаются дополнительному воздействию полной надработки — по формуле:

$$U_{общ} = (U_{оф} + U_{н} + v_{н} t_{н}) k_s; \qquad (89)$$

— в случае, если оформляемые выработки подвергаются дополнительному воздействию полной подработки — по формуле:

$$U_{\text{общ}} = (U_{\text{оф}} + U_{\text{пд}} k_{\text{л}} k_{t.\text{пд}}) k_s. \quad (90)$$

Для участков выработок, которые после надработки или подработки оказались под или над краевыми частями пластов или под (над) целиками угля на надрабатывающем (подрабатывающем) пластах, общие расчетные смещения пород следует определять по формулам (89) и (90) с умножением в них величин $(U_{\text{н}} + v_{\text{н}} t_{\text{н}})$ и $(U_{\text{пд}} k_{\text{л}} k_{t\,\text{пд}})$ на коэффициенты $k_{\text{од}}$, принимаемые в соответствии с п. 6.19.

7.86. В оформляемых выработках разделение общих расчетных смещений $U_{\text{общ}}$ на смещения кровли $U_{\text{кр}}$ и почвы $U_{\text{п}}$ следует производить по формулам:

$$U_{\text{кр}} = 0{,}3mk_s; \quad (91)$$

$$U_{\text{п}} = (U_{\text{оф}} - 0{,}3m) k_s; \quad (92)$$

— в случае проведения выработок в надработанном или подработанном массиве:

$$U_{\text{кр}} = 0{,}24mk_s;\ U_{\text{п}} = (0{,}8U_{\text{оф}} - 0{,}24mk_s); \quad (93)$$

— в случае полной надработки:

$$U_{\text{кр}} = [0{,}3m + (U_{\text{н}} + v_{\text{н}} t_{\text{н}}) k_{\text{к}}]\ k_s;\quad U_{\text{п}} = [(U_{\text{оф}} - 0{,}3m) + (U_{\text{н}} + v_{\text{н}} t_{\text{н}})\ (1 - k_{\text{к}})]\ k_s \quad (94)$$

— в случае полной подработки:

$$U_{\text{кр}} = [0{,}3m + U_{\text{пд}} k_{\text{л}} k_{t\,\text{пд}} k_{\text{к}}]\ k_s;$$

$$U_{\text{п}} = [(U_{\text{оф}} - 0{,}3m) + U_{\text{пд}} k_{\text{л}} k_{t\,\text{пд}} (1 - k_{\text{к}})]\ k_s, \quad (95)$$

где $k_{\text{к}}$ — коэффициент, характеризующий долю смещений пород кровли в общих смещениях пород в выработках, определяемый по графику на рис. 41.

7.87. Выбор крепи в выработках, проводимых (оформляемых) в выработанном пространстве позади очистного забоя, следует производить из условия $\Delta > U_{\text{кр}}$, где Δ — конструктивная податливость крепи. Плотность крепи при проходке должна приниматься в соответствии с действующими Типовыми и Прогрессивными паспортами крепления выработок. Форма выработок при устойчивой кровле — прямоугольная или трапециевидная, при неустойчивой — арочная.

В случае, если в оформляемой позади забоя лавы выработке устанавливается крепь, обеспечивающая условие $\Delta > U_{\text{кр}}$, то никакие дополнительные мероприятия по уменьшению смещений пород не требуются. Если расчетные смещения пород $U_{\text{кр}}$ больше конструктивной податливости крепей (из числа приведенных в табл. 36), то необходимо применять мероприятия по активному управлению горным давлением с целью снижения смещений пород кровли и почвы, к числу которых следует отнести разгрузку

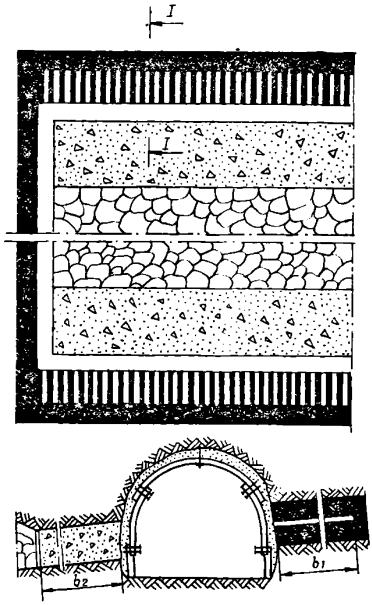


Рис. 62. Схема расположения выработок, оформляемых позади очистного забоя, при их охране с помощью разгрузочных скважин

массива угля скважинами (рис. 62), двусторонние двойные породные полосы с подрывкой склонных к выдавливанию пород почвы или кровли в пространстве между породными полосами (см. рис. 29, в), увеличение плотности крепи.

При надработке или подработке выработок, проводимых (оформляемых) позади очистного забоя в выработанном пространстве, необходимо устанавливать промежуточные рамы (в качестве крепи усиления) впереди забоя движущейся надрабатывающей или подрабатывающей лавы на расстояниях l_1, согласно табл. 42.

7.88. Выработки, проводимые (оформляемые) позади очистного забоя на границе с массивом угля, следует охранять породными полосами, литыми полосами из быстротвердеющих материалов; кострами, бутокострами или другими искусственными ограждениями, возводимыми или устанавливаемыми со стороны обрушенных пород в соответствии с требованиями пп. 7.62—7.65.

Выработки, проводимые (оформляемые) в выработанном пространстве, следует сохранять с обеих сторон породными полосами, кострами, бутокострами или другими искусственными ограждениями. При неустойчивых породах кровли и почвы следует применять двусторонние двойные породные полосы с подрывкой склонных к выдавливанию пород почвы или кровли в пространстве между породными полосами (см. рис. 29, в). Параметры способа охраны следует принимать из табл. 51.

Выработки, проводимые (оформляемые) позади очистного забоя вприсечку к выработанному пространству при сплошной системе разработки или оформляемые вприсечку к частично сохраняемой выработке (см. рис. 30, а), — вариант комбинированной системы разработки — следует охранять породными полосами.

Таблица 51

Параметры способа	Значения параметров способа при кровлях		
	легкообрушающихся	среднеобрушающихся	труднообрушающихся
Ширина околоштрековой породной полосы, м	Более 2 *т*	Более 2,5 *т*	Более 3 *т*
Ширина опорной породной полосы, м	6 *т*	7 *т*, не менее 10 м	8 *т*, не менее 10 м
Ширина свободного пространства между околоштрековой и опорной породными полосами, м	3	4	5
Глубина подрывки склонных к выдавливанию пород кровли или почвы, м	—	0,5	1,0
Минимальное отставание забоя выработки от очистного забоя	5	6	8

7.89. В случае, если смещения пород почвы превышают допустимые по условиям эксплуатации, необходимо принимать дополнительные мероприятия по уменьшению пучения пород до допустимого уровня, а именно, в условиях, характеризуемых критерием $H_р/R_п$ (м/МПа) = 30—40, камуфлетное взрывание, а в условиях $H_р/R_п$ (м/МПа) = 40—45 — камуфлетное взрывание с последующим упрочнением взорванных пород вяжущими растворами.

8. ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ, ПРИМЫКАЮЩИЕ К ОЧИСТНЫМ ЗАБОЯМ НА КРУТОНАКЛОННЫХ И КРУТЫХ ПЛАСТАХ

Выбор порядка подготовки и отработки пластов и расположения выработок

8.1. Вскрытие и подготовку к разработке свиты крутонаклонных и крутых пластов следует производить с разделением шахтного поля на выемочные участки (поля, блоки) участковыми этажными квершлагами с полевых или групповых пластовых штреков, проводимых по пластам, неопасным по горным ударам, выбросам угля и газа и не склонным к самовозгоранию угля. Подготовка пластовыми выработками без разделения шахтного поля на выемочные участки допускается только для пластов тонких и средней мощности, которые относятся к категории несближенных (одиночных) по отношению к смежным ниже- и вышезалегающим пластам на разрабатываемом этаже.

8.2. Выбор расположения, времени проведения, способа и параметров охраны пластовых выработок следует производить таким образом, чтобы с учетом влияния очистных работ на собственном пласте и смежных пластах рабочее состояние выработок в течение всего срока службы обеспечивалось при применении рамных незамкнутых податливых крепей без или в комбинациях с разгрузкой пород, разгрузкой с последующим упрочнением пород, тампонажем и крепями усиления. Для выполнения этого требования порядок подготовки и отработки пластов, расположение выработок и очистных забоев на смежных пластах, технологические схемы (системы разработки) и способы охраны и поддержания выработок на каждом пласте должны приниматься с учетом степени сближенности пластов.

8.3. В зависимости от степени взаимного влияния на условия поддержания очистных забоев и пластовых выработок, определяющих требования к порядку подготовки и отработки крутонаклонных и крутых пластов, они разделяются на следующие категории:

— несближенные (одиночные);
— сближенные неподрабатываемые;
— сближенные подрабатываемые;
— сближенные взаимно подрабатываемые.

8.4. К категории несближенных (одиночных) относятся пласты (рис. 63, а), при разработке которых вышележащие пласты не попадают в зону интенсивных сдвижений и которые, в свою очередь, находятся за пределами зоны интенсивных сдвижений при разработке нижележащих пластов, т. е. при выполнении условий:

$$\left.\begin{matrix} M_к \\ M_п \end{matrix}\right\} > h_э \sin\alpha\,(\operatorname{ctg}\beta_т + \operatorname{ctg}\alpha), \qquad (96)$$

где $M_к$, $M_п$ — размеры междупластий; $h_э$ — высота этажа; α — угол падения пластов; $\beta_т$ — угол, ограничивающий зону трещиноватости пород в кровле, принимаемый по экспериментальным данным, а при их отсутствии равным 50° при $\alpha \leqslant 55°$ и 55° при $\alpha > 55°$.

При выполнении условий (96) взаимное влияние смежных пластов практически отсутствует, и они могут отрабатываться независимо друг от друга без ограничений во времени и пространственном расположении очистных забоев и выработок.

Примечание. При разработке смежных пластов в свите одновременно на двух этажах их следует считать несближенными при выполнении условий: на тонких пластах $M > 80\ m$; на пластах средней мощности $M > 50\ m$ и на мощных $M > 30\ m$ (m — мощность нижележащего пласта).

8.5. К сближенным относятся смежные пласты с междупластьями меньше, указанных в п. 8.4. При отнесении смежных пластов к сближенным все пласты необходимо отрабатывать, как правило, без оставления в выработанном пространстве на выемочном участке не разрушаемых горным давлением угольных целиков. В случаях производственной необходимости оставления в выработанном пространстве целиков с размерами, более разрушаемых горным давлением, выработки на смежных пластах следует по возможности располагать под (над) выработанным пространством за пределами зон влияния целиков.

8.6. К категории сближенных неподрабатываемых пластов (рис. 63, *б*) относятся смежные пласты при выполнении условий:

$$\begin{aligned} M_к &> h_{о.к}; \\ M_п &> h_{о.п}, \end{aligned} \qquad (97)$$

где $h_{о.к}$ — высота зоны обрушения пород в кровле, которая устанавливается на основе экспериментальных данных, а при их отсутствии при разработке с обрушением принимается в соответствии с ПТЭ не менее 6 m при углах падения до 55° и не менее 3m при углах падения свыше 55° в условиях заполнения выработанного пространства обрушенной породой, перепускаемой с верхнего горизонта; $h_{о.п}$ — высота зоны обрушения (сползания) пород почвы, которая устанавливается на основе экспериментальных данных, а при их отсутствии может быть принята: при углах падения 55—75° равной 4 м и свыше 75° равной 6 м.

Сближенные неподрабатываемые пласты можно отрабатывать последовательно и одновременно в нисходящем и восходящем порядке.

В связи с тем, что величина $h_{о.к}$ зависит от большого количества факторов, при работе с обрушением в условиях $M_к < 9\ m$ восходящий порядок отработки сближенных неподрабатываемых пластов допускается по согласованию с ВНИМИ.

При последовательной отработке пластов (с проведением выработок на пласте после полной отработки смежных надрабатывающего или подрабатывающего пластов) на каждом пласте можно применять любые, наиболее соответствующие их горно-

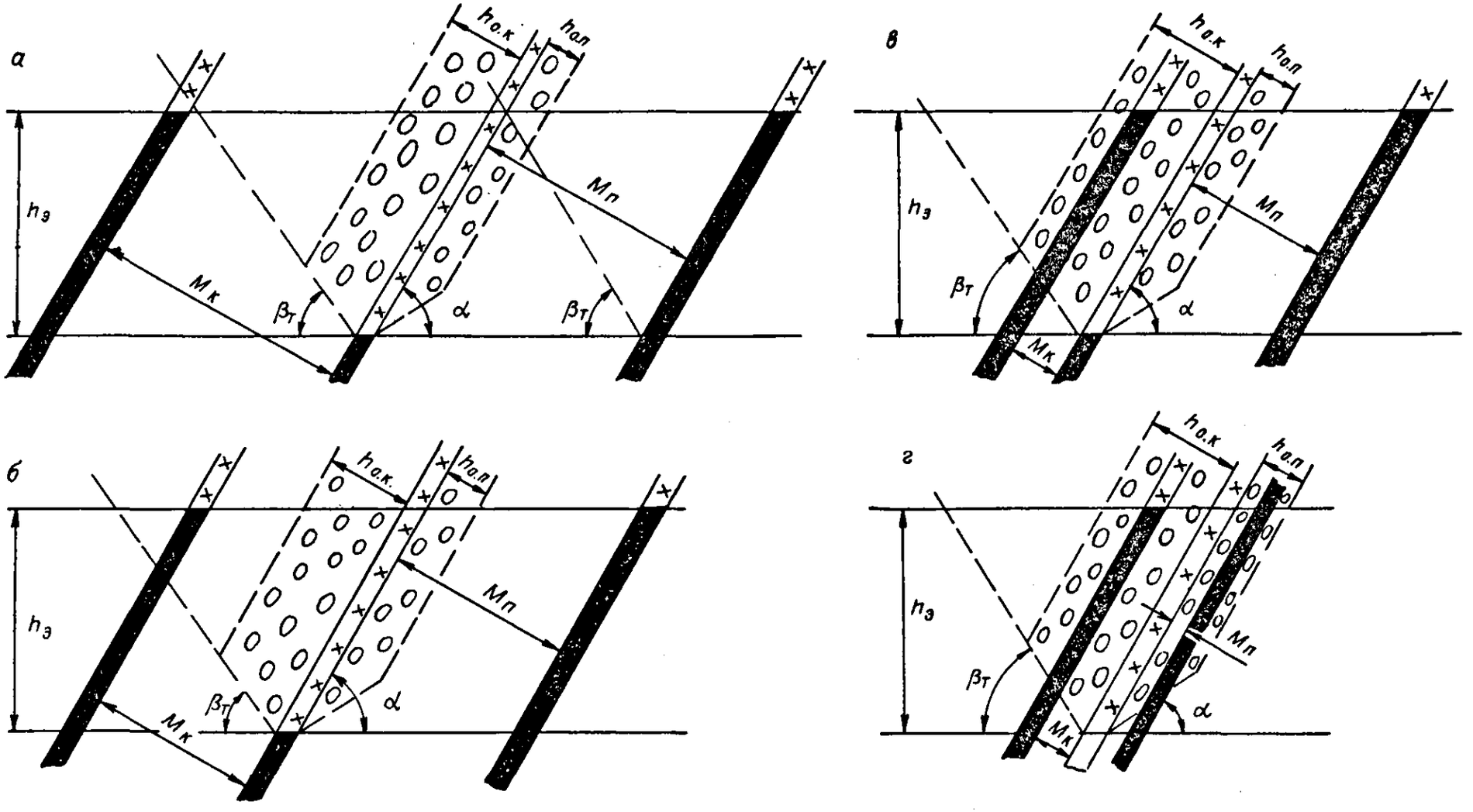


Рис. 63. Категория сближенности пластов:

а — (несближенные) одиночные; *б* — сближенные неподрабатываемые; *в* — сближенные подрабатываемые; *г* — сближенные взаимно подрабатываемые

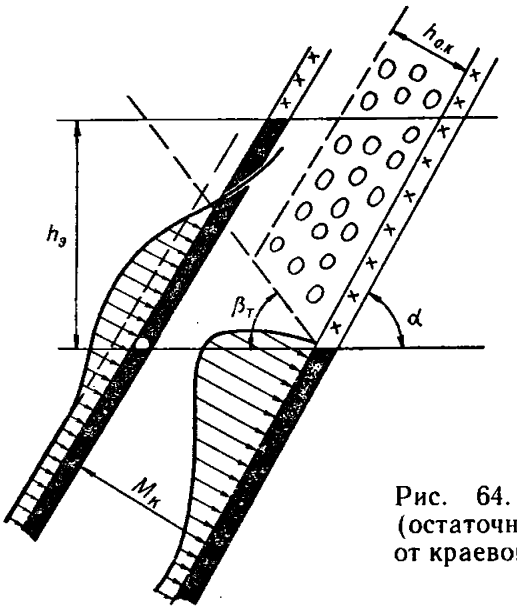


Рис. 64. Влияние стационарного (остаточного) опорного давления от краевой части подрабатывающего пласта

геологическим условиям, системы разработки, в том числе с различными направлениями подвигания очистных забоев и фронта очистных работ. При восходящем порядке в нижней части этажа подрабатываемого пласта необходимо учитывать влияние стационарного (остаточного) опорного давления от краевой части подрабатывающего пласта (см. рис. 64).

Одновременную отработку пластов на выемочном участке следует производить с применением на каждом пласте одинаковых или разных систем, но обязательно с подвиганием фронта очистных работ в одном направлении и с регламентируемым опережением очистных работ на верхнем или нижнем пласте. В случае, если $M_к$ и $M_п$ больше расстояний, при которых определяемые по настоящим указаниям смещения пород в выработках на смежных пластах, вызванные их надработкой или подработкой (см. величины $U_н$ и $U_{пд}$ в пп. 8.19 и 8.20), не превышают 150 мм, то эти выработки допускается проводить впереди очистных забоев разрабатываемого пласта (рис. 65). При меньших $M_к$ и $M_п$ выработки на смежных пластах следует располагать в зоне разгрузки под (над) выработанным пространством разрабатываемого пласта, что может быть осуществлено подготовкой их участками с промежуточными квершлагами (рис. 66).

8.7. К категории сближенных подрабатываемых пластов (см. рис. 63, в) относятся смежные пласты при выполнении условий:

$$\begin{aligned} M_к &< h_{о.к}; \\ M_п &> h_{о.п}. \end{aligned} \qquad (98)$$

Сближенные подрабатываемые пласты можно отрабатывать последовательно и одновременно только в нисходящем порядке.

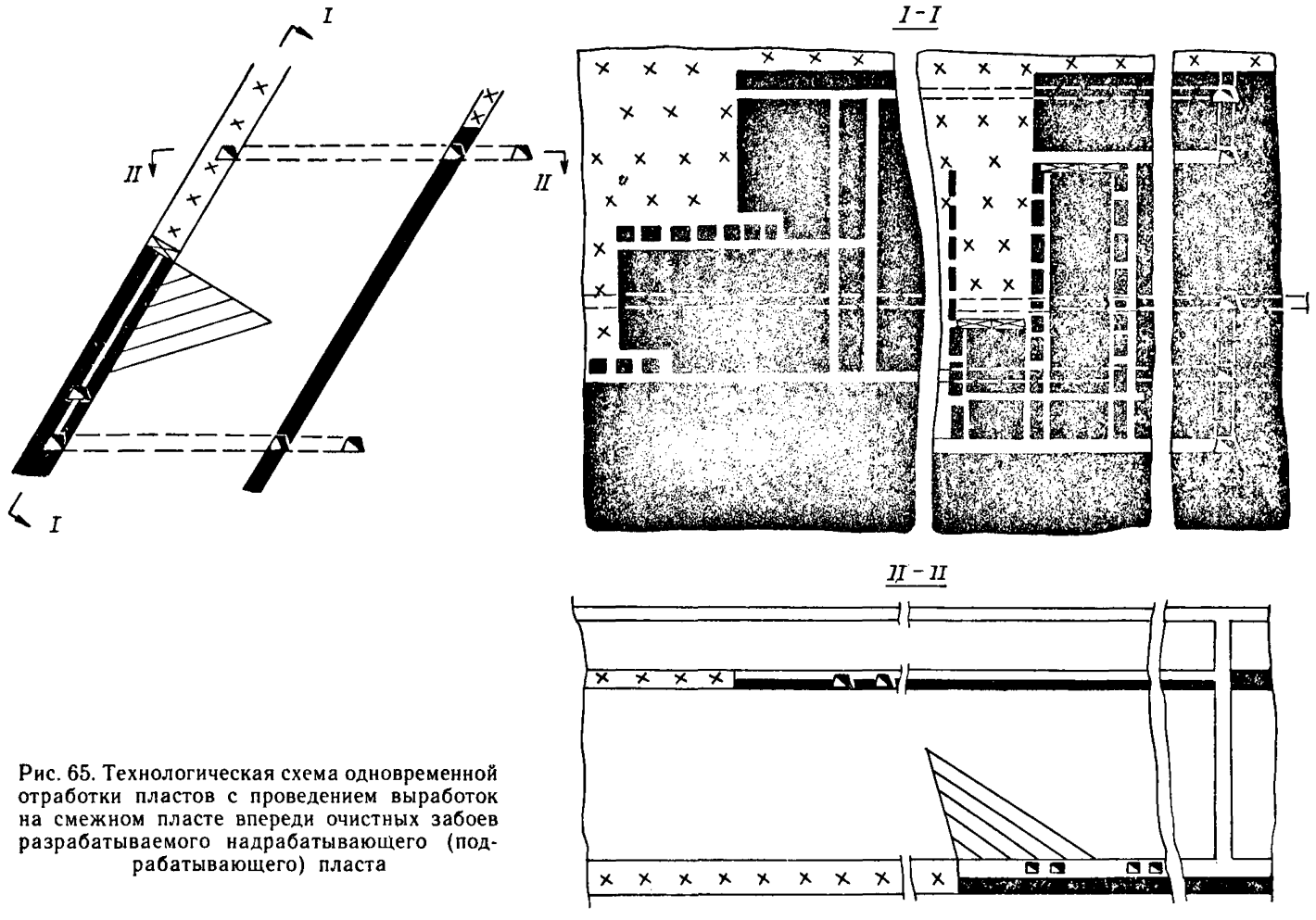


Рис. 65. Технологическая схема одновременной отработки пластов с проведением выработок на смежном пласте впереди очистных забоев разрабатываемого надрабатывающего (подрабатывающего) пласта

При последовательной отработке пластов на каждом пласте могут применяться любые системы разработки без каких-либо ограничений в расположении забоев и выработок.

При одновременной отработке пластов расположение очистных забоев и выработок на надрабатываемом пласте следует принимать в соответствии с положениями п. 8.6.

8.8. К категории сближенных взаимно подрабатываемых пластов (рис. 63, г) относятся смежные пласты при выполнении условий:

$$\begin{aligned} M_к &< h_{о.к}\ ; \\ M_п &< h_{о.п}\ . \end{aligned} \qquad (99)$$

Сближенные взаимно подрабатываемые пласты можно отрабатывать только совместно одинаковыми системами разработки с опережением границ очистных забоев по одному (как правило, вышележащему) из пластов на расстояние до $M_к$ или $M_п$. При этом выработки следует, как правило, проводить по нижележащему пласту общими для разрабатываемых пластов.

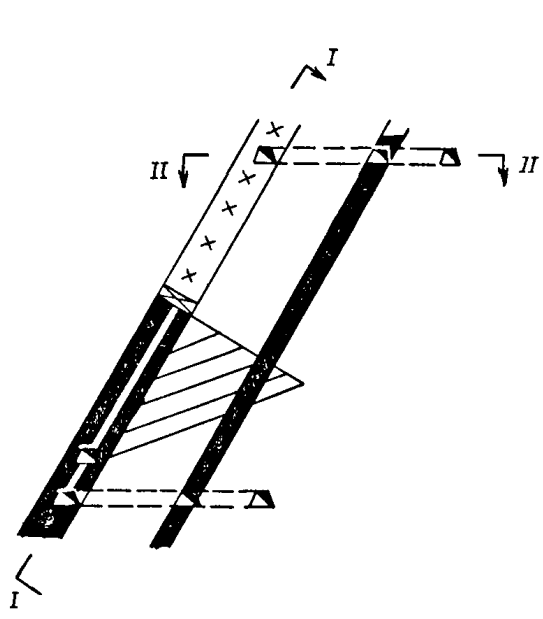
8.9. Свиту из нескольких сближенных пластов с расстоянием между крайними пластами, превышающими размеры по п. 8.4, для увеличения концентрации горных работ, обеспечения оптимального марочного состава добываемого угля, опережающей дегазации пластов и разгрузки толщи пород следует разделять на группы пластов, которые при выборе соответствующего порядка отработки и расположения очистных забоев и выработок в каждой из групп в соответствии с пп. 8.5—8.8 можно подготавливать и отрабатывать одновременно и независимо друг от друга. Пример рационального группирования, подготовки и отработки типичной для Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса сложной свиты, включающей мощные и средней мощности ударо-, выбросо- и пожароопасные пласты различных категорий сближенности, приведен в прил. 9.

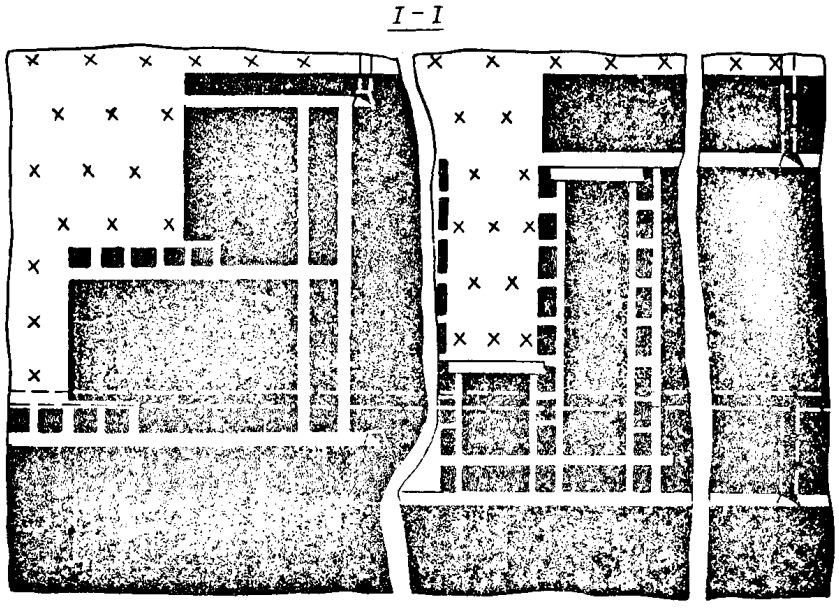
Выбор способа охраны выработок

8.10. Разработку крутонаклонных и крутых пластов необходимо производить, как правило, в соответствии с «Прогрессивными технологическими схемами» (ИГД им. А. А. Скочинского, М., 1979), предусматривающими полную выемку пластов на участках без оставления в выработанном пространстве угольных целиков для охраны выработок, со следующими способами их проведения, охраны и поддержания:

— проведение и поддержание одинарных выработок в массиве с погашением за очистным забоем (рис. 67, *а*);

— проведение и поддержание одинарных выработок вприсечку к выработанному пространству (при ширине защитной полосы угля на тонких пластах до 3 м, на пластах средней мощности и мощных до 5 м) с погашением за забоем (рис. 67, *б*);





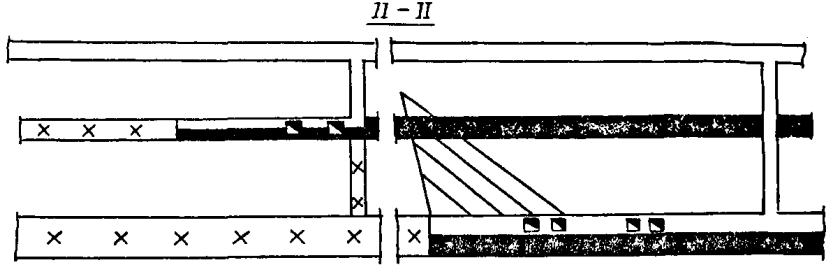


Рис. 66. Технологическая схема одновременной отработки пластов с подготовкой промежуточными квершлагами и расположением выработок на смежном пласте по (над) выработанным пространством разрабатываемого пласта

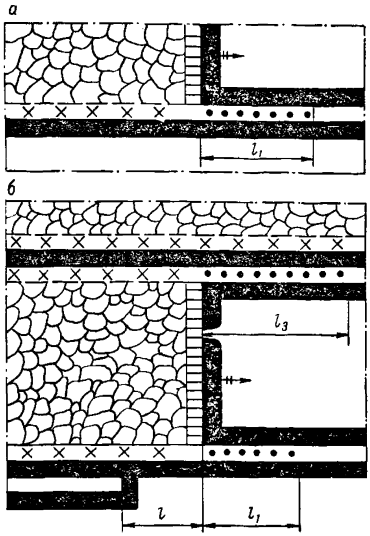


Рис. 67. Схемы проведения и поддержания выработок:

а — проведение и поддержание одинарных выработок впереди очистного забоя с погашением за ним; *б* — проведение и поддержание одинарных выработок вприсечку к выработанному пространству (с оставлением защитной полосы угля)

— проведение одинарных выработок впереди или одновременно с очистным забоем с последующим их поддержанием на границе с выработанным пространством для повторного использования при отработке смежного забоя (рис. 68, *а*, *б*);

— проведение и поддержание парных выработок, разделенных полосой угля до 5 м, с погашением одной выработки за первым очистным забоем и другой — за смежным забоем (рис. 69, *а*);

— проведение (оформление) выработок за очистным забоем и поддержание их в выработанном пространстве (рис. 69, *б*).

8.11. Технологические схемы с проведением одинарных и парных выработок впереди забоя и вприсечку к выработанному пространству, с погашением их за очистным забоем, а также схемы с различными комбинациями указанных способов проведения, поддержания и охраны выработок можно применять для разработки пластов с породами основной кровли всех классов по обрушаемости и породами почвы всех классов по пучимости с применением, при необходимости, различных способов смещений пород в выработку. Преимущественно же эти схемы следует применять в усложненных условиях при $m > 2$—2,5 м, труднообрушающихся породах кровли и пучащих и сильнопучащих породах почвы.

8.12. Технологические схемы с проведением одинарных выработок и поддержанием их на границе с выработанным пространством для повторного использования следует применять преимущественно на пластах мощностью до 2—2,5 м с породами основной

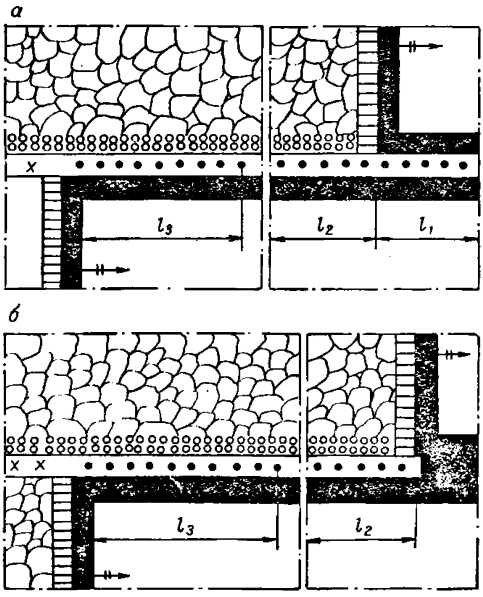


Рис. 68. Схемы проведения и поддержания выработок:

а, б — соответственно, проведение одинарных выработок впереди очистного забоя или одновременно с ним с последующим поддержанием на границе с выработанным пространством и погашением за смежным очистным забоем

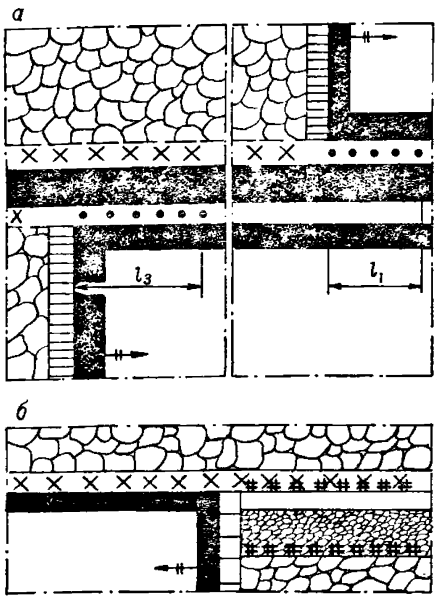


Рис. 69. Схемы проведения и поддержания выработок:

а — проведение и поддержание парных выработок с погашением одной из них за первым и другой за вторым очистным забоем; *б* — проведение (оформление) выработок за очистным забоем и поддержание в выработанном пространстве

кровли, отнесенными к классам легкообрушающихся и среднеобрушающихся, и с породами почвы, отнесенными к классу непучащих. При применении этих схем в условиях труднообрушающихся пород кровли и пучащих пород почвы для обеспечения рабочего состояния выработок в течение всего срока службы необходимо дополнительно применять различные способы снижения смещений пород в выработку (разупрочнение основной кровли, закладку выработанного пространства, перепуск обрушенных пород с верхнего этажа, упрочнение пород почвы, снижение напряжения в краевой части пласта).

