Проект для обсуждения

Р У К О В О Д С Т В О

по расчету и проектированию подземных горных выработок

Ленинград
1978

gost.e-ecolog.ru

ПРЕДИСЛОВИЕ

Настоящее Руководство составлено в развитие главы СНиП II-13-79 "Подземные горные выработки" на проектирование подземных горных выработок для новых и реконструируемых предприятий по добыче полезных ископаемых.

В Руководстве приведены рекомендации по целесообразному расположению подземных горных выработок, рациональным способам их охраны и выбору крепи, обеспечивающих в различных горногеологических условиях безремонтное поддержание выработок в течение всего срока службы при минимальных потерях полезного ископаемого.

Основные расчетные положения Руководства составлены на основе анализа и обобщения научно-исследовательских и опытно-промышленных работ, выполненных ВНИМИ и другими организациями на предприятиях угольной и горнорудной промышленности.

Работа по составлению Руководства выполнена большим коллективом сотрудников ВНИМИ и его филиалов с привлечением специалистов в области охраны и поддержания выработок других институтов под общим научным руководством проф., докт.техн.наук К.А.Ардашева.

Составителями разделов Руководства и их Приложений являются:

Раздел I. Вертикальные горные выработки:

канд.техн.наук А.И.Ков[illegible],

канд.техн.наук В.А.Бор[illegible]овец, канд.техн.наук Рева В.Н., канд.техн.наук Б.В.Матвеев, канд.т[illegible]н.наук А.Г.Акимов, канд.техн.наук Е.В.Бошинятов, инженеры А.С.[illegible]ртарев, А.И.Савельев, М.Б.Хусид, В.Ф.Дробышев.

Раздел II. Горизонтальные горные выработки и камеры:

канд.техн.наук К.М.Басинский,

канд.техн.наук Б.П.Бакин,

канд.техн.наук В.И.Гова,

канд.техн.наук Е.З.Лидусин,

канд.техн.наук Б.В.Матвеев,

канд.техн.наук Е.А.Ивашов,

канд.техн.наук Б.П.Коренной,

инженер В.В.Комиссаров.

Общая редакция Руководства:проф., докт.техн.наук К.А.Ардашев, канд.техн.наук А.М.Козел, канд.техн.наук Ю.М.Басинский, канд.техн. наук Н.П.Бажин при участии докт.техн.наук Н.А.Филатова.

Все замечания и пожелания по содержанию настоящего Руководства просьба направлять во ВНИМИ по адресу: Ленинград,I99026, Средний пр.,д.82.

РАЗДЕЛ I

ВЕРТИКАЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ

I. Область применения

I.I. Настоящее руководство составлено применительно к вертикальным выработкам различного назначения диаметром до 9 м, сооружаемым в следующих условиях:

- вне зон крупных тектонических нарушений при различных способах проходки;

- вне области крупных источников питания подземных вод при обычном способе проходки;

- до глубины 500 м при проходке стволов способами замораживания пород и бурения;

- до глубин не свыше I500 м, на которой пересекаемые стволом породы не переходят в обнажении в весьма неустойчивое состояние, при проходке обычным способом, в том числе тампонированием горных пород;

- с залеганием пород от пологого до крутого, разрабатываемые пласты и рудные тела любой мощности при охране предохранительными целиками, с размерами в соответствии с Правилами охраны;

- с залеганием пород до 18^0 и мощности пластов (отрабатываемого ископаемого) до 2,5 м при работе с обрушением и до 8 м при работе с закладкой при проведении вертикальной выработки по ранее подработанным породам, а также при частичной или полной выемке предохранительных целиков на глубинах свыше I50 м .

2. Общие положения и исходные данные

2.I. В качестве исходных данных для проектирования вертикальных шахтных стволов должны иметься принятые Государственной комиссией по запасам полезных ископаемых данные выполненной геологической разведки места предполагаемого заложения стволов (для реконструируемых предприятий - доразведки).

Кроме того, в ходе проектирования и строительства предусматривается выполнение инженерно-геологических изысканий участков намечаемой проходки стволов и оперативное использование их материалов для уточнения проектных решений.

Материалы должны содержать:

- стратиграфическую и тектоническую характеристику массива горных пород, включая наносы;
- литолого-метрографическую характеристику слагающих массив слоев и других морфологических элементов;
- сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах пород, слагающих массив;
- гидрогеологическую и, при необходимости, геокриологическую характеристику массива;
- физико-географические данные о дневной поверхности.

2.2. Данные предварительной разведки, используемые для предварительного (при разработке ТЭО) выбора мест расположения вертикальных шахтных стволов и их рабочих горизонтов, должны иметься по скважинам всей разведуемой площади. Из общего числа этих скважин сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься для скважин, расположенных с интервалами мест их размещения, в зависимости от литологической и фациальной выдержанности слоев и с учетом геологического строения и генезиса месторождения, согласно таблице I.

Таблица I

Характеристика участка разведуемого месторождения		Интервалы по линиям размещения (по простиранию и вкрест простирания) скважин с изучением физико-механических свойств и трещиноватости
морфология	литологический состав	
Простая	Выдержанный	Не более, чем в 2-3 раза превышают соответствующие интервалы сетки всех скважин разведки
Сложная	Изменчивый	Совпадают или не более, чем в 2 раза превышают соответствующие интервалы сетки всех скважин разведки
Очень сложная	Весьма изменчивый	Совпадают с соответствующими интервалами сетки всех скважин разведки

По указанным скважинам данные о трещиноватости и физико-механических свойствах пород должны иметься для интервалов по пройденной скважинной мощности, согласно табл.2.

Таблица 2

Морфологический признак	Интервалы особо детального изучения	Интервалы детального изучения	Интервалы менее детального изучения
Пологое и наклонное до 25° залегание	Каждый рабочий пласт или рудное тело по всей пройденной скважиной мощности. Непосредственно покрывающие каждый рабочий пласт, рудное тело породы мощностью до 3 м. Непосредственно подстилающие каждый рабочий пласт, рудное тело породы мощностью до 2 м.	Породы, общей мощностью до 25 м покрывающие и до 10 м подстилающие интервалы особо детального изучения	Прочие пройденные скважиной породы от дневной поверхности до глубины на 40 м ниже пород интервалов детального изучения
Наклонное (свыше 25°), крутонаклонные и крутое залегание	То же	То же	Породы общей мощностью по нормали к напластованию до 150 м покрывающие и до 30 м подстилающие интервалы детального изучения

2.3. Данные детальной разведки, используемые для окончательного выбора места расположения и проектирования вертикальных шахтных стволов должны иметься по скважинам, размещенным вблизи намеченных ТЭО мест расположения шахтных стволов и околоствольных дворов. Из общего числа этих скважин сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься по 1-2 скважинам, ближайшим к месту расположения проектируемого ствола для следующих интервалов по глубине скважин.

а) Интервалы особо детального изучения: каждый рабочий пласт или рудное тело по всей пройденной скважиной мощности; непосредственно покрывающие его породы, мощностью до 3 м и непосредственно подстилающие породы мощностью до 2 м; породы, залегающие в интервале глубин от 15-20 м выше до 5-10 м ниже каждого намеченного ТЭО горизонта заложения околоствольных дворов.

б) Интервалы детального изучения – прочие слои разреза, от дневной поверхности до глубины на 30-40 м ниже намечаемого ТЭО горизонта заложения нижнего околоствольного двора.

2.4. По скважинам, предварительной детальной разведки и доразведки, для указанных в п.п. 2.2 и 2.3 интервалов особо детального изучения данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься:

- для каждого из литологически отличающихся от смежных пласта ископаемого, рудного тела, прослоя и слоя породы мощностью не менее 0,3 м;
- для характерных представителей литотипов пород, ископаемого из числа слоёв, прослоев, пластов мощностью от 0,1 до 0,3 м.

Для всех слоев, прослоев, пластов в интервалах особо детального изучения должны быть известны мощность, расположение, параметры трещиноватости и петрографическое описание.

Для интервалов детального изучения данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься:

- для каждого из литологически отличающихся от смежных пласта, слоя мощностью не менее I м;
- для характерных представителей литотипов пород, ископаемого из числа слоев, прослоев, пластов мощностью от 0,I до I м (только в скважинах детальной разведки).

Для всех литологически различающихся слоев, прослоев, пластов в интервалах детального изучения должны быть известны мощность и расположение в разрезе.

Для интервалов менее детального изучения данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься для основных представителей пройденных скважинами литотипов пород, ископаемого.

2.5. Состав сведений предварительной, детальной разведки и доразведки о трещиноватости и физико-механических свойствах пород по перечисленным в п.2.4 слоям, пластам, должен включать показатели согласно табл.3.

Таблица 3

Слои, пласты	Показатели свойств пород				
	Пределы прочности при сжатии	Пределы прочности при растяжении	Модуль упругости и коэффициент Пуассона	Показатели пластичности	Трещиноватость и характеристика связности по контактам
Рудное тело, слои, пласты ископаемого	П,К	К	П,К	П,К	П,К
Слои, пласты интервалов детального и особо-детального изучения, залегающие в кровле ископаемого	П,К	Г,К	П,К	К	П,К
Слои, пласты интервалов детального и особо-детального изучения, залегающие в почве ископаемого	П,К	-	П,К	П,К	П,К
Слои, пласты интервалов менее детального изучения	П,К	-	-	-	-

Примечание. П-для участков с пологим (менее 25°) падением,
К-для участков с наклонным и крутым (более 25°) падением.

2.6. Данные инженерно-геологических изысканий, используемые для оценки запасов и резервов проектных решений на покрытие возможной недостаточности и неточности разведочных данных и для оперативного уточнения проектных решений, должны иметься по контрольно-стволовым опережающим проходку ствола скважинам, а также по материалам послойного геологического изучения пород в забое и стенках ствола при его проходке.

По каждому проходимому или углубляемому шахтному стволу на расстоянии не более 10-15 м от него, бурится, как правило, одна контрольно-стволовая скважина для детализации геологических условий и изучения трещиноватости и физико-механических свойств пород. При проходке ствола на участке с невыдержанными условиями залегания, число контрольно стволовых скважин может быть, по требованию проектной организации, увеличено до двух или трех с указанием мест их расположения в плане. Контрольно-стволовые скважины бурятся не менее, чем на 15 м глубже соответствующего ствола.

Сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах пород, проходимых каждой контрольно-стволовой скважиной, должны иметься для следующих интервалов по её глубине:

а) Интервалы более детального изучения:

- слои, пласты, залегающие в интервале глубин от 15-20 м выше до 5-10 м ниже горизонтов околоствольных дворов;
- рудные тела, пласты ископаемого, слои их непосредственной кровли общей мощностью до 3 м и слои их непосредственной почвы общей мощностью до 2 м;
- слои, пласты, залегающие в интервале глубин от 10 м выше до 10 м ниже каждого из проходимых скважиной геологических нарушений;
- слои четвертичных наносов по всей их мощности от дневной поверхности.

В этих интервалах данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься:

- для каждого из литологически различающихся от смежных слоя породы, ископаемого мощностью не менее 0,3 м ;

- для характерных представителей литотипов пород, ископаемого из числа слоёв мощностью от 0,I до 0,3 м.

Для всех слоёв, прослоев, пластов интервалов более детального изучения должны быть известны мощность, расположение, параметры трещиноватости и петрографическое описание.

б) Интервалы менее детального изучения - все остальные слои, пласты геологического разреза по всей длине скважин. Данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься:

- для каждого из литологически различающихся от смежных слоя, пласта мощностью не менее I м;
- для представителей литотипов слоев, пластов мощностью от 0,I до I,0 м.

Для всех слоев, прослоев, пластов интервалов менее детального изучения должно быть известно расположение и мощность.

2.7. Состав сведений инженерно-геологических изысканий о трещиноватости и физико-механических свойствах пород по перечисленным в п.2.6 слоям, пластам должен включать показатели, согласно табл.4.

Таблица 4

Места залегания пластов, слоев	Показатели свойств пород					
	предел прочности при сжатии	предел прочности при растяжении	показатели упругости	показатели пластичности	описание структурных контактов и показатели их связности	характеристики грунта
I. Четвертичные отложения	+				+	+
2. Покрывающие (I5-20 м) и подстилающие (5-I0 м) породы горизонтов околоствольных дворов	+	+	+	+	+	
3. Покрывающие (I0м) и подстилающие (I0м) породы геологических нарушений	+		+		+	
4. Пласты, слои ископаемого и их непосредственные кровля и почва	+	+	+	+	+	
5. Породы интервалов менее детального изучения	+		+		+	

2.8. Основными исходными горногеомеханическими показателями, определяющими выбор способов и параметров охраны и поддержания горных выработок, являются напряженное состояние и механические свойства горного массива в месте расположения выработки с учетом их изменения под воздействием горных и других естественных и горно-технических факторов в течение всего срока службы выработки.

2.9. Для проведения выработок напряженное состояние горного массива определяется, в первую очередь, глубиной от поверхности H, а также воздействием на него тектонических процессов и ряда других факторов, степень влияния которых неодинакова для разных бассейнов, месторождений и их участков.

Количественный учет влияния тектонических процессов и других факторов на повышение напряженного состояния горного массива по сравнению с определяемым от собственного веса толщи пород до поверхности следует производить по расчетной (приведенной) глубине H^p, принятой $H^p = 1{,}5H$ для бассейнов и месторождений, расположенных в районах современных тектонических процессов, а также для всех остальных бассейнов и месторождений на участках под склонами гор, в замковых частях складок и в области влияния крупных тектонических нарушений. В остальных условиях, т.е. для большей части основных бассейнов и месторождений страны, H^p принимается равной H.

В слоях пород с напорными водами величина естественного гидростатического напора должна определяться на основании гидрогеологических исследований.