8.13. Технологические схемы с проведением (оформлением) выработок за очистным забоем и поддержанием их в выработанном пространстве следует применять только при соответствующем обосновании для разработки пластов мощностью до 1—1,2 м, как правило, с несползающими породами кровли и почвы.

8.14. Технологические схемы, предусматривающие оставление в выработанном пространстве угольных целиков для охраны этажных откаточного и вентиляционного штреков, можно допускать при соответствующем обосновании только для разработки одиночных пластов, не опасных по горным ударам и выбросам угля и газа, а также при сползающих породах кровли и почвы

пласта, где невозможно обеспечить безопасность работ при бесцеликовой разработке.

8.15. При выборе технологических схем бесцеликовой отработки высокогазоносных, выбросоопасных и пожароопасных пластов и их применении необходимо учитывать требования и выполнять установленные соответствующими нормативными документами мероприятия по обеспечению безопасности подготовительных и очистных работ (изоляцию от выработанного пространства, закладку выработанного пространства, перепуск обрушенных пород с верхнего этажа, заиловку выработанного пространства глинистым раствором и т. п.)

Определение смещений пород и выбор средств поддержания выработок

Выработки, погашаемые за очистным забоем

8.16. В одинарных выработках, проводимых впереди очистного забоя и погашаемых за ним (см. рис. 67, а), при разработке одиночных пластов смещения пород следует определять по формуле:

$$U = (U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_1k_{кр})\ k_sk_a, \qquad (100)$$

где $U_{пр}$ — смещения за период влияния проходческого забоя, определяемые по рис. 70, мм; V_0 — скорость смещений вне зоны влияния временного опорного давления очистного забоя, определяемая по рис. 71, мм/мес.; t_0 — время поддержания выработки до начала влияния очистного забоя, месяцев; U_1 — смещения за

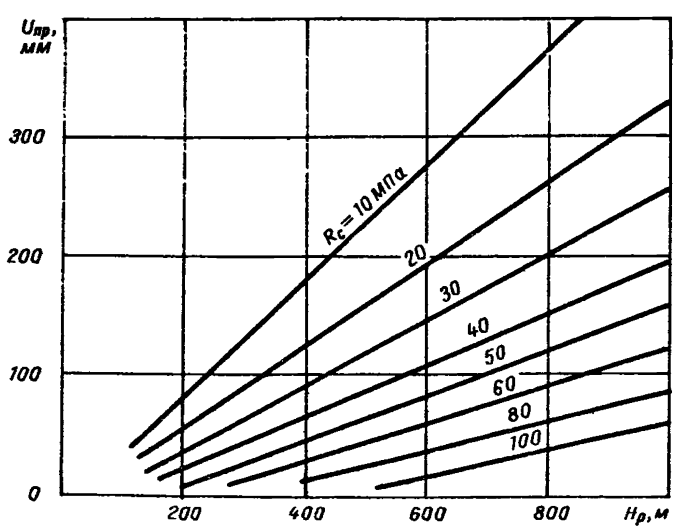


Рис. 70. Смещения $U_{пр}$ пород за период влияния проходческого забоя

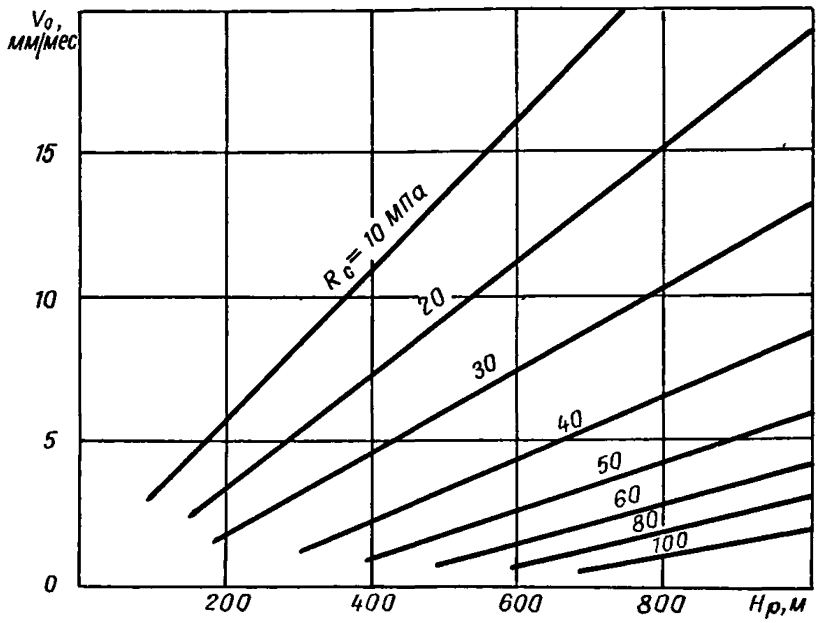


Рис. 71. Скорости V_0 смещений пород вне зоны влияния временного опорного давления

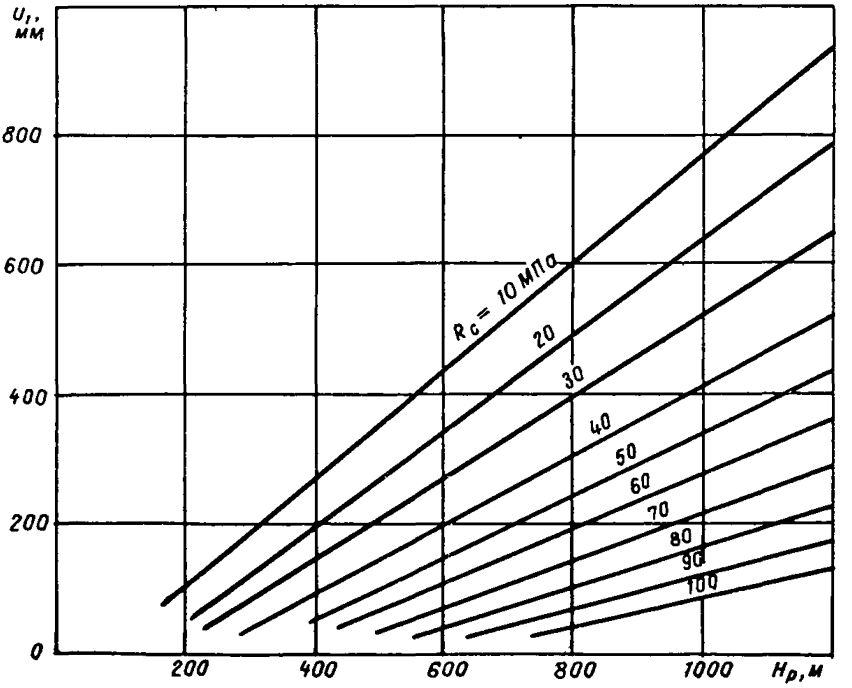


Рис. 72. Смещения U_1 пород за период влияния временного опорного давления очистного забоя

период влияния временного опорного давления очистного забоя, определяемые по рис. 72, мм; $k_{кр}$, $k_{пр}$ и k_s — коэффициенты, принимаемые в соответствии с п. 7.19; k_α — коэффициент влияния угла падения пласта, принимаемый равным 1 при $\alpha \geqslant 55°$ и 1,2 при $\alpha < 55°$;

8.17. В одинарных выработках, проводимых и поддерживаемых в разгруженном массиве под выработанным пространством вышележащего пласта или над выработанным пространством нижележащего пласта, в дальнейшем подвергающихся влиянию очистного забоя по собственному пласту и погашаемых за ним, смещения пород U следует определять в соответствии с п. 8.16 по формуле (100) с умножением на коэффициент 0,8.

8.18. В условиях, указанных в пп. 8.16, 8.17, для парных выработок (см. рис. 69, а) величины смещений пород в выработку должны увеличиваться в 1,3 раза.

8.19. В одинарных выработках, проводимых и поддерживаемых в массиве угля, затем подвергающихся влиянию временного опорного давления от очистных забоев вышележащего надрабатывающего пласта, в дальнейшем поддерживаемых в разгруженном массиве под его выработанным пространством и потом подвергающихся влиянию очистного забоя по собственному пласту с погашением за этим забоем, смещения пород следует определять по формуле:

$$U = (U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_нk_м + V_нt_н + 0{,}8U_1k_{кр})\ k_sk_\alpha, \qquad (101)$$

где $U_{пр}$, $k_{пр}$, V_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s, k_α — см. п. 8.16; $U_н$ — смещения за период влияния временного опорного давления от очистного забоя надрабатывающего пласта, определяемые по номограмме на рис. 74; $t_н$ — время поддержания выработки после надработки, мес.; $k_м$ — коэффициент влияния состава междупластья, принимаемый равным 1 при отнесении пород междупластья к легко- или среднеобрушающимся и 0,8 при отнесении к труднообрушающимся; $V_н$ — скорость смещения пород в период поддержания в разгруженном массиве после надработки, принимаемая равной 0,8 V_0, где V_0 определяют из графиков на рис. 71.

8.20. В одинарных выработках, проводимых и поддерживаемых в массиве угля, затем подвергающихся влиянию временного опорного давления и сдвижения от очистных забоев нижележащего подрабатывающего пласта, в дальнейшем поддерживаемых в разгруженном массиве над его выработанным пространством и потом подвергающихся влиянию очистного забоя по собственному пласту с погашением за этим забоем, смещения пород следует определять по формуле:

$$U = (U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_{пд}k_m + V_{пд}t_{пд} + 0{,}8\ U_1k_{кр})\ k_sk_\alpha, \qquad (102)$$

где $U_{пр}$, $k_{пр}$, V_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s, k_α — см. п. 8.16; $U_{пд}$ — смещения за период влияния временного опорного давления от очистного забоя подрабатывающего пласта, определяемые по номограмме

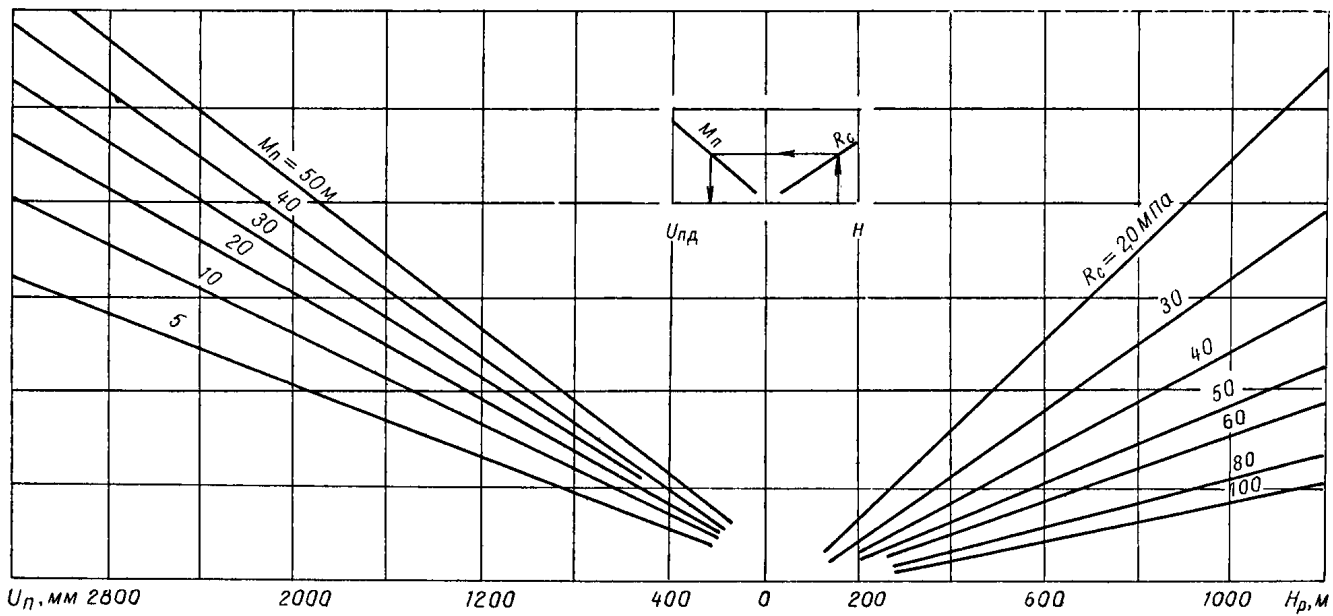


Рис. 73. Смещения $U_{пд}$ пород за период влияния временного опорного давления очистного забоя подрабатывающего пласта: $M_п$ — мощность междупластья

на рис. 73; $V_{пд}$ — скорость смещения пород в период поддержания в разгруженном массиве после подработки, принимаемая равной 0,8 V_0, где V_0 определяют из графиков (см. рис. 71); $t_{пд}$ — время поддержания выработки после подработки, месяцев; k_m — коэффициент влияния мощности подрабатывающего пласта, принимаемый: 1 при $m \leqslant 1{,}5$ м; 1,2 при $1{,}5 < M \leqslant 3{,}5$ м и 1,5 при $m > 3{,}5$ м.

8.21. При повторной надработке или подработке выработок возникающие при этом дополнительные смещения пород определяют путем умножения величин $U_н$ и $U_{пд}$ на коэффициент 0,7.

8.22. Для участков выработки, которые после надработки или подработки оказываются под (над) краевыми частями пластов или под (над) целиками на надрабатывающем (подрабатывающем) пластах, общие смещения следует определять в соответствии с пп. 8.19 и 8.20 по формулам (101) и (102) с умножением в них соответственно величин $(V_н t_н + 0{,}8\ U_1 k_{кр})$ и $(V_{пд} t_{пд} + 0{,}8\ U_1 k_{кр})$ на коэффициенты $k_{од}$, определяемые в соответствии с п. 6.19 по рис. 17, на котором L_0 — ширина зоны опорного давления в пласте по падению $h_{бн}$ и $h_{бп}$ — безопасные высоты надработки или подработки, принимаемые для конкретных горно-геологических условий по экспериментальным данным, а при их отсутствии — в соответствии с пунктами: L_0 — по п. 5.7 с умножением на коэффициент 0,7, $h_{бн}$ — по п. 5.8; $h_{бп}$ по п. 5.9.

8.23. Во всех — указанных в пп. 8.16—8.22— условиях разделение общих расчетных смещений U на смещения пород кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ следует производить в соответствии с п. 7.29.

8.24. Выбор крепи в выработках по простиранию (штреках) следует производить из условия $\Delta > 0{,}7\ U$, где Δ — конструктивная податливость крепи. Здесь необходимо применять крепи с податливостью в направлении нормали к напластыванию, например, металлическую крепь типа ПАК при смещениях до 500 мм и металлическую крепь типа АПК при смещениях до 700 мм, типа МКА или крепи с податливыми стойками и прямолинейным верхняком при смещениях свыше 700 мм. При смещениях до 300 мм допускается применять металлическую арочную крепь АП-3, а для выработок с небольшим сроком службы и сечением до 6 м^2 при смещениях до 200 мм — также деревянную рамную крепь.

8.25. В выработках по падению при $\alpha < 55°$ следует применять незамкнутые податливые металлические крепи (арочная типа АП-3 и АП-5 и с прямолинейным верхняком типа МПК и КПС) с различными способами предотвращения сползания почвы выработки. При $\alpha > 55°$ следует применять замкнутые податливые по высоте выработки металлические крепи или незамкнутые крепи с применением мероприятий, предотвращающих сползание почвы, например, укреплением почвы анкерной крепью. При небольшом сроке службы выработок сечением до 6 м^2 при смещениях до 200 мм также допускается применение деревянной рамной крепи. Выбор незамкнутых крепей должен производиться

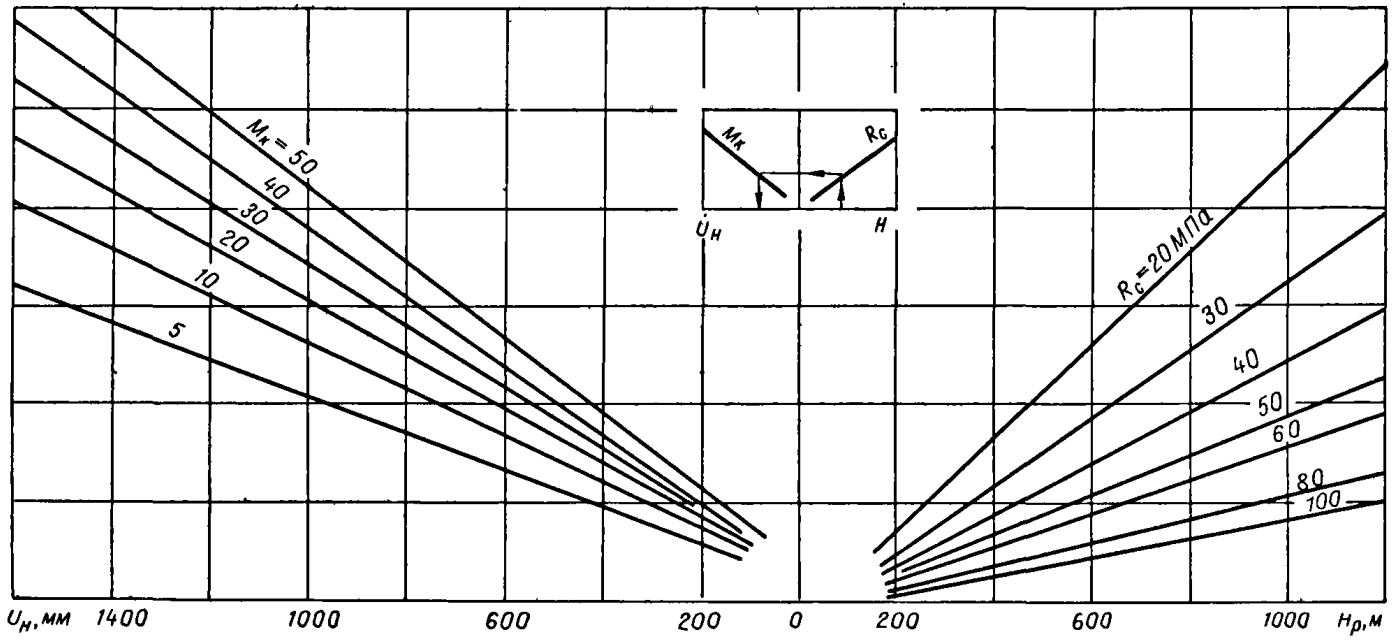


Рис. 74. Смещение $U_н$ пород за период влияния временного опорного давления очистного забоя надрабатывающего пласта; $M_к$ — мощность междупластья

из условия $\Delta > U_{кр}$ ($U_{кр}$ определяют в соответствии с пп. 8.23 и 7.29), а замкнутых крепей — из условия $\Delta > U$.

8.26. При указанных в пп. 8.24—8.25 условиях плотность установки крепей должна приниматься в соответствии с действующими Типовыми сечениями и паспортами крепления выработок с учетом устойчивости угля и пород, но не менее 1 рамы/м — при отнесении их к устойчивым, 1,3 — к средней устойчивости и 1,5 — к неустойчивым.

8.27. В случае, если смещения превышают конструктивную податливость принятой крепи, следует применять крепь большей податливости или мероприятия по уменьшению смещений. При применении различных способов упрочнения пород величины смещений следует определять в соответствии с положениями пп. 3.9; 3.11; 7.32. При применении в выработке крепей с увеличением их плотности по сравнению с указанной в п. 8.26 в 1,5 раза, либо при установке в выработке дополнительно различных крепей усиления (податливых металлических стоек трения или гидравлических, стропильной крепи) с сопротивлением порядка 200 кН/м величины смещений уменьшаются в 1,5 раза, а при совместном применении крепи увеличенной плотности и крепи усиления — в 2 раза. Усиление крепи выработки следует производить на участках протяженностью не менее $0{,}5\,L_0$ впереди очистного забоя разрабатываемого пласта, а также в области влияния надработки и подработки от смежных пластов при $U_н$ и $U_{пд}$ свыше 100 мм.

Выработки, сохраняемые для повторного использования

8.28. В одинарных выработках, проводимых при разработке одиночного пласта в массиве угля или с опережением очистного забоя, в последующем поддерживаемых на границе с выработанным пространством для повторного использования (см. рис. 68, *а*) при отработке смежного столба (этажа, подэтажа) с погашением за его очистным забоем, смещения пород кровли и почвы следует определять по формуле:

$$U = [U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + (U_1 + U_1^{ост} + U_2)\,k_{кр}]\,k_sk_a, \qquad (103)$$

где $U_{пр}$, $k_{пр}$, V_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s, k_a — см. п. 8.16; U_2 — смещения пород за период влияния временного опорного давления от очистного забоя смежного столба (при бесцеликовых способах охраны $U_2 = U_1$); $U_1^{ост}$ — смещения пород за период влияния остаточного опорного давления позади забоя первой лавы, определяемые по формуле:

$$U_1^{ост} = k_{охр}m + V_1^{ост}t_1, \qquad (104)$$

где $k_{охр}$ — коэффициент, учитывающий влияние податливости возводимых над выработкой искусственных ограждений на смещения кровли, принимаемый: для работы с закладкой — 0,08;

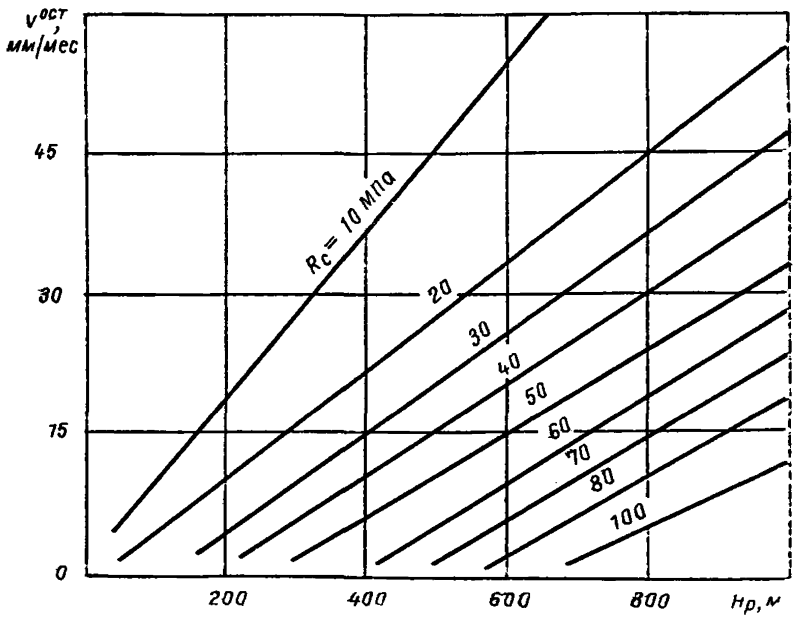


Рис. 75. Скорости $V_1^{ост}$ смещений пород под влиянием стационарного (остаточного) опорного давления от краевой части пласта

для бутовых полос — 0,1; для костров из шпального бруса — 5; для деревянной органной крепи — 0,12; для железобетонных тумб и полос из быстротвердеющих материалов — 0,06; $V_1^{ост}$ — средняя скорость смещений кровли и почвы в выработку в зоне остаточного опорного давления от краевой части пласта, определяемая по графикам рис. 75, мм/меслу; t_1 — время поддержания выработки на границе с выработанным пространством; m — мощность пласта (вынимаемая).

8.29. В одинарных выработках, проводимых одновременно с очистным забоем при разработке одиночного пласта и поддерживаемых на границе с выработанным пространством для повторного использования (рис. 68, б) при отработке смежного столба (этажа, подэтажа) с погашением за его очистным забоем, смещения пород кровли и почвы следует определять по формуле:

$$U = (U_1^{ост} + U_2)\, k_{кр} k_s k_a, \qquad (105)$$

где $k_{кр}$, k_s, k_a — см. п. 8.16; $U_1^{ост}$, U_2 — см. п. 8.28.

8.30. В одинарных выработках по пп. 8.28—8.29, проводимых и поддерживаемых для повторного использования в разгруженном массиве под выработанным пространством вышележащего пласта или над выработанным пространством нижележащего пласта, смещения пород U следует определять по формулам (103) и (105), умноженным на коэффициент 0,8.

8.31. В одинарных выработках по пп. 8.28—8.29, подвергающихся до начала отработки очистных забоев по собственному пласту воздействию временного опорного давления от очистных забоев надрабатывающего пласта, а затем последовательному влиянию 1-го и 2-го очистных забоев собственного пласта, смещения пород следует определять по формулам:

для выработок, проводимых впереди забоя (п. 8.28):

$$U = [U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_нk_м + V_нt_н + 0{,}8\,(U_1 + U_1^{ост} + U_2)\,k_{кр}]\,k_sk_\alpha; \quad (106)$$

для выработок, проводимых одновременно с забоем (п. 8.29):

$$U = [U_нk_м + V_нt_н + 0{,}8\,(U_1^{ост} + U_2)\,k_{кр}]\,k_sk_\alpha, \quad (107)$$

где $U_{пр}$, $k_{пр}$, V_0, t_0, $k_{кр}$, k_s, k_α, U_1 — см. п. 8.16; $U_н$, $k_м$, $V_н$, $t_н$ — см. п. 8.19; $U_1^{ост}$, U_2 — см. п. 8.28.

8.32. В одинарных выработках по пп. 8.28—8.29, подвергающихся до начала отработки очистных забоев по собственному пласту воздействию временного опорного давления от очистных забоев подрабатывающего пласта, а затем последовательному влиянию 1-го и 2-го очистных забоев собственного пласта, смещения пород следует определять соответственно по формулам;

для выработок, проводимых впереди забоя (п. 8.28):

$$U = [U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_{пд}k_m + V_{пд}t_{пд} + 0{,}8\,(U_1 + U_1^{ост} + U_2)\,k_{кр}]\,k_sk_\alpha; \quad (108)$$

для выработок, проводимых одновременно с забоем (п. 8.29):

$$U = [U_{пд}k_m + V_{пд}t_{пд} + 0{,}8\,(U_1^{ост} + U_2)\,k_{кр}]\,k_sk_\alpha, \quad (109)$$

где $U_{пр}$, $k_{пр}$, V_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s, k_α — см. п. 8.16; $U_{пд}$, k_m, $V_{пд}$, $t_{пд}$ см. п. 8.20; $U_1^{ост}$, U_2 — см. п. 8.28.

Примечание: при повторной надработке или подработке — см. п. 8.21.

8.33. Во всех, указанных в пп. 8.28—8.32, условиях разделение общих расчетных смещений U на смещения пород кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ в отдельные периоды существования повторно используемой выработки следует производить согласно п. 7.29; при этом следует иметь в виду, что смещения пород в зоне остаточного опорного давления позади очистного забоя $U_1^{ост}$ следует разделять с учетом влияния средств охраны по формулам:

$$U_{1кр}^{ост} = k_{охр}mk_{кр}k_sk_\alpha; \quad (110)$$

$$U_{1п}^{ост} = V_1^{ост}t_1k_{кр}k_sk_\alpha. \quad (111)$$

Исходя из этого, например, разделение общих смещений, определяемых для условий п. 8.28 по ф. (103), на смещения пород кровли и почвы на момент погашения выработки следует производить по формулам:

$$U_{кр} = \{[U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + (U_1 + U_2)\,k_{кр}]\,k_к + k_{охр}mk_{кр}\}\,k_sk_\alpha; \quad (112)$$

$$U_{\text{п}} = \{[U_{\text{пр}} k_{\text{пр}} + V_0 t_0 + (U_1 + U_2)\, k_{\text{кр}}]\,(1 - k_{\text{к}}) + \\ + V_1^{\text{ост}} t_1 k_{\text{кр}}\}\, k_s k_{\alpha}, \qquad (113)$$

где $k_{\text{к}}$ — см. п. 7.29.

8.34. Выбор крепи выработок, поддерживаемых для повторного использования на границе с выработанным пространством, следует производить из условия компенсации конструктивной податливостью крепи суммарных смещений кровли и почвы, т. е. $\Delta > U$. Для выполнения указанного условия в выработках по простиранию, проводимых впереди забоя (п. 8.28), следует применять крепи с узлами податливости как верхняка, так и стоек (п. 8.24), а в выработках по падению — крепи с повышенной податливостью стоек.

8.35. Плотность крепи в выработках должна приниматься в соответствии с п. 8.26.

В случае, если при указанной плотности крепи смещения превышают ее конструктивную податливость, следует применять другую крепь большей податливости или мероприятия по уменьшению смещений в соответствии с п. 8.27. При применении для снижения смещений крепи усиления ее следует устанавливать на участках: впереди первого и второго очистных забоев на расстоянии не менее 0,5 L_0; позади первого забоя: при легкообрушающейся кровле на расстоянии не менее 40 м; при среднеобрушающейся кровле — 60 м и труднообрушающейся кровле — 70 м.

8.36. Выбор и расчет искусственных ограждений следует производить в соответствии с положениями пп. 7.34—7.35, учитывая следующие особенности, определяемые крутонаклонным и крутым падением пластов:

— параметры (количество стоек органной крепи, количество костров и тумб, ширина литых полос) следует находить по расчетным нагрузкам P_{α}, составляющим 0,7 расчетных нагрузок P для пологого падения (см. п. 7.35, табл. 43);

— ширину бутовых полос принимать не менее 8 m при легкообрушающейся, 10 m — среднеобрушающейся и 15 m — труднообрушающейся кровле;

— при применении органных крепей, тумб и костров создавать их надежный распор между боковыми породами, а для защиты от ударных нагрузок обрушенных пород возводить над ними настил из наклонных стоек, перекрытых досками;

— при применении бутовых и литых полос устанавливать над выработкой ряд костров;

— при наличии сползающих пород по возможности, проводить выработки с минимальной их подрывкой (не более 25 % их мощности), а при $\alpha > 55°$ производить упрочнение пород рядом анкеров с длиной, превышающей их подрывку свыше 0,5 м, и сопротивлением не менее 100 КН/м.

Выработки, проводимые вприсечку к выработанному пространству

8.37. При разработке пластов по технологической схеме с одновременным проведением парных выработок впереди первого очистного забоя погашением одной из них за этим забоем и поддержанием другой вприсечку к выработанному пространству с погашением за вторым очистным забоем (см. рис. 69,*а*) смещения пород в выработке, погашаемой за первым забоем, определяются в соответствии с пп. 8.16 и 8.18. Для второй выработки смещения в период поддержания вприсечку определяют как для повторно используемой выработки, поддерживаемой на границе с выработанным пространством по п. 8.29, а общие смещения пород в такой выработке определяют по формуле:

$$U = [1.3\ (U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_1k_{кр}) + (U_1^{ост} + U_2)\ k_{кр}]\ k_sk_a, \quad (114)$$

где $U_{пр}$, $k_{пр}$, V_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s, k_a — см. п. 8.16; $U_1^{ост}$, U_2 — см. п. 8.28 (при вычислении $U_1^{ост}$ по формуле (104) принимать: $k_{охр} = 0{,}08$; t_1 — время поддержания выработки вприсечку).

8.38. При проведении выработки вприсечку за первым очистным забоем на расстоянии от него не менее 100—120 м (см. рис. 67, *б*) смещения пород определяются условиями проведения и поддержания в зоне остаточного опорного давления и влиянием очистного забоя по формуле:

$$U = (U'_{пр}k_{пр} + V_1^{ост}t + U_2)\ k_{кр}k_sk_a, \quad (115)$$

где $U'_{пр}$ — смещения за период влияния проходческого забоя, определяемые по графикам на рис. 76; t — срок службы выработки; $k_{пр}$, $k_{кр}$, k_s, k_a — см. п. 8.16; $V_1^{ост}$, U_2 — см. п. 8.28.

8.39. Разделение общих смещений в присечных выработках на смещения кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ следует производить в соответствии с п. 8.33. При этом для присечной парной выработки (п. 8.37) смещения, определяемые по формуле (114), разделяют так же, как для выработки, сохраняемой на границе с выработанным пространством, т. е. следующим образом:

$$U_{кр} = \{[1{,}3\ (U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_1k_{кр}) + U_2k_{кр}]\ k_к + k_{охр}mk_{кр}\}\ k_sk_a; \quad (116)$$

$$U_п = \{[1{,}3\ (U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_1k_{кр}) + U_2k_{кр}]\ (1 - k_к) + V_1^{ост}t_1k_{кр}\}\ k_sk_a. \quad (117)$$

Для выработки, проводимой вприсечку за забоем (п. 8.38), смещения, определяемые по формуле (115), разделяют следующим образом:

$$U_{кр} = (U'_{пр}k_{пр} + U_2)\ k_{кр}k_sk_ak_к; \quad (118)$$

$$U_п = [(U'_{пр}k_{пр} + U_2)\cdot(1 - k_к) + V_1^{ост}t]\ k_{кр}k_sk_a. \quad (119)$$

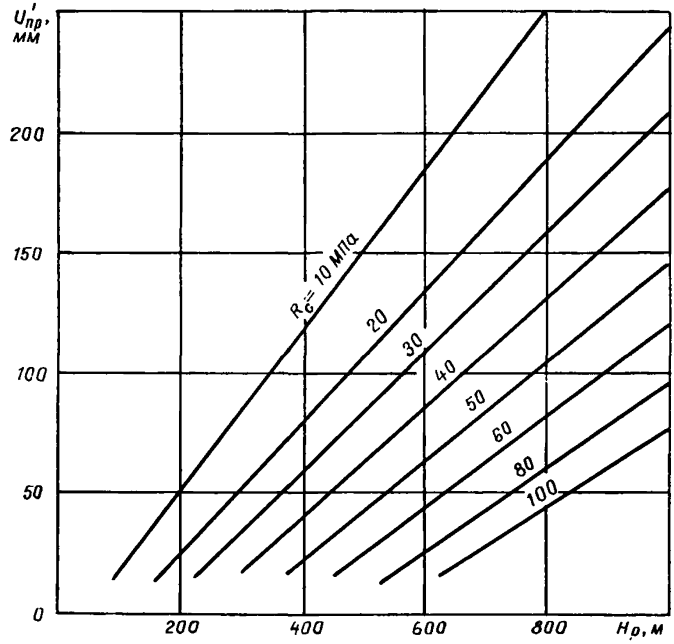


Рис. 76. Смещения $U'_{пр}$ пород за период влияния проходческого забоя в зоне остаточного опорного давления

8.40. Выбор крепей и их параметров для выработок, поддерживаемых вприсечку к выработанному пространству с защитной полосой угля, следует производить по смещениям за весь срок их службы в соответствии с положениями пп. 8.24—8.27.

Выработки, проводимые за забоем

8.41. В вентиляционных штреках, проводимых за забоем и поддерживаемых в выработанном пространстве (см. рис. 69, *б*), смещения пород в выработку следует определять по формуле:

$$U = (k_{охр} m + V_в t)\, k_{кр} k_s k_\alpha \quad , \qquad (120)$$

где $k_{охр}$ — коэффициент, учитывающий влияние способа охраны и податливости возводимых у выработки искусственных ограждений, принимаемых для охраны бутовыми полосами и кострами, равным 0,2; $V_в$ — средние скорости смещений кровли и почвы в выработку за время поддержания выработки в выработанном пространстве, принимаемые равными 0,8 V_0 мм/мес (V_0 см. п. 8.16); t — срок службы выработки. Разделение смещений на смещение кровли и почвы производится в соответствии с п. 7.29.

8.42. Выбор крепи выработок, поддерживаемых в выработанном пространстве, следует производить из условия компенсации конструктивной податливостью крепи суммарных смещений кровли и почвы пласта. Для этого в качестве основной крепи следует применять либо 4-звенные арочные крепи с узлом податливости по нормали к пласту (ПАК, АПК и т. п.), либо прямоугольные или трапецевидные металлические крепи с податливым металлическим верхняком, с плотностью установки рам в соответствии с п. 8.26.

8.43. Охрану выработок, поддерживаемых в выработанном пространстве, следует производить: со стороны восстания — возведением над выработкой ряда костров из шпального бруса; со стороны падения — возведением бутовой полосы шириной не менее 10 *м*, опирающейся на ряд костров из шпального бруса. При наличии сползающих пород следует производить их упрочнение рядами анкеров с длиной, превышающей глубину подрывки пород свыше 0,5 м, и сопротивлением не менее 100 кН/м. При особой опасности сползания пород следует переходить на работу с закладкой выработанного пространства или на охрану целиками угля.

Выработки, охраняемые целиками угля

8.44. При охране выработок целиками угля в условиях, регламентируемых требованиями п. 8.14, размеры целиков должны приниматься в соответствии с данными табл. 52.

Таблица 52

Мощность пласта, м	Размеры угольных целиков по падению, м			
	над откаточными штреками		под вентиляционными штреками	
1	2	3	4	5
До 1,2	8—10	6	10—12	8—10
Более 1,2	1,2—14	8	12—14	10—12

Примечание. В графах 2, 4 — данные для мягких углей ($R_c < 4$ МПа); в графах 3, 5 — для крепких ($R_c > 15$ МПа).

Размер целика по простиранию (расстояние между сбойками) следует принимать не менее 4,5—5,4 м.

8.45. Смещения пород в выработках за период охраны их позади очистного забоя угольными целиками должны приниматься в два раза большими смещений в выработках, пройденных в массиве и погашаемых за забоем (см. п. 8.16, формулу (100)). В соответствии с этим, общие смещения пород в выработках, пройденных в массиве и охраняемых за забоем целиками угля, следует определять по формуле:

$$U = 3\,(U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_1k_{кр})\,k_sk_{\alpha}. \qquad (121)$$

Смещения пород в выработках, проводимых одновременно с забоем и охраняемых за ним целиками, следует определять по формуле:

$$U = 2\,(U_{пр}k_{пр} + V_0t_0 + U_1k_{кр})\,k_sk_a, \qquad (122)$$

где $U_{пр}$, $k_{пр}$, V_0, t_0, U_1, $k_{кр}$, k_s, k_a — см. п. 8.16.

8.46. Разделение смещений на смещения пород кровли $U_{кр}$ и почвы $U_п$ следует производить в соответствии с п. 7.29.

8.47. Выбор крепи в выработках, охраняемых угольными целиками, следует производить в соответствии с пп. 8.24—8.27.

ПРИЛОЖЕНИЯ

Приложение 1

ПОРЯДОК ВЫЕМКИ ЦЕЛИКОВ, МЕТОДИКА И ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ОКОЛОСТВОЛЬНОГО МАССИВА

Условия и порядок выемки целиков

1. Под выемкой околоствольных предохранительных целиков понимают полное или частичное извлечение запасов угля в пределах целиков, построенных по Правилам охраны, и сокращение размеров целиков.

Полная выемка — отработка существующего предохранительного целика по всей площади с потерями полезного ископаемого, обусловленными принятой системой разработки.

Частичная выемка — такое развитие горных работ в предохранительном целике, при котором размеры очистных выработок и оставляемых в выработанном пространстве опорных целиков находятся в определенном соотношении, при котором развивающиеся деформации в массиве не превышают допустимых для крепи вертикальных стволов и сооружений на поверхности.

Сокращение целиков — уменьшение по контуру их размеров, построенных по Правилам охраны. При этом возникающие деформации являются неопасными для вертикальных стволов и поверхностных сооружений.

2. Отработку предохранительных целиков производят по специальному проекту с предварительным расчетом ожидаемых деформаций для нескольких положений подрабатываемого ствола относительно фронта очистных работ.

3. Выемку предохранительных целиков можно запланировать при проектировании новых, реконструкции существующих шахт, углубке и при их эксплуатации, как одну из эффективных мер охраны вертикальных стволов с минимумом потерь полезного ископаемого. Во всех случаях при сокращении и частичной выемке целиков под стволами их размеры должны составлять не менее 40 % от расчетных.

4. При проектировании стволов следует рассматривать вариант их охраны без околоствольных целиков, планируя предварительную до проходки выемку угля под будущим стволом или предусматривая последующую выемку временно оставляемого целика.

Предварительную выемку угля проводить с таким расчетом, чтобы к началу проходки или углубки ствола закончилась активная стадия сдвижения околоствольного массива, определяемая Правилами охраны. При этом выемка угля должна быть полной в пределах зоны, ограниченной линиями, проведенными от устья ствола под углом сдвижения, уменьшенным на 10°.

5. В том случае, если выработки околоствольного двора выходят за пределы предварительно отработанного под околоствольным массивом участка угольного пласта, зона выемки должна быть увеличена с таким расчетом, чтобы околоствольные выработки проводились в разгруженной зоне и располагались от кромки угольного массива на расстояниях, определяемых в соответствии с разд. 6.

6. Выемку предохранительных целиков следует в первую очередь предусматривать для следующих случаев: у стволов, конструктивно приспособленных к влиянию очистных работ; под зумпфом существующего ствола при большой кратности подработки; в том числе перед углубкой; при погашении шахт и под временно законсервированными стволами с последующим ремонтом.

7. Выемку околоствольных предохранительных целиков осуществляют в первую очередь для наиболее благоприятных условий, к которым относят: углы падения пластов не более 18°; отсутствие крупных геологических нарушений и складок с переменным углом падения в околоствольном массиве; отсутствие в разрезе пород напорных водоносных горизонтов с большим дебитом (более 8 $м^3$/час); глубину залегания пластов не менее 100 м; разработку пластов тонких и средней мощности не более 2,5 м при работе с обрушением и 8 м при работе с закладкой; отсутствие на промплощадке крупных промышленных объектов (обогатительные фабрики, заводы и т. д.) и водоемов; стволы не должны пересекать весьма слабые, пластичные и сильно обводненные породы (например, Подмосковный бассейн, Ахалцихское месторождение и другие районы с аналогичными горно-геологическими условиями). Не допускается отработка предварительно не защищенных пластов, опасных по выбросам и горным ударам.

8. При выемке целиков (с углом падения пластов до 18°) основными являются вертикальные деформации сжатия и растяжения. Возможно некоторое влияние сдвиговых деформаций.

Вертикальные деформации массива приводят к укорочению или удлинению крепи ствола и армировки. Необходимо особо учитывать весьма большие величины сближения кровли и почвы при полной выемке угля у ствола.

Наиболее опасным является вертикальное сжатие в зонах опорного давления и уплотнения ранее разрыхленных пород, приводящее к образованию заколов и вывалов в крепи, не приспособленной к этим деформациям.

Околоствольный массив разгружается от опорного давления в результате проходки «разгрузочной выработки» при выемке целика в разрабатываемом пласте на пересечении его со стволом. Для этого перед отработкой целика угольный пласт у ствола вынимают на расстоянии 15—20 м от него. Выработанное пространство заполняется закладочным материалом или в нем уста-

навливается костровая крепь с породной забутовкой. Крепь ствола разрезается на высоту пласта и заполняется кладкой из деревянных брусков или иных податливых материалов, образующей осадочную зону

Устройство «разгрузочной выработки» позволяет исключить возможность развития опасных деформаций сжатия в почве и кровле пласта в зоне опорного давления на высоту не менее, чем ширина выработки, а также обеспечивает плавное сближение почвы и кровли пласта в районе ствола.

9. Наиболее часто применяемые на практике и теоретически наиболее благоприятные схемы выемки целиков следующие:

Способ отработки от ствола к границам. Выемка угля осуществляется двумя расходящимися забоями. Крепь ствола уже в начальный период отработки попадает в зону разуплотнения и расслоения пород и испытывает возрастающие деформации растяжения. Возможны сдвиговые деформации.

При обеспечении полной подработки по линии падения способ позволяет уменьшить деформации массива в направлении вкрест простирания в 1,5—2 раза и избежать горизонтальных деформаций растяжения в верхней части ствола в направлении по простиранию. Способ применяется довольно часто, в основном, с закладкой.

Способ отработки целиков от границ к стволу. Ствол по мере отработки попадает в зону опорного давления. Наиболее опасными деформациями для конструктивно незащищенной крепи являются вертикальные сжатия.

Способ обеспечивает сокращение деформаций в 1,5—2 раза по сравнению с обычной разработкой по линии падения при предварительном оконтуривании целика со стороны верхней и нижней границы. В направлении простирания в верхней части ствола горизонтальные деформации максимально возможны.

Преимуществом способа является возможность учесть непредвиденные отклонения в процессе сдвижения при постепенном возрастании деформаций.

Выемка целика от границы в одном направлении. Отработка может осуществляться как одной лавой, так и несколькими смежными забоями, движущимися одновременно или с заданным относительным опережением. При этом деформации земной поверхности и массива в направлении движения забоев максимально возможные.

Крепь ствола конструктивно приспосабливают или предусматривают соответствующий ее ремонт. Способ наиболее часто применяется на практике.

10. При отработке целика с двух сторон необходимо обеспечивать симметричное подвигание забоев относительно оси ствола. Скорость подвигания очистного забоя должна быть максимальной.

11. В период отработки целика следует иметь в виду следующие три стадии с присущими им характерными деформациями:

Первая (начальная) — начало отработки целика и приближение (удаление) фронта очистных работ к стволу (от ствола). В этот момент ствол попадает в зону опорного давления (при пересечении отрабатываемого пласта и небольшой кратности подработки зумпфа) или зону разгрузки. Преобладающий вид деформаций при второй и третьей схемах выемки (п. 9) — сжатия слоев пород. В незащищенной крепи возникают отслоения, трещины и заколы. Небольшие нарушения такого рода могут наблюдаться и на защищенных участках. При первой схеме выемки (п. 9) преобладают растягивающие усилия. Нарушения крепи — отдельные трещины разрыва, иногда незначительные сдвиги по напластованию.

Вторая (основная) — момент пересечения очистным забоем оси ствола (или его проекции). Характерные деформации — чередующиеся участки вертикального сжатия и растяжения массива. Вид нарушений — раскрытие трещин и швов; на конструктивно незащищенных участках заколы и вывалы; на защищенных — иногда незначительные заколы.

Третья (затухания) — окончание отработки целика. Характеризуется закрытием трещин, выдавливанием пород на ненарушенных ранее участках. Происходит общее затухание процесса сдвижения.

12. В процессе выемки целиков по возможности следует исключить отрицательно влияющие на крепь ствола и армировку факторы:

а) оставление в выработанном пространстве целиков небольших размеров;

б) остановку очистных забоев;

в) изрезанность целика капитальными и подготовительными выработками.

Ход процесса сдвижения и деформации ствола и сооружений на земной поверхности должен систематически контролироваться инструментальными наблюдениями, проводимыми на всех критических этапах отработки целика, для которых сделан предварительный расчет деформаций.

При расположении очистных забоев ближе 50 м от ствола осмотр крепи и армировки всех стволов, оборудованных подъемом, производится каждую смену.

Крепь стволов необходимо защищать металлической сеткой или решеткой на расстоянии 20 м выше и 10 ниже сопряжений с околоствольными выработками и местами пересечений с отработанными пластами.

13. Горное предприятие может производить отработку целиков, если горно-геологические условия и условия эксплуатации сооружений не изменились по сравнению с теми, которые были приняты при проектировании выемки.

При изменении горно-геологических условий (увеличение количества разрабатываемых пластов, уменьшение кратности подработки более чем на 10 %, изменение угла падения более чем на 5° и т. д.), приводящих к увеличению деформаций, выемка целиков допускается по специальному проекту, обеспечивающему компенсацию деформаций до величин, принятых при проектировании (пример 2).

14. Рекомендации по определению ожидаемых величин сдвижений и деформаций земной поверхности и околоствольного массива от проектируемых и ранее пройденных в целике очистных выработок приводятся для условий разработки свит и одиночных пластов с углом падения до 60°. Расчеты могут производиться при управлении кровлей полным обрушением или закладкой выработанного пространства для прямолинейных контуров очистных выработок.

15. При особо сложных горно-геологических условиях для расчета сдвижений и деформации околоствольного массива рекомендуется привлекать специализированные организации (ВНИМИ и др.). К таким условиям относятся:

— наличие в околоствольном массиве крупных разрывных нарушений или древних оползней;

— складчатое залегание пород;

— гористый рельеф местности;

— возможность оседания толщи пород под влиянием водопонижения или откачки воды из затопленных выработок;

— камерная система разработки; наличие сдвижений по напластованию.

16. При расчете сдвижений и деформаций от очистных выработок, проводимых в целике, необходимо учитывать наличие в пласте ранее пройденных и проектируемых за пределами целика выработок. Расчет производится как от одной выработки суммарных размеров. Когда проводимая в целике очистная выработка отделена от пройденных или проектируемых в пласте за пределами целика выработок целиком, размеры которого более $0{,}15H$ (H — средняя глубина залегания целика, м), то расчет сдвижений и деформаций выполняется без учета ранее пройденных или проектируемых за пределами целика выработок.

Когда ствол проходится в зоне влияния очистных работ до окончания процесса сдвижения в соответствии с Правилами охраны, расчетные сдвижения и деформации определяются с привлечением специализированных научно-исследовательских институтов.

Рассчитанные по настоящей методике ожидаемые величины сдвижений и деформаций при использовании их в качестве исходных данных для разработки мер по предотвращению нарушений эксплуатируемых или реконструируемых стволов должны умножаться на коэффициенты перегрузки, приведенные в табл. 53.

Таблица 53

Деформации	Обозначение	Величина
Оседание η	n_η	1,2
Горизонтальное сдвижение ξ	n_ξ	1,2
Уклон, наклон i_z, i_x .	n_i	1,4
Кривизна K_z, K_x	n_k	1,8
Относительные вертикальные деформации	n_{ε_z}	1,2
Относительные горизонтальные деформации	$n_{\varepsilon_{x,y}}$	1,4

Примечание. Коэффициенты перегрузки и величины рассчитанных ожидаемых сдвижений и деформаций вводятся только один раз, например, при расчете деформаций ε_z по формуле (130) используются величины оседаний без коэффициента перегрузки, а в полученное значение деформаций ε_z вводится коэффициент перегрузки согласно табл. 53.

Расчет сдвижений и деформаций земной поверхности

17. При оконтуривании очистными работами околоствольного целика с одной стороны величины сдвижений и деформаций земной поверхности определяются по рекомендациям Правил охраны.

18. При оконтуривании целика с противоположных сторон по простиранию величины сдвижений и деформаций земной поверхности определяются способом суммирования от каждой выработки с учетом их знаков.

Расчет сдвижений и деформаций производится по рекомендациям Правил охраны. При этом угол полных сдвижений ψ_3' и граничный угол δ_0' от влияния горных выработок, оконтуривающих целик во вторую очередь, определяются по формулам:

$$\delta_0' = \delta_0 - (\delta_0 - \psi_3)(1 - l/l_0)^2; \qquad (123)$$

$$\psi_3' = \psi_3 + (\delta_0 - \psi_3)(1 - l/l_0)^2, \qquad (124)$$

где δ_0' и ψ_3' — соответственно граничный угол и угол полных сдвижений, градус; при размере предохранительного целика $l < l_0$ углы строятся от границы целика, оконтуриваемого во вторую очередь; l_0 — предельный размер предохранительного целика (м), определяемый по формуле

$$l_0 = 2H \operatorname{ctg} \delta_0, \qquad (125)$$

где H — глубина залегания пласта, м.

Если $l > l_0$, то размер предохранительного целика при расчете по формулам (123) и (124) принимается $l = l_0$. Граничный угол и угол полных сдвижений от влияния горных выработок, оконтуривающих целик в первую очередь, определяются по Правилам охраны.

Если сокращение целика с противоположных сторон по простиранию производится одновременно, то граничный угол и угол полных сдвижений от влияния каждой из противоположных выработок определяются по формулам (123) и (124) с учетом п. 19.

19. Расчет сдвижений и деформаций в зоне опорного давления (зона сжатия) выполняется на основе определения нормальной (вертикальной) составляющей вектора сдвижения.

Схема, с помощью которой выполняют расчет сдвижений и деформаций на разрезе по простиранию, приведена на рис. 77.

На разрезе по простиранию от границы выработки в сторону целика откладывают отрезок 5—В, равный

$$L_0 = H \operatorname{ctg} \delta_0, \qquad (126)$$

и соответствующий размеру зоны опорного давления L_0 (м) в плоскости угольного пласта по простиранию.

При расчете сдвижений и деформаций в зонах опорного давления условные граничные углы δ_0'', γ_0'' и β_0'' в Донецком бассейне для районов, разрабатывающих пласты марок Д—Г—Ж, принимают равными $\delta_0''=\gamma_0''=60°$ и $\beta_0''=60°-0{,}8\alpha$; в Карагандинском бассейне: $\delta_0''=\gamma_0''=50°$ и $\beta_0''=50°-0{,}5\alpha$.

Размеры зоны опорного давления в кровле и почве пласта принимают равными размеру зоны опорного давления, определяемому по формуле (126).

Отрезок 5—В делится на четыре равные части. Через точки деления проводят вертикальные линии, I, II, III, IV и V. На вертикальной линии, проходящей через границу выработки (точки 5), в сторону кровли и почвы пласта откладывают отрезки; равные L_0 (точки 1 и 9). Отрезок 1—9 делится на восемь равных частей, а точки деления соединяют с точкой В прямыми.

Оседания в зоне опорного давления определяют для узловых точек — точек пересечения вертикальных (I, II, III, IV, V) и наклонных (1—В, 1—В, . . ., 9—В) линий. Величины оседания η (мм) в узловых точках вычисляют по формуле:

$$\eta = \eta_0 S(z), \qquad (127)$$

где η_0 — максимальное оседание (мм) при полной подработке земной поверхности выработкой, от которой производится расчет, определяют по формуле:

$$\eta_0 = q_0 m, \qquad (128)$$

гле q_0 — относительное максимальное оседание — согласно Правилам охраны; m — вынимаемая мощность пласта, м.

При неполной подработке вместо η_0 определяется максимальное оседание η_m (мм) по рекомендациям Правил охраны (см. п. 16).

При ведении очистных работ с противоположных сторон расчет оседаний в зоне опорного давления производится отдельно от каждой выработки и результаты суммируются. При этом граничный угол и угол полных сдвижений, входящие в формулы (126) и (129) для горной выработки, отрабатываемой во вторую очередь, определяются по формулам (123) и (124).

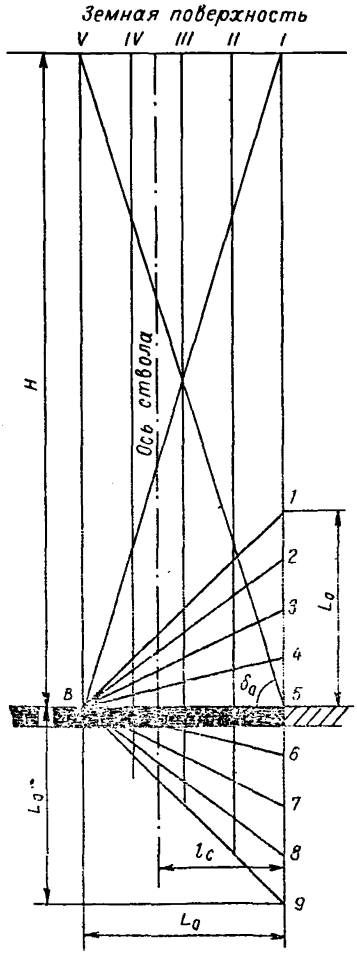


Рис. 77. Схема к расчету сдвижений и деформаций в зоне опорного давления на разрезе по простиранию

Коэффициент $S(z)$, характеризующий распределение оседаний в зоне опорного давления, определяют по табл. 54.

Табличные величины $a = S(z)_1$; $b = S(z)_2$; $c = S(z)_3$ и $d = S(z)_4$ находятся, по Правилам охраны, по $z = x/L_3$ с точностью до третьего знака соответственно для вертикальных линий I, II, III, IV (см. пример 2). В Донецком бассейне при расчете сдвижений и деформаций в зоне опорного давления по простиранию для районов, разрабатывающих пласты марок Д—Г—Ж, табличные величины a, b; c и d принимаются равными: $a = 0{,}250$; $b = 0{,}150$; $c = 0{,}075$; $d = 0{,}030$.

Длина полумульды (м) на разрезе по простиранию определяется графически или по формуле:

Таблица 54

Горизонтальные или наклонные линии	Коэффициент S (z) в точках вертикальных линий				
	V	IV	III	II	I
Земная поверхность	0	d	c	b	a
I—B	0	d	c	b	a
1—B	0	$\frac{d}{q_0}$	$\frac{c}{q_0}$	$\frac{b}{q_0}$	$\frac{a}{q_0}$
2—B	0	$\frac{d(a-0.5d)}{aq_0}$	$\frac{c(a-0.5d)}{aq_0}$	$\frac{b(a-0.5d)}{aq_0}$	$\frac{a-0.5d}{q_0}$
3—B	0	$\frac{d(a-0.5c)}{aq_0}$	$\frac{c(a-0.5c)}{aq_0}$	$\frac{b(a-0.5c)}{aq_0}$	$\frac{a-0.5c}{q_0}$
4—B	0	$\frac{d(a-0.5b)}{aq_0}$	$\frac{c(a-0.5b)}{aq_0}$	$\frac{b(a-0.5b)}{aq_0}$	$\frac{a-0.5b}{q_0}$
5—B	0	$\frac{d}{2q_0}$	$\frac{c}{2q_0}$	$\frac{b}{2q_0}$	$\frac{a}{2q_0}$
6—B	0	$\frac{bd}{2aq_0}$	$\frac{bc}{2aq_0}$	$\frac{b^2}{2aq_0}$	$\frac{b}{2q_0}$
7—B	0	$\frac{cd}{2aq_0}$	$\frac{c^2}{2aq_0}$	$\frac{bc}{2aq_0}$	$\frac{c}{2q_0}$
8—B	0	$\frac{d^2}{2aq_0}$	$\frac{cd}{2aq_0}$	$\frac{bd}{2aq_0}$	$\frac{d}{2q_0}$
9—B	0	0	0	0	0

$$L_з = H(\operatorname{ctg}\delta_0 + \operatorname{ctg}\psi_3), \qquad (129)$$

где δ_0 и ψ_3 определяют по Правилам охраны с учетом пп. 16 и 19, градус.

На разрезе по простиранию в зоне опорного давления в однородных горных породах * определяют вертикальные деформации для середины интервалов между узловыми точками по формуле:

$$\varepsilon_z = (\eta_b - \eta_{b-1})/l, \qquad (130)$$

где η_b и η_{b-1} — соответственно оседания нижней и верхней точек (мм), расположенных на одной вертикали (I, II, III, IV, V, см. рис. 77); l — расстояние между точками, м.

Определение вертикальных деформаций точек оси ствола по найденным деформациям интервалов нормальных сечений (I, II, III, IV, V) между узловыми точками производится следующим образом.

* Под однородными здесь понимают породы, модули деформации которых отличаются не более чем в 2 раза от среднего модуля деформации массива, определяемого по рекомендациям п. 23.

Соединяются середины интервалов между узловыми точками нормальных сечений, ближайших к оси ствола и расположенных по обе ее стороны. Деформации точек пересечения этих линий со стволом определяются интерполированием. Например, для случая — по рис. 77 интерполяция должна производиться между нормальными сечениями III и IV.

При углах падения пласта до 5° включительно расчет деформаций и сдвижений выполняется аналогичным образом.

20. Расчет сдвижений и деформаций на разрезе вкрест простирания (рис. 78) у нижней границы очистной выработки производится следующим образом. От границы выработки в сторону целика в плоскости пласта откладывается отрезок 5—В, равный

$$L_{о.н} = H_н \operatorname{ctg} \delta_0 \cos \alpha, \qquad (131)$$

где $L_{о.н}$ — размер зоны опорного давления со стороны нижней границы выработки, м; $H_н$ — глубина залегания нижней границы выработки, м; α — угол падения пласта, градус.

От нижней границы выработки (точка 5) по граничному углу β_0 проводят линию до пересечения с земной поверхностью (точка V). Соединяют точки V и В прямой линией и из точки 5 проводят линию, параллельную линии V—В, до пересечения с земной поверхностью (точка 1). На линии 5—1, проходящей через границу выработки (точка 5), в сторону пород кровли и почвы пласта откладывают отрезки, равные $L_{о.н}$ (точки 1 и 9). Точки 1 и 9 соединяют с точкой В. Отрезок 5—В делят на четыре равные части. Из точек, полученных в результате деления отрезка 5—В, проводят линии, параллельные линии V—В до пересечения с земной поверхностью (точки II, III и IV) и с линией В—9. Отрезок 1—9 делят на восемь равных частей, а полученные точки 1, 2, . . ., 8, 9 соединяют с точкой В.

Деформации по нормали к напластованию ε_n у нижней границы в зоне опорного давления определяют для интервалов между узловыми точками по формуле:

$$\varepsilon_n = (\eta_n - \eta_{n-1})/l, \qquad (132)$$

где η_n и η_{n-1} — сдвижения (мм) по нормали к напластованию соответственно нижней и верхней узловых точек (пересечения линий I, II, III, IV с линиями 1—В, I—В, 9—В); вычисляют по формуле (127), в которой коэффициент $S(z)$ находят по табл. 54. Величины η_0 и η_m определяют по формуле (128), l — расстояние между точками, м.

Вертикальные деформации точек оси ствола определяются по найденным деформациям интервалов интерполированием между ближайшими сечениями (I, II, III, IV, V), расположенными по обе стороны. Например, для случая на рис. 78 со стороны нижней границы выработки интерполяция должна производиться для интервалов 1—2 и 2—3 между сечениями II и III, для интервалов 3—4, 4—5, 5—6, 6—7 — между сечениями III и IV и т. д.