2.10. Учет изменения напряженного состояния горного массива под воздействием горных работ и других факторов производится с помощью соответствующих эмпирических коэффициентов.

2.11. Механические свойства горного массива определяются механическими свойствами слагающих его пород, а также степенью ослабления массива слоистостью, эндогенной и экзогенной трещиноватостью, увлажнением, влияние которых неодинаково для разных бассейнов, месторождений и их участков. В связи с невозможностью прямого определения механических свойств горного массива в качестве его количественного показателя в Руководстве принята расчетная (приведенная) прочность пород на сжатие R_c^p, вычисляемая путем умножения

предела прочности пород на сжатие "в куске" R_c, устанавливаемого экспериментально по испытаниям образцов слагающих массив пород, на соответствующие эмпирические коэффициенты, принимаемые на основании геологического изучения слоистости, трещиноватости и обводненности горного массива.

2.I2. Для решения инженерных задач охраны и поддержания горных выработок механические свойства пород, структура и тектоническая нарушенность горного массива должны изучаться в объеме, предусмотренном следующими действующими нормативами:

- Временные технические требования угольной промышленности к геологоразведочным работам и исходным геологическим материалам, представляемым для проектирования нового строительства и реконструкции шахт и разрезов (изд.МУП СССР,I970).

- Методические указания по определению гидрогеологических параметров при разведке и освоении угольных месторождений (изд. ВНИМИ,Л.,I974).

- Методические указания по оценке влияния разрывных нарушений на полноту выемки угля на сильно нарушенных месторождениях (изд. ВНИМИ,Л.,I975).

2.I3. Выбор типа, параметров крепи и способов охраны стволов и шурфов производится в такой последовательности:

- оцениваются геологические и гидрогеологические характеристики толщи пород и с учетом общих положений СНиП II-I3 принимается рациональное расположение ствола или шурфа;

- определяются ожидаемые деформации пород околоствольного массива под влиянием водопонижения, горных работ и планируемой выемки угля в пределах околоствольных предохранительных целиков в период до погашения ствола или шурфа;

- на основании сравнения ожидаемых деформаций пород околоствольного массива с допускаемыми для различных типов крепи устанавливается класс условий поддержания в недеформирующемся или деформирующемся массиве;

- оценивается устойчивость пород в выработке и определяются нагрузки на различную крепь;

- выбирается тип крепи и рассчитываются её параметры;

- для участков выработок (стволов и штреков), расположенных в деформирующемся массиве, определяются способы конструктивной защиты крепи и армировки и параметры элементов защиты.

3. Определение условий поддержания

3.1. Условия поддержания вертикальных выработок прежде всего зависят от расположения их в деформируемом или недеформируемом массиве, что определяется соответствующими расчетами ожидаемых деформаций.

Критерии отсутствия влияния очистных работ определяются отраслевыми нормами охраны.

Участки ствола на пересечении со старыми горными работами на расстоянии в кровлю пласта 6м и в почву 2м считаются поддерживаемыми в условиях деформирующегося массива.

На этих участках расчетные деформации сжатия в период активной стадии сдвижения определяются в соответствии с приложением 3 настоящего руководства, а после её завершения принимаются равным $2 \cdot 10^{-3}$.

3.2. Расчет ожидаемых деформаций уплотнения пород при водопонижении производится в соответствии с "Временными указаниями по определению гидрогеологических параметров при разведке и освоении угольных месторождений" (изд.ВНИМИ, Л., 1974).

3.3. Расчет ожидаемых деформаций околоствольного массива при выемке околоствольных целиков производится по приложению 7 настоящего Руководства.

3.4. Значения допускаемых деформаций околоствольного массива, при достижении которых необходимо конструктивное приспособление жестких крепи и армировки к сдвижению массива, принимаются следующими:

а) средний уклон равным $2 \cdot 10^{-3}$, максимальный на отдельных участках - $5 \cdot 10^{-3}$;

б) максимальная кривизна оси ствола $0,33 \cdot 10^{-3}$, радиус кривизны R =3000 м;

в) относительные деформации укорочения (вертикальное сжатие) для крепи - по табл.5 , для армировки - равными $I \cdot 10^{-3}$;

Таблица 5

Крепь	Вертикальные относительные допускаемые деформации сжатия, $\varepsilon_z \cdot 10^{-3}$
Монолитная бетонная и сплошная металлическая	0,62
Кирпичная	0,73
Металлическая тюбинговая	I,00
Железобетонная тюбинговая . . .	2,00

г) относительные деформации удлинения (вертикальное растяжение) для крепи - согласно СНиП для соответствующих материалов крепи;

д) относительные горизонтальные деформации для крепи - по табл.6, а для армировки - по табл.7.

Таблица 6

Крепь	Горизонтальные относительные допускаемые деформации, $\varepsilon_x \cdot 10^{-3}$			
	в известняках	в песчаниках	в аргиллитах и алевролитах	в угле
Монолитная бетонная	0,I0	0,I5	0,25	0,30
Металлическая сплошная	0,40	0,30	0,60	I,20
Кирпичная.....	0,20	0,I5	0,I5	0,I5
Металлическая тюбинговая	0,40	0,90	0,90	I,00
Сборная железобетонная тюбинговая	0,60	I,20	0,90	0,90

Таблица 7

Диаметр ствола, м	Допускаемые для армировки горизонтальные относительные деформации, $\varepsilon_{\lambda} \cdot 10^{-3}$			
	в известняках	в песчаниках	в аргиллитах и алевролитах	в угле
	Без промежуточных опор			
5	0,25	0,35	0,35	0,55
8	0,I5	0,20	0,30	0,35
	При двух промежуточных опорах			
5	0,55	0,70	0,70	I,40
8	0,30	0,45	0,55	0,75

4. Оценка устойчивости пород

4.I. Оценка устойчивости производится дифференцированно для участков ствола, пересекающих породы разной прочности с мощностью слоя более 0,5 м, по расчетной прочности пород R_c^p.

Расчетная прочность определяется по следующей формуле:

$$R_c^p = R_c f_c \qquad (I)$$

где R_c – предел прочности на одноосное сжатие пород слоя "в куске"; f_c – коэффициент структурного ослабления пород слоя в массиве, принимаемые по табл.8.

На месторождениях с хорошо изученными коэффициентами ослабления следует пользоваться фактическими данными (см., например, приложение 5).

При различии расчетной прочности в смежных слоях в пределах ±20% породы считаются однородными и объединяются в один участок. Расчетная прочность пород участка принимается по минимальному значению прочности слагающих его слоев без слоев мощностью менее 0,5 м.

4.2. Породы относятся к неустойчивым в местах пересечения ранее выработанных пространств на расстояние $2m$ в почву и $6m$ в кровлю, а при выемке целиков - $2m$ в почву и $10m$ в кровлю при работе с закладкой или $20m$ - с обрушением.

Таблица 8

Категория трещиноватости	f_o
I	0,9
II	0,8
III	0,6
IУ	0,4
У	0,2

4.3. Степень устойчивости коренных пород определяется по номограмме (рис.I).

Значения глубины расположения участка и прочности пород на номограмме являются расчетными, определяемыми по п.п.2.9÷2.II и 4.I, а для оговоренных ниже случаев - приведенными.

Для деформирующегося массива в зоне опорного давления используется приведенная глубина, которая определяется по формуле:

$$H_n^p = K_ц H^p, \qquad (2)$$

где H^p - расчетная глубина в соответствии с п.2.6:

$$K_ц = K_o - \frac{3(K_o-1)h_n}{2H\,ctg\,\delta_i^p};$$

$$K_o = 3{,}4\left(1-\cos\operatorname{arc}tg\frac{\Sigma l_o}{\Sigma c}\right);$$

h_n - расстояние по оси ствола от пласта до рассматриваемого поперечного сечения; H - глубина залегания пласта, залежи в месте его пересечения стволом; δ_i^p - угол сдвижения или граничный угол в разрезе по простиранию в соответствии с Правилами охраны для построения предохранительного целика на данной глубине; Σl_o - сумма размеров целика, построенного по Правилам охраны; под данный ствол

в его створе в плоскости пласта по простиранию, по линии падения - -восстания и дополнительно по радиальным, относительно ствола, линиям, делящим каждый квадрант не менее, чем на две части; Σl - то же фактического целика. Если фактические размеры целика в какую-либо сторону от ствола больше нужных под данный ствол по Правилам охраны, то в расчет принимается размер, необходимый для данного ствола.

Для крутого и наклонного падения используется приведенная прочность пород R_c^n, определяемая по формуле:

$$R_c^n = \frac{R_c^p}{1+0{,}5\sin\alpha}, \qquad (3)$$

где α - угол падения пород.

Для участков, находящихся в зонах подработки до высоты 50 m над пластом, используется приведенная прочность $R_c^{пр}$, определяемая по формуле:

$$R_c^{пр} = R_c^p K. \qquad (4)$$

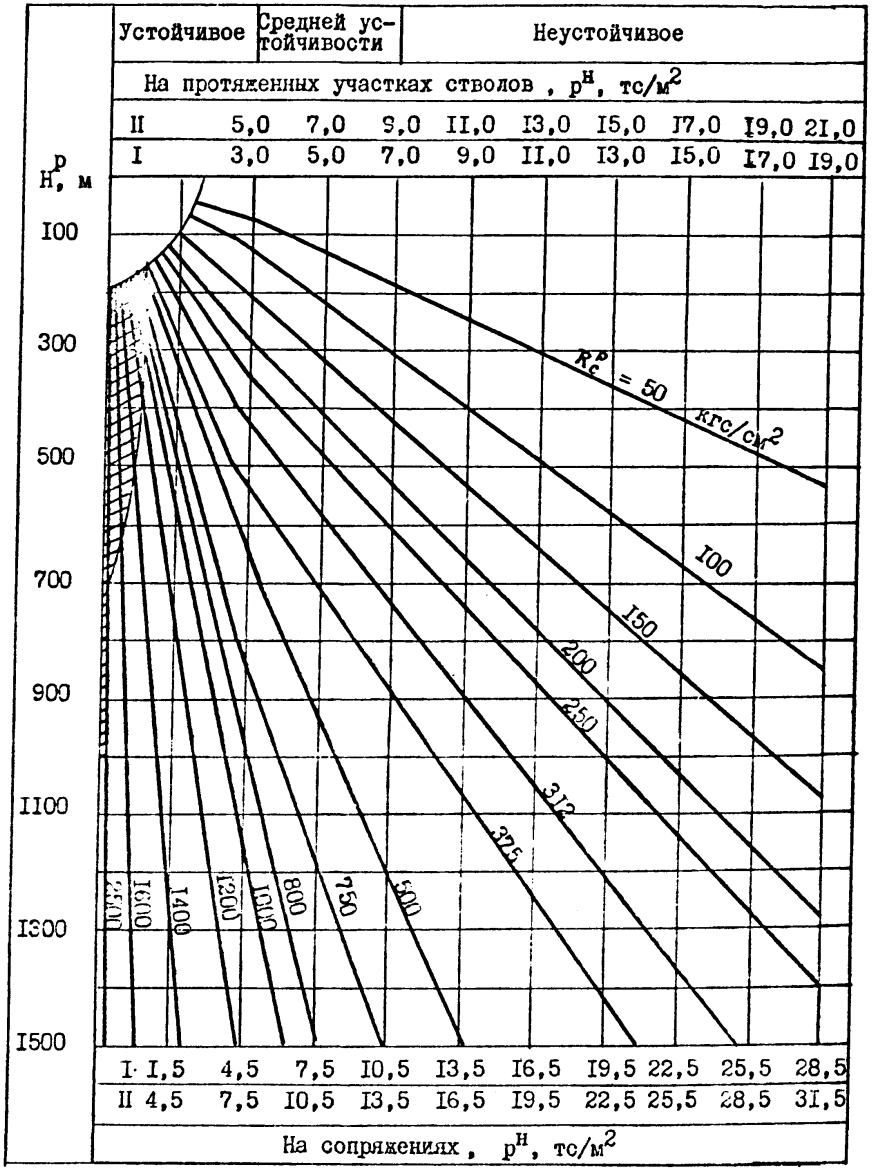
Коэффициент K находится по табл.9 в зависимости от кратности отношения h/m при выполнении условия $6 \le h/m \le 50$, где h - расстояние рассматриваемого участка от отработанного пласта, m - мощность пласта (при закладке - эффективная мощность).

Таблица 9

h/m	6	I0	I5	20	25	30	35	40	45	50
K	0,46	0,5	0,55	0,6	0,65	0,7I	0,77	0,84	0,92	I

5. Определение нагрузок на крепь

5.I. Горизонтальная (радиальная) нагрузка на крепь устьев в малосвязных и глинистых породах наносов у земной поверхности складывается из равномерно распределенной нагрузки от веса пород $P_п$, гидростатической нагрузки $P_г$, а также из пригрузки от веса зданий и сооружений $P_{пгб}$.



I – при параллельном и последовательном способах проходки;

II – при совмещенном способе проходки;

▨ – область устойчивого состояния сопряжений

Расчетная (максимальная) нагрузка определяется по формуле:

$$P = 1{,}1 K_{уст} \left\{ \gamma r_0 \frac{tg\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right)}{\psi - 1} \left[1 - \left(\frac{r_0}{r_0 + H tg\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right)} \right)^{\psi - 1} \right] + P_{пов.макс} \right\} + P_г \,, \qquad (5)$$

где I,I - коэффициент перегрузки; $K_{уст}$ - безразмерный коэффициент, принимаемый равным 2 при расстоянии более 20 м от проемов в крепи и 3,4 - менее 20 м; γ - объемный вес пород; r_0 - радиус ствола в свету; ρ - угол внутреннего трения пород; H -глубина рассматриваемого участка от поверхности:

$$\psi = 2 tg \rho tg\left(\frac{\pi}{4} + \frac{\rho}{2}\right);$$

$P_{пов.макс}$ - наибольшая суммарная пригрузка от веса зданий и сооружений; $P_г$ - гидростатическая нагрузка от подземных вод.