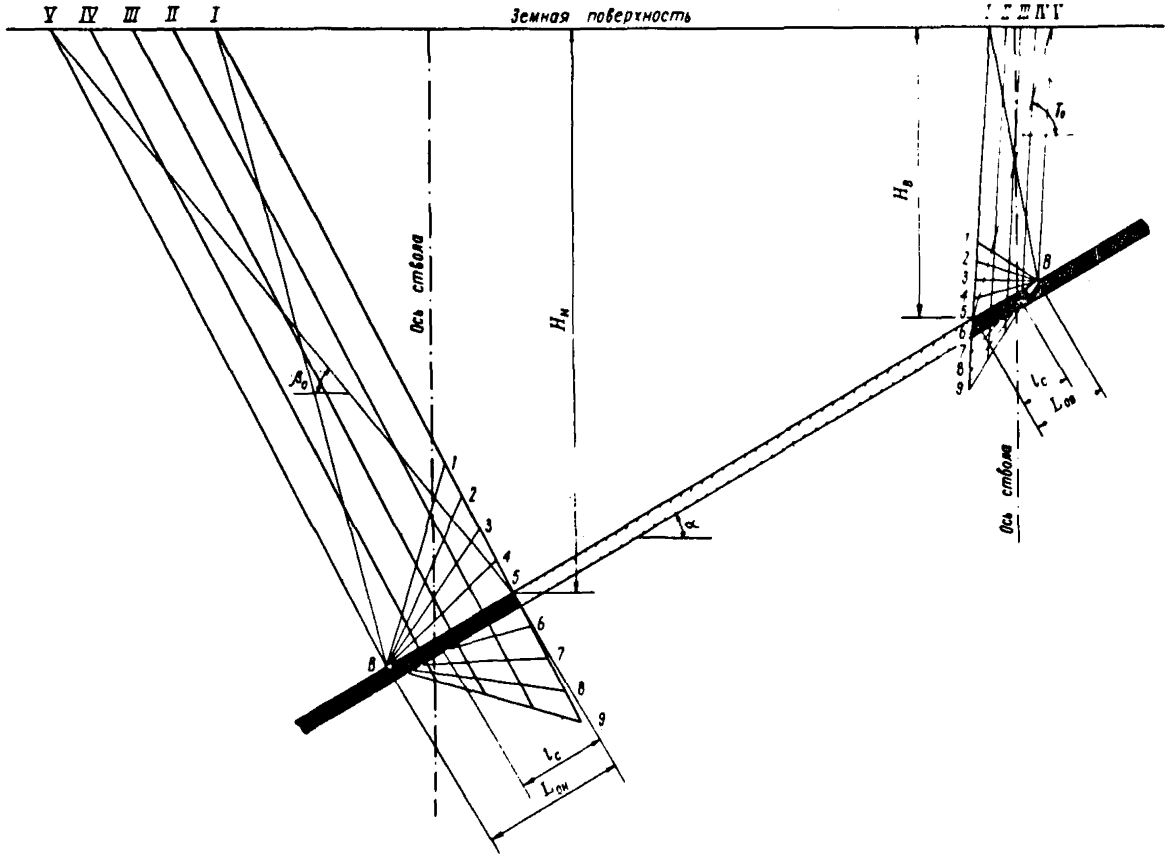


Рис. 78. Схема к расчету сдвижений и деформаций в зонах опорного давления со стороны нижней и верхней границ очистной выработки

21. Переход от деформаций, вычисленных по нормали к напластованию ε_n, к горизонтальным $\varepsilon_{x,y}$ и вертикальным ε_z, производится по известным формулам аналитической геометрии и теории упругости в зависимости от ориентирования осей x, y относительно элементов залегания пород.

Например, принимая в прямоугольной системе координат ось z вертикальной и ориентируя горизонтальные оси x и y симметрично относительно линии падения (в плане), деформации определяются через направляющие косинусы нормального вектора ε_n:

$$\varepsilon_z = \varepsilon_n \cos^2 \alpha; \tag{133}$$

$$\varepsilon_x = \varepsilon_y = \varepsilon_n \cos^2 \varphi, \tag{134}$$

где α — угол падения пласта (пород), градус.

$$\varphi = \arccos \sqrt{0{,}5\,(1 - \cos^2 \alpha)}.$$

22. Для определения сдвижений и деформаций в зоне опорного давления у верхней границы выработки геометрические построения производятся так же, как и у нижней (см. рис. 78). Угол γ_0 (градус) определяют по Правилам охраны с учетом п. 19.

Размер зоны опорного давления со стороны верхней границы выработки определяется по формуле:

$$L_{\text{о в}} = H_{\text{в}} \operatorname{ctg} \delta_0 \cos \alpha. \tag{135}$$

где $H_{\text{в}}$ — глубина верхней границы выработки, м.

Сдвижения (мм) по вертикали η у верхней границы выработки в зоне опорного давления рассчитываются для узловых точек по формуле (127), в которой значение коэффициента $S(z)$ берется из табл. 54.

Вертикальные деформации ε_z у верхней границы выработки в зоне опорного давления для интервалов между узловыми точками вычисляют по формуле (130).

23. В неоднородных породах, т. е. при различных модулях деформаций слоев, расчет вертикальных сжатий пород осуществляется в следующей очередности: по рекомендациям п. 21 определяют сжатия ε_z интервалов зоны опорного давления в условиях однородных пород; определяют приведенные значения деформаций сжатия по формуле:

$$\varepsilon_{z\,\text{прив}} = \varepsilon_z (E_{\text{ср}}/E_i), \tag{136}$$

где $E_{\text{ср}}$ — средний модуль деформации массива, МПа; E_i — модуль деформации n-го слоя, МПа.

$$E_{\text{ср}} = H_0/(h_1/E_1 + h_2/E_2 + \ldots + h_n/E_n), \tag{137}$$

где H_0 — общий размер зоны опорного давления в данном расчетном сечении (I, II, III, IV, V), $h_1, h_2, \ldots, h_n$ — мощности отдельных слоев в зоне опорного давления $\sum_{i=1}^{n} h_i = H_0$, м.

При отсутствии значений модулей деформации вместо них

для приближенных расчетов могут быть использованы пределы прочности слоев на одноосное сжатие.

Пример 1. *Расчет деформаций в зоне опорного давления при сокращении околоствольного целика с двух сторон по простиранию.*

В условиях Донецкого бассейна вертикальный шахтный ствол охраняется предохранительным целиком. Ствол на глубине 700 м пересекает горизонтально залегающий пласт K_1 мощностью $m = 1{,}2$ м, марка угля А.

Предохранительный целик планируется частично отработать с востока и запада (лавы 2 и 1). За границами лав 1 и 2 пласт отработан (рис. 79).

Среднии предел прочности на одноосное сжатие толщи горных пород в пределах зоны выше и ниже пласта K_1 на 200 м составляет 70 МПа, предел прочности угля — 25 МПа.

Требуется рассчитать деформации сжатия ствола в зоне опорного давления.

Решение. Деформации в зоне опорного давления рассчитываем согласно пп. 6—8, а оседания земной поверхности от каждой из противолежащих выработок — по Правилам охраны.

Максимальное оседание земной поверхности η_0 определяем по формуле (128): $\eta_0 = q_0 m = 0{,}75 \cdot 1{,}2 = 0{,}9$ м.

Углы, необходимые для построения, составят:

$$\delta_0 = 75°; \quad \psi_3 = 55°.$$

Для построения зоны опорного давления от границы выработки (лавы 1) в сторону целика откладываем отрезок 5—В, равный $L_0 = H \operatorname{ctg} \delta_0 = 700 \cdot 0{,}27 = 189$ м, делим его на четыре равные части (рис. 79, а). Через точки деления проводим вертикальные линии I, II, III, IV, V. На линии, проходящей через границу выработки (точка 5), в сторону кровли и почвы пласта откладываем отрезки $L_0 = 189$ м (точки 1 и 9) и делим каждый на четыре равные части. Соединив точки деления с точкой В прямыми, получим узловые точки пересечения вертикальных (I, II, III, IV, V) и наклонных (1—В, . . ., 9—В) линий.

Из табл. 24 Правил охраны выбираем значения $S(z)$ для поверхности и строим на разрезе по простиранию кривую функции $S(z)$ (рис. 79, *б*). Значения коэффициентов: $S(z)_1 = a$, $S(z)_2 = b$, $S(z)_3 = c$, $S(z)_4 = d$ определяем графически в соответствующих точках земной поверхности I, II, III, IV, V.

Коэффициенты $S(z)$ в узловых точках зоны опорного давления, определенные по табл. 54, приведены в табл. 55.

Оседания η от влияния лавы 1 в узловых точках, ближайших к оси ствола (1, . . ., 9) и (1", . . ., 9"), вычисляем по формуле (127); значение $S(z)$ берем из табл. 55. Величины η приведены в табл. 56. Вертикальные деформации ε_z однородной толщи пород в зоне опорного давления для середины интервалов между узловыми

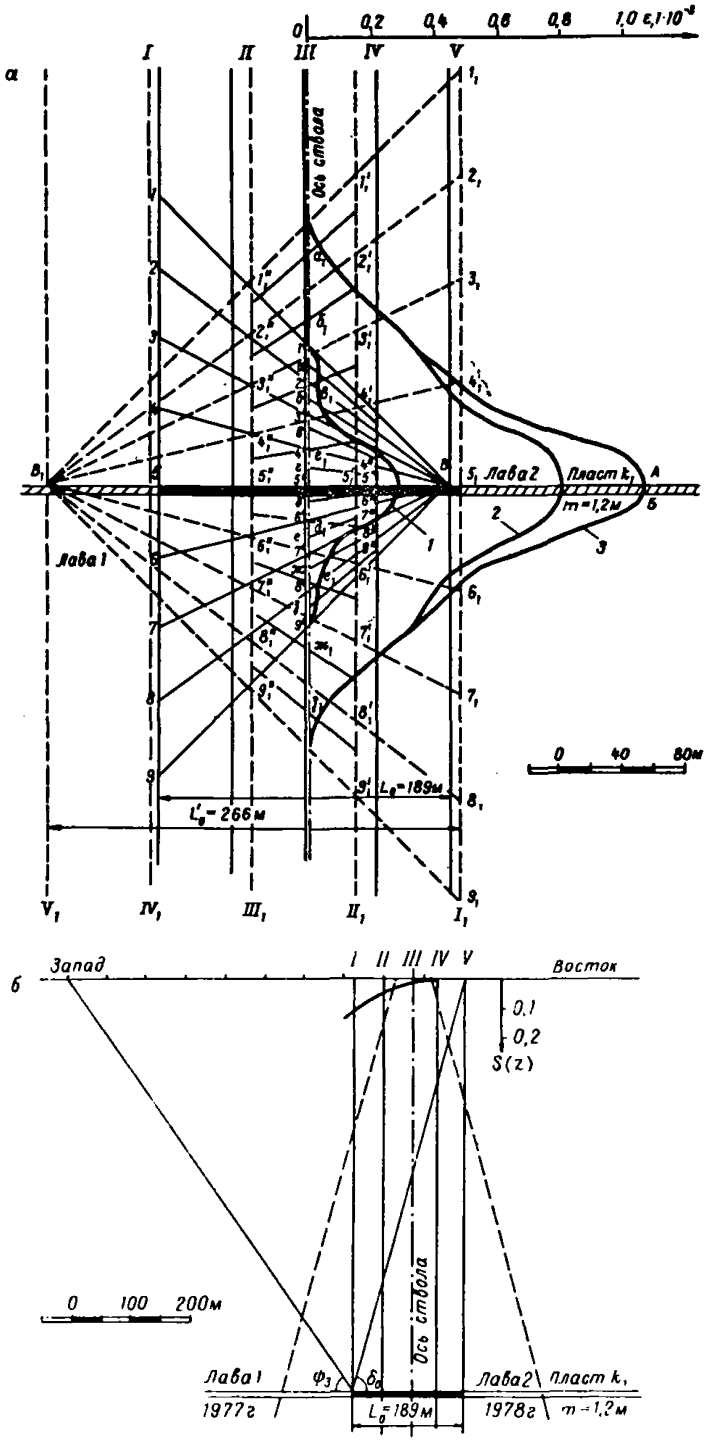


Рис. 79. Схема к расчету сдвижений и деформаций в зоне опорного давления:

а — деформации в толще; *б* — сдвижения на поверхности

Таблица 55

Горизонтальные или наклонные линии	Коэффициенты $S(z)$ в узловых точках вертикальных линий от лав			
	IV	III	III	II
	Лава 1		Лава 2	
Земная поверхность	0,01	0,02	0,06	0,145
1 — В	0,013	0,027	0,08	0,193
2 — В	0,013	0,026	0,079	0,19
3 — В	0,012	0,024	0,172	0,174
4 — В	0,01	0,021	0,061	0,141
5 — В	0,007	0,013	0,04	0,097
6 — В	0,003	0,006	0,019	0,047
7 — В	0,001	0,002	0,008	0,019
8 — В	0	0,001	0,001	0,003
9 — В	0	0	0	0

Таблица 56

Номер узловой точки	Значения оседаний и относительных деформаций в узловых точках вертикальных линий			
	η, мм	$\varepsilon_z, 1 \cdot 10^{-3}$	η, мм	$\varepsilon_z, 1 \cdot 10^{-3}$
	Линия III, $l=24$ м		Линия II, $l=50$ м	
1	24	—0,04	173,7	—0,05
2	23	—0,04	171	—0,29
3	22	—0,12	156,6	—0,49
4	19	—0,29	132,3	—0,9
5	12	—0,29	87,3	—0,9
6	5	—0,12	42,3	—0,5
7	2	—0,04	17,1	—0,29
8	1	—0,04	2,7	—0,05
9	0		0	—0,05
	Линия IV, $l=12$ м		Линия III, $l=32$ м	
1	12	0	72	—0,03
2	12	—0,08	71,1	—0,2
3	11	—0,17	64,8	—0,31
4	9	—0,25	54,9	—0,59
5	6	—0,25	36	—0,59
6	3	—0,17	17,1	—0,31
7	1	—0,08	7,2	—0,2
8	0	0	0,9	—0,03
9	0		0	

Таблица 57

Лава	ε_z, $1 \cdot 10^{-3}$							
1	а	б	в	г	д	е	ж	з
	—0,04	—0,04	—0,12	—0,29	—0,29	—0,12	—0,04	—0,04
2	$а_1$	$б_1$	$в_1$	$г_1$	$д_1$	$е_1$	$ж_1$	$з_1$
	—0,04	—0,26	—0,42	—0,78	—0,78	—0,43	—0,26	—0,04

точками нормальных сечений, ближайших к оси ствола (II и III), определяем по формуле (130). Они приведены в табл. 57.

$$\delta_0' = \delta_0 - (\delta_0 - \psi_3)(1 - l/l_0)^2 = 75 - (75 - 55)(1 - 185/378)^2 = 69°;$$

$$\psi_3' = \psi_3 + (\delta_0 - \psi_3)(1 - l/l_0)^2 = 55 + (75 - 55)(1 - 185/378)^2 = 61°,$$

где $l_0 = 2H \operatorname{ctg} \delta_0 = 2 \cdot 700 \cdot 0{,}27 = 378$ м.

Величины вертикальных деформаций от лав 1 и 2 откладываем в точках оси ствола и получаем кривые 1 и 2 (см. рис. 79). Суммарные деформации от влияния двух лав, отрабатываемых с востока и запада целика, показаны кривой 3.

Учитывая различные пределы прочности на сжатие толщи пород и угля, определяем приведенные значения деформаций сжатия согласно п. 23 по формуле $\varepsilon_{z\,\text{прив}} = \varepsilon_z \sigma_{\text{ср}}/\sigma_i$, в которой

$$\sigma_{\text{ср}} = H_0/(h_{\text{п}}/\sigma_{\text{п}} + h_{\text{у}}/\sigma_{\text{у}}) = 344/(342/70 + 2/25) = 688 \text{ МПа},$$

где $h_{\text{п}}$ — суммарная мощность толщи горных пород в пределах зоны опорного давления; $h_{\text{у}}$ — мощность угля в зоне опорного давления $H_0 = h_{\text{п}} + h_{\text{у}}$.

Приведенные вертикальные деформации составляют:

— для толщи пород:

$$\varepsilon_{z\,\text{прив}} = \varepsilon_z(688/70) = \varepsilon_z \cdot 0{,}98;$$

— для угля:

$$\varepsilon_{z\,\text{прив}} = \varepsilon_z(688/25) = \varepsilon_z \cdot 2{,}76,$$

где ε_z — суммарные вертикальные деформации от влияния двух лав (кривая 3, см. рис. 79, *а*) на определяемом интервале зоны опорного давления, например, для интервала А—Б, включающего угольный пласт $А_1$, значение приведенных вертикальных деформаций составит:

$$\varepsilon_{z\,\text{прив}} = 1{,}05 \cdot 10^{-3} \cdot 2{,}76 = 2{,}9 \cdot 10^{-3}.$$

После умножения полученных таким образом деформаций на коэффициенты перегрузки (см. табл. 53) получим расчетные величины ε_z, которые и используются в качестве исходных данных для разработки мер по предотвращению нарушений стволов.

Расчет искривлений вертикальных шахтных стволов от проектируемых в целике очистных выработок

24. Приводимые методы расчета искривлений вертикальных шахтных стволов даются для полной и неполной подработки. Расчеты производятся на разрезе по простиранию или вкрест простирания в области, ограниченной граничными углами.

При расчете искривлений ствола на разрезе вкрест простирания в зависимости от положения ствола относительно очистной выработки (выработанного пространства), от которой производится расчет, выделяют три случая:

1) ось ствола не пересекает очистную выработку или ее проекцию (п. 24—29);

2) ось ствола пересекает очистную выработку (п. 24—30);

3) ось ствола пересекает проекцию очистной выработки, т. е. на разрезе по простиранию ось ствола проходит через целик (п. 31).

25. Расчет искривлений шахтных стволов выполняется на основании построения схемы положений изолиний функции распределения относительных вертикальных сдвижений $S(z)$ в долях от максимального оседания η_0 при полной подработке (рис. 80, *а* и *б*) и определения вертикальных и горизонтальных составляющих вектора сдвижения в точках околоствольного массива по вертикальной оси ствола.

26. Положение изолиний относительных вертикальных сдвижений для ствола, расположенного со стороны падения выработки при условии полной подработки земной поверхности, на разрезе вкрест простирания (см. рис. 80, а) определяют следующим образом.

По граничному углу β_0 (градус) и углу полных сдвижений ψ_1 (градус) находится размер полумульды на земной поверхности L_1 (м), которая делится на 10 равных частей (точки 1, . . ., 11).

Точка А (нижняя граница очистной выработки) соединяется прямыми линиями с точками 1, . . ., 11. Линии 1—А, . . ., 11—А представляют собой линии равных относительных вертикальных сдвижений $S(z)$ в толще пород (на рис. 80, *а* они показаны цифрами, означающими доли от максимального оседания η_0, мм). Эти линии в дальнейшем условно называются изолиниями.

Построение схемы положений изолиний относительных вертикальных сдвижений на разрезе по простиранию пласта, а также на разрезе вкрест простирания со стороны верхней границы выработки при условии полной подработки производится аналогичным образом.

27. Если на разрезе вкрест простирания размер очистной выработки не обеспечивает полную подработку земной поверхности, то построение схемы положений изолиний относительных вертикальных сдвижений производится следующим образом.

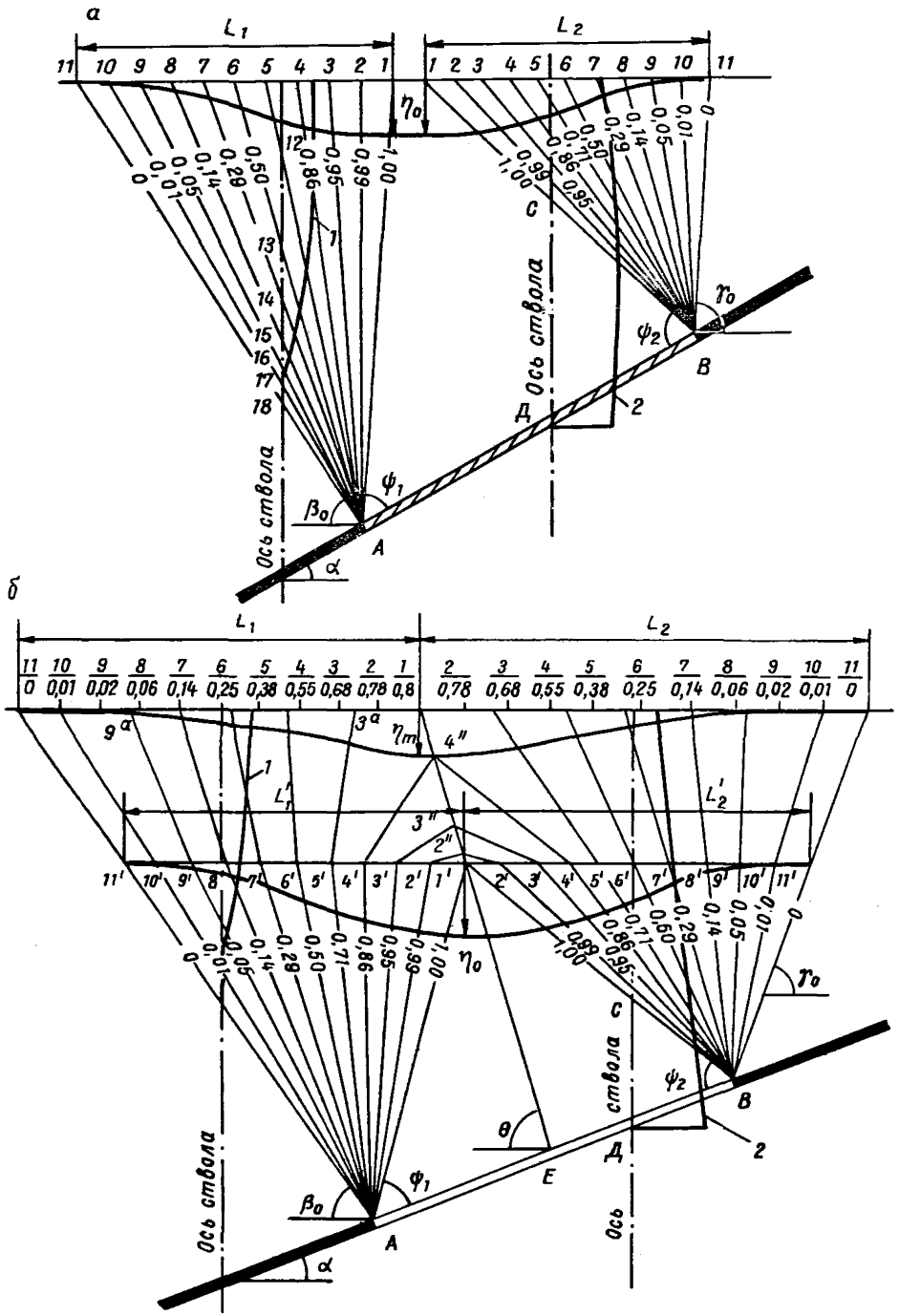


Рис. 80. Схема к расчету искривлении вертикальных стволов:

а — при полной подработке; *б* — при неполной подработке

От середины выработки (точка Е, см. рис. 80, *б*) под углом θ проводится прямая линия до пересечения с земной поверхностью (точка 1). От нижней границы выработки (точка А) под углами β_0 и ψ_1 проводятся линии; первая — до пересечения с земной поверхностью (точка II) и вторая — до пересечения с линией, проведенной под углом θ (точка 1′). Отрезки $1—11 = L_1$ и $1'—11'' = L_1'$ являются величинами полумульд со стороны падения соответственно на поверхности и в массиве на горизонте полной подработки. Обе полумульды точками деления 2, . . ., 10 и 2′, ..., 10′ делятся на десять равных частей. Точки деления 2′, . . ., 10′ полумульды в массиве соединяются с точкой А прямыми линиями, представляющими изолинии относительных вертикальных сдвижений в толще со стороны падения выработки, ниже горизонта полной подработки 11′—11′ в массиве. Наименование (оцифровку) изолиний определяют по прил. 1 Правил охраны для величины $S(z)$ при коэффициенте подработанности вкрест простирания $N_1 \geqslant 1$.

Для построения изолиний от горизонта полной подработки до земной поверхности сначала согласно п. 7.4. прил. 1 Правил охраны определяется коэффициент подработанности земной поверхности N_1. При определении коэффициента N_1 необходимо учитывать наличие в пласте ранее пройденных и проектируемых за пределами целика выработок (п. 16). Если же при этих условиях пласт отработан до выхода под наносы, то N_1 принимают равным 1. По коэффициенту N_1 согласно прил. 1 Правил охраны определяют значения функции $S(z)$ в точках деления полумульды на поверхности на десять частей. Эти значения функции $S(z)$ представляют собой значения оседаний в полумульде на поверхности, выраженные в долях от максимального оседания при неполной подработке η_m. После этого определяют значения функции $S(z)$ в долях от максимального оседания при полной подработке вкрест простирания η_0 путем умножения значений $S(z)$ в точках полумульды на поверхности на коэффициент подработанности земной поверхности N_1. Для удобства определенные значения функции $S(z)$ в долях от η_0 подписываются под номерами точек деления полумульды на поверхности на десять частей. Для примера на рис. 80, *б* значения функции $S(z)$ в долях от η_0 даны при коэффициенте подработанности $N_1 = 0{,}8$. После этого для точек на поверхности, начиная от границы области сдвижения (точка 11), путем линейной интерполяции определяются точки со значениями $S(z)$ (в долях от η_0) равные значениям $S(z)$ в точках полумульды L_1' в массиве. Точки с равными значениями $S(z)$ на поверхности и в массиве на горизонте полной подработки соединяются прямыми линиями, представляющими изолинии относительных вертикальных сдвижений в толще со стороны падения выработки. Например, точка 10 на поверхности, имеющая $S(z) = 0{,}01$, соединяется прямой линией с точкой 10′ на горизонте полной подработки, также имеющей $S(z) = 0{,}01$; между точками 9

и 8 на поверхности путем интерполяции определяется точка с $S(z) = 0{,}05$ (точка 9а), которая соединяется с точкой 9′, имеющей $S(z) = 0{,}05$ и т. д.; между точками 2 и 3 на поверхности путем интерполяции определяется точка с $S(z) = 0{,}71$ (точка 3а), которая соединяется с точкой 5′, имеющей $S(z) = 0{,}71$. Далее производится интерполяция по линии 1—1′ в массиве и полученные точки 4″, 3″ и 2″ со значениями $S(z)$, соответственно равными 0,86; 0,95 и 0,99, соединяются прямыми линиями с точками 4′, 3′ и 2′.

Со стороны верхней границы выработки и по простиранию построение изолиний производится аналогично.

28. В точках пересечения оси ствола с земной поверхностью и с изолиниями вертикальных сдвижений (например, точки 12, ..., 18 на рис. 80, *а*) горизонтальные сдвижения ξ рассчитываются по формулам:

$$\xi = \eta \operatorname{tg} \alpha \text{ при } \alpha > 30^\circ \text{ и}$$
$$\xi = \eta_0 (\operatorname{tg} \alpha \cdot S(z) \pm 0{,}15F(z)) \text{ при } \alpha < 30^\circ, \qquad (138)$$

где η — оседания в точках по оси ствола, определяются в местах пересечения оси ствола с изолиниями относительных вертикальных сдвижений и представляют собой произведение относительного вертикального сдвижения, представленного данной изолинией, и максимального оседания η_0 (например, для точки 14 $\eta = 0{,}29\eta_0$, для точки 15 $\eta = 0{,}15\eta_0$ и т. д.); α — угол падения пласта, градус; $S(z)$ — значения функции $S(z)$ в точках по оси ствола; определяют в местах пересечения оси ствола с изолиниями $S(z)$; $F(z)$ — функция распределения наклонов; определяют по прил. 1 Правил охраны соответственно для полумульд по падению или восстанию пласта при коэффициенте подработанности $N_1 \geqslant 1$ и коэффициенте $B = 0$. Значения аргумента z определяют также по прил. 1 Правил охраны по значениям $S(z)$ при $N \geqslant 1$, т. е. по оцифровке соответствующих изолиний, пересекающих точки по оси ствола. В формуле (138) знак плюс относится к полумульде по восстанию, знак минус — к полумульде по падению пласта.

Горизонтальные сдвижения, рассчитанные указанным способом, всегда направлены в сторону восстания пласта и имеют знак плюс.

Максимальное оседание определяют по Правилам охраны с учетом п. 16.

29. Рассчитанные горизонтальные сдвижения ξ (мм) откладывают в масштабе в местах пересечения оси ствола с изолиниями относительных вертикальных сдвижений. Соединяя отложенные значения ξ, получаем профиль искривления оси ствола (кривые 1 на рис. 80, *а* и *б*).

На профиле ствола выбирают характерные точки — места перегиба профиля — и с использованием полученных для них величин горизонтальных сдвижений ξ рассчитывают уклоны и искривления стволов.

Отклонения интервалов от вертикальной линии (уклоны, мм/м, или $1 \cdot 10^{-3}$) в коренных породах определяют по формуле:

$$i_{zn} = (\xi_n - \xi_{n-1})/l_n, \qquad (139)$$

где ξ_n и ξ_{n-1} — соответственно горизонтальные сдвижения соседних точек массива, расположенных на одной вертикальной линии; l_n — расстояние между точками, м.

Кривизну вертикальной линии ($1 \cdot 10^{-6}$) в коренных породах (искривление оси ствола) определяют по формуле:

$$K_z = (i_{zn} - i_{zn-1})/[0{,}5(l_n + l_{n-1})], \qquad (140)$$

где i_{zn} и i_{zn-1} — уклоны соседних интервалов массива; $0{,}5(l_n + l_{n-1})$ — полусумма длин соседних интервалов.

Вертикальные деформации ε_z по оси ствола определяют по формуле (130), в которой оседания в точке по оси ствола принимают в соответствии с пп. 25—27.

30. Если ось ствола на разрезе вкрест простирания пересекает очистную выработку, построение схемы проложений изолиний вертикальных сдвижений производится аналогично изложенному выше, однако, при этом учитывается следующий момент. Если ось ствола после пересечения с изолинией 1 (точка С на рис. 80) пересекает очистную выработку (точка *D* на рис. 80), то в этом интервале (вдоль оси ствола) принимается изменение оседания η прямо пропорциональным расстоянию до пласта от величины η_0, определяемой по Правилам охраны до величины, равной $m\cos\alpha$. В породах почвы пласта оседания η принимаются равными нулю. Горизонтальные сдвижения ξ рассчитываются по формуле (138). Полученные таким образом искривления оси ствола показаны на рис. 80 кривыми 2.

31. Если ось ствола на разрезе вкрест простирания пересекает проекцию очистной выработки, то расчет искривлений ствола и построение положений изолиний вертикальных сдвижений производится на разрезе по простиранию по методике, изложенной выше (п. 24—29).

Пример 2. *Расчет ожидаемых искривлений ствола от проектируемых выработок.*

В Карагандинском бассейне вертикальный шахтный ствол охраняется предохранительным целиком. Предполагается лавой длиной 120 м между горизонтами 290 и 320 м отработать часть целика по пласту $К_{18}$, равную 80 м (рис. 81). Верхняя часть пласта отработана до выхода под наносы. Глубина залегания пласта K_{18} по оси ствола составляет $H = 350$ м, угол падения пласта $\alpha = 15°$, мощность $m = 1{,}85$ м, мощность наносов 30 м.

Требуется рассчитать ожидаемые искривления ствола от очистной выработки, проектируемой в предохранительном целике.

Решение. Расчет искривлений ствола производится согласно пп. 24—33.

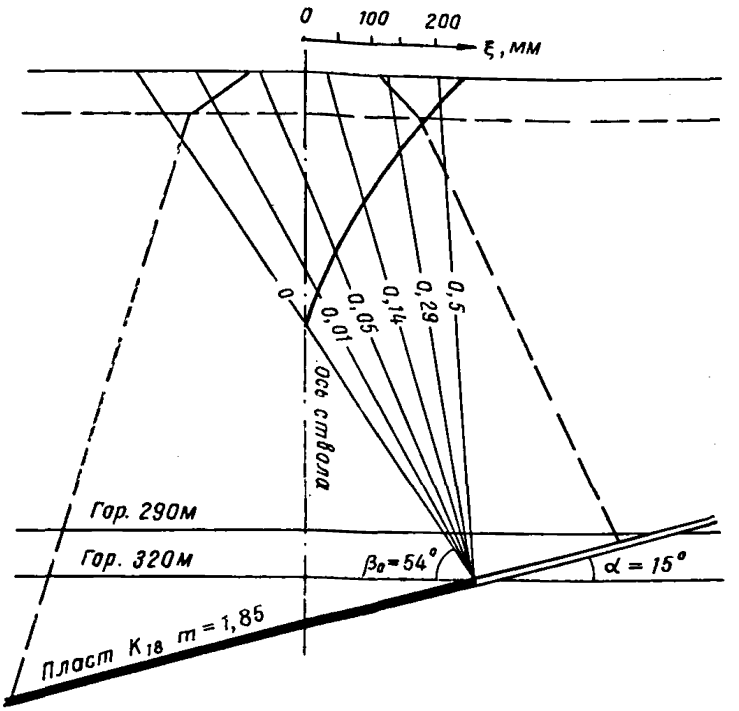


Рис. 81. Схема к расчету искривлений ствола

Углы сдвижения, граничные углы и углы полных сдвижений выбираются согласно Правилам охраны:

$\beta = 64°$; $\beta_0 = 60° - 0{,}4\alpha = 54°$; $\gamma = 73°$; $\gamma_0 = 60°$; $\psi_1 = 48°$; $\psi_2 = 64°$; $\psi_3 = 55°$; $\delta = 73°$; $\delta_0 = 60°$.