Суммарная наибольшая пригрузка $P_{пов.макс}$ может быть определена графически, как максимальная при суммировании эпюр от каждого сооружения. Эпюра пригрузки от каждого здания и сооружения строится, исходя из величины наибольшего значения этой пригрузки $P_{пов.i}$ определяемой по формуле:

$$P_{пов.i} = \frac{2(r_0 + l_i)Q_i}{l_i b_i (2r_0 + l_i)} \left[\frac{r_0}{r_0 + H tg\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right)} \right]^{\psi} tg^2\left(\frac{\pi}{4} - \frac{\rho}{2}\right), \qquad (6)$$

где Q_i - вес здания.

При построении эпюры принимается следующий закон распределения нагрузок:

$$P_{\varphi_i} = P_{пов.i} \cos^2 \theta_i \,.$$

Начало отсчета угла θ_i помещается по радиусу, проходящему через центр тяжести сооружения.

Смысл l_i , b_i и Q_i ясен из рис.2. Ветви эпюр по другую сторону ствола не строятся. Учитываются здания и сооружения, которые отстоят от ствола не далее 5 r_o .

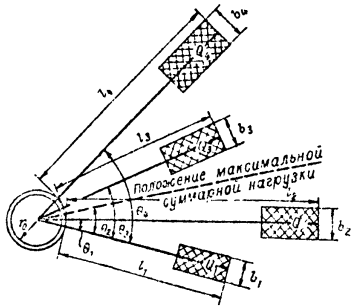


Рис.2.Схема к определению дополнительной нагрузки на крепь устья ствола от зданий и сооружений на поверхности.

b_i – размеры сооружений, м ; l_i – расстояния от контура ствола до наиболее удаленной точки сооружения,м; Q_i – вес сооружения.

Если можно выделить группу зданий и сооружений, расположенных с одной стороны, которые явно оказывают наибольшее влияние, то максимальная пригрузка определяется по формуле:

$$P_{пос.макс} = P_{пос1}\cos^2\theta + P_{пос2}\cos^2(\theta-\theta_2) + \cdots + P_{посn}\cos^2(\theta-\theta_n). \qquad (7)$$

Здесь $P_{пос1,2,\ldots n}$ определяются по формуле (6), а угол θ, соответствующий направлению действия $P_{пос.макс}$, как

$$\theta = 0{,}5\,\mathrm{arctg}\frac{\sum_{i=2}^{n} P_i \sin 2\theta_i}{\sum_{i=2}^{n} P_i \cos 2\theta_i + P_1}. \qquad (8)$$

5.2. Расчетная (максимальная) горизонтальная нагрузка p от давления коренных пород на крепь без вязкого заполнителя в закрепном пространстве (нескользящая) складывается из нагрузки от давления пород $p_п$ и гидростатической нагрузки $p_г$:

$$p = p_п + p_г . \qquad (9)$$

5.3. Нагрузка от давления пород, отнесенных к категории устойчивых, при обычном способе проходки (в том числе с цементацией) и способом бурения, не превышает 2-3 тс/м^2.

В коренных породах средней устойчивости и неустойчивых расчетная (максимальная) при тех же способах проходки нагрузка (тс/м^2) на крепь определяется по следующей формуле:

$$p = n n_y r_п p^н [1 + 0{,}1(r_в - 3)] , \qquad (10)$$

где $r_в$ - радиус ствола в свету, м; $p^н$ - нормативная (средняя) нагрузка в тс/м^2, определяемая по номограмме (см.рис.I) по расчетной или приведенной в соответствии с п.4.3 глубине и прочности пород, кроме мест пересечения старых выработанных пространств; в местах пересечения старых выработанных пространств и на удалении $6\,м$ в кровлю и $2\,м$ в почву пласта вместо $p^н$ подставляется величина $p_1^н = 2/3 p^н + 10$ тс/м^2, где $p^н$ определяется по номограмме (см.рис.I) как для недеформирующегося массива; n - безразмерный коэффициент перегрузки, принимаемый равным I,25 для набрызг-бетонной крепи и I,5 для бетонной, блочной и тюбинговой; n_y - безразмерный коэффициент условий работы конструкции, принимаемый равным 0,5 для набрызг-бетонной крепи и 0,67 для бетонной, блочной и тюбинговой; $n_н$ - безразмерный коэффициент, отражающий степень неравномерности распределения нагрузок. Для участков в недеформирующемся массиве и при проходке ствола после окончания процесса сдвижения этот коэффициент определяется по табл.I0 с учетом схемы проходки, а при последующем влиянии очистных работ после проходки ствола - как для совмещенной схемы проходки.

Таблица IO

Угол падения пород α, градус	Коэффициент $n_н$			
	при последовательной и параллельной технологических схемах проходки		при совмещенной технологической схеме проходки с передвижной опалубкой и крепью из быстротвердеющего бетона	
	А	Б	А	Б
$0 \leqslant \alpha < 10$	2,00	3,00	I,75	2,50
$10 \leqslant \alpha < 30$	2,50	3,00	2,00	2,50
$\alpha \geqslant 30$	2,75	3,25	2,25	2,75

Примечания: I) А-на протяженном участке ствола (на расстоянии более 20 м от сопряжения); Б - в районе сопряжения.

2) При воздействии на крепь гидростатической нагрузки табличные значения $n_н$ умножаются на величину

$$\frac{1+0{,}1(z_o-3)}{1+0{,}1(z_o-3)+P_г/\rho^н}.$$

5.4. Величина гидростатической нагрузки в коренных породах $P_г$ при отсутствии тампонажа принимается равной нулю, если отношение коэффициента фильтрации пород $K_ф^{пор}$ к коэффициенту фильтрации крепи $K_ф^{кр}$ меньше 4; если $K_ф^{пор}/K_ф^{кр} > 100$, то гидростатическая нагрузка принимается равной полному гидростатическому напору в водоносном горизонте независимо от величин напора и притоков воды в ствол. В частности, для бетонной крепи величина $P_г$ принимается равной нулю при $K_ф^{пор} < 10^{-4}$ м/сут и равной полному гидростатическому напору в водоносном горизонте при $K_ф^{пор} > 0{,}1$ м/сут.

При других соотношениях и значениях коэффициентов фильтрации величина $P_г$ (тс/м^2) без тампонажа пород определяется по формуле:

$$P_г = \frac{H_в \gamma_в}{1+\frac{K_ф^{кр}}{K_ф^{пор}}\left(\frac{c_g \frac{R(t)}{z_1}}{c_g \frac{z_1}{z_o}}\right)}, \qquad (II)$$

где H_e - естественный или сниженный общим водопонижением напор в данном водоносном горизонте, м; $\gamma_в$ - объемный вес воды, равный I тс/м^3; $R(t)$ - радиус влияния дренажа ствола, равный $I,5\sqrt{at}$, м; r_0 - радиус ствола в свету, м; r_1 - радиус ствола в проходке, м; a - коэффициент пьезопроводности водоносного горизонта, м^2/сут.; t - время от начала дренирования, сут.

При наличии тампонажа пород величина P_r принимается равной нулю, если отношение коэффициента фильтрации затампонированных пород $K_ф^ч$ к коэффициенту фильтрации крепи $K_ф^{кр}$ меньше единицы, а в остальных случаях рассчитывается по формуле:

$$P_r = \frac{H_e \gamma_в}{A(Б+1)+1}, \qquad (12)$$

где

$$A = \frac{K_ф^{кр}}{K_ф^ч}\left(\frac{\ell_g \frac{r_4}{r_1}}{\ell_g \frac{r_1}{r_0}}\right); \qquad Б = \frac{K_ф^ч}{K_ф^{пор}}\left(\frac{\ell_g \frac{R(t)}{r_4}}{\ell_g \frac{r_4}{r_1}}\right);$$

r_4 - радиус затампонированной зоны, м.

Расчет по формулам (II) и (I2) ведется в два этапа. Первоначально производятся вычисления при значении t, соответствующем моменту введения крепи в работу. Если полученное при этом значение P_r больше $P^н$, то расчет заканчивается, и полученная величина P_r учитывается в формуле (9). Если же полученное значение P_r меньше или равно $P^н$, то расчет повторяется при значении t, соответствующем моменту на 2 месяца позже введения крепи в работу. В формуле (9) учитывается это второе значение P_r.

Значения $H_e, K_ф^{пор}, K_ф^ч$ и a определяются по данным гидрогеологических исследований. При этом следует руководствоваться "Методическими указаниями по определению гидрогеологических параметров при разведке и освоении угольных месторождений" (изд.ВНИМИ,Л., I974).

В остальных случаях величина P_r определяется дополнительным гидрогеологическим расчетом.

5.5. В случаях применения скользящей крепи с заполнением закрепного пространства вязким заполнителем при обычных и бурением способах проходки расчетная наибольшая нагрузка определяется весом этого заполнителя при коэффициенте перегрузки I.I. Принимаемая при этом расчетная величина нагрузки не должна быть меньше p, определяемой в соответствии с п.п.5.I или 5.2. Минимальная нагрузка принимается равной давлению заполнителя.

5.6. При проходке способом бурения нагрузки в коренных породах средней устойчивости и неустойчивых определяются по п.п.5.2, 5.3 и 5.4, а в весьма неустойчивых - по методу П.М.Цимбаревича (нормативная) при использовании экспериментально определенного коэффициента бокового распора пород, а расчетная - умножением последней на значение коэффициента $n_н$, равного I,9, с учетом гидростатического давления (п.5.2).

При подводном креплении в нормативной нагрузке учитывается давление, вызываемое упругими деформациями пород вследствие разгрузки при откачке промывочного раствора, определяемое по формуле:

$$p_y = \frac{\gamma_р h_р}{\frac{r_0 E_п}{\delta_к E (1+\mu_п)} + 1}, \qquad (13)$$

где $\gamma_р$ - объемный вес раствора, в тс/м^3;

$h_р$ - высота столба промывочного раствора в момент крепления, в м; $E_п$ и E - модули упругости пород (определяемые по результатам испытаний при разгрузке) и крепи соответственно, в тс/м^2; $\mu_п$ - коэффициент Пуассона пород; $\delta_к$ - толщина крепи, в м.

К расчету принимается только это давление, если оно больше суммы нормативного и гидростатического давления, определенного указанными выше способами.

Давление упругой разгрузки не учитывается, если перемещения компенсированы конструктивной радиальной податливостью крепи.

5.7. На участках стволов, проходимых способом замораживания, в скальных и полускальных породах средней устойчивости и неустойчивых нагрузки на крепь определяются по формуле п.5.2 и 5.3. При этом расчетная прочность R_c^p определяется с учетом снижения прочности пород на сжатие R_c в результате замораживания - оттаивания на 20%.

В случае, если в момент проходки водонасыщенные скальные породы в забое и стенках ствола не промороженны, а замораживание пород на этом участке и ниже будет продолжаться, нормативные нагрузки, определенные по номограмме (рис.I), увеличиваются на 70 тс/м^2. Это положение, впредь до создания надежных конструкций "термосов", исключающих потери холода в замораживающих колонках, распространяется на участки стволов, примыкающих к зонам замораживаемых пород, но по проекту не подвергающихся замораживанию, при зональном замораживании.

5.8. В связных (глины) и несвязных (пески) породах нормативные радиальные нагрузки на крепь определяются по методике, используемой проектной конторой треста "Шахтспецстрой", т.е. по формуле П.М.Цимбаревича, но с учетом действия напорных вод. В обводненных породах расчетный объемный вес пород принимается во взвешенном состоянии и горное давление увеличивается на величину гидростатического давления на контакте с верхним водоупором. Наоборот, в водоупоре учитывается пригруз от давления напорных вод. В глинах, полученные по расчету нагрузки на крепь, увеличиваются на I00 тс/м^2 как в зонах непосредственно замораживаемых, так и на участках примыкающих к ним при зональном замораживании.

Расчетная нагрузка определяется по нормативной путем умножения на следующие коэффициенты: коэффициент перегрузок n =I,5; коэффициент условий работы n_y =0,67; коэффициент неравномерности $n_н$ =2,25, независимо от величины гидростатического давления.

6. Выбор типа и расчет параметров крепи

6.I. В недеформирующемся массиве следует применять жесткую крепь без узлов податливости. К такой крепи относится: набрызгбетонная; монолитная бетонная и железобетонная; сборная блочная (тюбинговая) бетонная и железобетонная; комбинированная из набрызгбетона, металлической сетки и сталеполимерных, либо железобетонных

штанг, металлическая, металлобетонная.

6.2. На участках в недеформирующемся массиве, без напорных вод, где породы относятся к категории устойчивых в связи с отсутствием закономерных нагрузок, крепь служит предохранительной оболочкой. Для этих условий на пологом и наклонном падении на протяженных участках при остаточных притоках менее 8 $м^3$/ч следует предусматривать проектную проработку применения ограждающей набрызг-бетонной крепи с толщиной, принимаемой без расчета, не менее 8 см на глубинах до 500 м и 10 см на глубинах свыше 500 м.

6.3. На участках в недеформирующемся массиве, без напорных вод, где на сопряжениях и на крутонаклонных и крутых пластах породы относятся к категории устойчивых, нагрузки невелики, и крепь является в основном ограждающей.

Для этих условий при остаточных притоках менее 8 $м^3$/ч следует предусматривать проектную проработку применения комбинированной крепи из набрызг-бетона, металлической сетки и сталеполимерных или железобетонных штанг.

Толщину набрызг-бетона (см) комбинированной крепи следует принимать без расчета в соответствии с табл.II.

Таблица II

Глубина, м	Условия	
	крутонаклонное и крутое залегание	сопряжения
До 500	12	15
> 500	15	20

Параметры сетки и установки штанг в комбинированной крепи принимаются следующими:

	Длина штанг, м	Плотность установки, $шт/м^2$
На протяженных участках	$\geqslant$ 1,8	$\geqslant$ 0,8
На участках вблизи сопряжений и на сопряжениях	$\geqslant$ 2,5	$\geqslant$ 1,2

В качестве арматурного стержня штанг следует использовать прутки из сталей или полимерных материалов диаметром не менее 16 мм с прочностью на растяжение не менее 10 тс.

Закрепление штанг в шпуре следует производить цементным раствором или полимерным материалом с пределом прочности на сжатие не менее 200 кгс/см^2 по всей длине шпура с применением, как правило, патронируемых быстротвердеющих смесей.

Металлическая сетка изготавливается из проволоки толщиной 3-5 мм и размером ячеек 100х100 мм.

6.4. На участках в недеформирующемся массиве, без напорных вод, где породы относятся к категории средней устойчивости, следует применять бетонную крепь, а при притоках менее 8 м^3/ч необходимо предусматривать проектную проработку применения набрызг-бетонной и комбинированной крепи из набрызг-бетона, металлической сетки и сталеполимерных или железобетонных штанг.

Толщина бетонной и набрызг-бетонной крепи должна приниматься не менее определяемой по формуле:

$$\delta_к = n_к r_0 \left(\sqrt{\frac{m_м m_б R_{пр}}{m_м m_б R_{пр} - 2K_{кр} p}} - 1 \right) - \delta_{пб} \qquad (14)$$

где $n_к$ - коэффициент надежности, учитывающий недостаточность изученности действительной работы и предельных состояний конструкций крепи при различных технологических схемах проходки стволов. Коэффициент $n_к$ следует принимать: равным 1,25 при параллельной, последовательной и совмещенной схемах проходки с передвижной опалубкой и крепью из быстротвердеющего бетона, равным 1,1 при набрызг-бетонной крепи, равным 1 при комбинированной и сборной крепи, а также при бурении выработок; $m_б$ - безразмерный коэффициент условий работы для материала крепи, принимаемый по СНиП II-21-75, табл.15, п.7; $m_м$ - безразмерный коэффициент, принимаемый равным 0,85 на протяженных участках крепи и 0,75 для устьев и сопряжений; $R_{пр}$ - расчетное сопротивление бетона на сжатие, принимаемое по СНиП II-21-75, табл.13; $K_{кр}$ - безразмерный коэффициент концентрации напряжений в конструкции крепи, принимаемый равным 1 на протяженных участках ствола и 2 на сопряжениях вблизи сводчатых

частей; p - расчетная максимальная нагрузка, определяемая в соответствии с п.4.2; $\delta_{пб}$ - толщина породобетонной оболочки, образующейся за счет проникновения набрызг-бетона в окружающие нарушенные породы; для набрызг-бетонной крепи принимается равной 50 мм, для остальных типов - равной 0.

Набрызг-бетонную крепь не рекомендуется применять толще 20 см. Если её расчетная толщина оказывается в пределах 20-30 см, то может быть применена комбинированная крепь с толщиной набрызг-бетона 20 см с параметрами сетки и штанг в соответствии с п.6.3.

6.5. В выработках, пройденных бурением, на участках в недеформирующемся массиве следует применять:

на участках, где породы относятся к категории неустойчивых:

- погружную крепь, монолитную железобетонную, многослойную сборную из металлических тюбингов;

- секционную крепь: монолитную железобетонную и сборку из железобетонных колец, блоков, панелей и тюбингов, а также из металлических тюбингов;

на участках, где породы относятся к категории неустойчивых:

- секционную железобетонную крепь;
- монолитная бетонная, возводимая подводным способом;

на участках, где породы относятся к категории весьма устойчивых, устойчивых и средней устойчивости не рекомендуется применять секционную крепь, вводимую в работу после откачки раствора, которая испытывает повышенные монтажные нагрузки.

6.6. На участках в недеформирующемся массиве, где коренные породы относятся к категории неустойчивых, а при спецспособах проходки и весьма неустойчивых, бетонную, железобетонную или тюбинговую крепь следует рассчитывать на нагрузку , определяемую в соответствии с п.5.2÷5.8.

Толщина бетонной крепи должна приниматься не менее определяемой по формуле (I4). Не рекомендуется принимать бетонную крепь толщиной более 500 мм. Если расчетная её толщина превышает 500 мм, следует применять бетон более высоких марок или другой тип крепи.

При проходке бурением и замораживанием по породам неустойчивым и весьма неустойчивым для расчета крепи необходимо оценить степень связи крепи с породами. Сопротивление породы срезу τ_n, определяемое по следующей формуле:

$$\tau_n = p^H \operatorname{tg}\varphi + c, \qquad (15)$$

где φ и c - параметры контакта (угол трения и сцепления) крепи с породой, сравниваются с усилиями, обеспечивающими "жесткое" закрепление крепи в породах, определяемое по следующей формуле:

$$\tau_к = 6\rho\nu \frac{\mu_к(\delta_к^* - 1) + 6d^* + 2}{(\mu_к + 3)(\delta_к^* - 1) + 8}, \qquad (16)$$

где коэффициент неравномерности давления ν равен 0,4 в неустойчивых и 0,3 в весьма неустойчивых породах; Приведенная толщина крепи $\delta_к^*$ определяется из соотношения: $d^* = \left(\frac{r}{r_0}\right)^2$;

r - внешний радиус крепи.

При условии $\tau_n \geq \tau_к$, толщина однородной крепи (бетонной, металлической), принимается по формуле (14).

При условии $\tau_n < \tau_к$ расчет ведется с учетом возможного проскальзывания крепи по следующей формуле:

$$\delta_к = r_0\left(\sqrt{\sqrt{0{,}25q_1^2 - q_2} - 0{,}5q_1} - 1\right),$$

где

$$q_1 = \frac{m_\sigma R_u - 2\tau_n + p(6\nu - 1)}{p(6\nu + 1) - 0{,}5\, m_\sigma R_u}; \qquad (17)$$

$$q_2 = \frac{m_\sigma R_u}{m_\sigma R_u - 2p(6\nu + 1)}.$$

Здесь: R_u - расчетное сопротивление материала крепи на сжатие, принимаемое по СНиП II-21-75, табл.13;

m_σ - коэффициент условий работы бетона в крепи, принимается в соответствии со СНиП II-21-75, табл.15;

τ_n - сопротивление трению на контакте с породами, равное $p\,tg\varphi$;

ϑ - коэффициент неравномерности распределения нагрузок; для тяжелых и средних условий при возможности проскальзывания крепи принимается равным 0,3.

В формуле (I5) параметры φ и C берутся для контакта крепи с гладким контуром пород при бурении выработки и для более слабого из компонентов "породы" и "крепь" при бетонировании неровной поверхности пород в остальных случаях.

6.7. На участках стволов в деформирующемся массиве монолитную бетонную, железобетонную или блочную (тюбинговую) крепь следует применять с конструктивными элементами защиты, параметры которых определяются в соответствии с настоящим Руководством. Расчет толщины крепи должен производиться на нагрузку, определяемую в соответствии с п.п.5.I÷5.8.

Толщина бетонной крепи должна приниматься не менее определенной по формуле (I4) или (I7).

В случае планирования полной выемки целика по пересекаемому стволом пласту в период эксплуатации крепь на участке в кровлю этого пласта на 20 m при работе с обрушением и на I0 m при работе с закладкой, а также в почву на 2 m не рассчитывается на нагрузку от давления пород, а принимается такой же толщины, как и на соседнем участке.

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

а) при обычном способе проходки:

- в породах устойчивых - совмещенная схема с любой крепью из быстротвердеющего бетона;

- в породах средней устойчивости и неустойчивых - параллельная схема с использованием стволовых комплексов и предохранительного щита-оболочки, либо любой другой достаточной для восприятия первоначальных смещений и нагрузок пород временной крепи.

б) при проходке бурением:

- в породах весьма устойчивых, устойчивых и средней устойчивости следует отдавать предпочтение возведению крепи сверху вниз непрерывно вслед за понижением уровня промывочного раствора при его откачке с отставанием от уровня раствора; подводное крепление не рекомендуется;

- в породах неустойчивых давление промывочного раствора является необходимым до начала работ по возведению крепи; в период крепления раствор может быть откачан, но при этом должна предусматриваться ограждающая крепь, устанавливаемая до откачки раствора; крепление выработки, а если ограждающая конструкция является и несущей, то ввод её в работу следует производить сверху вниз вслед за откачкой промывочного раствора; возможно применение подводного крепления;

- в породах весьма неустойчивых в период проходки необходимо постоянно действующее давление промывочного раствора; возведение крепи и ввод её в работу следует производить без откачки и понижения уровня промывочного раствора; раствор откачивается после завершения крепления всей выработки.

6.9. В целях снижения нагрузок на крепь целесообразно предусматривать следующие меры:

а) при обычном способе проходки:

предпочтительно применение контурного взрывания, особенно при набрызг-бетонной и комбинированной крепи;

рекомендуется следующее отставание постоянной крепи от забоя:

- от 30 до 50 м при параллельной и параллельно-щитовой схемах проходки,

- не более 40 м при набрызг-бетонной крепи и на сопряжениях при условии возведения у забоя штанговой крепи и первого слоя набрызг-бетона толщиной 5 - 8 см;

б) при проходке способом замораживания:

для участков стволов, испытывающих указанные в п.5.7 и 5.8 дополнительные нагрузки при замораживании пород, следует предусматривать проработку конструкций крепи с ограниченной горизонтальной податливостью.

в) при проходке способом бурения: следует при подводном креплении либо уменьшать величину столба промывочного раствора, предварительно закрепив верхнюю часть ствола и откачав раствор на этом участке, либо применять податливые крепи или тампонажную массу; величина радиальной податливости (на сторону) для компенсации упругих деформаций пород при откачке раствора определяется по следующей формуле:

$$u = \frac{1+\mu_n}{E_n} r \gamma_p h_p \cdot \qquad (18)$$

6.10. В целях снижения гидростатических нагрузок следует применять водопроницаемую крепь, водоподавляющий тампонаж, организовывать дренаж воды в ствол и другие выработки. Применение водонепроницаемой крепи с отношением $k_\phi^{пор} / k_\phi^{кр} > 80$ без тампонажа должно быть специально обосновано.

7. Выбор мер защиты крепи в деформирующемся массиве

7.1. Защиту стволов в деформирующемся массиве следует осуществлять горными и конструктивными мерами.

К горным мерам защиты относятся:

- предварительная отработка пластов;
- рациональный порядок ведения горных работ;
- закладка выработанного пространства;
- отработка пласта на неполную мощность.

Конструктивными мерами защиты являются:

- ослабление связи крепи с породами на опасном участке с помощью скользящего слоя;
- устройство в крепи горизонтальных осадочных и разрезных швов;
- устройство в крепи зон и узлов вертикальной податливости;
- устройство на стыках проводников компенсирующих узлов или сменных вкладышей.

Допускаемые деформации крепи и армировки с конструктивными мерами защиты определяются для каждой конкретной конструкции при ее проектировании. Податливость армировки необходимо согласовать с податливостью крепи.

7.2. Предварительная выемка угля должна проводиться с таким расчетом, чтобы к началу проходки или углубки ствола закончилась активная стадия сдвижения околоствольного массива, определяемая в соответствии с Правилами охраны. При этом выемка угля должна быть полной в пределах зоны, ограниченной линиями, проведенными от устья вертикальной выработки под углом сдвижения, уменьшенным на 10^0.

7.3. При отработке одиночных пологих пластов под действующими стволами с кратностью подработки зумпфовой части ствола $H/m \geqslant 250$ расчет деформаций толщи пород не производится и меры конструктивной защиты не предусматриваются.

7.4. При значениях расчетных вертикальных сжимающих деформаций околоствольного массива до 15 мм/м конструктивную защиту крепи следует преимущественно осуществлять горизонтальными осадочными швами.

Расположение осадочных швов должно быть согласовано с геологическим разрезом по стволу. Их необходимо располагать в местах наибольших деформаций толщи пород, а также на контактах прочных и слабых пород и в угольных пластах залежи. Максимально допустимое расстояние между осадочными швами определяется расчетом, но не должно быть более 20 м.

Осадочные швы заполняются податливым материалом, например, деревянными прокладками.

Расчетная высота осадочного шва (мм) определяется по формуле:

$$\delta = 1{,}2\ \frac{100\,\Delta\eta_p}{a_n}\ , \qquad (19)$$

где $\Delta\eta_p$ – разность расчетных оседаний на границах защищаемого участка, которая определяется непосредственно расчетом (см. приложение 8) или суммой произведений величин расчетных относительных вертикальных деформаций слоев в пределах защищаемого участка на их мощность ($\Delta\eta_p = \sum \varepsilon_i m_i$); a_n – сжимаемость материала прокладок в шве в процентах, обеспечивающая заданную величину сужения шва.

Максимальное расстояние между осадочными швами определяется по формуле:

$$\ell = \frac{n_м n_б R_{пр}(D_1^2 - D_0^2)}{4\rho f D_1}\ , \qquad (20)$$

где $R_{пр}$ -расчетное сопротивление на осевое сжатие для бетона, принимаемое по СНиП II-2I-75, табл.I3; D_1 - диаметр ствола в проходке; D_0 - диаметр ствола в свету; p - расчетная нагрузка, определяемая в соответствии с разделом 5 настоящего Руководства; $n_б$ - безразмерный коэффициент условий работы для материала крепи, принимаемый по СНиП II-2I-75, табл.I5, п.7; $n_м$ - безразмерный коэффициент, равный 0,85; f - коэффициент трения пород о крепь, принимаемый равным 0,6 для песчаника и известняка; 0,5 для алевролитов и аргиллитов и 0,45 для угля.