Расчет максимального оседания земной поверхности производим по формуле:

$$\eta_0 = q_0 m \cos\alpha N_1 N_2 = 0{,}75 \cdot 1{,}85 \cdot 0{,}95 \cdot 1 \cdot 1 = 1318 \text{ (мм)}$$

Величины оседаний в каждой точке главного сечения мульды сдвижения η_x, вычисленные по формуле: $\eta_x = \eta_0 S(z)$, сведены в табл. 58.

Таблица 58

$z = x/L$	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1
$S(z)$	1	0,99	0,95	0,86	0,71	0,5	0,29	0,14	0,05	0,01	0
η_x	1318	1305	1252	1133	935	659	382	184	66	13	0

Горизонтальные сдвижения в точке пересечения оси ствола с земной поверхностью и с изолиниями относительных вертикальных сдвижений $z = 0{,}8$ и $z = 0{,}9$ рассчитываем по формуле (138):

$$\xi = \eta_0(\operatorname{tg}\alpha \cdot S(z) \pm 0{,}15F(z)),$$

где $F(z)$ определяем по Правилам охраны.

$$\xi_1 = 1318[0{,}27 \cdot 0{,}13 - 0{,}15 \cdot (-1)] = 244 \text{ мм};$$
$$\xi_2 = 1318[0{,}27 \cdot 0{,}05 - 0{,}15 \cdot (-0{,}56)] = 129 \text{ мм};$$
$$\xi_3 = 1318[0{,}27 \cdot 0{,}01 - 0{,}15 \cdot (-0{,}19)] = 42 \text{ мм}.$$

Значения горизонтальных сдвижений откладываем в точках пересечения оси ствола с земной поверхностью и с изолиниями вертикальных сдвижений и получаем график искривления ствола (см. рис. 81).

Рассчитанные ожидаемые величины сдвижений при использовании их в качестве исходных данных для разработки мер охраны должны быть умножены на коэффициенты перегрузки (см. табл. 53).

Расчет искривлений вертикальных шахтных стволов от ранее пройденных в целике очистных выработок

32. Расчет искривлений вертикальных шахтных стволов от ранее пройденных в целике очистных выработок производится по методике, изложенной выше, однако при этом учитывается следующее.

Максимальное оседание активизации при полной подработке вкрест простирания η_0 определяется по формуле:

$$\eta_0 = (1 - q_0)\,Km\cos\alpha\sqrt{K_2}, \qquad (141)$$

где q_0 — относительная величина максимального оседания; m — мощность пласта, м; K — коэффициент, учитывающий степень затухания процесса активизации сдвижения над рассматриваемой очистной выработкой во времени, определяемый по формуле:

$$K = t_1/t_a < 1, \qquad (142)$$

где t_1 — промежуток времени, за который рассчитывается активизация сдвижения от данной выработки (в годах), например, равный разности между датой прекращения эксплуатации ствола (шахты) и датой оборудования ствола канатными проводниками; t_a — весь период активизации сдвижения от данной выработки (в годах), который принимается равным разности между датой прекращения эксплуатации ствола (шахты) и датой прохождения выработки в целике, увеличенной на два года. Если выработанное пространство, от которого производится расчет, включает несколько горизонтов, то при определении коэффициента K в качестве года отработки пласта принимается самый поздний из годов отработки горизонтов, расположенных полностью или частично в пределах околоствольного целика; K_2 — коэффициент, учитывающий степень отработки целика ранее пройденными вы-

работками на рассчитываемом горизонте по простиранию; например, если на данном горизонте целик, принимаемый за 100 %, отработан не полностью: с восточной стороны на 28 %, а с западной на 40 %, то в целом полнота отработки целика на горизонте составит $28 + 40 = 68$ % и значение коэффициента $K_2 = 0{,}68$. Если в пределах околоствольного целика по пласту последовательно отработано несколько горизонтов и на каждом из них $K_2 \geqslant 0{,}3$, то расчет производится от выработки суммарных размеров, включающей все отработанные горизонты (см. п. 16). При этом коэффициент K_2 принимают средним, но не менее чем у нижнего горизонта, отработанного полностью или частично в пределах околоствольного целика.

Для случая, изложенного в п. 30, изменение оседания активизации от точки С до точки D (см. рис. 80) принимают прямо пропорциональным расстоянию до пласта от величины η_0, определяемой по формуле (141) до величины, равной $(1 - q_0)m\cos\alpha$.

33. Искривления ствола для свиты пластов определяют путем алгебраического суммирования искривлений, рассчитанных от каждой из влияющих на ствол выработок.

Пример 3. *Расчет ожидаемых искривлений ствола от ранее пройденных в целике очистных выработок (рис. 82).*

В условиях Донецкого бассейна до проходки вертикального ствола велась отработка околоствольного предохранительного целика с 1979 года по 1982 год по двум пластам — Первому и Второму. Скорость подвигания забоя составляла 50 метров в месяц. Целик отработан в пласте Первом по горизонтам на 60 %, 45 % и 30 %, а в пласте Втором в среднем на 44 %. По нижележащим пластам намечено дальнейшее оконтуривание околоствольного целика.

Проходка вертикального вентиляционного ствола намечена в 1984 году. Срок службы ствола — 41 год. Ствол на глубине 675 м пересекает пласт Первый мощностью 1,5 м, на глубине 500 м — пласт Второй мощностью 1,8 м. Угол падения пластов $\alpha = 52°$, наносы отсутствуют, марка угля Ж.

Необходимо рассчитать величины искривлений вентиляционного ствола, вызванные активизацией сдвижения над ранее пройденными выработками в пластах 1 и 2 за период с 1984 по 2025 год, т. е. до прекращения эксплуатации ствола.

Решение. Горно-геологические и расчетные параметры приведены в табл. 59, в которой m — мощность пластов, D_1 — рас-

Таблица 59

Пласты	Параметры										
	m, м	D_1, м	$H_{ср}$, м	Год отработки	β_0,°	γ_0,°	ψ_1,°	ψ_3,°	ψ_2,°	θ,°	N_1
1	1,5	380	450	1982	28	70	55	55	71	48	0,86
2	1,8	500	200	1979	28	—	55	—	—	—	1,00

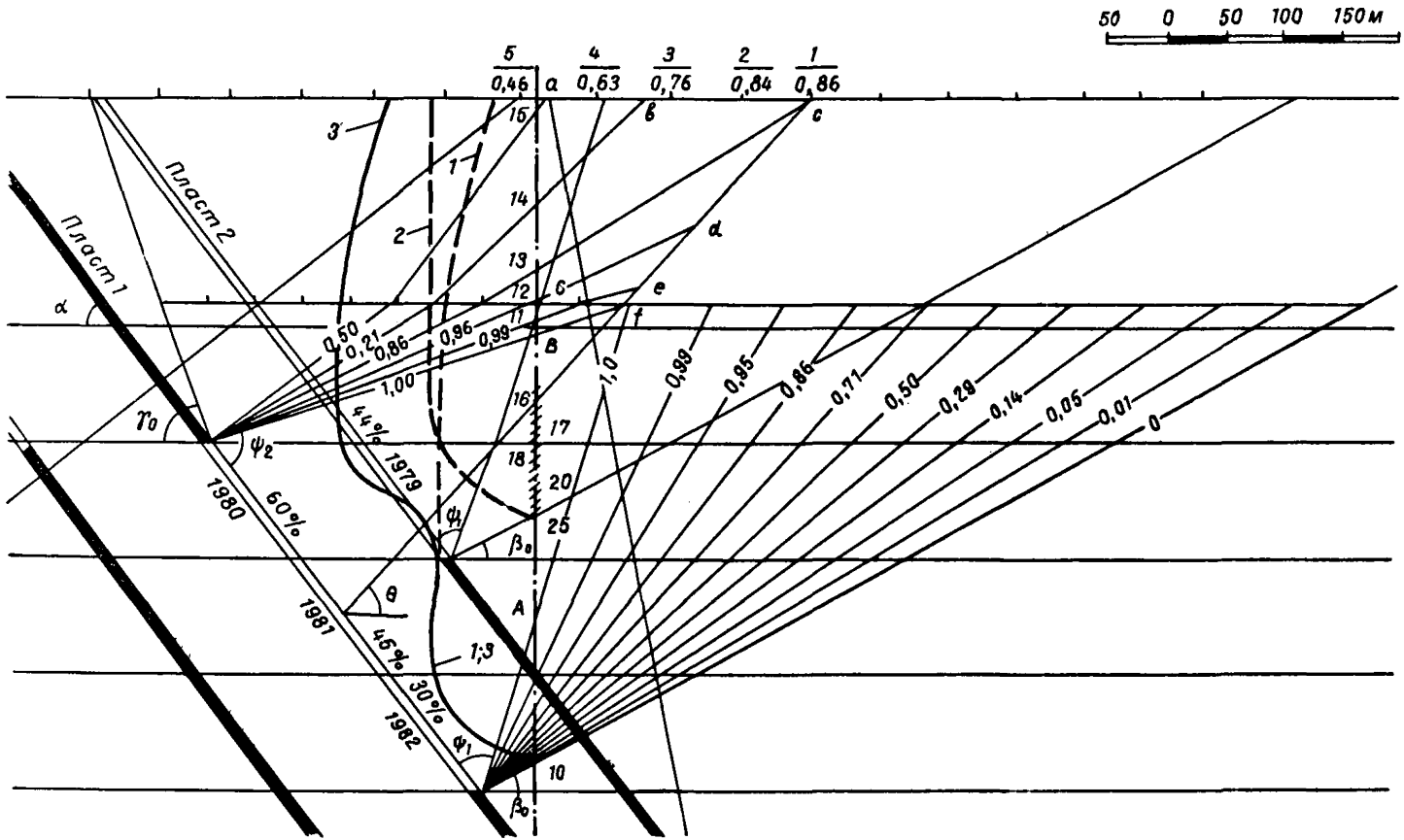


Рис. 82. Схема к примеру расчета искривлений стволов

четная длина лав, при определении которой были учтены рекомендации п. 16. Параметры сдвижения: углы β_0, γ_0, ψ_1, ψ_2, ψ_3, θ и коэффициент подработанности N_1 определены по Правилам охраны.

Искривление ствола рассчитываем от каждой выработки отдельно, и, суммируя, получаем результирующее искривление от двух выработок в пластах 1 и 2.

1. Выполняем расчет искривлений ствола от влияния активизации сдвижения толщи над выработками в целике по пласту 1. Так как коэффициент $N_1 = 0{,}86 < 1$, то расчет производим согласно п. 27.

а) Расчет у нижней границы выработки в пласте 1.

Максимальное оседание η_0 (мм) определяем по формуле (141):

$$\eta_0 = (1 - q_0)\, Km \cos\alpha \sqrt{K_2};$$

$$\eta_0 = (1 - 0{,}8) \cdot 1{,}0 \cdot 1{,}5 \cdot 0{,}62\sqrt{0{,}45} = 125\,(\text{мм}),$$

где $q_0 = 0{,}8$ находим по табл. 20 Правил охраны.

Коэффициент K, учитывающий фактор времени, вычисляем по формуле (142):

$$K = t_1/t_a,$$

где t_1 — промежуток времени в годах от начала проходки ствола (1984 год) до прекращения его эксплуатации (2025 год); t_a — весь период (г.) активизации сдвижения от данной выработки, равный разности дат прекращения эксплуатации ствола и отработки выработки в целике (1982 год), увеличенной на два года.

$$K = (2025 - 1984)/[2025 - (1982 + 2)] = 1.$$

Коэффициент $K_2 = 0{,}45$, принимаемый в соответствии с п. 32.

Далее строим на разрезе вкрест простирания от нижней границы выработки только полумульду сдвижения в массиве на горизонте полной подработки по углам β_0 и ψ_1, не используя полумульду на поверхности, так как ствол ее не пересекает. Соединяя нижнюю границу выработки с точками деления полумульды на 10 частей, получаем изолинии вертикальных сдвижений, наименование которых определяем по табл. 24 Правил охраны при $N_1 \geqslant 1$.

В точках пересечения (т. А, 1, 2, ..., 10) этих изолиний со стволом откладываем в сторону восстания пласта горизонтальные сдвижения, рассчитанные по формуле (138):

$$\xi = \eta \operatorname{tg}\alpha, \text{ где } \eta = \eta_0 S(z),$$

где $S(z)$ — значения функции в точках оси ствола, соответствующие изолиниям и определяемые при $N_1 \geqslant 1$ по табл. 24 Правил охраны.

Выполненные расчеты сведены в табл. 60.

б) Расчет у верхней границы выработки в пласте 1 выполняем также согласно п. 27.

Таблица 60

Точки	A	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
$S(z)$	1,0	0,99	0,95	0,86	0,71	0,50	0,29	0,14	0,05	0,1	0
ξ, мм	160	158	152	138	114	80	46	22	8	2	0

Строим на разрезе вкрест простирания от верхней границы лавы полумульду сдвижения на поверхности по углам γ_0 и θ и полумульду сдвижения в массиве на горизонте полной подработки по углам γ_0 и ψ_2. Обе полумульды делим на 10 частей. Точки полумульды на горизонте полной подработки соединяем с верхней границей лавы, получая изолинии, соответствующие функциям $S(z)$ при $N_1 \geqslant 1$ (на рис. 82 показаны только изолинии, пересекающие ствол).

Для построения изолиний на участке от горизонта полной подработки до земной поверхности значения функции $S(z)$, взятые из табл. 24 Правил охраны при коэффициенте подработанности $N_1 = 0{,}86$, умножаем на $N_1 = 0{,}86$ и подписываем их под номерами точек в полумульде на поверхности.

Изолинии на горизонте полной подработки, имеющие $S(z) = 0{,}5; 0{,}71; 0{,}86$, соединяем с точками полумульды на поверхности, имеющими такие же величины $S(z)$, полученные путем интерполяции (точки a, b, c).

Изолинии с $S(z) = 0{,}95; 0{,}99; 1$ соединяем с точками на прямой, отложенной под углом θ из середины лавы, имеющими такие же $S(z)$, полученные также интерполяцией (точки d, e, f). Изолинии проводим также только те, которые пересекают ствол.

В местах пересечения этих изолиний со стволом (точки B, 11, 12, 13, 14, 15) в сторону восстания пласта откладываем горизонтальные сдвижения, полученные при расчете у нижней границы выработки (табл. 61).

В целом искривление ствола, вызванное активизацией под пройденной выработкой в пласте 1, на рис. 82 показано кривой 1.

2. Выполняем расчет искривлений ствола от влияния активизации сдвижения толщи над выработками в целике по пласту 2. Максимальное оседание η_0 (мм) определяем по формуле (141):

$$\eta_0 = (1 - q_0)\, Km \cos\alpha \sqrt{K_2} =$$

$$= (1 - 0{,}8) \cdot 0{,}93 \cdot 1{,}8 \cdot 0{,}62\sqrt{0{,}44} = 137,$$

где коэффициент K определен аналогично:

$$K = (2025 - 1984) / [2025 - (1979 + 2)] = 0{,}93.$$

Коэффициент подработанности $K_2 = 0{,}44$.

Так как коэффициент $N_1 \geqslant 1$, то построение изолиний производим согласно п. 26.

Результаты расчета сведены в табл. 62.

На участке ствола выше интервала между линиями, проведенными под углами β_0 и ψ_1 искривление ствола принимаем постоян-

Таблица 61

Точки	В	11	12	13	14	15
$S(z)$	1,0	0,99	0,95	0,86	0,71	0,5
ξ, мм	140	138	132	120	99	70

Таблица 62

Точки	С	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25
$S(z)$	1,0	0,99	0,95	0,86	0,71	0,50	0,29	0,14	0,05	0,01	0
ξ, мм	175	173	166	150	124	87	51	25	9	2	0

ным и равным значению горизонтального сдвижения в точке пересечения оси ствола (точка С) с изолинией, имеющей $S(z) = 1$. Искривление ствола, вызванное активизацией сдвижения над пройденной выработкой в пласте 2, на рис. 82 показано кривой 2.

Результирующее искривление ствола от влияния активизации по двум пластам (кривая 3 на рис. 82) получаем алгебраическим суммированием кривых 1 и 2.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА $k_ц$ ПРИ ВЛИЯНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ НА ШАХТНЫЙ СТВОЛ

При учете влияния очистных работ в целиках на шахтные стволы коэффициент $k_ц$, отражающий увеличение напряжений в зоне опорного давления, рассчитывают с помощью интегрированной сетки (палетки). В основу ее построения положена экспериментально-теоретическая кривая распределения концентрации напряжений впереди очистного забоя.

Для построения интегрированной сетки ее полуоси определяют (рис. 83) по следующим формулам:

— по простиранию (в плане):

$$L_0 = H_c \operatorname{ctg} \delta_0 + a; \tag{143}$$

— по падению и восстанию (в плане):

$$L'_{он} = L'_{ов} = H_c \operatorname{ctg} \delta_0 \cos^2 \alpha + a, \tag{144}$$

где H_c — глубина залегания пласта по оси ствола, м; δ_0 — граничный угол по простиранию, градус; α — угол падения пласта, градус; $a = 20$ м — защитная берма у устья ствола.

На кальке строятся в масштабе плана горных работ эллиптическая (рис. 83, *а*) и прямоугольная сетки (рис. 83, *б*), для чего полуоси делятся на 4 равные части. Полученная сетка дополнительно разбивается на 8 секторов диагональными линиями, проведенными под углом θ к линии простирания. Этот угол определяют по следующей формуле:

$$\theta = \operatorname{arctg} (L'_{он}/L_0). \tag{145}$$

Каждой зоне соответствует свой коэффициент влияния, который возрастает с приближением очистных работ к стволу и составляет:

$$T_1 = 0{,}12, \quad T_2 = 0{,}20, \quad T_3 = 0{,}48, \quad T_4 = 1{,}16.$$

Общий коэффициент влияния $T_0 = \sum_1^4 T_i \approx 2$.

После разбивки на сектора в каждой зоне имеется 8 одинаковых ячеек (всего $8 \cdot 4 = 32$). Каждой ячейке в зоне 1, 2, 3, 4 соответствует свое элементарное значение коэффициента влияния, которое равно

$$t_1 = T_1/8 = 0{,}015; \quad t_2 = T_2/8 = 0{,}025; \quad t_3 = T_3/8 = 0{,}06;$$
$$t_4 = T_4/8 = 0{,}145.$$

Совмещая на плане горных работ центр сетки с центром ствола и ориентируя ее большой осью по линии простирания, подсчитываем число элементарных ячеек n_i по каждой зоне, попавших на

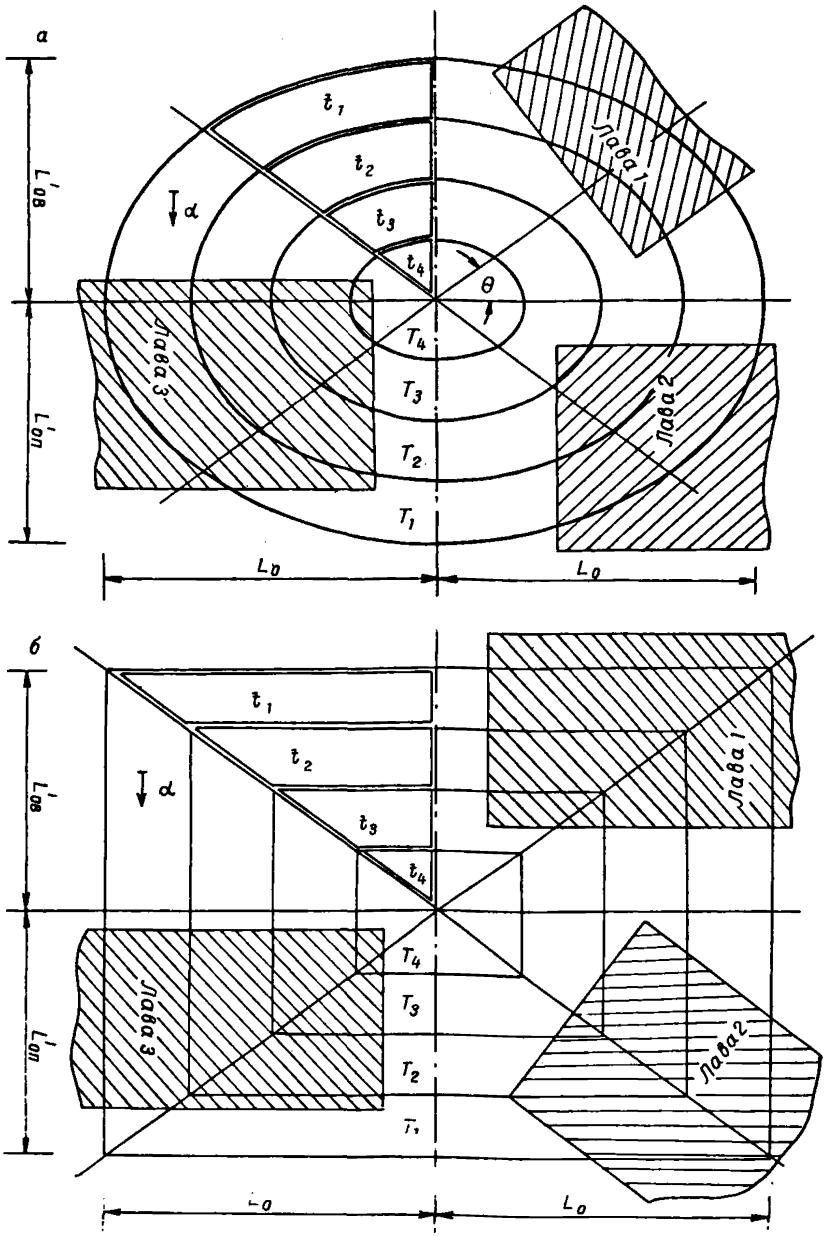


Рис. 83. Интеграционная сетка (палетка) для расчета коэффициента $k_п$:
А — эллиптическая; *Б* — прямоугольная

произвольно расположенные вблизи ствола очистные работы. Умножая их на соответствующие элементарные коэффициенты влияния, определяется общий коэффициент влияния

$$T_0 = \sum_{i=1}^{\vartheta} t_{1;\,2,\,3,\,4} n_i. \qquad (146)$$

Коэффициент $k_ц$ на горизонте разрабатываемого пласта по оси ствола определяется из выражения:

$$k_ц = 1 + T_0, \qquad (147)$$

и вводится в формулу определения критерия устойчивости C (п. 4.11 настоящих Указаний) в заданном сечении.

Для учета степени влияния очистных работ при расчетах крепи в почве и кровле разрабатываемых пластов, расстояние, на котором это влияние следует учитывать, определяют следующим образом:

$$B_к = B_п = L_0 T_0. \qquad (148)$$

Значение коэффициента $k_ц$ в этом случае в различных сечениях выше и ниже пласта на расстоянии z, ввиду его затухания, рассчитывают по формуле:

$$k_ц = 1 + T_z, \qquad (149)$$

где

$$T_z = T_0 f(|z|/B_{п(к)}) \qquad (150)$$

z — абсолютное значение расстояния по вертикали от разрабатываемого пласта до рассматриваемого сечения в кровле (почве);

Таблица 63

$z/B_{п(к)}$	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	≥1
$f(z/B_{п(к)})$	1	0,85	0,6	0,45	0,35	0,27	0,2	0,15	0,1	0,05	0,0

$f(|z|/B_{п(к)})$ — значения функции, определяемой по табл. 63.

При $z = 0$, т. е. на горизонте разрабатываемого пласта $T_z = T_0$.

Пример расчета

Проектируемый в Донбассе ствол на глубине 750 м пересекает угольный пласт мощностью 1,5 м. Угол падения пород 30°. Ствол предполагается охранять предохранительными целиками (по Правилам охраны), которые за 2 года до начала проходки будут частично отработаны соседней шахтой. лавами расположенными в произвольном порядке (см. рис. 83). Требуется установить степень влияния очистных работ, которую необходимо учесть при проектировании крепи.

Р е ш е н и е. Для определения влияния очистных работ, кото-

рое учитывается коэффициентом $k_ц$, построим интеграционную сетку. По формулам (143) и (144) настоящего приложения определим полуоси сетки при $\delta_0 = 75°$

$$L_0 = 750 \cdot 0{,}268 + 20 = 221 \text{ м};$$

$$L_{он} = L_{ов} = 201 \cos^2 30° + 20 = 201 \cdot 0{,}75 = 170 \text{ м}.$$

На кальке строится сетка в масштабе имеющегося плана горных работ в форме эллипса (рис. 83, *а*) и прямоугольника (рис. 83, *б*), которая разбивается на 4 зоны и 8 секторов, как показано на рисунке. Угол: $\theta = \operatorname{arctg} 170/221 = 37°30'$.

В результате построения получаем 32 ячейки по 8 в каждой зоне с элементарными коэффициентами влияния t_1, t_2, t_3 и t_4 (см. рис. 83).

Совмещая сетку на плане горных работ с центром ствола и ориентируя ее по линии простирания (падения—восстания), для двух вариантов расположения очистных работ в целике А и Б подсчитываем общий коэффициент влияния T_0 как сумму произведений числа ячеек сетки n_i, попавших на горные работы, на соответствующие элементарные коэффициенты t в каждой зоне по формуле (147).

По варианту А на горизонте пласта имеем:

$$T_0 = 7t_1 + 7t_2 + 4t_3 + 2t_4 = 0{,}105 + 0{,}175 + 0{,}24 + 0{,}29 = 0{,}81;$$

по варианту Б:

$$T_0 = 6t_1 + 6t_2 + 6t_3 + 2t_4 = 0{,}09 + 0{,}15 + 0{,}36 + 0{,}29 = 0{,}89.$$

Коэффициент влияния $k_ц$ по формуле (147) равен:

для А $k_ц = 1 + 0{,}81 = 1{,}81$;

для Б $k_ц = 1 + 0{,}89 = 1{,}89$.

Определяем в соответствии с формулой (148) зоны влияния в почву и кровлю пласта по оси ствола, м:

для варианта А $B_к = B_п = 221 \cdot 0{,}81 = 179$;

для варианта Б $B_к = B_п = 221 \cdot 0{,}89 = 197$.

Далее по формулам (149) и (150) находим коэффициент $k_ц$ в сечениях на различных глубинах $H_с - z$, где z — расстояние от пласта (со знаком «+» вверх и знаком «—» вниз), $H_с$ — глубина залегания пласта оси ствола.

Таким образом для варианта А, используя табличные значения $f(z/B_{п(к)})$, получим:

для $H = 571$ м $z = +179$ м, $T_z = 0$, $k_ц = 1$;
$H = 678$ м $z = +72$ м, $T_z = 0{,}35$, $k_ц = 1 + 0{,}35 = 1{,}35$;
$H = H_с = 750$ м $z = 0{,}00$ м, $T_z = T_0 = 0{,}81$, $k_ц = 1 + 0{,}81 = 1{,}81$;
$H = 857$ м $z = -107$ м, $T_z = 0{,}2$, $k_ц = 1 + 0{,}2 = 1{,}2$;
$H = 929$ м $z = -179$ м, $T_z = 0{,}0$, $k_ц = 1$.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ДОПОЛНИТЕЛЬНОЙ НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ УСТЬЯ СТВОЛА ОТ ЗДАНИЙ И СООРУЖЕНИЙ, РАСПОЛОЖЕННЫХ НА ПОВЕРХНОСТИ ВБЛИЗИ СТВОЛА

1. Наибольшую суммарную дополнительную нагрузку $P_ф$ определяют графически как максимальную при суммировании эпюр пригрузок от каждого из зданий (сооружений), расположенных на поверхности с одной стороны от ствола на расстоянии от его контура не более $5r_0$ (r_0 — радиус ствола в свету, м).

Пригрузки от зданий (сооружений), отстоящих от контура ствола на расстоянии более $5r_0$, не учитывают ввиду их малой значимости.

2. Эпюра пригрузки от каждого здания (сооружения) строится исходя из величины наибольшего значения этой пригрузки $P_{ф_i}$, кПа (тс/м^2), определяемой по формуле:

$$P_{ф_i} = [2Q_i(r_0 + l_i)] / [l_i b_i (2r_0 + l_i)] \{r_0 / [r_0 + H \operatorname{tg}(45° - \varphi/2)]\}^{\Psi} \times \\ \times \operatorname{tg}^2(45° - \varphi/2), \qquad (151)$$

где Q_i — вес здания (сооружения), кН (тс); r_0 — радиус ствола в свету, м; l_i — расстояние от контура сечения ствола до наиболее удаленной точки по длине здания (сооружения), м; b_i — тангенциальный размер (по ширине) здания (сооружения), м; H — глубина рассматриваемого участка ствола от поверхности, м; Ψ — безразмерный коэффициент, определяемый из выражения:

$$\Psi = 2 \operatorname{tg} \varphi \operatorname{tg}(45° + \varphi/2),$$

φ — угол внутреннего трения пород, градус.

3. Максимальную пригрузку от группы зданий (сооружений) определяют по формуле:

$$P_{ф_{max}} = P_{ф_1} \cos^2 \theta + P_{ф_2} \cos^2(\theta - \theta_2) + \ldots \\ \ldots + P_{ф_n} \cos^2(\theta - \theta_n), \qquad (152)$$

где $P_{ф_{1,2,\ldots,n}}$ — пригрузка от здания (сооружения), кПа (тс/м^2), определяемая по формуле (151); θ — угол (см. рис. 84), заключенный между радиусом, проходящим через центр тяжести здания (сооружения) № 1, и линией приложения максимальной суммарной нагрузки (градус), определяемый по формуле:

$$\theta = 0{,}5 \operatorname{arc\,tg}\left(\sum_{i=2}^{n} P_{ф_i} \sin 2\theta_i\right) / \left(P_{ф_2} + \sum_{i=2}^{n} P_{ф_i} \cos 2\theta_i\right), \qquad (153)$$

где θ_i — угол, заключенный между радиусами, проходящими через центры тяжести зданий (сооружений) № 1 и № i, градус.

Начало отсчета угла 0_i располагают по радиусу, проходящему через центр тяжести здания (сооружения) № 1, условно принятого

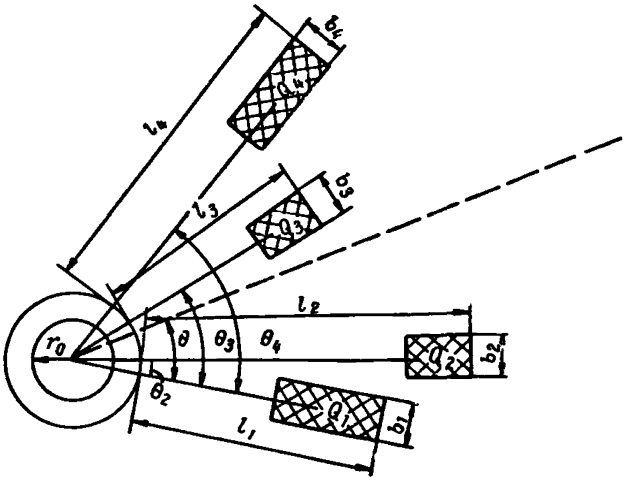


Рис. 84. Схема к расчету пригрузок от зданий (сооружений), расположенных на поверхности вблизи ствола

помещенным внизу генплана с последующей нумерацией зданий (сооружений) по вертикали (для рис. 84 настоящего прилож. $\theta_1 = 0$).

Примеры расчетов

Определить расчетное горизонтальное (радиальное) давление пород на крепь устья шахтного ствола.