7.5. В местах резкой концентрации вертикальных деформаций околоствольного массива с интенсивностью до I5 мм/м в пластах угля, залежи или наиболее слабых слоях пород, за пределами которых деформации не опасны для крепи, допускается применение за крепью скользящего слоя (например, тонкого битумного покрытия) без осадочных швов.

В случае применения асфальтобитумного покрытия или иного с весьма малым трением на участке ствола в пределах пласта (слоя) и его почвы или в пределах пласта залежи (слоя) и его кровли протяженность скользящего участка крепи следует принимать не менее определяемой по формуле:

$$l_c = \frac{m[(c_в+1)\varepsilon_m - (\varepsilon_к + c_в\varepsilon_п)]}{(c_в+1)\varepsilon_{доп} - (\varepsilon_к + c_в\varepsilon_п)}, \qquad (2I)$$

где m - мощность значительно деформирующегося пласта, залежи или слоя пород с уровнем ожидаемых относительных вертикальных деформаций ε_m более допускаемых для крепи; $c_в$ - отношение длины скользящего участка в почве пласта (слоя) к таковому в кровле; $\varepsilon_к$ и $\varepsilon_п$ - величина ожидаемых относительных вертикальных деформаций соответственно пород кровли и почвы; $\varepsilon_{доп}$ - величина допускаемых для данной крепи относительных вертикальных деформаций (п.3.4).

При расположении скользящего участка с асфальтобитумным или иным покрытием с малым трением только в пласте, залежи (слое) и в почве, или в пласте (слое) и в кровле протяженность этого участка следует принимать не менее определяемой по формулам:

- для почвы

$$l_{сп} = \frac{m(\varepsilon_m - \varepsilon_п)}{\varepsilon_{доп} - \varepsilon_п}, \qquad (22)$$

- для кровли

$$l_{ск} = \frac{m(\varepsilon_m - \varepsilon_к)}{\varepsilon_{доп} - \varepsilon_к}. \qquad (23)$$

Скользящий участок следует располагать преимущественно в более прочных вмещающих пласт, залежь (слой) породах.

7.6. При значениях расчетных вертикальных сдвигающих деформаций массива более 15 мм/м конструктивную защиту крепи следует осуществлять устройством в ней специальных осадочных зон и узлов вертикальной податливости. Конструкции этих зон и узлов должны определяться проектом.

В частности рекомендуется предусматривать проектную проработку возможности применения сближенных осадочных швов или податливых зон в месте пересечения стволом сильно деформирующихся пород, а при полной выемке пересекающего ствол пласта, залежи - деревянных костров из шпального бруса.

7.7. В подрабатываемой части ствола при наличии вертикальных деформаций растяжения следует предусматривать горизонтальные разрезные швы, которые могут быть заполнены податливым материалом. В бетонной крепи швы высотой 50-100 мм следует располагать на расстоянии не более 15 м преимущественно на пересечении угольных пластов и прослоев, а также на контактах слабых и прочных пород.

7.8. Выбор конструктивных мер защиты крепи должен производиться с учетом требуемой степени гидро- и газоизоляции. При необходимости изоляции конструктивную защиту следует осуществлять устройством специальных герметичных узлов податливости при всех уровнях деформаций. Расстояние между узлами горизонтальной податливости определяется также, как и для осадочных швов, кроме мест пересечения вынимаемого полезного ископаемого.

8. Дополнительные и особые требования для восстающих выработок, гезенков, скатов

8.I. Требования распространяются на восстающие выработки (рудоспуски, рудоперепуски, вентиляционные, ходовые, закладочные, грузоподъемники), гезенки и скаты, пройденные в породах различной устойчивости.

8.2. Восстающие выработки, гезенки и скаты допускается проходить без крепи по породам и рудам устойчивым и средней устойчивости.

8.3. Выбор конструктивных и технологических параметров бетонной крепи производится в зависимости от расчетных максимальных нагрузок по п.п.5.3, 6.4.

8.4. Тип и параметры крепи восстающих выработок, гезенков и скатов следует принимать в зависимости от устойчивости пересекаемых пород, назначения выработки и срока службы:

а) при эксплуатации выработок в породах устойчивых и средней устойчивости применять крепи изолирующего или укрепляющего типов (набрызг-бетон толщиной до 50 мм, штанговая крепь, комбинированная крепь из штанг и набрызг-бетона или подобную им). Толщину крепи изолирующего типа допускается принимать без расчета. При использовании восстающих выработок в качестве рудоспусков, рудоперепусков, вентиляционных без передвижения по ним людей, закладочных-крепь допускается не возводить;

б) в породах неустойчивых и весьма неустойчивых применять крепи поддерживающих типов (деревянная венцовая крепь, монолитный бетон, металлическая крепь и подобные им). Деревом крепятся, как правило, выработки с небольшим сроком службы (до 4 лет).

8.5. Защиту выработок в деформирующемся массиве следует осуществлять преимущественно конструктивными мерами с применением горизонтальных осадочных швов.

Приложение 1

ГОРНОГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ОСНОВЫ ВЫБОРА РАЦИОНАЛЬНЫХ СПОСОБОВ ОХРАНЫ И ПОДДЕРЖАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

По характеру деформаций и смещений пород и их взаимодействию с крепью принимаемые технические решения по охране и поддержанию выработок должны учитывать следующие периоды их работы:

— проведения выработки на участке вблизи проходческого забоя;

— эксплуатации выработки как одиночной без влияния на нее других выработок и очистных работ;

— эксплуатации выработки в условиях влияния на нее других сопрягающихся или смежных выработок;

— эксплуатации выработки в условиях влияния на нее очистных работ.

Проведение горной выработки приводит к нарушению напряженного состояния в нетронутом горном массиве, в результате чего породы деформируются и смещаются в сторону выработки. В первую очередь, непосредственно у забоя проходимой выработки, происходит упругое восстановление разгруженных пород на контуре выработки. Затем, по мере удаления от проходческого забоя, смещение породного контура возрастает за счет концентрации напряжений в окружающих выработку породах, приводящих к пластическим деформациям и разрушению пород на некоторую глубину от выработки. Скорости смещения пород, вызванные проходкой выработки, с удалением от забоя постепенно уменьшаются до величин, определяемых условиями работы выработки как одиночной.

Исключение деформаций и смещений пород, связанных с проведением выработки, возможно лишь при установке непосредственно у проходческого забоя крепи с отпором, близким по величине напряжениям в нетронутом горном массиве. Выполнение этого условия является практически невозможным и нецелесообразным, поэтому при возведении крепи в непосредственной близости от проходческого забоя смещение пород должно компенсироваться ее конструктивной или технологической податливостью (например, податливостью забутовки).

При необходимости поддержания выработки в период ее эксплуатации жесткими крепями, в случае невозможности применения крепи требуемой несущей способности или компенсации части смещений податливостью забутовки, эти крепи во избежание их разрушения должны устанавливаться на определенных расстояниях от забоя. Здесь для предотвращения обрушения пород в выработку необходимо возведение непосредственно у забоя призабойной крепи.

В период эксплуатации горной выработки как одиночной, без влияния на нее других выработок и очистных работ, условия ее поддержания определяются преимущественно отношением напряжений в породах вблизи контура выработки к прочностным и деформационным свойствам пород. В зависимости от этого отношения по условиям поддержания могут быть выделены следующие принципиально отличные друг от друга категории устойчивости пород в выработках.

— Весьма устойчивое и устойчивое — при напряжениях (с учетом их концентрации), меньших предела длительной прочности пород в массиве на сжатие. В этом случае смещение пород в выработку прекращается в 30—50 м от проходческого забоя, и породы на контуре в течение всего срока службы выработки остаются в устойчивом состоянии. Крепь в таких условиях должна выполнять только функцию ограждения от обрушения пород при взрывных работах или вблизи геологических нарушений, а также предохранения их от выветривания.

— Средней устойчивости — при напряжениях, превышающих предел длительной прочности пород в массиве, но меньших предела длительной прочности пород на сжатие «в куске». В этом случае смещения пород в выработку полностью затухают только через значительный промежуток времени, после реализации пластических деформаций и нарушения сплошности пород, в основном по поверхностям трещиноватости. Однако здесь зона пластических деформаций и разрушения пород небольшая, поэтому для надежного поддержания выработки здесь достаточна податливая крепь небольшой несущей способности.

— Неустойчивое — при напряжениях, превышающих предел длительной прочности пород на сжатие «в куске», но меньших «мгновенного» предела их прочности на сжатие. В этом случае смещение пород в выработку, закрепленную податливой крепью небольшой несущей способности, практически не затухает, так как в породах возникают и развиваются во времени деформации ползучести, которые приводят к их разрушению не только по поверхностям естественной трещиноватости, но и по самой породе. Вокруг выработки вблизи ее контура образуется значительная область существенно нарушенных малосвязных пород. Для надежного поддержания выработки здесь необходима крепь значительной несущей способности, причем в капитальных выработках, к которым предъявляются особые требования к состоянию подошвы (исключение ее пучения), крепь должна быть замкнутой.

Поддержание выработок с небольшим сроком службы может быть обеспечено податливой крепью относительно небольшой несущей способности, но при условии проведения их с большим запасом сечения, определяемым интенсивностью смещений пород.

— Весьма неустойчивое — при напряжениях, превышающих предел «мгновенной» прочности пород на сжатие. В этом случае в породах происходят интенсивные деформации вязкопластического течения, и смещение контура выработки при отсутствии соответствующего отпора крепи не прекращается в течение всего срока службы. При креплении выработки незамкнутой крепью возникает интенсивное пучение пород почвы. Поэтому для сохранения в рабочем состоянии выработок с длительным сроком службы здесь нужна жесткая замкнутая крепь большой несущей способности, обеспечивающая прекращение смещений пород.

Конфигурация и размеры возникающих вокруг выработок зон неупругих деформаций и разрушения пород, а следовательно, распределение смещений пород и нагрузок на крепь в различных ее участках зависят от большого количества факторов. Важнейшими из них являются: технология проведения выработки и возведения крепи; расположение выработки относительно пород с различными механическими и структурными свойствами; тип и конструкция крепи.

Примерно одинаковые смещения пород и нагрузки на крепь создаются лишь при комбайновом способе проведения выработок в однородной толще нетрещиноватых пород с углом падения до 18°. Во всех остальных случаях неоднородность смещений и нагрузок на крепь весьма существенна.

При буровзрывном способе проведения выработок даже в однородных породах с качественной забутовкой закрепного пространства мелкокусковатой породой коэффициент неравномерности достигает 1,5—1,6, а без забутовки и особенно при образовании куполов может превышать 2,5—3.

При пересечении горными выработками разнопрочных пород под углом к напластованию (например, проведение шахтных стволов и квершлагов на наклонном и крутом падении) возникают косонаправленные нагрузки из-за сползания пород по поверхностям напластования со стороны висячего бока пласта, приводящие к боковому перемещению и потере устойчивости рамной крепи.

При проведении на наклонных и крутых пластах выработок по простиранию максимальные смещения и нагрузки на крепь создаются со стороны кровли примерно по нормали к напластованию, что вызывает искривление металлической податливой крепи с симметричной установкой в ней узлов податливости.

На пологих пластах неравномерность смещений пород и нагрузок на крепь преимущественно определяется расположением выработки относительно пород с различными механическими и структурными свойствами. При наличии в кровле выработки неустойчивых и весьма неустойчивых пород, а в боках и почве пород

устойчивых или средней устойчивости максимальные смещения пород и нагрузки на крепь возникают со стороны кровли выработки.

При породах устойчивых или средней устойчивости в кровле и боках выработки и неустойчивых или весьма неустойчивых в почве активное давление на крепь происходит со стороны почвы, а со стороны кровли и боков — пассивный отпор крепи. При наличии неустойчивых пород только в боках выработки значительные смещения пород и активные нагрузки на крепь создаются в горизонтальном направлении.

Проведение рядом с ранее пройденной выработкой других параллельных ей смежных и сопрягающихся выработок вызывает увеличение напряженного состояния пород, а следовательно, рост зон неупругих деформаций и разрушения пород, их смещения в выработку и нагрузок на крепь. Условия поддержания участков выработки, находящихся в зоне влияния других смежных или сопрягающихся выработок, зависят от многих факторов. Основными из них являются: степень устойчивости пород до и после проведения смежной или сопрягающейся выработки; тип и конструкция крепи выработок и сопряжения; порядок и время проведения смежной или сопрягающейся выработки; расстояние до смежной выработки; угол между сопрягающимися выработками.

Если ранее пройденная выработка закреплена податливой крепью и после проведения смежной или сопрягающейся выработки породы остаются в категории устойчивых, то вредное влияние на условия их поддержания несущественно. Особенно интенсивное вредное воздействие смежных и сопрягающихся выработок возникает при креплении их жесткой крепью и при переходе пород из одного состояния устойчивости в другое, например, из устойчивого в неустойчивое. В этих условиях необходимо:

— смежные выработки располагать на расстояниях, исключающих их вредное влияние друг на друга;

— сопрягающиеся выработки проводить одновременно на расстояниях от сопряжения, исключающих взаимное вредное влияние;

— угол между сопрягающимися выработками принимать максимально возможным;

— жесткую крепь на сопряжении возводить только после удаления от него проходческих забоев на расстояние, исключающее их интенсивное воздействие на смещение пород.

Особенно большое влияние на условия поддержания горных выработок оказывает ведение очистных работ, в результате которых в значительных областях примыкающего к очистным забоям горного массива нарушается его первоначальное равновесие, происходит интенсивное сдвижение пород и резкое изменение их напряженно-деформированного состояния.

При ведении очистных работ (рис.VII.1) породы в почве (лежачем боку) разрабатываемого пласта разгружаются от веса налегающей толщи пород до поверхности, и под выработанным

пространством образуется область пониженных напряжений (разгрузки).

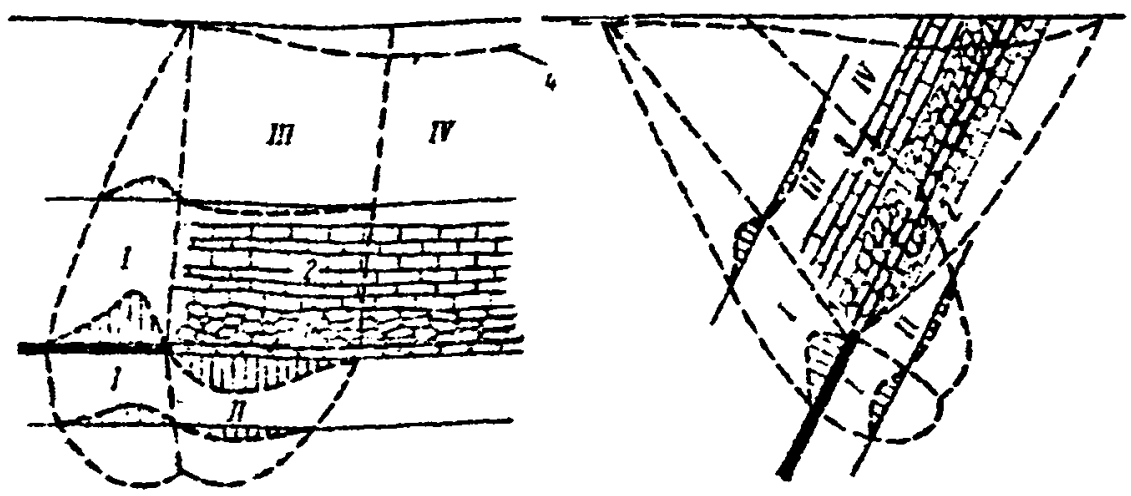


Рис.III.1. Области и зоны влияния очистных работ.

I — опорного давления; II — разгрузки; III — полной подработки; IV — полной подработки
1 — сдвижения в почве; 2 — обрушения; 3 — трещиноватости; 4 — прогиба; 5 — мульды сдвижения
по поверхности

Породы в кровле пласта (висячем боку) также разгружаются от пригрузки вышележащей толщи, и в них тоже образуется область разгрузки. Вследствие зависания пород кровли над краевыми частями выработанного пространства в оконтуривающем горном массиве (в разрабатываемом пласте и породах почвы и кровли) образуется область повышенных напряжений (опорного давления).

При проекте выработанного пространства, превышающем предельный пролет обрушения (осадки) пород кровли, кровля над выработанным пространством навсегда с разгрузкой сдвигается в выработанное пространство. В результате сдвижения в кровле, в зависимости от степени ее нарушенности, могут быть выделены зоны: обрушения, интенсивной трещиноватости и расслоения, а также прогиба без нарушения сплошности пород.

Зона обрушения образуется непосредственно над разрабатываемым пластом, как правило, только при управлении кровлей полным обрушением. Вышележащие зоны интенсивной трещиноватости и прогиба образуются при всех способах управления кровлей. Лишь при полной закладке выработанного пространства материалом с небольшой усадкой сдвижение кровли непосредственно над пластом происходит без существенного нарушения сплошности.

Породы почвы под выработанным пространством на пологих и наклонных пластах в результате «разгрузки», как правило, деформируются без существенного нарушения сплошности. На крутых пластах в почве так же, как и в кровле, образуется область подработки (сдвижения).

Динамика изменения указанных областей и зон, образующихся в результате очистных работ, состоит в следующем. Вначале при

небольшом пролете выработанного пространства все области и зоны влияния замкнуты в горном массиве на расстоянии 1,5—2 пролетов в сторону кровли и 0,8—1 пролета в сторону почвы. Затем при превышении пролетом выработки 0,4—0,6 глубины от поверхности сдвижения в кровле достигают ее, но в этот период (до увеличения пролета выработки 0,8—1 глубины) сдвижение пород неполное. Лишь при пролете выработанного пространства свыше 1—1,2 глубины над средней частью выработанного пространства образуется область полного сдвижения (полной подработки) толщи пород кровли. Соответственно изменению сдвижения кровли с расширением выработанного пространства увеличиваются размеры зон опорного давления, которые достигают максимума и стабилизируются после образования области полного сдвижения пород.

Ведение очистных работ может привести либо к существенному ухудшению условий поддержания горных выработок, расположенных в областях и зонах их влияния, вплоть до невозможности поддержания, либо к облегчению условий поддержания. Вредное или полезное воздействие очистных работ на горные выработки, а также интенсивность их проявления определяются, с одной стороны, расположением выработки в области и зоне их влияния, с другой стороны, — сроками проведения выработок относительно очистных работ во времени. По времени воздействия следует различать два характерных случая:

— выработки на отрабатываемом пласте или породах кровли и почвы пройдены до начала очистных работ и подвергаются их дальнейшему вредному воздействию;

— выработки проводятся после окончания очистных работ на участках, где закончились активные сдвижения пород и произошла стабилизация зон влияния.

Выработки, расположенные в толще пород кровли разрабатываемого пласта и затем подрабатываемые, подвергаются вредному воздействию опорного давления впереди или боках очистной выработки, а также растягивающих и сжимающих деформаций пород в результате их сдвижения в выработанное пространство. В этом случае поддержание выработок, закрепленных жесткой крепью, не обеспечивается даже на значительных расстояниях от пласта в зоне прогиба пород без потери сплошности. Успешная подработка выработок с жесткой крепью может быть обеспечена лишь при установке в крепи элементов податливости, компенсирующих вредное воздействие сдвижения и опорного давления. Применение податливой крепи уменьшает вредное воздействие подработки, и такие выработки, при определенных мероприятиях (увеличение устойчивости и податливости крепи, запас сечения выработки на смещение пород), могут быть успешно подработаны на относительно небольших расстояниях от пласта, даже в зоне интенсивной трещиноватости.

В случае проведения горных выработок в зоне полных сдвижений после затухания активного процесса сдвижения условия под-

держания выработок, закрепленных податливой крепью, примерно такие же, как и при проведении их в нетронутом массиве. При креплении же выработок жесткой крепью в ней необходимо предусматривать элементы податливости для компенсации затухающего процесса сдвижения пород.

Выработки, расположенные в породах почвы разрабатываемого пласта и затем надрабатываемые, сначала подвергаются вредному воздействию опорного давления и лишь потом попадают в область разгрузки. В этом случае поддержание выработок обеспечивается лишь на значительных расстояниях от пласта.

При последующем проведении выработок в надработанной разгруженной зоне условия их поддержания существенно легче, чем в нетронутом массиве. Поэтому, при возможности, в тяжелых условиях поддержания выработок следует применять предварительную разгрузку массива.

Наиболее тяжелые условия поддержания выработок создаются при их проведении в породах кровли и почвы разрабатываемого пласта над и под краевыми частями в областях стационарного опорного давления, и особенно над и под целиками, оставленными в выработанном пространстве. Такое расположение выработок является недопустимым, и разработка пластов должна, как правило, проводиться без оставления целиков у выемочных выработок. Целики, оставляемые для охраны магистральных выработок, в период погашения выработок должны извлекаться.

В случае расположения непосредственно в разрабатываемом пласте выработок, закрепленных жесткой крепью, их поддержание может быть обеспечено только при охране целиками с размерами, превышающими зону опорного давления. Поддержание же выработок с небольшим сроком службы, закрепленных податливой крепью, может быть обеспечено и при меньших размерах целиков, но при значительном запасе сечения и податливости крепи на интенсивные смещения пород от влияния очистных работ.

Однако охрана выработок целиками небольших размеров приводит к потерям полезного ископаемого, затрудняет поддержание выработок ниже и выше разрабатываемого пласта и разработку других сближенных пластов, а также создает сложные условия поддержания выработок на разрабатываемом пласте. Поэтому способ охраны выемочных выработок целиками можно считать рациональным лишь на малых глубинах при разработке одиночных пластов.

Зависание толщи пород кровли на краевых частях пласта, приводящее к образованию в породах кровли и почвы на границе с ним зон разгрузки от горного давления, создает на значительных глубинах благоприятную возможность поддержания выемочных выработок без целиков на границе пласта с выработанным пространством.

При отсутствии в непосредственной кровле и почве пласта неустойчивых пучащих пород и принятии сопротивления и подат-

ливости крепи примерно такими же, как в очистном забое, поддержание выработок на границе пласта с выработанным пространством может быть обеспечено за движущимся очистным забоем. В случае же наличия в непосредственной кровле и почве пласта неустойчивых пучащих пород поддержание выработок на границе с выработанным пространством может быть обеспечено только на участках, где закончился процесс активного сдвижения пород и произошло существенное снижение напряжений в краевой части пласта. В этом случае более рациональным является способ проведения выработок вприсечку к выработанному пространству.

В особо тяжелых условиях, на больших глубинах и пучащих боковых породах, поддержание вынесочных выработок может быть обеспечено только при их расположении в выработанном пространстве на участках, где почва полностью разгружена от веса толщи пород.

Приложение 2

ОПРЕДЕЛЕНИЕ СОКРАЩЕННЫХ РАЗМЕРОВ ЦЕЛИКОВ ПО ПРОСТИРАНИЮ ДЛЯ ОХРАНЫ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

П.2.1. Сокращение размеров целиков по простиранию допускается для пластов, залегающих на глубине свыше 400 м.

П.2.2. Размер целика по простиранию l в каждую сторону от оси ствола на разрезе, проходящем через вертикальный шахтный ствол, определяется по табл. П.2.1, в которой к I группе относятся

Таблица П.2.1.

Глубина почвы пласта, м	Размер целика по простиранию l, м, при крепях											
	монолитный бетон и железобетон				кирпич				тюбинги			
	Мощность пласта, м											
	0,5	1,0	1,5	2,0	0,5	1,0	1,5	2,0	0,5	1,0	1,5	2,0
I группа												
400	85	120	135	145	70	95	115	130	70	80	105	115
500	100	150	175	180	90	120	150	170	90	100	130	150
600	120	190	220	220	105	150	190	210	105	120	165	190
700	130	220	255	255	125	170	220	245	125	130	180	220
800	145	245	290	290	140	190	245	285	140	145	205	245
900	160	280	330	330	160	210	280	325	160	150	225	280
1000	175	285	360	365	175	210	285	335	175	175	235	285
1200	210	310	395	435	210	210	310	370	210	210	235	310
II группа												
400	60	85	100	105	60	65	85	100	60	60	70	85
500	70	110	130	135	70	85	110	125	70	70	90	110
600	80	135	160	160	80	100	135	160	80	80	110	135
700	90	155	190	190	90	110	155	180	90	90	125	155
800	100	170	215	215	100	120	170	205	100	100	135	170
900	110	195	240	240	110	125	195	235	110	110	145	195
1000	120	195	260	270	120	125	195	245	120	120	145	195
1200	140	195	280	320	140	140	195	260	140	140	145	195

пласты с марками угля Д—Г при содержании песчаника в толще менее 30%, а ко II группе — все остальные пласты.

П.2.3. Размеры целиков по простиранию на разрезах, не проходящих через ствол, определяются линиями, проведенными от границ охраняемой площади под углами δ', имеющими промежуточное значение между углами сдвижения δ и граничными углами δ_0.

Углы δ' определяются по формуле:

$$\delta' = \delta_0 + (\delta - \delta_0)\frac{l_{\delta_0} - l}{l_{\delta_0} - l_\delta},$$

где l_{δ_0} — размер целика по простиранию на разрезе, проходящем через ствол, определенный по граничному углу; l_δ — то же по углу сдвижения; l — то же по табл. П.2.1.

Приложение 3

ПОРЯДОК ВЫЕМКИ ЦЕЛИКОВ, МЕТОДИКА И ПРИМЕРЫ РАСЧЕТА СДВИЖЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ОКОЛОСТВОЛЬНОГО МАССИВА (для угольных месторождений)

Условия и порядок выемки целиков

П.3.1. Отработка предохранительных целиков производится по специальному проекту с предварительным расчетом ожидаемых деформаций для нескольких положений подрабатываемого ствола относительно фронта очистных работ.

П.3.2. При выемке целиков на пологом падении (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 на расстоянии 15—20 м от него вынимается. Выработанное пространство заполняется закладочным материалом или в нем устанавливается 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.

П.3.3. Рекомендуется применять следующие схемы выемки целиков:

1. От ствола к границам. Выемка угля осуществляется двумя расходящимися забоями.

Крепь ствола в начальный период отработки попадает в зону полных сдвижений, характеризующуюся разуплотнениями и рас-

слоениями пород, и испытывает возрастающие деформации растяжения. Возможны сдвиговые деформации.

При обеспечении полной подработки по линии падения схема 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.

Этот порядок отработки следует преимущественно применять при работе с закладкой. В случае проведения полной и частичной выемки целика с обрушением кровли в месте пересечения стволом отрабатываемого пласта следует устраивать костровую зону, предохраняющую кровлю от беспорядочного обрушения и обеспечивающую плавное сближение ее с почвой пласта. В крепи ствола предусматриваются осадочные швы и зоны и приспосабливается армировка.

2. От границ к стволу. Ствол по мере отработки попадает в зону опорного давления. Наиболее опасными деформациями для конструктивно незащищенной крепи являются вертикальные сжатия.