Пример 1

Исходные данные: диаметр ствола $D = 8$ м ($r_0 = 4$ м); расстояние от проемов в крепи более 20 м; устье ствола проектируется к возведению в породах (наносах) мощностью 10 м; средняя плотность (объемная) пород $\varrho = 2{,}3$ т/м^3, при этом удельный вес $\gamma = 2{,}3 \cdot 10 = 23$ кН/м^3; наименьший угол внутреннего трения $\varphi = 16°$. На поверхности отсутствует дополнительная пригрузка от зданий и сооружений, т. е. $P_\phi = 0$.

Породы не обводнены, следовательно, $P_г = 0$.

Решение. Горизонтальное (радиальное) давление пород на крепь устья ствола для $H = 10$ м определяют по формуле (8) для P_c (кПа), определяемого по формуле (10)

$$P_c = 23 \cdot 4\,[0{,}75/(0{,}76 - 1)]\{1 - [4/(4 + 10 \cdot 0{,}75)]^{-0{,}24}\} = 83{,}7;$$

$$P_п = 1{,}3 \cdot 1{,}7 \cdot 1 \cdot 83{,}7 = 185.$$

Пример 2.

Исходные данные: устье шахтного ствола проектируют в тех же условиях, что и в примере 1, но на поверхности вблизи ствола находятся фундаменты под укосины копра и здание подъемной машины (рис. 85), ближайшие точки которых расположены меньше, чем на $5r_0$, и поэтому должны быть учтены в расчетах как пригрузка.

Проектные данные следующие: фундаменты под укосины копра: $Q_1 = 0_3 = 1050$ кН; здание подъемной машины: $Q_2 = 7400$ кН; $l_1 = l_3 = 15$ м; $l_2 = 38{,}4$ м; $b_1 = b_3 = 2{,}6$ м; $b_2 = 18$ м. Углы пересечения радиусов-векторов центров тяжести загруженных площадей:

$$\theta_2 = 15°; \quad \theta_3 = 30°; \quad \psi = 2 \operatorname{tg} 16° \operatorname{tg} 53° = 0{,}76.$$

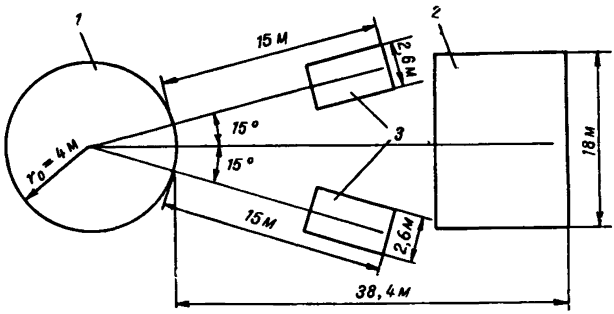


Рис. 85. Схема к расчету пригрузок от поверхности сооружений:
1 — ствол; *2* — здание; *3* — укосины

Р е ш е н и е. Горизонтальную расчетную нагрузку на крепь устья ствола определяют по формуле (8) настоящих Указаний:

$$P_{\text{п}} = 1{,}3 \cdot 1{,}7P_{c}.$$

Максимальная поверхностная пригрузка устанавливается как сумма пригрузок от каждой поверхностной пригрузки; которые, согласно формуле (151) настоящего приложения, определяют следующим образом (кПа):

$$P_{\phi_1} = P_{\phi_3} = \frac{2 \cdot 1050(4+15)}{2{,}6 \cdot 15(24+15)} \cdot \left[\frac{4}{4 + H \cdot 0{,}75}\right]^{0,76} \cdot \operatorname{tg}^2 37°;$$

при $H = 0$ $\quad P_{\phi_1} = P_{\phi_3} = 25{,}3;$

при $H = 10$ $\quad P_{\phi_1} = P_{\phi_3} = 11{,}3;$

$$P_{\phi_2} = \frac{2 \cdot 7400(4+38{,}4)}{18 \cdot 38{,}4(24+38{,}4)} \cdot \left[\frac{9}{4 + H \cdot 0{,}75}\right]^{0,76} \cdot \operatorname{tg}^2 37°;$$

при $H = 0$ $\quad P_{\phi_2} = 11{,}1;$

при $H = 10$ $\quad P_{\phi_2} = 5.$

Угол, соответствующий направлению действия P_{ϕ}, находят по формуле (153) настоящего приложения:

$$\theta = 0{,}5 \operatorname{arctg}(P_{\phi_2} \sin 30° + P_{\phi_3} \sin 60°)/(P_{\phi_1} + P_{\phi_2} \cos 30° + P_{\phi_3} \cos 60°) = 15°.$$

Максимальная поверхностная пригрузка от частных пригрузок определяется по формуле (152) настоящего приложения (кПа):
при $H = 0$

$$P_{\phi max} = 25{,}3 \cdot 0{,}97^2 + 11{,}1 + 25{,}3 \cdot 0{,}97^2 = 58;$$

при $H = 10$

$$P_{\phi max} = 11{,}3 \cdot 0{,}97^2 + 5 + 11{,}3 \cdot 0{,}97^2 = 26.$$

Горизонтальная расчетная нагрузка на крепь устья ствола (кПа):

при $H = 0$

$$P_{\text{п}} = 1{,}3 \cdot 1{,}7 \cdot 58 = 128{,}2;$$

при $H = 10$

$$P_{\text{с}} = 23 \cdot 4[0.75/(0{,}76 - 1)]\{1 - [4/(4 + 10 \cdot 0.75)]^{-0{,}24}\} + 26 = 110;$$

$$P_{\text{п}} = 1{,}3 \cdot 1{,}7 \cdot 110 = 243.$$

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТОВ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛАХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ИХ КРЕПИ

Исходные данные. Проектная глубина шахтного ствола 1100 м, диаметр в свету 8 м; предусматривается последовательная схема проходки.

Ствол пересекает пологозалегающую (15°) слаботрещиноватую толщу пород со следующими характеристиками:

— до глубины 300 м залегают аргиллиты, сопротивление сжатию которых отличается в пределах ±15 %; $k_c = 0{,}8$; $R = 340$ кгс/см^2 = 34 МПа;

— на глубине 300 м расположен угольный пласт $m = 0{,}8$ м ($R = 270$ кгс/см^2) и далее по глубине находится слойстая толща пород, состоящая преимущественно из песчанистого сланца общей мощностью 260 м, для которых $R = 600$ кгс/см^2 = 60 МПа;

— в пределах глубин 560—850 м вскрывается мощная пачка разнозернистого песчаника, колебание сопротивления сжатию которого в пределах 10—15 %; $k_c = 0{,}8$; значения $R = 1000$ кгс/см^2 = 100 МПа. На глубине 650 и 730 м ствол встречает водоносные горизонты с напорами соответственно $H_{e_1} = 309$ м и $H_{e_2} = 657{,}7$ м; мощности водоносных толщ: $m_1 = 5$ м, $m_2 = 10$ м; коэффициент пьезопроводности $a = 10^4$ м^2/сут; $t = 11$ сут; $R(t) = 500$ м. Коэффициенты фильтрации, м/сут:

$$k^{\text{п}}_{\Phi_1} = 4{,}2 \cdot 10^{-4}; \quad k^{\text{п}}_{\Phi_2} = 79 \cdot 10^{-4};$$

$$\varepsilon = 0{,}15; \quad \gamma_{\text{в}} = 10 \text{ кН/м}^3; \quad \gamma_{\text{п}} = 21{,}3 \text{ кН/м}^3.$$

В табл. 64 ниже 850 м расположена толща пород следующего состава:

Таблица 64

Сланцы	Мощность, м	Средние значения R, МПа
Глинистый	50	37
Песчаный	100	39

Эти породы имеют коэффициент структурного ослабления k_c, равный 0,6.

На глубине 914 м залегает рабочий угольный пласт (марки Н) мощностью 1,2 м, предохранительный целик по которому, рассчитанный по граничным углам, планируется сократить с двух сторон по простиранию в общей сложности на 40 % (по схеме на рис. 79). В этом случае ствол окажется в условиях деформирующегося массива, а именно, на некотором участке в почву и кровлю пласта в зоне повышенного опорного давления.

Общая ожидаемая зона опорного давления у груди очистного забоя в плоскости пласта, почве и кровле составит:

$$L_0 = H \operatorname{ctg} \delta_0 \approx 914 \cdot 0{,}27 = 247 \text{ м}.$$

Учитывая сокращение целика на 20 % с каждой стороны, участок ствола, попадающий в зону опорного давления, будет находиться на глубине 864—964 м. Расчетные ожидаемые вертикальные деформации массива составят в среднем $\varepsilon_z = 1{,}17 \cdot 10^{-3}$, в районе угольного пласта $\varepsilon_z = 3{,}3 \cdot 10^{-3}$. Поэтому крепь без изменения ее толщины нуждается в конструктивной защите.

В качестве мероприятия по защите применяют швы вертикальной податливости (осадочные швы) по всему участку ствола, попадающего в зону опорного давления, устраиваемые на расстояниях, определяемых по формуле, м (не более 20):

$$l = m_{\sigma_1} m_{\sigma_3} m_{\sigma_7} R_{\text{пр}} (D_1^2 - D_0^2) \,/\, 4 R_{\text{п}} f_{\text{тр}} D_1 = [1 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9 (8{,}8^2 - 8^2)] \,/\, (4 \cdot 0{,}41 \cdot 0{,}5 \cdot 8{,}8) = 12 \text{ м}$$

Один осадочный шов ставится на самом угольном пласте, остальные — по обе стороны от пласта через 12 м.

Расчетную рабочую высоту (мм) осадочного шва определяют по формуле:

$$h_{\text{ш}} = 1{,}2 (100 \Sigma \varepsilon_z m_i) \,/\, a_{\text{п}};$$

для пласта:

$$h_{\text{ш}} = 1{,}2 (100 \cdot 3{,}3 \cdot 12) \,/\, 30 = 158,$$

для участков в породе

$$h_{\text{ш}} = 1{,}2 (100 \cdot 1{,}17 \cdot 12) \,/\, 30 = 56.$$

С учетом технологических возможностей высоту осадочного шва принимать не менее $h_{\text{ш}} = 100$ мм.

На глубине 980 м в толще песчаника залегает глинистый сланец мощностью 1 м, имеющий следующие характеристики: сопротивление сжатию $R = 40$ МПа; расстояние между трещинами — менее 0,1 м; $k_{\text{с}} = 0{,}2$; коэффициент Пуассона $\mu = 0{,}3$; коэффициент бокового распора $\lambda_0 = 0{,}25$; объемная (средняя) плотность слоя $\gamma_{\text{п}} = 2600$ кг/м^3.

С глубины 1100 м залегает толща известняка мощностью 180 м со средним сопротивлением сжатию $R = 96$ МПа; $k_{\text{с}} = 0{,}8$. Требуется рассчитать нагрузки на крепь ствола по глубине и соответствующие толщины крепи.

Р е ш е н и е. *Согласно анализу геологической, гидрогеологической и горнотехнической обстановки, проектируемый шахтный ствол считается расположенным в зоне вредного воздействия работ на участке 864—964 м.*

По формуле (5) осуществляют расчет устойчивости по глубине ствола для отдельных участков и на этой основе по величинам нагрузки на крепь устанавливаются толщины крепи.

Согласно формуле (2) Указаний, МПа:

$$R_c = 340 \cdot 0{,}8 = 272 \text{ кгс/см}^2 = 27{,}2.$$

1. $H_р = 300$ м

Входящие в формулу (5) коэффициенты имеют для данного участка следующие значения: $k_г = 1$; $k_{сб} = 1$; $k_ц = 1$; $k_а = 0{,}885$; $k_t = 1$. Тогда критерий устойчивости будет равен:

$$C = (1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 300) / [26{,}3 + 0{,}885 \cdot 27{,}2\,(5{,}25 + 0{,}0056 \times \times 0{,}885 \cdot 27{,}2)] = 1{,}92.$$

Согласно табл. 5 при $C = 1{,}92$ следует, что ствол на этом участке находится в устойчивом состоянии (I категория устойчивости).

Для данного участка крепь ствола назначают без расчета из монолитного бетона в соответствии с табл. 9, $\delta_k = 200$ мм.

2. $H_р = 650$ м

Расчеты показывают, что так же, как и для глубин до 300 м, на данном участке породы находятся в устойчивом состоянии, толщина крепи согласно табл. 9 из монолитного бетона для этих условий $\delta_k = 250$ мм.

3. $H_р = 655$ м

Прежде всего для участка водоносного горизонта определяют $P_г$ (кН/м^2) и R_c (МПа): $P_г = 309 \cdot 10 = 3090$; $R_c = 1000 \cdot 0{,}8 = 800$ кгс/см^2 $= 80$, а по формуле (6) подсчитывают коэффициент $k_г$ (при $h_1 = 655$ м и $h_2 = 5$ м):

$$k_г = [(25 \cdot 655 - 3090) + (21{,}3 - 10) \times 5/1{,}15] / (25 \times \times 655) = 0{,}814.$$

Далее рассчитывают величину C по формуле (5):

$$C = (0{,}814 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 655) / [26{,}3 + 0{,}885 \cdot 80\,(5{,}25 + + 0{,}0056 \cdot 0{,}885 \cdot 80)] = 1{,}25.$$

По формуле (14) устанавливают (КПа):

$$P_г^н = 10 \cdot (2 \cdot 1{,}25 - 1) + 0 = 15.$$

Так как $k_ф^п / k_ф^{кр} = 4{,}2 \cdot 10^{-4} / 15{,}8 \cdot 10^{-4} = 0{,}3$, что менее 4. то в формуле (20) $P_г = 0$.

Следовательно, $n_н = \omega$, а по табл. 12 $\omega_н = 2{,}5$. Определяем P_c (кПа) по формуле (13) при $P^н$, вычисленной по формуле (14):

$$P_c = 15 \cdot [1 + 0{,}1\,(4 - 3)] = 16{,}5.$$

По формуле (8) $P_п = 1{,}3 \cdot 0{,}8 \cdot 2{,}5 \cdot 16{,}5 = 42{,}9$.

Расчетную толщину крепи (м) из монолитного бетона марки М200 определяют по формуле (21):

$$\delta_к = [\sqrt{0{,}85 \cdot 0.85 \cdot 9000 \cdot 1 / (0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 1 \cdot 9000 - 2 \cdot 1 \cdot 42{,}9)} - - 1] \cdot 1{,}25 \cdot 4 = 0.03.$$

Она должна быть не менее величин, указанных в табл. 9, поэтому $\delta_к = 250$ мм.

4. $H_р = 730$ м.

Ствол на данном участке находится в устойчивом состоянии, толщину крепи ствола из монолитного бетона принимают без расчета; согласно табл. 9 она равна $\delta_к = 250$ мм.

5. $H_р = 740$ м.

Так как $k_ф^н / k_ф^{кр} = 79 \cdot 10^{-4} / 15{,}8 \cdot 10^{-4} = 5$, то согласно п. 4.41 необходим расчет $P_г$ (кПа) по формуле (19):

$$P_г = \frac{1{,}1 \cdot 657{,}7 \cdot 10}{1 + 0{,}2\,[(\lg 500/4{,}25)/(\lg 4{,}25/4)]} = 433.$$

Определяем $p_с$ (кПа) по формуле (13) при $P_н$, подсчитанной по формуле (14):

$$P_с = 13 \cdot [1 + 0{,}1\,(4 - 3)] = 14{,}3.$$

По формуле (8) определяют $P_п$ (кПа) с учетом $n_н = 1{,}04$, вычисленного по формуле (9):

$$P_п = 1{,}3 \cdot 0{,}8 \cdot 1{,}04 \cdot 14{,}3 = 15{,}5.$$

Общее давление $P = P_п + P_г = 448{,}5$ (КПа).

Толщина бетонной крепи марки М200 по формуле (21) равна (м):

$$\delta_к = [\sqrt{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000 \cdot 1/(0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000 \cdot 1 - 2 \cdot 1 \cdot 448{,}5)} - 1]\,1{,}25 \cdot 4 = 0{,}38;$$

$\delta_к$ принимают равной 400 мм.

6. $H_р = 850$ м.

Аналогично расчету по п. 5 толщина крепи $\delta_к = 400$ мм. При технологическом обосновании она может быть уменьшена до значения $\delta_к = 250$ мм за счет повышения марки бетона.

7. $H_р = 964$ м.

При определении критерия устойчивости C и, в дальнейшем, нагрузок на уровне сокращенного целика по пласту в формулу (5) входит коэффициент $k_ц$, с помощью которого при расчете используют приведенную глубину $(H_п^р) = k_ц H^р$.

Коэффициент $k_ц$ рассчитывают по формуле (147) настоящих Указаний. Для этого находят сумму размеров целика под данный ствол в плоскости пласта по простиранию и линии падения — восстания, построенного по Правилам охраны, $\Sigma l_0 = 1800$ м и $\Sigma l = 1400$ м (для фактического сокращенного целика). Далее:

$$\operatorname{arc\,tg} \Sigma l_0 / \Sigma l = 52°.$$

Расстояние до рассматриваемого сечения принимают $h_п = 0$ (т. е. над пластом). Отсюда $k_ц = k_0$;

$$k_ц = k_0 = 3{,}4\,(1 - \cos 52°) = 3{,}4\,(1 - 0{,}61) = 1{,}3.$$

Возьмем наибольшую глубину на этом участке $H = 964$ м. При этом $R_c = 39 \cdot 0{,}6 = 23{,}4$ МПа. Подставляем в формулу (5) найденный $k_ц = 1{,}3$:

$$C = 1{,}3 \cdot 964/[26{,}3 + 0{,}885 \cdot 23{,}4 \cdot (525 + 0{,}0056 \cdot 0{,}885 \cdot 23{,}4)] = 9{,}1.$$

Получили условие III категории устойчивости, следовательно:

$$P^н = [(3 \cdot 9{,}1 - 7) + 0]\,10 = 203{,}6 \text{ КПа};$$

$$P_c = 203{,}6\ [1 + 0{,}1\,(4 - 3)] = 224 \text{ КПа};$$

$$P_п = P = 1{,}3 \cdot 0{,}8 \cdot 2{,}5 \cdot 2\,24 = 582 \text{ кПа};$$

$$\delta_к = [\sqrt{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 1 \cdot 9000/(0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 1 \cdot 9000 - 2 \cdot 1 \cdot 582)} - 1]\,1{,}25 \cdot 4 = 0{,}52.$$

Если принять марку М250, то $\delta_к = 400$ мм, либо марку М300, то $\delta_к = 300$ мм, то есть выбрать по технологическим соображениям с устройством рассчитанных ранее поясов податливости.

8. Расчет параметров крепи ствола для глубины $H_р = 980$ м производится отдельно. На данном участке $R_c = 40 \cdot 0{,}2 = 8$ МПа.

Определяется критерий C:

$$C = 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 980/[26{,}3 + 8 \cdot 0{,}885\,(5{,}25 + 0{,}0056 \cdot 8 \cdot 0{,}885)] = 14.$$

Следовательно, условия на данном участке относятся к IV категории устойчивости и нормативное давление определяют согласно требованиям п. 4.37.

Для рассматриваемых условий

$$R_s^0 = 0{,}012;\ \alpha_р = 1{,}4;\ \lambda = 0{,}61;$$

$\tilde{\varepsilon}_п = 7{,}1 \cdot 10^{-3}$ для значений $l/r_0 = 3/4 = 0{,}75$; $f = 0{,}85$.

Величина $U_0^* = U_0 f_3 = 1{,}7 \cdot 0{,}85 = 1{,}45$, где $U_0 = 1{,}7$ см, по графикам рис. 1 прил. 8 Руководства к СНиП II—94—80.

$$\varepsilon_{ко} = U_0^*/r_0 + \varepsilon_к = 1{,}45/400 + 6 \cdot 10^{-3} = 9{,}61 \cdot 10^{-3}.$$

Нормативное давление $P^н$ (кПа) для условий IV категории устойчивости:

$$P^н = 0{,}012 \cdot 1{,}4\,(1 + 0{,}3)\,0{,}61\ (9{,}8 \cdot 2600 \cdot 980) \times 7{,}1 \cdot 10^{-3}/9{,}6 \cdot 10^{-3} = 246.$$

Расчетное давление (кПа) согласно формуле (8):

$$P_п = 704.$$

Толщина бетонной (м) крепи из марки М200:

$$\delta_к = [\sqrt{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000/(0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000 - 2 \cdot 704)} - 1]\,1{,}25 \cdot 4 = 0{,}65.$$

Следует принять марку бетона М300; тогда толщина крепи (м):

$$\delta_к = [\sqrt{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 135000/(0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 135000 - 2 \cdot 704)} - 1]\,1{,}25 \cdot 4 = 0{,}40.$$

Таким образом, на глубине 980 м в проекте крепления ствола надлежит предусмотреть участок с усиленной крепью толщиной 400 мм.

9. $H_р = 1100$ м.

На данном участке $R_с = 38 \cdot 0{,}8 = 30{,}4$ МПа

Величина критерия устойчивости:

$$C = 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1100/[26{,}3 + 0{,}885 \cdot 30{,}4\,(5{,}25 + 0{,}0056 \cdot 0{,}885 \cdot 30{,}4)] = 6{,}4.$$

Условия относятся к III категории устойчивости (табл. 5). Далее осуществляется расчет:

$$P^{н} = 10\,(3C - 7) = 10\,(3 \cdot 6{,}4 - 7) = 122;$$

$$P = P_п = 349{,}5$$

$$\delta_к = [\sqrt{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 1 \cdot 9000/(0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000 - 2 \cdot 1 \cdot 349)} - 1]\,1{,}25 \cdot 4 = 0{,}29.$$

Для участка ствола с 850—1100 м принимают крепь толщиной $\delta_к = 300$ мм.

Проектом предусмотрено, что на глубине 1100 м в известняках закладывают сопряжение с околоствольными выработками. Схема для расчета крепи в районе сопряжения ($z = 0 \div 20$ м) приведена на рис. 86.

На данном участке: $R_с = 96 \cdot 0{,}8 = 76{,}8$ МПа;

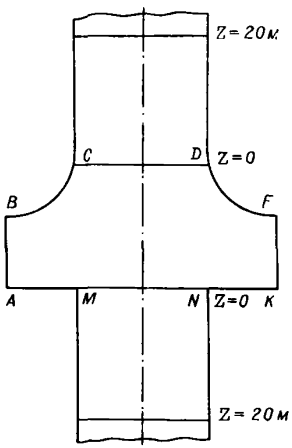


Рис. 86. Схема района сопряжения ствола ($z = 0$—20 м вверх и $z = 0 \div 20$ м вниз) и узла сопряжения (ABCDEKM)

$$C = 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1100/[26{,}3 + 0{,}885 \cdot 76{,}8\,(5{,}25 + 0{,}0056 \cdot 0{,}885 \cdot 76{,}8)] = 2{,}68.$$

Условия относятся к I категории устойчивости, следовательно, допускается применение набрызгбетонной крепи.

Таблица 65

Несущая способность бетонной крепи вертикальных шахтных стволов, МПа							Марка и прочность бетона, кгс/см² (МПа)
4	5	6	7	8	9	$\delta_к$, мм	
До 0,36	До 0,30	До 0,25	До 0,22	До 0,19	0,17	200	М150, $P_{пр}$=70 (7)
0,36—0,44	0,30—0,36	0,25—0,32	0,22—0,27	0,19—0,24	0,17—0,21	250	
0,44—0,51	0,36—0,42	0,32—0,37	0,27—0,31	0,24—0,28	0,21—0,25	300	
0,51—0,58	0,42—0,48	0,37—0,42	0,31—0,36	0,28—0,32	0,25—0,29	350	
0,58—0,65	0,49—0,54	0,42—0,47	0,36—0,41	0,32—0,36	0,29—0,32	400	
0,65—0,71	0,54—0,60	0,47—0,51	0,41—0,45	0,36—0,40	0,33—0,36	450	
0,71—0,77	0,60—0,65	0,51—0,57	0,45—0,49	0,40—0,44	0,36—0,40	500	
До 0,46	До 0,38	До 0,32	До 0,28	До 0,24	До 0,22	200	М 200, $P_{пр}$=90 (9)
0,46—0,56	0,38—0,46	0,32—0,41	0,28—0,34	0,24—0,30	0,22—0,27	250	
0,56—0,66	0,46—0,54	0,41—0,48	0,34—0,40	0,30—0,36	0,27—0,32	300	
0,66—0,75	0,54—0,62	0,48—0,54	0,41—0,46	0,36—0,41	0,32—0,37	350	
0,75—0,83	0,62—0,69	0,54—0,61	0,46—0,52	0,41—0,46	0,37—0,42	400	
0,83—0,92	0,70—0,77	0,61—0,66	0,52—0,58	0,46—0,51	0,42—0,46	450	
0,92—0,99	0,77—0,83	0,66—0,73	0,58—0,66	0,52—0,57	0,46—0,50	500	
До 0,565	До 0,46	До 0,39	До 0,34	До 0,30	До 0,27	200	М250, $P_{пр}$=110 (11)
0,57—0,69	0,46—0,57	0,39—0,42	0,34—0,42	0,30—0,37	0,27—0,33	250	
0,69—0,80	0,57—0,66	0,50—0,58	0,42—0,49	0,37—0,44	0,33—0,40	300	
0,80—0,92	0,66—0,76	0,58—0,66	0,49—0,57	0,44—0,50	0,39—0,46	350	
0,92—1,02	0,76—0,85	0,67—0,74	0,57—0,64	0,50—0,57	0,46—0,51	400	
1,02—1,12	0,85—0,94	0,74—0,81	0,64—0,71	0,57—0,63	0,51—0,57	450	
1,12—1,21	0,94—1,01	0,81—0,89	0,71—0,77	0,63—0,69	0,57—0,62	500	
До 0,70	До 0,57	До 0,48	До 0,42	До 0,37	До 0,33	200	М 300, $P_{пр}$=135 (13,5)
0,70—0,85	0,57—0,70	0,48—0,61	0,42—0,51	0,37—0,45	0,33—0,41	250	
0,85—0,98	0,70—0,81	0,61—0,71	0,52—0,61	0,46—0,54	0,41—0,48	300	
0,98—1,13	0,81—0,93	0,72—0,82	0,61—0,70	0,54—0,62	0,48—0,56	350	
1,13—1,25	0,93—1,04	0,82—0,91	0,70—0,78	0,62—0,70	0,56—0,63	400	
1,25—1,38	1,04—1,15	0,91—0,99	0,79—0,87	0,70—0,77	0,63—0,70	450	
1,38—1,49	1,15—1,25	0,99—1,10	0,87—0,95	0,77—0,85	0,70—0,77	500	

Таблица 65 (*продолжение*)

Несущая способность бетонной крепи вертикальных шахтных стволов, МПа							Марка и прочность бетона, кгс/см² (МПа)
4	5	6	7	8	9	$\delta_к$, мм	
До 0,79	До 0,65	До 0,55	До 0,48	До 0,42	До 0,38	200	М350, $P_{пр}=155$ (15,5)
0,79—0,97	0,65—0,80	0,55—0,70	0,48—0,59	0,42—0,52	0,38—0,47	250	
0,97—1,13	0,80—0,93	0,70—0,82	0,59—0,70	0,52—0,62	0,47—0,55	300	
1,13—1,30	0,93—1,07	0,82—0,94	0,70—0,80	0,62—0,71	0,56—0,64	350	
1,30—1,44	1,07—1,20	0,94—1,05	0,80—0,90	0,71—0,80	0,64—0,72	400	
2,44—1,58	1,20—1,32	1,05—1,14	0,89—0,99	0,79—0,89	0,72—0,80	450	
1,58—1,71	1,32—1,43	1,14—1,26	1,00—1,09	0,89—0,97	0,80—0,88	500	

Определяется P_c (кПа) по формуле (13) при $P_c^н$ определенного по п. 4.40.

При $z = 20$, $P_c^н = P^н = 10\,(2 \cdot 2{,}68 - 1) = 43{,}6$;

$$P_c = 43{,}6\,[(1 + 0{,}1\,(4 - 3)\,] = 47{,}96;$$

$$P_п = 47{,}96 \cdot 1{,}3 \cdot 0{,}8 \cdot 2{,}5 = 124{,}7.$$

При $z = 0$; $P_c^н = 43{,}6\,(1{,}5 - 0) = 65{,}4$;

$$P_c = 65{,}4 \cdot 1{,}1 = 71{,}94;$$

$$P_п = 71{,}94 \cdot 1{,}3 \cdot 0{,}8\,[2{,}5 + (20 - 0) \cdot 0{,}025] = 224{,}5.$$

Толщина (мм) крепи по формуле (21) равна:

для $z = 20$

$$\delta_к = \{\sqrt{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000/[0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000 - 2\,(2-1)\,124{,}7] - 1}\}1{,}25 \cdot 4 - 0{,}05 = 0{,}045 = 45;$$

для $z = 0$

$$\delta_к = \{\sqrt{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000/[0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 9000 - 2\,(2-0{,}05 \cdot 0)\,224{,}5] - 1}\}1{,}25 \cdot 4 - 0{,}05 = 0{,}34 = 340.$$

Поскольку расчетное значение $\delta_к$ более, чем в табл. 10, толщину крепи принимаем из технологических соображений такой же, как и на вышележащем участке ствола, а именно: крепь из бетона М300 толщиной $\delta_к = 300$ мм.

10. При оценке несущей способности и толщины крепи рекомендуется пользоваться табл. 65 настоящего приложения, где во второй строке указаны диаметры стволов D_0 от 4 до 9 м.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАГРУЗОК НА КРЕПЬ СТВОЛА В УСЛОВИЯХ IV КАТЕГОРИИ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД

Для определения нагрузок на крепь шахтного ствола в условиях IV категории по излагаемой методике применяют графоаналитический способ, выполняемый в следующей последовательности.

Первоначально на масштабной бумаге строится рабочий паспорт породы в координатах τ—σ. При построениях необходимо строго выдерживать следующий масштаб:

для пород типа алевролитов в 1 мм $\sigma_0/80$ МПа;

типа аргиллитов в 1 мм $\sigma_0/64$ МПа;

типа песчаников в 1 мм $\sigma_0/108$ МПа, где

$\sigma_0 = R_{сж} k_1 k_2$ — прочность породы в массиве;

k_1 и k_2 — соответственно, коэффициенты структурного ослабления и длительной прочности, определяемые по табл. 66.

Примечание. При любой прочности породы на одноосное сжатие в зависимости от типа породы на оси абсцисс откладывают отрезки σ_0, соответственно равные: для алевролитов 24 мм, для аргиллитов 28 мм, для песчаников 36 мм.

Таблица 66

Породы типа	k_1	k_2
Алевролитов	0,5	0,85
Аргиллитов	0,4	0,80
Песчаника	0,65	0,9

Рабочий паспорт прочности строится на основании следующих аналитических зависимостей для пород каждого типа:
для алевролитов:

$$\tau = 260 - 236\ l^{-0{,}0025\sigma}$$

для аргиллитов:

$$\tau = 190 - 170\ l^{-0{,}003\sigma}$$

для песчаников:

$$\tau = 330 - 300\ l^{-0{,}02\sigma}$$

После построения рабочего паспорта прочности и круга $\sigma_0(\sigma_1)$ на одноосное сжатие ($\sigma_3 = 0$) строится круг для искомой глубины $\sigma_1 = \gamma H$ касательный к рабочему паспорту. Этот круг отсекает на оси абсцисс координату $\sigma_3 = \lambda\gamma H$. С центром в точке, соответствующей $\lambda\gamma H$, проводят круг касательный к рабочему паспорту.

Этот круг отсекает на оси абсцисс отрезки, соответствующие $\sigma_{r_L}(\sigma_3)$ и $\sigma_\theta(\sigma_1)$, где σ_{r_L} является радиальным напряжением на границе упругой зоны и зоны неупругих деформаций (предельного состояния). Величина σ_{r_L} соответствует максимальному отпору крепи P_{max}, который запрещает образование зоны неупругих деформаций.

Выбор крепи производят по зависимости между отпором крепи и перемещениями породы.