Обеспечивается сокращение деформаций в 1,5—2 раза по сравнению с обычной разработкой по линии падения, при предварительном оконтуривании целика со стороны верхней и нижней границ. В направлении простирания в верхней части ствола возможны максимальные горизонтальные деформации.

Этот порядок отработки позволяет своевременно обнаружить непредвиденные отклонения в процессе сдвижения при постепенном возрастании деформаций.

В месте пересечения стволом отрабатываемого пласта для уменьшения вредного влияния опорного давления проводится «разгрузочная выработка» (п. П.3.2). Крепь и армировка ствола защищаются конструктивно.

3. 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 в направлении движения забоев максимальные.

Крепь ствола, при необходимости конструктивно приспосабливают, защищают от опорного давления (п. П.3.2) или предусматривают соответствующий ремонт.

П.3.4. В процессе проведения выемки необходимо обеспечивать симметричное подвигание забоев относительно оси ствола. При расположении забоев относительно ствола более чем на $0{,}1H$ допускается расхождение в расстояниях до 4—5 м, а при меньшем — 1,5—2 м.

В специально обоснованных случаях допускается увеличение этих расстояний. Скорость подвигания очистного забоя должна быть максимальной.

П.3.5. 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 в первом случае (схема 2 и 3, п. П.3.3) — сжатия слоев пород. В незащищенной крепи возникают отслоения, трещины и заколы. Небольшие нарушения такого рода могут наблюдаться и на защищенных участках. Во втором случае (схема 1, п. П.3.3) 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 выпалы; на защищенных — иногда незначительные заколы.

Третья (затухания) — окончание отработки целика. Характеризуется закрытием трещин, выдавливанием пород на ненарушенных ранее участках. Происходит общее затухание процесса сдвижения.

П.3.6. 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) изолированность целика капитальными и подготовительными выработками.

Ход процесса сдвижения и деформации ствола и сооружений земной поверхности должен систематически контролироваться инструментальными наблюдениями, проводимыми на всех критических этапах отработки целика и для моментов, 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.

П.3.7. Горное предприятие может производить отработку целиков, если горногеологические условия и условия эксплуатации сооружений не изменились по сравнению с теми, которые были приняты при проектировании выемки.

При изменении горногеологических условий (увеличение количества разрабатываемых пластов, уменьшение кратности более чем на 10%, изменение угла падения пород более чем на 5° и т. д.), приводящем к увеличению деформаций, выемка целиков допускается по специальному проекту, обеспечивающему уменьшение деформаций до величин, принятых при проектировании.

Условия применения методики расчета сдвижений и деформаций

П.3.8. Рекомендации по определению ожидаемых величин сдвижений и деформаций земной поверхности и околоствольного массива от проектируемых и проводимых в целике очистных выработок приводятся для условий разработки свит и одиночных пластов с углом падения до 18° при отсутствии сдвижений по напластованию (рис.П.3.1). Расчеты могут производиться при управлении кровлей полным обрушением или закладкой выработанного пространства для прямолинейных контуров очистных выработок.

П.3.9. Расчет вертикальных сдвижений и деформаций земной поверхности и околоствольного массива от проектируемых в целике выработок может производиться для условий Донецкого бассейна по упрощенной методике (см. пп. П.3.14, П.3.15, П.3.24). Она применяется при ориентировочных расчетах, например, для решения вопроса о необходимости введения конструктивных мероприятий в армировку и крепь ствола, для прогноза величин средних вертикальных деформаций крепи и др.

П.3.10. При особо сложных горногеологических условиях для расчета сдвижений и деформаций околоствольного массива рекомендуется привлекать специализированные организации (ВНИМИ и др.). К таким условиям относятся:

а) наличие в околоствольном массиве крупных разрывных нарушений или древних оползней;

б) складчатое залегание пород;

в) угол падения пластов более 18°;

г) гористый рельеф поверхности;

д) возможность оседания толщи пород под влиянием водопонижения или откачки воды из затопленных выработок;

е) камерная система разработки;

ж) наличие в околоствольном целике ранее пройденных очистных выработок.

П.3.11. При расчете сдвижений и деформаций от очистных выработок, полностью или частично 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),

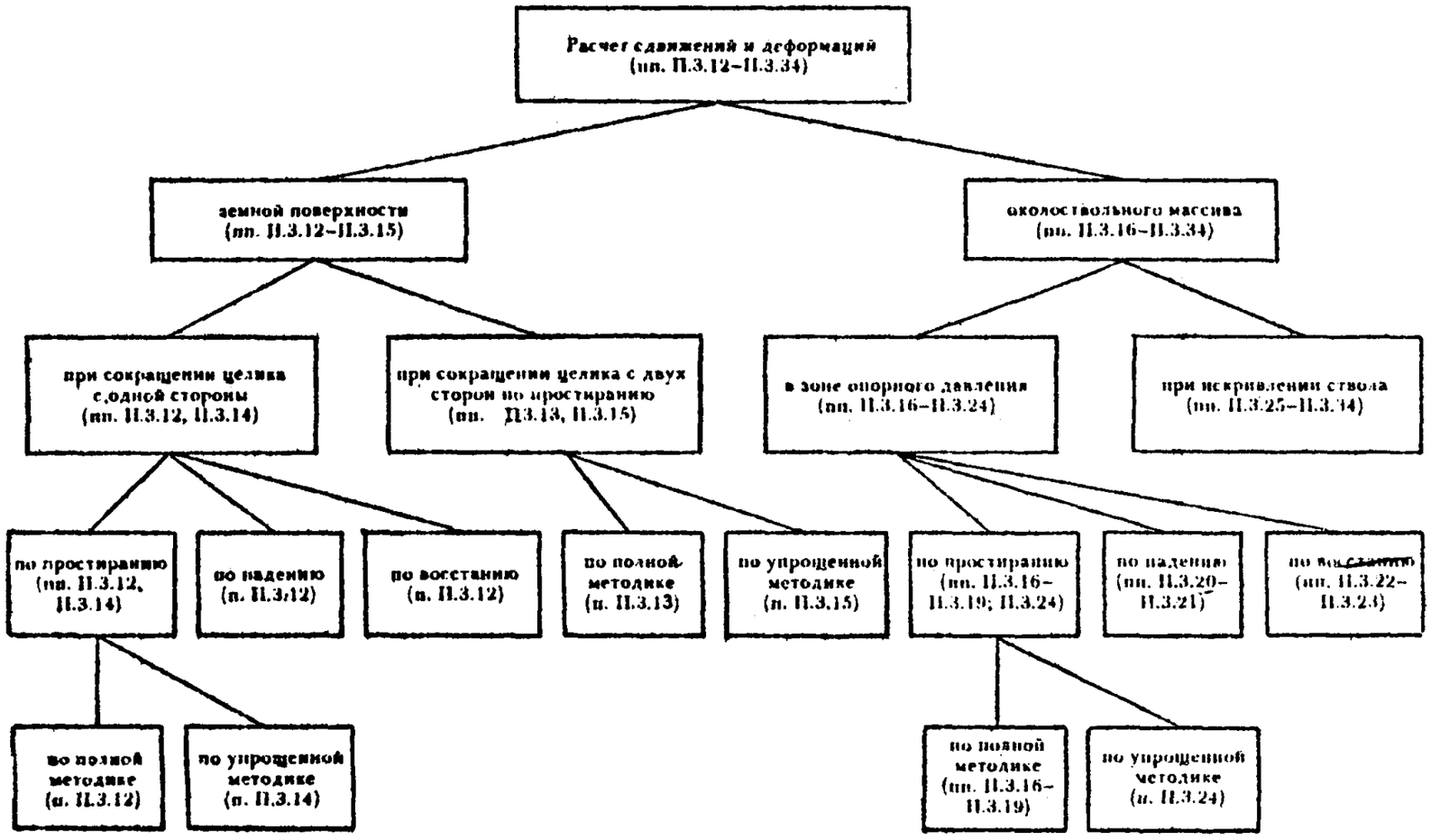


Рис. П.3.1 Схема выполнения расчетов сдвижений и деформаций земной поверхности и околоствольного массива

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. П.3.1.

Таблица П.3.1

Деформация	Коэффициенты перегрузки	
	обозначение	величина
Оседание η	n	1.2
Горизонтальное сдвижение ξ_x	n_ξ	1.2
Уклон, наклон $i_{z,x}$	n_i	1.4
Кривизна k_z, k_x	n_k	1.8
Относительные вертикальные деформации ε_z	n_z	1.2
Относительные горизонтальные деформации ε_x	n_ε	1.4

Примечание. Коэффициенты перегрузки к величинам рассчитанных ожидаемых сдвижений и деформаций вводятся только один раз. Например, при расчете деформаций ε_z по формуле (П.3.8) используются величины оседания без коэффициента перегрузки n, а полученное значение деформаций ε_z вводится коэффициент перегрузки согласно табл. П.3.1.

Расчет сдвижений и деформаций земной поверхности

А. Полная методика

П.3.12. При сооружении околоствольного целика с одной стороны величины сдвижений и деформаций земной поверхности определяются по рекомендациям Правил охраны для соответствующего бассейна (см. п. П.3.11).

П.3.13. При сооружении целика с противоположных сторон по простиранию величины сдвижений и деформаций земной поверхности определяются способом суммирования от каждой выработки с учетом их знаков (см. п. П.3.11).

Расчет сдвижений и деформаций от каждой из противолежащих выработок производится по рекомендациям Правил охраны*. При

* Здесь и далее имеется в виду, что сдвижения и деформации или параметры процесса сдвижения, определяемые по действующим в бассейне Правилам охраны сооружений и природных объектов могут приниматься согласно «Руководству по расчету, проектированию и строительству зданий и сооружений на подрабатываемых территориях». М., Стройиздат, 1977.

этом угол полных сдвижений и граничный угол от влияния горных выработок, оконтуривающих целик во вторую очередь, определяется по формулам:

$$\delta_0' = \delta_0 - (\delta_0 - \phi_3)\left(1 - \frac{l}{l_0}\right)^2; \qquad (П.3.1)$$

$$\phi_3' = \phi_3 + (\delta_0 - \phi_3)\left(1 - \frac{l}{l_0}\right)^2, \qquad (П.3.2)$$

где δ_0' и ϕ_3' — соответственно граничный угол и угол полных сдвижений при размере предохранительного целика $l < l_0$, углы строятся от границы целика, оконтуриваемой во вторую очередь; l_0 — предельный размер предохранительного целика, определяемый по формуле:

$$l_0 = 2H \operatorname{ctg} \delta_0, \qquad (П.3.3)$$

где H — глубина залегания пласта.

Если $l > l_0$, то размер предохранительного целика при расчете по формулам (П.3.1) и (П.3.2) 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 противолежащих выработок определяются по формулам (П.3.1) и (П.3.2).

Б. Упрощенная методика для условий Донецкого бассейна

П.3.14. При сокращении целика с одной стороны по простиранию оседание точки земной поверхности (устья ствола), расположенной над околоствольным целиком на расстоянии l_c от проекции границы горных работ по простиранию, определяется из выражения:

$$\eta_{l_c} = 2\eta_m\left(0{,}3 - \frac{l_c}{H}\right)^2, \qquad (П.3.4)$$

где η_m — максимальное оседание земной поверхности над горными работами, граничащими с околоствольным целиком, находится по Правилам охраны (см. п. П.3.11); H — глубина горных работ; при расчете величина l_c/H принимается не более 0,3.

П.3.15. При сокращении целика с двух сторон по простиранию оседание точки земной поверхности (устья ствола) над серединой околоствольного целика вычисляется по формуле:

$$\eta_ц = \eta_m (1 - 1{,}2 \frac{l}{H})^2, \qquad (П.3.5)$$

где l — размер околоствольного целика в рассматриваемом сечении; при расчете l/H принимается не более 0,83.

Расчет сдвижений и деформаций в зоне опорного давления

А. Полная методика

П.3.16. Расчет сдвижений и деформаций в зоне опорного давления (зона сжатия) выполняется на основе определения нормальной составляющей вектора сдвижения.

Схема, с помощью которой выполняется расчет сдвижений и деформации на разрезе по простиранию, приведена на рис. П.3.2.

На разрезе по простиранию от границы выработки в сторону целика откладывается отрезок 5—B, равный

$$L_0 = H \operatorname{ctg} \delta_c \qquad (П.3.6)$$

и соответствующий размеру зоны опорного давления в плоскости угольного пласта по простиранию.

Отрезок 5—B делится на четыре равные части. Через точки деления проводятся вертикальные линии I, II, III, IV и V. На вертикальной линии, проходящей через границу выработки (точка 5), в сторону кровли и почвы пласта откладываются отрезки, равные L_0 (точки 1 и 9). Отрезок 1—9 делится на восемь равных частей, а точки деления соединяются с точкой B прямыми.

Оседания в зоне опорного давления определяются для узловых точек — точек пересечения вертикальных (I, II, III, IV, V) и наклонных (1—B, 1—B, ..., 9—B) линий. Величины оседаний η в узловых точках вычисляются по формуле

$$\eta = \eta_0 S(z), \qquad (П.3.7)$$

где $S(z)$ — коэффициент, характеризующий распределение оседаний в зоне опорного давления и определяемый по табл. П.3.2;

η_0 — максимальное оседание при полной подработке земной поверхности выработкой, от которой производится расчет (см. п. П.3.11), *определяемое по формуле:*

$$\eta_0 = q_0 m, \qquad (П.3.8)$$

где q_0 — относительное максимальное оседание — согласно Правилам охраны; m — вынимаемая мощность пласта.

При неполной подработке вместо η_0 определяется максимальное оседание η_m по рекомендациям Правил охраны.