Для этого задаемся несколькими значениями отпора P_i меньшими, чем $\sigma_{r_L} = P_{max}$. Для лучшего приближения к рабочему паспорту на паспорте прочности породы средние расчетные углы внутреннего трения принимают разными для разных значений отпора крепи и определяют как наклон касательной к предельным кругам, соответствующим напряжениям на границе предельной зоны и на контакте с крепью при принятом отпоре крепи P_i.

Расчетный угол внутреннего трения при любом i-м отпоре крепи определяют по формуле:

$$\varrho_i = \text{arc sin}\left[(\lambda\gamma H - \sigma_{r_L} - r_i)(\lambda\gamma H - \theta\theta_i)\right], \qquad (154)$$

где r_i — радиус круга i-го отпора P_i, мм; $\theta\theta_i$ — расстояние от начала координат до центра круга i-го отпора, мм; (все величины здесь и далее подставляют в мм, а затем в зависимости от типа пород по масштабу переводятся в МПа).

Относительный радиус пластической зоны $r_L = R_L/r_1$ определяют из выражения:

$$r_L = [(2\lambda\gamma H + b_1 \cdot \sigma_{0i}^{пр})/(b_2\sigma_{0i}^{пр} + b_3 P_i)]^c, \qquad (A)$$

где $\sigma_{0i}^{пр}$ — приведенная прочность породы в массиве на одноосное сжатие для рассматриваемого круга P_i и круга $\sigma_{r_i}(P_{max})$, рассчитываемая по формуле:

$$\sigma_{0i}^{пр} = [2(\lambda\gamma H - \sigma_{r_L}) - 2\lambda\gamma H \sin \varrho_i]/(1 - \sin \varrho_i), \qquad (155)$$

где $b_1 = \text{cosec } \varrho_i - 1$; $b_2 = \text{cosec } \varrho_i$; $b_3 = 1 + \text{tg}^2\omega$; $c = 1/2 \text{ ctg}\omega \times \text{ctg}\varrho_i$; $\omega = \pi/4 + \varrho_i/2$; β_i определяют по формуле (154).

Размер радиуса пластической зоны определяется для ряда значений отпора меньших $P_{max} = \sigma_{r_L}$.

Зная значение радиуса пластической зоны, определяем смещения пород контура сечения ствола, состоящие из двух частей: смещений в упругой зоне и смещений за счет разрыхления пород в предельной зоне.

Первая составляющая смещений контура сечения ствола определяется по формулам теории упругости с учетом линейной ползучести из выражения:

$$U_1 = r_L^2 r_1 \alpha(1 + \mu)/E(\lambda\gamma H - \sigma_{r_L}), \qquad (B)$$

где r_1 — радиус ствола вчерне, см; α — коэффициент изменения модуля упругости за счет линейной ползучести, равный 1,5; E, μ — соответственно модуль упругости и коэффициент Пуассона породы.

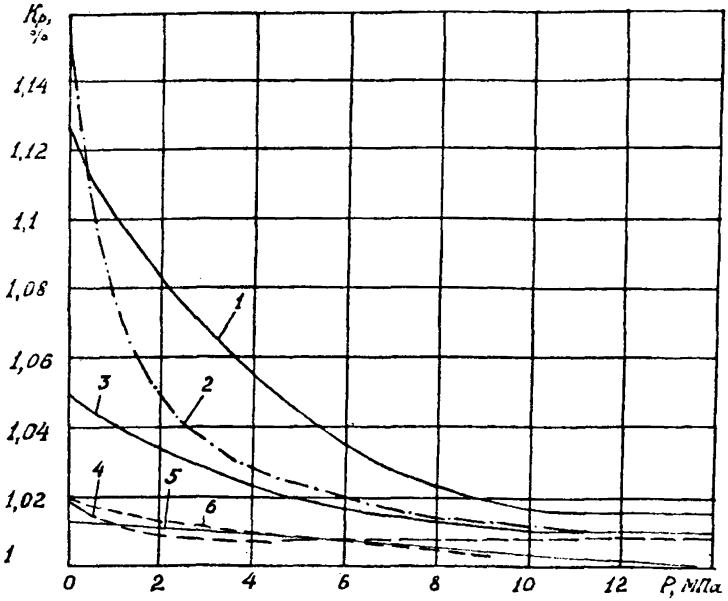


Рис. 87. Графики зависимости коэффициента разрыхления k_p от отпора крепи P:

1 — горючий сланец; 2 — каменная соль; 3 — мрамор; 4 — уголь; 5 — известняк; 6 — алевролит

Расчет смещений контура ствола (см) от разрыхления в зоне неупругих деформаций производят по формуле:

$$U_2=(1/r_L^2)\,(r_L^2-1)\,\Delta k_p\,(r_1/4), \qquad (156)$$

$\Delta k_p=k_p-1$, где k_p — коэффициент разрыхления.

k_p определяют по графику зависимости коэффициента разрыхления от отпора крепи, полученного в результате испытаний пород за пределом прочности, проведенных во ВНИМИ (рис. 87).

Полные перемещения пород на контуре ствола будут равны сумме U_1 и U_2.

После определения перемещений строится график зависимости $U=f(P_i)$. На этот график наносят характеристику выбранного типа крепи; точка пересечения этих графиков будет соответствовать нагрузке на выбранную крепь.

В связи с тем, что до ввода крепи в работу реализуется некоторая величина перемещений U_0, характеристика крепи строится не из начала координат, а от абсциссы равной U_0.

Пример. *Определить нагрузку для участка ствола, расположенного в породах типа аргиллитов с прочностью в куске на одноосное сжатие 25 МПа на глубине 900 м. Участок ствола расположен в условиях IV* категории. Для определения нагрузки на крепь воспользуемся графоаналитическим способом для метода предельного равновесия.

Первоначально построим рабочий паспорт прочности. Для этого по значениям σ строят табл. 67.

Таблица 67

σ, мм	10	15	20	25	30	60	80	120
τ, мм	14,0	17,4	20,7	24,0	27,1	44,9	55,9	76,2

Таблица 67 (*продолжение*)

σ, мм	150	180	210	230	260	300	305
σ,мм	90,3	103,5	116,0	123,8	135,0	148,9	150,7

Кривая паспорта прочности для пород типа аргиллитов апроксимируется выражением:

$$\tau = 190 - 170l^{-0{,}003\sigma};$$

По данным таблицы строим кривую рабочего паспорта прочности (рис. 88), затем откладываем отрезок на оси абсцисс, равный 64 мм, и строим круг σ_0, касательный к рабочему паспорту. В этом случае $\sigma_0 = 8$ МПа.

Рассчитываем величину γH, которая равна произведению среднего объемного веса столба породы до 900 м на глубину залегания расчетного участка ствола, $\gamma H = 2{,}5 \cdot 900 = 2250$ тс/м^2 = $= 22{,}5$ МПа; по масштабу эта величина соответствует 180 мм.

Затем строим круг Мора для $\sigma_1 = \gamma H = 22{,}5$ МПа, касательный к кривой паспорта прочности; полученная абсцисса круга, соответствующая σ_3, будет равна $\lambda\gamma H$. С центром в координате, соответствующей $\lambda\gamma H$, строим круг, касательный к рабочему паспорту. Таким образом определяют максимальный отпор крепи, необходимый для условия отсутствия зоны неупругих деформаций, равный σ_{rL}. Максимальный отпор равен 1,88 МПа (15,04 мм).

Рассчетный угол внутреннего трения для касательной к кругам σ_0 и σ_{rL} составляет:

$$\varrho = \arcsin(50 \text{ мм} - 15{,}04 - 14)/(50 - 14) = 35°.$$

Относительный радиус пластической зоны находим из выражения (А):

при $\lambda\gamma H = 50$ мм; $\lambda\gamma H = 6{,}25$ МПа;

$b_1 = 0{,}743$; $b_2 = 1{,}743$; $b_3 = 4{,}690$; $c = 0{,}372$;

$$r_L = [(2 \cdot 6{,}25 + 0{,}743 \cdot 3{,}5)/1{,}743 \cdot 3{,}51 \times$$
$$\times 4{,}69 \cdot 1{,}88]^{0.372} = 1{,}0045.$$

Величину U_1 определяем из выражения (В).

Для рассчитываемой породы:

$$E = 2 \cdot 10^5 \text{ кг/см}^2 \ (2 \cdot 10^4 \text{ МПа}); \ \mu = 0{,}35;$$

$$U_1 = [1{,}009 \cdot 450 \cdot 1{,}5 \cdot (1{,}35)/(2 \cdot 10^4)](6{,}25 - 1{,}88) = 0{,}2 \text{ см}.$$

Перемещения от разрыхления пород составляют:

$$U_2 = [(1{,}009 - 1)/1{,}009] \cdot 0{,}085 \cdot 450/4 = 0{,}085 \text{ см},$$

$\Delta k_p = k_p - 1$ определяют по кривой 1 на рис. 87.

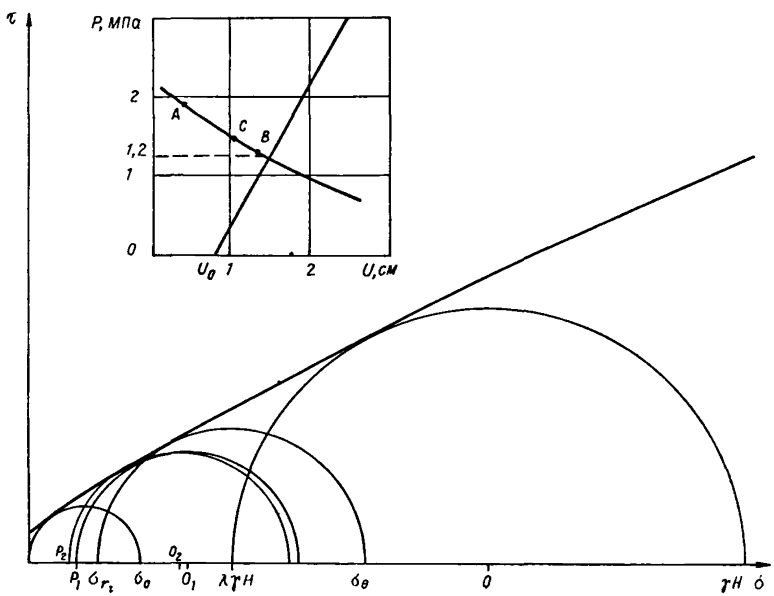


Рис. 88. Схема к расчету

Общая величина перемещения равна: 0,2 + 0,085 = 0,285 см.

Таким образом, на кривой зависимости перемещений пород от отпора крепи имеем одну точку, соответствующую отпору $P_{max} = 1{,}88$ и перемещениям 0,285 см.

Задаемся произвольными отпорами $P_2 = 1{,}5$ МПа и $P_1 = 1{,}3$ МПа. Строим круги, касательные к кривой рабочего пас-

порта для этих отпоров по координатам σ_3,соответственно равным 12 мм и 10,4 мм. Определяем расчетный угол внутреннего трения:

$$\varrho_1 = \text{arc sin } [(50 - 15{,}04 - 6)/(50-6)] = \sim 32°;$$

$$\varrho_2 = \text{arc sin } [(50 - 15{,}04 - 5{,}02)/(50 - 5{,}02)] = 33°.$$

Приведенная прочность $\sigma_0^{\text{пр}}$ для этих кругов будет соответственно равна:

$\sigma_{0_2}^{\text{пр}} = (2 \cdot 34{,}96 - 2 \cdot 50 \cdot \sin 32°)/(1 - \sin 32°) = 4{,}50$ МПа;

$\sigma_{0_2}^{\text{пр}} = (2 \cdot 34{,}96 - 2 \cdot 50 \cdot \sin 33°)/(1 - \sin 33°) = 4{,}2$ МПа.

Находим относительный радиус пластической зоны:

$$r_{L_1} = [(2 \cdot 6{,}25 + 0{,}887 \cdot 4{,}5)/(1{,}887 \cdot 4{,}5 + 4{,}254 \cdot 1{,}3)]^{0{,}443} = 1{,}075;$$

$$r_{L_2} = [(2 \cdot 6{,}25 + 0{,}836 \cdot 4{,}2)/(1{,}836 \cdot 4{,}2 + 4{,}392 \times 1{,}5)] 0{,}418 = 1{,}049;$$

для $\varrho = 32° - b_1 = 0{,}887$; $b_2 = 1{,}887$; $b_3 = 4{,}254$; $c = 0{,}443$;
для $\varrho = 33° - b_1 = 0{,}836$; $b_2 = 1{,}836$; $b_3 = 4{,}392$; $c = 0{,}418$.

Составляющие перемещений равны:

$$U_1^1 = [r_L^2 r_1 \alpha \cdot (1 + \mu)/E](\lambda\gamma H - \sigma_{r_L}) = 1{,}155625 \cdot 450 \times 1{,}5\,(1{,}35/1 \cdot 10^4)\,(6{,}25 - 1{,}88) = 0{,}23 \text{ см};$$

$$U_1^2 = 1{,}1 \cdot 450 \cdot 1{,}5\,(1{,}35/2 \cdot 10^4)\,4{,}37 = 0{,}22 \text{ см},$$

$$U_2^1 = [(1{,}155625 - 1)/1{,}155625] \cdot 0{,}085 \cdot 450/4 = 1{,}29 \text{ см},$$

$$U_2^2 = [(1{,}1 - 1)/1{,}1] \cdot 0{,}085 \cdot 450/4 = 0{,}87 \text{ см},$$

$$U^1 = 0{,}23 + 1{,}29 = 1{,}52 \text{ см},$$

$$U^2 = 0{,}22 + 0{,}87 = 1{,}09 \text{ см}.$$

По полученным трем точкам А, Б, С с координатами A (0,285 см; 1,88 МПа); B (1,29 см; 1,3 МПа) и C (1,09 см; 1,5 МПа); строим зависимость перемещений от отпора крепи (см. рис. 88).

Характеристику крепи определяют для каждого выбранного вида крепи. Для иллюстрации примем характеристику крепи прямолинейной с углом наклона 60°. Тогда по чертежу найдем нагрузку на крепь, равную 1,2 МПа.

РАСЧЕТ ДЕФОРМАЦИЙ ВОДОНАСЫЩЕННОГО МАССИВА ПРИ ВОДОПОНИЖЕНИИ

1. Деформации водонасыщенного массива горных пород определяют изменением эффективных давлений на скелет при снижении напоров.

В максимальной степени уплотнению подвержены отложения песчано-глинистого состава, представленные чередованием водоносных пластов и относительных водоупоров. Относительно сжимаемыми являются также полускальные породы с «податливым» скелетом: мéла, опóки, карбонатных пород с глинистым цементом и т. д. Относительно жесткие — пески, песчаники, карбонаты с кремнистым цементом и т. д.

При снижении уровней безнапорных водоносных горизонтов увеличение эффективных давлений определяют зависимостью:

$$\Delta\sigma_{эф.} = \Delta h\gamma\,[(1 - \varrho) + w_0], \qquad (157)$$

где Δh — снижение уровней безнапорного горизонта, м; γ — плотность воды, Н/м^3; ϱ — пористость породы; w_0 — объемная влажность породы.

При снижении напоров в водоносном напорном пласте увеличение эффективных давлений на смежные с этим пластом относительные водоупоры определяют формулой:

$$\Delta\sigma_{эф} = \Delta H\gamma, \qquad (158)$$

где ΔH — снижение напора в расчетном пласте, м.

2. Порядок расчета деформаций водонасыщенной профильно-неоднородной толщи сводится к следующим моментам:

— предварительно выделяют водоносные пласты и относительные разделяющие водоупоры (по соотношению коэффициентов фильтрации 1 : 10 и более);

— оценку сжимаемости толщи производят дифференцированно по отдельным слоям, исходя из дополнительных эффективных давлений на эти слои в соответствии со снижением напоров;

— дополнительные эффективные напряжения в пределах разделяющего водоупора при различном снижении напоров в смежных с этим водоупором водоносных пластах можно определять, исходя из средней величины снижения напоров в кровле и подошве водоупора;

— деформационные характеристики отдельных слоев выбирают либо по результатам лабораторных экспериментов и натурных наблюдений, либо по табличным данным (для ориентировочных оценок деформаций).

3. Стабилизированные (конечные) деформации сжатия отдельных слоев определяют в зависимости от их свойств:

— для линейно-деформируемых полускальных пород с жестким скелетом (песчаников, алевролитов, прочных карбонатов) стабилизированную деформацию определяют зависимостью:

$$S_{\infty} = (\Delta\sigma_{эф} m/E_y)(1 - 2\nu), \qquad (159)$$

где $\Delta\sigma_{эф}$ — дополнительное эффективное давление на слои, Па; m — мощность слоя (по вертикальному сечению), м; E_y — модуль Юнга; ν — коэффициент Пуассона.

— для мягких глинистых пород стабилизированные деформации сжатия определяют формулой:

$$S_{\infty} = \Delta\sigma_{эф} m a_c/(1 + \varepsilon_{ср}), \qquad (160)$$

где a_c — коэффициент сжимаемости породы, определенный лабораторными компрессионными испытаниями в пределах нагрузок, соответствующих естественному и измененному эффективному давлению; $\varepsilon_{ср}$ — средняя величина коэффициента пористости в пределах тех же нагрузок:

$$\varepsilon_{ср} = \varrho/(1 - \varrho),$$

где ϱ — пористость породы;

— суммарную деформацию сжатия пород дренируемого водоносного пласта и смежных с ним водоупоров при известной (полученной опытным путем) водоотдаче этого пласта μ^* можно определить по формуле:

$$S_{\infty} = \mu^* \Delta H,$$

где ΔH — снижение напоров водоносного пласта.

4. Осадку земной поверхности определяют суммированием деформаций по отдельным сжимаемым прослоям рассматриваемой толщи.

ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ И ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ОКОЛОСТВОЛЬНЫХ, ГЛАВНЫХ ВСКРЫВАЮЩИХ И ОСНОВНЫХ ПОДГОТАВЛИВАЮЩИХ ВЫРАБОТОК

Пример 1. *Выбор типа и расчет параметров крепи квершлага, расположенного в пределах околоствольного двора.*

Условия. Глубина расположения квершлага от земной поверхности $H=1200$ м; напряженное состояние массива определяют собственным весом толщи пород ($k=1$); площадь поперечного сечения выработки в проходке $S=18$ м^2 ($b=6$ м, $h=3{,}6$); расстояние от квершлага до соседнего (параллельного) квершлага $L=30$ м; ширина соседней выработки $b=5$м; срок службы горизонта $t=15$ лет; угол залегания пород $\alpha=10°$.

Решение. 1. Из представленной на рис. 89 геологической колонки пересекаемых квершлагом пород видно, что на участке квершлага АБ значения расчетных сопротивлений пород сжатию R_c изменяются как по длине участка, так и отдельно по элементам сечения выработки (в кровле, почве и боках) не более 30%. Поэтому в соответствии с пп. 3.6 и 3.7 для всего этого участка принимают усредненное значение R_c определяемое по формуле (4). При этом расчет R_c (МПа) производят по сечению Б—Б с наименее прочными на участке АБ породами. Данные о мощности и значениях R_c слоев пород берут из рис. 89.

$$R_c=(30\cdot 2{,}0+44\cdot 2{,}6+40\cdot 1{,}5+57\cdot 4{,}0+60\cdot 2{,}5+ \\ +52\cdot 6{,}0)/18{,}6=49.$$

На участке квершлага от сечения Б—Б до сопряжения с магистральным штреком расчетное сопротивление пород сжатию R_c в кровле и боках отличаются не более, чем на 30%, а R_c в почве превышает R_c в кровле более, чем на 30%, поэтому определяем величину R_c отдельно для почвы и усредненное для кровли и боков. Расчет R_c (МПа) ведем по сечению Г—Г с наименее прочными на рассматриваемом участке породами.

Для кровли и боков:

$$R_c=(42\cdot 0{,}8+32\cdot 4{,}5+30\cdot 5{,}5+44\cdot 1{,}8)/12{,}6=34.$$

Для почвы:

$$R_c=(44\cdot 0{,}8+40\cdot 1{,}5+57\cdot 3{,}7)/6=51.$$

2. По формуле (39) и табл. 15 настоящих Указаний определим допустимое расстояние (м) между выработками, исключающее их взаимное влияние:

$$L_д=(6+5)\cdot 2{,}6=29.$$

Так как фактическое расстояние между выработками $L=30$ м превышает допустимое $L_д=29$ м, то квершлаг находится вне влияния смежной параллельной выработки.

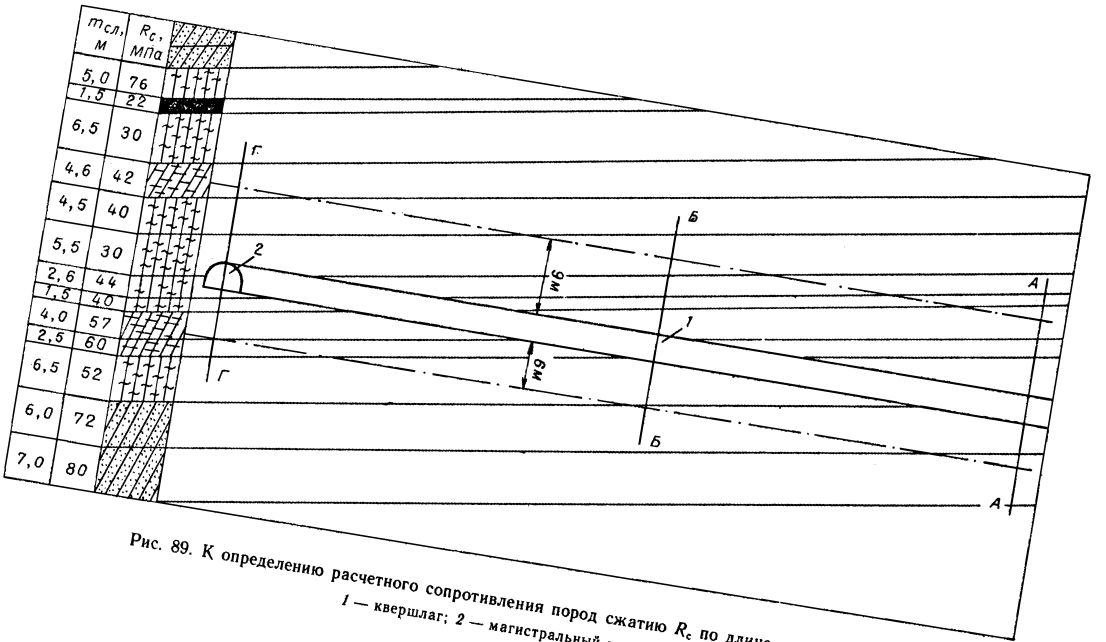


Рис. 89. К определению расчетного сопротивления пород сжатию R_c по длине квершлага:
1 — квершлаг; *2* — магистральный штрек

3. По формуле (40) с учетом входящих в нее коэффициентов и значения $U_т$ рассчитывают смещения пород со стороны кровли, почвы и боков выработки. Прежде всего определяют расчетную глубину расположения квершлага от земной поверхности (м) по формуле (1):

$$H_р = Hk = 1200 \cdot 1 = 1200.$$

По $R_с$ и $H_р$ из графика рис. 3 следует, что $U_т = 430$ мм. Для кровли, почвы и боков на участке квершлага АБ $k_а = 0{,}7$ (см. табл. 21); $k_в = 1$ (см. формулу (42)); $k_t = 1$; $k_s = 0{,}2(6 - 1) = 1$ (см. формулу (41)). Для кровли и почвы $k_θ$=1, а для боков $k_θ = 0{,}55$ (см. табл. 21).

Смещения кровли и почвы (каждой в отдельности) определяют по формуле (40):

$$U = k_а k_θ k_s k_в k_t U_т.$$

На участке квершлага АБ смещения (мм) почвы и кровли равны:

$$U = 0{,}7 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 430 = 300.$$

Смещения боков (мм) составят:

$$U = 0{,}7 \cdot 0{,}55 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 430 = 170.$$

Смещения пород (мм) на участке квершлага БГ определяют аналогично участку АБ:

— кровли $U = 0{,}7 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 800 = 560$;
— боков $U = 0{,}7 \cdot 0{,}55 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 800 = 308$;
— почвы $U = 0{,}7 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 400 = 280$.

4. По табл. 22 устанавливают категории устойчивости пород. На участке квершлага АБ, где максимальные ожидаемые смещения составляют 300 мм, породы находятся в неустойчивом состоянии (III категория устойчивости).

На участке квершлага БГ с максимальными смещениями кровли 560 мм породы относят к очень неустойчивым (IV категория устойчивости).

5. Выбор типа крепи осуществляют согласно пп. 5.17, 5.18. В соответствии с категориями устойчивости пород для крепления квершлага возможно принять различные типы крепи, рекомендованные пп. 5.17 и 5.18, в том числе блочные и тюбинговые, металлобетонные, металлические арочные из спецпрофиля и др. В данном случае целесообразно принять монолитную железобетонную крепь с жесткой арматурой из двутаврового профиля с обратным сводом или без него. При этом металлические рамы из двутаврового профиля устанавливают у забоя, а затем с отставанием во времени на 1 мес производят их бетонирование.

6. Нормативную нагрузку на крепь определяют согласно рис. 5. Предварительно определяют по формуле (44) смещения пород, происходящие до бетонирования.

Для участка квершлага АБ:

при $H_р/R_с = 1200/49 = 24$, $t = 1$ мес, $k_t = 0{,}36$ (см. рис. 6);

U_t(кровли) = U_t(почвы) = 300 • 0,36 = 108 мм;

$$U_t(\text{боков}) = 170 \cdot 0{,}36 = 62 \text{ мм}.$$

Для участка квершлага БГ:

в кровле и боках $H_р/R_с = 1200/34 = 35$, $k_t = 0{,}30$ (см. рис. 6);

$$U_t(\text{кровли}) = 560 \cdot 0{,}30 = 168 \text{ мм};$$

$$U_t(\text{боков}) = 308 \cdot 0{,}30 = 92 \text{ мм};$$

в почве $H_р/R_с = 1200/51 = 23$; $k_t = 0{,}37$; U_t(почвы) = 280 × × 0,37 = 103 мм.

Далее на графике (см. рис. 5) по оси абсцисс откладывают расчетное смещение пород кровли (почвы) для участка квершлага АБ, равное 300 мм. По этой же оси откладывают значения смещений, происходящих к моменту бетонирования крепи U_t = = 108 мм ($U_з = 0$, $U_{кр} = 0$), и восстанавливают перпендикуляр до пересечения со сплошной линией, выбранной по расчетному смещению.

Ордината точки пересечения определяет нормативную нагрузку на крепь со стороны кровли и почвы — $P^н = 700$ кПа. Аналогичным образом определяют $P^н$ со стороны боков выработки — $P^н = 500$ кПа.

Для участка квершлага БГ аналогичным образом определяют: со стороны кровли $P^н = 900$ кПа, со стороны боков $P^н = 750$ кПа, со стороны почвы $P^н = 650$ кПа.

7. По формуле (43) определяют расчетную нагрузку на крепь квершлага.

На участке АБ: для кровли и почвы $P = 1{,}05 \cdot 1{,}1 \cdot 1 \cdot 700 =$ = 810 кПа; для боков $P = 1{,}1 \cdot 1{,}1 \cdot 1 \cdot 500 = 605$ кПа.

На участке БГ: для кровли $P = 1 \cdot 1{,}1 \cdot 1 \cdot 900 = 990$ кПа; для боков $P = 1{,}05 \cdot 1{,}1 \cdot 1 \cdot 750 = 850$ кПа; для почвы $P =$ = 1,05 • 1,1 • 1 • 650 = 750 кПа.

8. По графику рис. 9 ориентировочно определяют плотность установки двутавровых рам. На участке квершлага АБ при $P =$ = 810 кПа и профиле двутавра № 22 необходимо устанавливать 2,5 рамы/м. На участке квершлага БГ при $P = 990$ кПа и таком же профиле двутавра потребуется установка 3 рамы/м.

Если между контуром выработки и крепью будет применен забутовочный слой, то можно уменьшить плотность крепи. Для забутовки из дробленых пород смещения, компенсируемые за счет сжатия забутовочного материала, снижаются на 25 % от толщины забутовочного слоя. Если будет применена забутовка толщиной 200 мм, то смещения, которые необходимо компенсировать отпором крепи, снизятся на 50 мм. При этом максимальная нормативная нагрузка на крепь $P^н$ на участках квершлага АБ и БГ соответственно составит 500 и 800 кПа, а расчетная нагрузка

P 575 и 880 кПа. Тогда необходимая плотность крепи на участке АБ составит 2 рамы/м, а на участке БГ 2,5 рам/м.

Для уточнения параметров крепи должны быть выполнены статический и прочностной расчеты в соответствии с «Руководством по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи» (программа «Недра»), (М., Стройиздат, 1983).

Если в кровле и боках квершлага породы отличаются трещиноватостью и в них образуется значительная зона разрушенных пород, то уменьшения смещений, нагрузок на крепь и плотности крепи до вышеуказанных величин (2 рамы/м на участке АБ и 2,5 рамы/м на участке БГ) можно достичь за счет упрочнения пород цементацией или другими упрочняющими материалами. При этом расчетная прочность пород при зоне упрочнения 2 м увеличивается в 1,6 раза по сравнению с неупрочненными породами (см. п. 3.10)

9. На обоих участках квершлага может быть принята крепь без обратного свода при условии упрочнения почвы. В данном случае, когда смещения почвы не превышают 500 мм, целесообразно для упрочнения пород почвы применить анкерную крепь. При длине анкеров 2 м, плотности их установки 1 анкер/м^2 и несущей способности анкера 100 кН коэффициент упрочнения пород, определяемый по рис. 1, составляет $k_{упр} = 1{,}51$. Тогда расчетная прочность упрочненных пород почвы составит $R_{упр} = R_c k_{упр} = 49 \times \times 1{,}51 = 73$ МПа, а смещение почвы $U_т$, определяемое по рис. 3, 190 мм. Расчетное смещение почвы (мм), определяемое по формуле (40) с учетом упрочнения почвы, составит:

$$U = 0{,}7 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 190 = 135 \text{ мм}$$

Таким образом, применение анкерной крепи в почве обеспечивает допустимую величину смещений почвы и позволяет отказаться от сооружения обратного свода в основной крепи квершлага на всем его протяжении.

Пример 2. *Выбор места расположения и средств поддержания полевой одиночной выработки в породах почвы надрабатывающего пласта.* (к п. 6.3).

Условия. Глубина залегания пласта от поверхности 600 м. Кровля пласта представлена труднообрушающимися породами. Угол падения 30°. Сечение выработки, проводимой по простиранию, принято 14 м^2 в свету (3,8 м по высоте и 5 м по ширине). Время поддержания выработки до надработки 3 года, после надработки 5 лет. Породы почвы пласта представлены переслаивающимися аргиллитами и алевролитами. Слой более прочных алевролитов ($R_c = 60$ МПа) мощностью 10 м залегает на расстоянии 15 м по нормали от пласта. В кровле и почве алевролита залегают аргиллиты прочностью $R_c = 30$ МПа.

Решение. С учетом п. 6.3 полевую выработку закладывают в сравнительно прочном слое алевролитов по его середине, т. е. на

расстоянии 18 м от пласта. В этом случае в кровле и почве выработки будут располагаться слой алевролита мощностью 3,1 м и далее — аргиллиты.

Расчетное сопротивление пород сжатию $R_с$ определяют (см. п. 3.6) в кровле на расстояние 1,5 • 5 = 7,5 м:

$$R_{с_{кр}} = (60 \cdot 3{,}1 + 4{,}4 \cdot 4 \cdot 30)/7{,}5 = 42{,}4 \text{ МПа};$$

в почве на расстоянии 1 • 5 = 5 м:

$$R_{с_п} = (60 \cdot 3{,}1 + 1{,}9 \cdot 30)/5 = 48{,}5 \text{ МПа}.$$

Такое расположение выработки под пластом на расстоянии $h_н = 18$ м удовлетворяет требованиям табл. 28.

Расположение выработки от намечаемой границы очистных работ в плане (от разрезной печи надрабатывающего пласта) принимают согласно табл. 27 равным 20 м, т. е. $l_н = 20$ м (см. рис. 12).

Для выбора средств охраны определяют смещения пород кровли (мм) выработки по формуле (48):

$$U = k_а k_θ k_s k_в (k_t U_т + k_{кр} U_н + 12 v_н v_{t_1} k_t),$$

где $k_а = 0{,}95$ (см. табл. 21); $k_θ = 1$ (п. 5.12); $k_s = 1{,}2$ (п. 5.12); $k_в = 1$ (п. 5.12); $k_t = 1{,}04$ и $v_{t_1} k_t = 1{,}05$ (при $H_р/R_с = 600/42{,}4 = 14{,}2$ (см. табл. 29); $k_{кр} = 1{,}2$ (п. 6.15); $U_т = 120$ мм (см. рис. 3); $U_н = 130$ мм (см. рис. 14); $v_н = 7$ мм/мес (см. рис. 15). Тогда $U = 0{,}95 \cdot 1 \cdot 1{,}2 \cdot 1\,(1{,}04 \cdot 120 + 1{,}2 \cdot 130 + 12 \cdot 7 \times 1{,}05) = 420$.

При величине смещений 420 мм согласно п. 6.28 и Типовому проекту 401—II—57 «Сечения горных выработок, закрепленных металлической арочной крепью из взаимозаменяемого шахтного профиля» принимаем крепь АП-3 плотностью 1 рама/м в комбинации с анкерной крепью.

Параметры анкерной крепи принимают согласно п. 3.11: длина анкеров 2 м, плотность установки 1 анкер/м^2. В этом случае следует провести проверку упрочняющего действия анкеров по коэффициенту упрочнения $k_{упр}$. Для несущей способности анкеров 100 кН и плотности 1 анкер/м^2 $k_{упр} = 1{,}5$. Тогда расчетная прочность пород кровли составит $R_р = R_{с_{кр}} k_{упр} = 42{,}4 \cdot 1{,}5 = 63$ МПа и смещения кровли $U_т = 60$ мм, $U_н = 110$ мм, $v_н = 4$ мм/мес:

$$U = 0{,}95 \cdot 1 \cdot 1{,}2 \cdot 1\,(1{,}04 \cdot 60 + 1{,}2 \cdot 110 + 12 \cdot 4 \cdot 1{,}05) = 280 \text{ мм}.$$

Смещения упрочненной анкерами кровли, таким образом, не превысят конструктивную податливость трехзвенной крепи АП-3, поддержание которой обеспечит безремонтное состояние рассматриваемой выработки.

Согласно п. 6.28 в этих условиях выработку можно также поддерживать пятизвенной крепью с ножкой 500 мм без анкерной крепи. При этом следует проходить выработку большего сечения с запасом на смещения кровли, т. е. по высоте на 420 мм.

Пример 3. *Выбор средств поддержания на участках выработок, расположенных над неотработанными участками пластов (над целиками),* (к п. 6.19).

Условия. Полевая одиночная выработка проводится по простиранию пород на глубине 400 м в 30 м над целиком размером 60 м в породах прочностью 40 МПа сечением 16 м^2 в свету. Залегание пород пологое ($\alpha < 20°$). Время поддержания выработки 10 лет, мощность подрабатывающего пласта 1 м.

Решение. Согласно табл. 16 определяют протяженность зоны опорного давления при отработке нижерасположенного пласта. Для глубины 430 м, прочности пород 40 МПа с учетом п. 5.7. $L_0 = 70 \cdot 0{,}75 = 52{,}5$ м. По табл. 19 такой целик влияет на поддержание выработок в его кровле на расстояние 93 м. Смещения пород на контуре выработки определяют по формуле (50):

$$U = k_\alpha k_\theta k_s k_в k_l u_т k_{од},$$

где $k_\alpha = 1$ (табл. 21); $k_\theta = 1$ (п. 5.12); $k_s = 1{,}25$ (п. 5.12) $k_в = 1$ (п. 5.12); $k_l = 1{,}05$ (при $H_р/R_c = 400/40 = 10$, см. табл. 29); $U_т = 75$ мм (рис. 3).

Коэффициент $k_{од}$ определяют следующим образом. Расстояние от выработки до целика, равное 30 м, делим на расстояние влияния целика в кровлю (105 м) и получаем долю зоны влияния: $30/105 = 0{,}285$. По рис. 18, б выработка попадает между 1-й и 2-й линиями, где $k_{од} = 2{,}7$.

$$U = 1 \cdot 1 \cdot 1{,}25 \cdot 1 \cdot 1{,}05 \cdot 75 \cdot 2{,}7 = 266.$$

Выбор крепи производится по п. 6.27, где при $U < 300$ мм рекомендуется арочная трехзвенная металлическая крепь из спецпрофиля с плотностью установки, равной 1 раме/м согласно Типовому проекту 401—II—57 «Сечение горных выработок. . .».

Пример 4. *Выбор средств поддержания пластовой выработки, охраняемой целиками ограниченных размеров (менее указанных в п. 5.7),* (к. п. 6.21).

Условия. Пластовая выработка, пройденная на глубине 800 м сечением в свету 12 м^2 и оборудованная рельсовой откаткой, охраняется целиком 30 м с обеих сторон. Непосредственная кровля пласта представлена аргиллитом мощностью 3 м и прочностью $R_c = 20$ МПа, выше залегают алевролиты прочностью 40 МПА. Основная кровля среднеобрушающаяся. В почве пласта — алевролиты мощностью 6 м и прочностью 40 МПа. Высота выработки 3,5 м, ширина — 4,7 м. Падение пород пологое, выработка пройдена по простиранию. Время поддержания выработки до образования целиков — 2 года, после оконтуривания целиков — 8 лет.

Решение. Смещения пород на контуре выработки определяют по формуле (52):

$$U = k_\alpha k_\theta k_s k_в (k_l U_т + k_{кр} k_{t_1} U_ц),$$

где $k_{\alpha} = 1$ (табл. 21); $k_{\theta} = 1$ (п. 5.12); $k_s = 1{,}1$ (п. 5.12); $k_{в} = 1$ (см. табл. 26); $k_{кр} = 1$ (п. 6.15).

Смещения $U_{кр}$ пород кровли при $R_{скр} = (20 \cdot 3 + 40 \times 4{,}05)/7{,}05 = 31$ МПа — по формуле (4), где $U_{ткр} = 430$ мм (см. рис. 3); $U_{ц} = 360$ мм (см. рис. 19); $k_t = 1{,}1$ и $k_{t_1} = 1{,}3$ (см. табл. 29) составят:

$$U_{кр} = 1 \cdot 1 \cdot 1{,}1 \cdot 1(1{,}1 \cdot 430 + 1 \cdot 1{,}3 \cdot 360) = 1035 \text{ мм}.$$

Смещения $U_{с}$ пород почвы при $R_{с} = 40$ МПа; $U_{т} = 265$ мм; $U_{ц} = 240$ мм; $k_t = 1{,}06$; $k_{t_1} = 1{,}16$ составят:

$$U_{п} = 1 \cdot 1 \cdot 1{,}1 \cdot 1(1{,}06 \cdot 2\,65 + 1 \cdot 1{,}16 \cdot 240) = 615 \text{ мм}.$$

При величине смещений кровли 1035 мм согласно п. 6.30 рекомендуется крепление выработки осуществить пятизвенной металлической податливой крепью типа АП-5 с податливостью в ножках 700 мм в комбинации с анкерной крепью (длина анкеров 2—2,5 м; плотностью 1,2—1,5 анкера/м^2). Плотность арочной крепи принимаем равной 1 раме/м согласно Типовому проекту 401-2-57 «Сечения горных выработок. . .».

В связи с тем, что данная выработка оборудуется рельсовым транспортом, допустимые смещения почвы составляют около 250 мм. В данном случае смещения почвы превышают допустимые на 615 — 250 = 365 мм. Согласно п. 6.32 в качестве мероприятий по борьбе с пучением следует предусмотреть упрочнение почвы анкерной крепью из полимерных материалов (длина анкеров 2—2,5 м, плотность 1,2—1,5 анкера/м^2), закрепляемых по всей длине скважин.

Пример 5. *Выбор средств поддержания пластовой выработки, охраняемой бутовыми полосами и подвергающейся влиянию последующей надработки и подработки выше- и нижерасположенными пластами.* (к п. 6.25).

Условия. Пластовая одиночная выработка пройдена на глубине 600 м сечением 10 м^2 в свету (высота выработки 3,3 м, ширина 4,1 м). Охрана выработок от влияния очистных работ в собственном пласте двусторонними бутовыми полосами шириной 12 м. В кровле выработки залегают алевролиты прочностью 60 МПа и мощностью 8 м, в почве — аргиллиты прочностью 30 МПа, мощностью 6 м.

Выработка подвергается последующей надработке через 3 года после ее проведения пластом угля, расположенным в 15 м от нее. Через 5 лет после надработки она подрабатывается пластом угля мощностью 1,5 м, расположенным в 20 м ниже выработки. Падение пластов пологое. Выработка пройдена по простиранию. Кровля надрабатывающего пласта легкообрушающаяся. Породы между выработкой и подрабатывающим пластом представлены чередующимися аргиллитами, алевролитами и песчаниками. Содержание песчаника в толще до 50 %.

Поддержание выработки осуществляется еще 6 лет после ее подработки. Выработка оборудована конвейерным транспортом.

Р е ш е н и е. Расчетную прочность пород согласно условиям примера принимаем $R_{\text{скр}}=60$ МПа, $K_{\text{сп}}=30$ МПа. Смещения U пород кровли выработки за весь срок ее существования составят:

$$U=k_{\text{а}}k_0k_sk_{\text{в}}(U_1k_t+U_2+U_3),$$

где $k_{\text{а}}=1$ (см. табл. 21); $k_0=1$ (п. 5.12); $k_s=1$ (п. 5.12); $k_{\text{в}}=1$ (п. 5.12); $U_1=$смещения (мм) пород вне влияния надработки и подработки определяют по п. 6.23;

$$U_1=mk_{\text{б}},$$

где $m=1$ м; $k_{\text{б}}=0{,}31$ (см. рис. 19), т. е. $U_1=1\cdot0{,}31=0{,}31$ м$=$ $=310$ мм; U_2 — смещения пород при подработке (по п. 6,15):

$$U_2=k_{\text{кр}}U_{\text{н}}+12V_{\text{н}}\cdot k_t,$$

где $k_{\text{кр}}=0{,}8$ (п. 6.15); $U_{\text{н}}=150$ (см. рис. 14); $V_{\text{н}}=4$ мм/мес (см. рис. 15); $k_t=1{,}01$; $k_{t_1}=1{,}02$; $k_{t_2}=1{,}03$ (при $H_{\text{р}}/R_c=$ $=600=10$, см. табл. 29);

$$U_2=0{,}8\cdot150+12\cdot4\cdot1{,}02=170\text{ мм}.$$

U_3 — смещения пород при подработке (по п. 6.16):

$$U_3=k_{\text{л}}U_n+12V_{\text{п}}k_{t_3},$$

где $k_{\text{л}}=160$ (табл. 30); $U_n=300$ мм (рис. 16);

$$V_{\text{п}}=1{,}2\cdot V_{\text{п}}=1{,}2\cdot4\approx5\text{ мм/мес};$$
$$U_3=1\cdot300+12\cdot5\cdot1{,}03=362\text{ мм};$$
$$U=1\cdot1\cdot1\cdot1\cdot(310\cdot1{,}01+170+362)=845\text{ мм}.$$

Согласно п. 6.29 в выработках, гле смещения кровли достигают 845 мм, следует применять пятизвенные металлические арочные крепи типа АП-5 с податливостью в ножках 700 мм или с податливостью в ножках 500 мм в комбинации с анкерной крепью (длина анкера 2—2,5 м, плотностью 1 анкер/м^2).

В связи с наличием более слабых пород в почве выработки будет наблюдаться значительное их пучение.

Расчет величины пучения производится в той же последовательности. При этом значения величин U_1, U_2, U_3 принимают при $R_c=30$ МПа. В этом случае:

$$U_1=mk_{\text{б}}/3=1000\cdot0{,}45/3=150\text{ мм};$$
$$U_2=0{,}8\cdot250+12\cdot12\cdot1{,}02=347\text{ мм};$$
$$U_3=1\cdot440+12\cdot1{,}2\cdot12\cdot1{,}03=618\text{ мм};$$
$$U=1\cdot1\cdot1\cdot1\cdot(150\cdot1{,}01+347+618)=1116\text{ мм}.$$

В связи с тем, что выработка имеет конвейерный транспорт, допустимая величина пучения почвы составляет около 400 мм.

Превышение фактического пучения над допустимым, таким образом, будет 1116 — 400 = 716 мм.

Согласно п. 6.32 в качестве мероприятий по борьбе с пучением следует предусмотреть искусственное разрушение пород почвы камуфлетным взрыванием с последующим их упрочнением вяжущими.

ПРИМЕРЫ ВЫБОРА СПОСОБОВ ОХРАНЫ, ТИПА И ПАРАМЕТРОВ КРЕПИ ВЫРАБОТОК, ПРИМЫКАЮЩИХ К ОЧИСТНЫМ ЗАБОЯМ

Пример 1. *Выбор способа охраны, типа и параметров крепи выемочного штрека при отработке одиночного пласта.*

Условия. Глубина расположения выработки 600 м, мощность разрабатываемого пласта 2,3 м, прочность угля на сжатие 10 МПа, в кровле залегает глинистый сланец мощностью 1,5 м и прочностью 20 МПа, песчаник мощностью 10 м и прочностью 80 МПа. Кровля относится к категории среднеобрушающейся. В почве пласта залегает слой глинистого сланца мощностью 7 м и прочностью 45 МПа. Породы не обводнены. Угол падения пласта 10°.

Площадь сечения выработки 10 м^2, срок службы $t=2$ года, из них до влияния очистных работ $t_0=1$ год и в зоне остаточного опорного давления $t_1=1$ год. Способ проведения выработки — буровзрывной. Транспортировка угля осуществляется конвейерами.

Решение 1. Производят оценку геологических условий. Средняя расчетная прочность пород равна 50 МПа, в том числе кровли — 60 МПа, почвы —45 МПа. Степень пучения почвы $H_р/R_{с.п}=600/45=13$.

2. Выбирают возможный способ охраны выработки. Исходя из условий эксплуатации, желательно выработку сохранить для повторного использования.

3. Выбирают вид искусственных ограждений. Исходя из табл. 44, при $\alpha<35°$, $m<2{,}5$ м, среднеобрушающейся кровле, почве с прочностью более 30 МПа, предпочтительнее применять в качестве искусственного ограждения литую полосу из быстротвердеющих материалов.

4. Выбирают параметры искусственного ограждения. Применяя в качестве закладочного материала литой полосы смеси на ангидритовой основе, имеем нормативную прочность быстротвердеющего материала $P_{л.п}=1400$ тс/м^2. В этом случае согласно табл. 47 ширину литой полосы $в$ следует применять $в=1400/1400=1$ м. Расстояние от контура выработки до полосы (ширина бермы) должно быть не менее высоты нижней подрывки пород, т. е. при высоте выработки 3 м и мощности пласта 2,3 м ширина бермы должна быть не менее 0,7 м.

5. Определяют расчетные смещения пород кровли и почвы по формуле:

$$U_{кр}=[k_{пр}U_{пр}+v_0t_0+(U_1+U_2)\,k_{кр}]\,k_sk_к+mk_{охр}k_sk_{кр};$$

$$U_п=[k_{пр}U_{пр}+v_0t_0+(U_1+U_2)\,k_{кр}]\,k_s(1-k_к)+v_1t_1k_sk_{кр},$$

где $k_{кр}=1$ (см. п. 7.20); $U_{пр}=115$ мм (рис. 31); $v_0=5{,}5$ мм/мес (рис. 32); $t_0=12$ мес; $U_1=U_2=440$ мм (рис. 33); $k_s=1$

(табл. 22); $k_к=0{,}43$ (при средней прочности кровли 60 МПа, почвы — 45 МПа); $k_{охр}=0{,}1$ (см. п. 7.48); $k'_{кр}=1$ (табл. 32); $v_1=40$ мм/мес (рис. 55); $t_1=12$ мес; $m=2300$ мм.

$$U_{кр}=[1\cdot 115+5{,}5\cdot 12+(440+440)\,1]\,1\cdot 0{,}43+2{,}3\times \times 0{,}1\cdot 1=685 \text{ мм};$$

$$U_п=[1\cdot 115+5{,}5\cdot 12+(440+440)\,1]\,1\,(1-0{,}43)+ +40\cdot 12\cdot 1\cdot 1=1085 \text{ мм}.$$

6. Выбирают тип и параметры крепи. Исходя из действующих Типовых сечений в выработках, сохраняемых для повторного использования, плотность установки крепи принимают равной 1 рама/м. На основании табл. 35 для обеспечения условия $\Delta > > U_{кр}$, где Δ — конструктивная податливость крепи, принимается крепь типа МПК—П с вертикальной податливостью до 1000 мм.

Для уменьшения смещения пород кровли и пучения пород почвы и для улучшения эксплуатационного состояния выемочного штрека необходимо в зоне влияния первого и второго очистных забоев устанавливать крепь усиления из расчета 1 рама (стойка) крепи усиления на 1 м протяженности выработки. Расстояние от очистных забоев, на котором устанавливают крепь усиления, согласно табл. 42 принимают равным: $l_1=25$ м, $l_2=65$ м, $l_3=35$ м.

Ожидаемые смещения пород в штреке при применении одного ряда крепи усиления следует принимать: для кровли $U_{кр}=460$ мм, для почвы $U_п=725$ мм.

7. Большая величина пучения пород почвы, превышающая допустимую по условиям эксплуатации, требует выполнения оценки другого способа охраны, а именно — проведения выработки вприсечку к выработанному пространству с оставлением полосы угля шириной около 3 м. Расчетные смещения (мм) пород определяют по формулам:

$$U_{кр}=(U'_{пр}+v'_0t_0+U'_1k_{кр})\,k'k_sk_к;$$
$$U_п=(U'_{пр}=v'_0t_0+U'_1k_{кр})\,k'k_s(1-k_к),$$

где $U'_{кр}=125$ мм (рис. 45); $v'_0=40$ мм/мес (рис. 47); $t_0= =12$ мес; $U'_1=350$ мм (рис. 47); $k_{кр}=1$; $K_s=1$; $k_к=0{,}43$; $k^1=0{,}7$.

$$U_{кр}=(125+40\cdot 12+350\cdot 1)\,0{,}7\cdot 1\cdot 0{,}43=290 \text{ мм};$$
$$U_п=(125+40\cdot 12+350\cdot 1)\,0{,}7\cdot 1\cdot 0{,}57=380 \text{ мм}.$$

В штреке следует применять крепь АП-3 с плотностью ее установки 1 рама/м и с усилением крепи только в районе сопряжения выработки с очистными забоями.

Пример 2. *Выбор типа и параметров крепи в присечной выработке в случае ее надработки.*

Условия. Аналогично примеру 1, но в данном случае разрабатываются два пласта. Надрабатывающий пласт находится в 20 м от рассматриваемого пласта.

Р е ш е н и е. 1. Оценка геологических условий — см. пример 1.

2. Оценку расчетных смещений (мм) пород в присечной выработке с учетом ее надработки производят по формулам:

$$U_{кр} = (U'_{пр} + v'_0 t_0 + U'_1 k_{кр} + U_н + v_н t_н) k' k_s k_к;$$

$$U_п = (U'_{пр} + v'_0 t_0 + U'_1 k_{кр} + U_н + v_н t_н) k' k_s (1 - k_к),$$

где $U'_{пр}$; v'_0; t_0; U'_1; $k_{кр}$; k'; k_s; $k_к$ — см. пример 1; $U_н = 360$ мм (рис. 40); $v_н = 10$ мм/мес; $t_н = 6$ мес.

$$U_{кр} = (125 + 40 \cdot 12 + 350 \cdot 1 + 360 + 10 \cdot 1) \times$$
$$\times 0{,}7 \cdot 1 \cdot 0{,}43 = 415 \text{ мм};$$

$$U_п = (125 + 40 \cdot 12 + 350 \cdot 1 + 360 + 10 \cdot 6) 0{;}7 \cdot 1 \cdot 0{,}57 =$$
$$= 550 \text{ мм}.$$

Для уменьшения смещений пород кровли и почвы предусматривают крепь усиления. Один ряд крепи усиления (стойки ГС или Т) уменьшает смещение пород в 1,5 раза. Следовательно, $U_{кр} = 275$ мм, $U_п = 365$ мм. В штреке, подвергающемся полной надработке, следует применять крепь типа АП-3 с плотностью ее установки 1 рама/м без дополнительных мероприятий по борьбе с пучением.

На участке штрека, который при надработке попадает под кромку массива, смещения (мм) пород следует определять согласно п. 7.41 по формулам:

$$U_{кр} = [(U'_{пр} + v'_0 t_0 + U_н) + (v_н t_н + U'_1 k_{кр}) k_{од}] k' k_s k_к;$$

$$U_п = [(U'_{пр} + v'_0 t_0 + U_н) + (v_н t_н + U'_1 k_{кр}) k_{од}] k' k_s (1 - k_к),$$

где $k_{од} = 1{,}8$ (из табл. 17 определяют значение $h_{б.н}$, равное 80 м для $H_р = 600$ м и $R_с = 50$ МПа. Затем устанавливают долю $M/h_{б.н}$. В рассматриваемом случае $M/h_{б.н} = 20/80 = 0{,}25$. По рис. 17, *а* в случае расположения надрабатываемой выработки под кромкой массива для $0{,}25h_{б.н}$ коэффициент $k_{од} = 1{,}8$).

$$U_{кр} = [(125 + 40 \cdot 12 + 360) + (10 \cdot 6 + 350 \cdot 1) 1{,}8] \times$$
$$\times 0{,}7 \cdot 1 \cdot 0{,}43 = 510 \text{ мм};$$

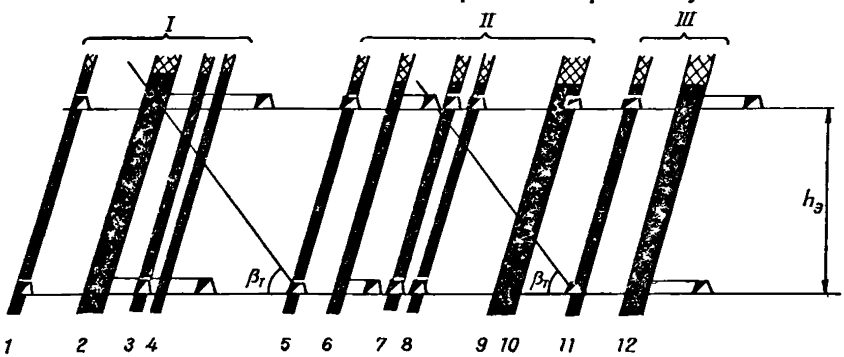
$$U_п = [(125 + 40 \cdot 12 + 360) + (10 \cdot 6 + 350 \cdot 1) 1{,}8] \times$$
$$\times 0{,}7 \cdot 1 \cdot 0{,}57 = 680 \text{ мм}.$$

Для уменьшения смещений пород в зоне влияния надрабатывающего очистного забоя устанавливают крепь усиления. Один ряд крепи усиления уменьшает смещения пород в присечной выработке в 1,5 раза. Следовательно, $U_{кр} = 340$ мм и $U_п = 455$ мм.

На участке штрека, попадающем под кромку массива надрабатывающего пласта, следует применять четырехзвенную арочную крепь типа МПК = А4 или крепь с прямоугольными верхняками типа КВВ.

РАЦИОНАЛЬНОЕ ГРУППИРОВАНИЕ, ПОДГОТОВКА И ОТРАБОТКА СВИТЫ КРУТЫХ СБЛИЖЕННЫХ ПЛАСТОВ (НА ПРИМЕРЕ ПРОКОПЬЕВСКО-КИСЕЛЕВСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУЗБАССА)

Примерная технологическая схема рационального группирования и отработки (см. п. 8.9) типичной для Прокопьевско-Киселевского месторождения свиты из 12 пластов различной мощности и категорий сближенности показана на рис. 90. Большинство пластов опасны по пожарам, выбросам угля и газа



NN пласта	Общее время отработки свиты			
	I период	II период	III период	IV период
1				
2		I слой II слой		
3				
4				
5				
6		I слой II слой		
7				
8				
9				
10				
11				
12		I слой II слой	III слой	

——— подготовка ——— отработка

Рис. 90. Технологическая схема группирования и отработки свиты крутых пластов

Таблица 68

Пласты	Мощность пласта, м	Мощность междупластья, м		Опасность по выбросам и ударам	Система разработки, способ управления кровлей	Категория сближенности
	m	$M_к$	$M_п$			
1	1,8	—	30	Нет	Лава, обрушение	Неподрабатываемый
2	8,4	30	15	Да	Наклонный слой, поперечно-наклонный слой, закладка	Неподрабатываемый
3	2,5	15	6	Да	Щит, обрушение	Взаимно подрабатываемый
4	1,5	6	58	Да	Лава, обрушение	Подрабатываемый
5	1,8	58	18	Да	Лава, обрушение	Неподрабатываемый
6	6,1	18	20	Да	Два наклонных слоя, закладка	Подрабатываемый
7	3,2	20	8	Нет	Щит, обрушение	То же
8	2,1	8	35	Нет	То же	» »
9	3,1	35	3	Да	» »	Взаимно подрабатываемый
10	2,5	3	25	Да	» »	Взаимно подрабатываемый
11	1,8	25	20	Нет	Лава, обрушение	Неподрабатываемый
12	9,5	20	—	Да	Три наклонных слоя, закладка	Подрабатываемый

и горным ударам. Данные о свите и принятых на каждом пласте системах разработки приведены в табл. 68.

На основании анализа данных (см. табл. 68) свита должна быть разделена на 3 группы, исходя из того, что одновременно подготавливаемые и отрабатываемые в первую очередь независимо друг от друга не опасные по выбросам и ударам верхние пласты 1, 5 и 11 каждой группы являются по отношению друг к другу несближенными (одиночными), так как для них выполняется условие (96) по п. 8.4.

После отработки пластов 1, 5 и 11 обеспечивается разгрузка смежных с ними нижележащих мощных пластов 2, 6 и 12. Поэтому во вторую очередь предусматривается отработка этих пластов последовательно слоевыми системами с закладкой. При этом основная подготовка пластов 2, 6 и 12 (проведение полевых штреков, квершлагов и части скатов под выработанным пространством пластов 1, 5 и 11) может быть проведена до окончания отработки 1, 5 и 11 пластов. Отработка пластов 2, 6 и 12 так же, как и пластов 1, 5 и 11, в связи с междупластьями между ними, удовлетворяющими условию (9 6) п. 8.4, может производиться независимо друг от друга.

В третью очередь отрабатывают пласты 3, 7 и 8, подготовка которых с выполнением определенных требований к креплению подготовительных выработок на подрабатываемом пласте 3 производится во время отработки вторых слоев на пластах 2, 6 и 12. Отработка пласта 3 производится независимо от пластов 7 и 8, а пласты 7 и 8 отрабатываются зависимо друг от друга в нисходящем порядке в соответствии с пп. 8.7 и 8.6.

В последнюю очередь производится отработка пластов 4, 9 и 10. При этом подготовка пласта 4 производится последовательно участками, расположенными в области полных сдвижений пород почвы от очистных работ пласта 3 и вскрываемыми с промежуточных квершлагов, пройденных ранее для отработки пласта 2. Пласт 4 отрабатывается независимо, а пласты 9 и 10 отрабатываются совместно в соответствии с требованиями п. 8.8.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Введение 3

1. Область и условия применения 5

2. Общие положения 7

3. Основные исходные данные и расчетные положения 10

4. Вертикальные шахтные стволы 17

Выбор места расположения и мер охраны стволов 17

Определение условий поддержания и мер защиты крепи и армировки 19

Выбор и расчет крепи ствола в недеформирующемся массиве . . 24

Выбор и расчет крепи и элементов ее защиты в деформирующемся массиве 31

5. Околоствольные и вскрывающие выработки 38

Выбор места расположения и охраны выработок 38

Определение смещений пород 43

Выбор крепи и определение ее параметров 45

6. Подготавливающие выработки 55

Выбор места расположения и охраны выработок 55

Определение смещений пород 60

Выбор крепи и определение ее параметров 68

7. Подготовительные выработки, примыкающие к очистным забоям, на пологих и наклонных пластах 70

Выбор порядка подготовки и отработки пластов и места расположения выработок 70

Выбор способа охраны выработок 74

Определение смещений пород и выбор средств поддержания выработок 80

Выработки, погашаемые за очистным забоем 80

Выработки, проводимые вприсечку к выработанному пространству 95

Выработки, сохраняемые для повторного использования 107

Выработки, погашаемые с одновременным извлечением целика угля 115

Выработки, разделенные породной полосой 121

Выработки, проводимые за очистным забоем 123

8. Подготовительные выработки примыкающие к очистным забоям, на крутонаклонных и крутых пластах 128

Выбор порядка подготовки и отработки пластов и места расположения выработок 128

Выбор способа охраны выработок 133

Определение смещений пород и выбор средств поддержания выработок 137

Выработки, погашаемые за очистным забоем 137

Выработки, сохраняемые для повторного использования 143

Выработки, проводимые вприческу к выработанному пространству 147

Выработки, проводимые за забоем 148

Выработки, охраняемые целиками угля 149

Приложения 151

Приложение 1. Порядок выемки целиков, методика и примеры сдвижения и деформаций околоствольного массива 151

Приложение 2. Определение коэффициента k при влиянии очистных работ на шахтный ствол 179

Приложение 3. Определение дополнительной нагрузки на крепь устья ствола от зданий и сооружений, расположенных на поверхности вблизи ствола 183
Приложение 4. Примеры расчетов проявлений горного давления в вертикальных стволах и определение параметров их крепи 187
Приложение 5. Определение нагрузок на крепь ствола в условиях IV категории устойчивости пород 196
Приложение 6. Расчет деформаций водонасыщенного массива при водопонижении 202
Приложение 7. Примеры расчета проявлений горного давления и параметров крепи околоствольных, вскрывающих и подготавливающих выработок 204
Приложение 8. Примеры выбора способов охраны, типа и параметров крепи выработок, примыкающих к очистным забоям 214
Приложение 9. Рациональное группирование, подготовка и отработка свиты крутых сближенных пластов (на примере Прокопьевско-Киселевского месторождения Кузбасса) 217

Редактор *Т. Г. Майборода*
Технический редактор *М. А. Тарасенко*
Художественный редактор *Л. И. Торопкова*
Корректор *Ю. Б. Есельсон*

Сдано в набор 02.09.86 г. Подписано к печати 08.10.86 г. М28685
Формат бумаги 60×90/16. Печ. л. 13,75. Уч-изд. л. 12,5.
Заказ 97. Тираж 2000. Цена 65 к. Печатный цех ВНИМИ

УДК 622.831:622.268(083.75)

Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. — Изд. 4-е, дополненное. Л., 1986. 222 с. (М-во угольн. пром-сти СССР. ВНИМИ горн. геомех. и маркшейд. дела).

ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ, ШАХТНЫЕ СТВОЛЫ, ВСКРЫВАЮЩИЕ, ПОДГОТАВЛИВАЮЩИЕ ВЫРАБОТКИ, РАЦИОНАЛЬНОЕ РАСПОЛОЖЕНИЕ, ОХРАНА, ПОДДЕРЖАНИЕ, СМЕЩЕНИЯ ПОРОД, КРЕПЬ, НАГРУЗКИ НА КРЕПЬ, ПОЛОГОЕ, НАКЛОННОЕ , КРУТОЕ ПАДЕНИЕ, ТОНКИЕ, МОЩНЫЕ ПЛАСТЫ, БЕСЦЕЛИКОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ ПЛАСТОВ

Регламентирован выбор места расположения, способов и параметров охраны и поддержания всех вскрывающих и подготавливающих угольные пласты к разработке горных выработок при проектировании, строительстве и эксплуатации шахт Министерства угольной промышленности СССР.

Ил. 90, табл. 68.

gost.e-ecolog.ru