Величины $S(z)_1 = a$, $S(z)_2 = b$, $S(z)_3 = c$, $S(z)_4 = d$ находятся по Правилам охраны по $z = x/L_3$, соответственно для вертикальных

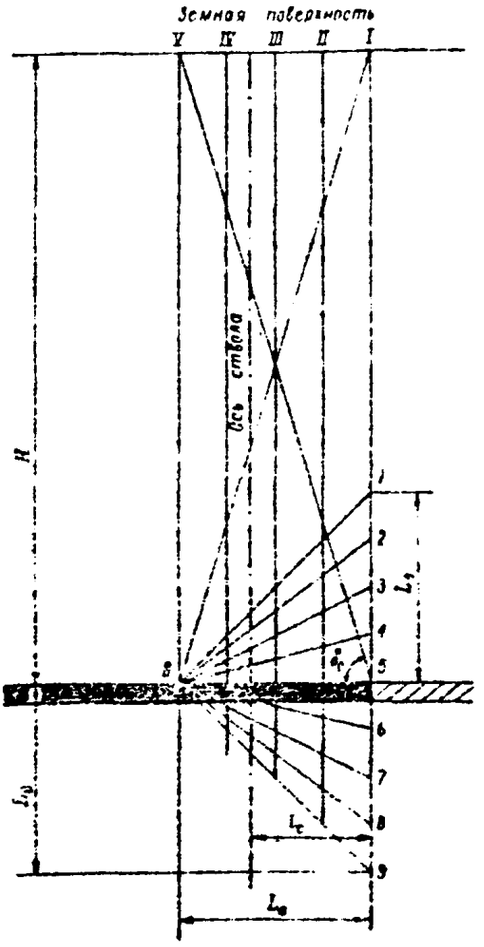


Рис. П.3.2. Схема к расчету сдвижений и деформаций в зоне опорного давления на разрезе по простиранию

лиций I, II, III, IV (см. пример 2). Длина полумульды на разрезе по простиранию определяется графически или по формуле:

$$L_3 = H(\operatorname{ctg}\delta_0 + \operatorname{ctg}\Phi_3), \qquad (П.3.9)$$

где δ_0 и Φ_3 — определяются по Правилам охраны с учетом п. П.3.11.

П.3.17. При сокращении предохранительного целика с противоположных сторон расчет оседаний земной поверхности выполняется в соответствии с рекомендациями п. П.3.13. Расчет оседаний

Таблица П.3.2.

Горизонтальная или наклонная сечение	Значения коэффициентов $S(z$ для определения ординат эпюры опорных напряжений в целиках при расстоянии от центра выработанного пространства				
	V	IV	III	II	I
Земная поверхность	0	d	c	b	a
1–В	0	d	c	b	a
1–Г	0	$\frac{d}{q_0}$	$\frac{c}{q_0}$	$\frac{b}{q_0}$	$\frac{a}{q_0}$
2–В	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–В	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–В	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–В	0	$\frac{d}{2q_0}$	$\frac{c}{2q_0}$	$\frac{b}{2q_0}$	$\frac{a}{2q_0}$
6–В	0	$\frac{bd}{2aq_0}$	$\frac{bc}{2aq_0}$	$\frac{b^2}{2aq_0}$	$\frac{b}{2q_0}$
7–В	0	$\frac{cd}{2aq_0}$	$\frac{c^2}{2aq_0}$	$\frac{bc}{2aq_0}$	$\frac{c}{2q_0}$
8–В	0	$\frac{d^2}{2aq_0}$	$\frac{cd}{2aq_0}$	$\frac{bd}{2aq_0}$	$\frac{d}{2q_0}$
9–В	0	0	0	0	0

в зоне опорного давления производится отдельно от каждой выработки, и результаты суммируются. При этом граничный угол и угол полных сдвижений, входящие в формулы(П.3.6) и(П.3.9) для горной выработки, отрабатываемой во вторую очередь, определяются по формулам(П.3.1) и(П.3.2). Размеры зоны опорного давления в кровле и почве пласта принимаются равными размеру зоны опорного давления, определяемому по формуле (П.3.6).

П.3.18. Вертикальные деформации ε_z в зоне опорного давления для однородных* горных пород определяются для середины интервалов между узловыми точками по формуле:

---

* Под однородными здесь понимают породы, модули деформации которых отличаются не более чем в 2 раза от среднего модуля деформаций массива, определяемого по рекомендациям п. П.3.19.

$$\varepsilon_z = \frac{\eta_n - \eta_{n-1}}{l}, \qquad (П.3.10)$$

где η_n и η_{n-1} — соответственно оседания нижней и верхней точек, расположенных на одной вертикали (I, II, III, IV, V, см. рис.П.3.2), при расчете на разрезах по простиранию или сдвижения по нормали к напластованию на одной из наклонных линий (I, II, III, IV, V, рис.П.3.3) на разрезе вкрест простирания; l — расстояние между точками.

Определение вертикальных деформаций точек оси ствола по найденным деформациям интервалов нормальных сечений (I, II, III, IV, V) между узловыми точками производится следующим образом.

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 (см. рис.П.3.2) интерполяция должна производиться между нормальными сечениями III и IV.

При $l_c \geq 0{,}7L_0$, где l_c — расстояние в плоскости пласта от границы очистной выработки до оси ствола (см. рис.П.3.2) расчет деформаций не производится ввиду их малых величин в области ствола.

П.3.19. При различных модулях деформации слоев расчет сжатий пород осуществляется в следующей очередности:

а) по рекомендациям п. П.3.18 определяются сжатия ε_z интервалов зоны опорного давления в условиях однородных пород;

б) определяются приведенные значения деформаций сжатия $\varepsilon_{z\,прив}$ по формуле:

$$\varepsilon_{z\,прив} = \varepsilon_z \frac{E_{ср}}{E_i}, \qquad (П.3.11)$$

где $E_{ср}$ — средний модуль деформации массива; E_i — модуль деформации i-того слоя;

$$E_{ср} = \frac{H_0}{\frac{h_1}{E_1} + \frac{h_2}{E_2} + \dots + \frac{h_n}{E_n}}, \qquad (П.3.12)$$

где H_0 — общий размер зоны опорного давления в данном расчетном сечении (I, II, III, IV, V); $h_1, h_2, \dots, h_n$ — мощности отдельных слоев в зоне опорного давления $\sum_1^n h_i = H_0$.

При отсутствии значений модулей деформации вместо них для приближенных расчетов могут быть использованы пределы прочности слоев на одноосное сжатие.

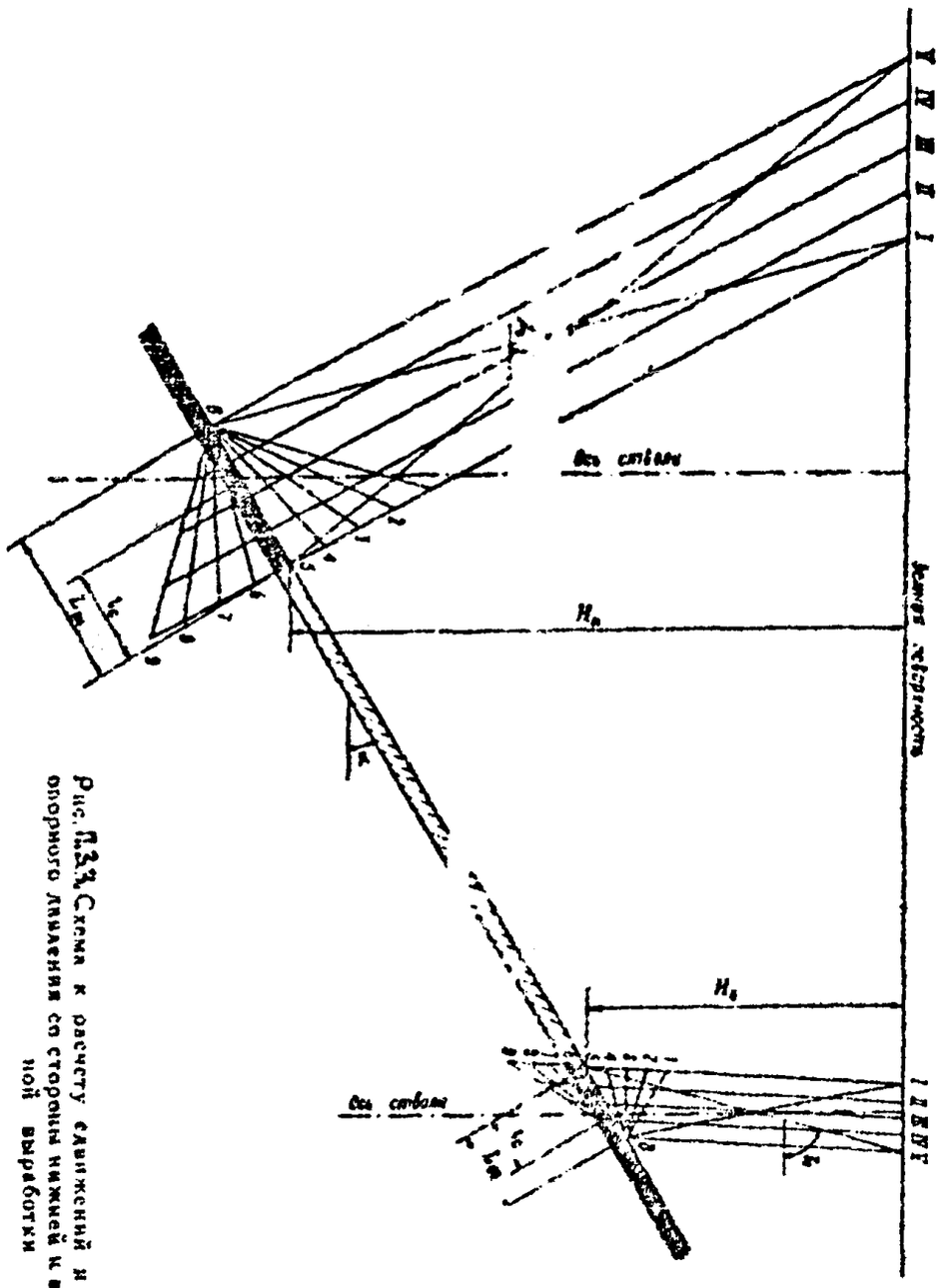


Рис. 13.3. Схема к расчету сдвижений и деформаций в зонах опорного давления со стороны нижней и верхней границ очистной выработки

П.3.20. По схеме (см. рис.П.3.3) выполняется расчет сдвижений и деформаций на разрезе вкрест простираний.

При углах падения от 0 до 5° включительно расчет производится как для разреза по простиранию в соответствии с пп. П.3.16—П.3.19.

На разрезе вкрест простирания у нижней границы выработки построение производится следующим образом. От границы выработки в сторону целика в плоскости пласта откладывается отрезок 5—*B*, равный

$$L_{0н} = H_н \operatorname{ctg} \delta_0 \cdot \cos\alpha, \qquad (П.3.13),$$

где $L_{0н}$ — размер зоны опорного давления со стороны нижней границы выработки; $H_н$ — глубина залегания нижней границы выработки; α — угол падения пласта.

От нижней границы выработки (точка 5) по граничному углу β_0, определяемому по действующим Правилам охраны, проводим линию до пересечения с земной поверхностью (точка V). Соединяем точки V и *B* прямой линией и из точки 5 проводим линию, параллельную линии V—*B*, до пересечения с земной поверхностью (точка I). На линии 5—I, проходящей через границу выработки (точка 5), в сторону пород кровли и почвы пласта откладываем отрезки, равные $L_{0н}$ (точки 1 и 9). Точки 1 и 9 соединяем с точкой *B*. Отрезок 5—*B* делим на четыре равные части. Из точек, полученных в результате деления отрезка 5—*B*, проводим линии, параллельные линии V—*B* до пересечения с земной поверхностью (точки II, III и IV) и с линией *B*—9. Отрезок 1—9 делим на восемь равных частей, и полученные точки 1, 2, ..., 8, 9 соединяем с точкой *B*.

Оседания η у нижней границы выработки в зоне опорного давления определяются для узловых точек (точек пересечения линий, проходящих через точки I, II, III, IV, т. е. параллельных линии V—*B* и наклонных линий I—*B*, 1—*B*, ..., 9—*B*) и вычисляются по формуле (П.3.7), в которой коэффициент $S(z)$ находится по табл. П.3.2. Величины η_0 или η_m определяются в соответствии с п. П.3.16.

П.3.21. Вертикальные деформации ε_z у нижней границы выработки в зоне опорного давления для интервалов между узловыми точками определяются по формуле (П.3.10), в которой η_c или η_m определяются в соответствии с п. П.3.16.

Вертикальные деформации точек оси ствола по найденным деформациям интервалов между узловыми точками вертикальных (наклонных) сечений (I, II, III, IV, V), вычисляются аналогично определению на разрезе по простиранию (п. П.3.18). Например, для случая (см. рис. П.3.3) 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.

При $l_c \geq 0{,}7L_{0.н}$ деформации на разрезе вкрест простирания от нижней границы выработки не рассчитываются ввиду их малых величин в области ствола.

П.3.22. Для определения сдвижений и деформаций в зоне опорного давления у верхней границы выработки геометрические построения производятся аналогично, как и у нижней (см. рис.П.3.3). Угол γ_0 определяется по Правилам охраны.

Размер зоны опорного давления со стороны верхней границы выработки определяется по формуле:

$$L_{0.в} = H_в \cdot \operatorname{ctg} \delta_0 \cos \alpha, \qquad (П.3.14)$$

где $H_в$ — глубина верхней границы выработки.

Сдвижения по вертикали η у верхней границы выработки в зоне опорного давления рассчитываются для узловых точек по формуле (П.3.7), в которой значение коэффициента $S(z)$ берется из табл. П.3.2.

П.3.23. Вертикальные деформации ε_z у верхней границы выработки в зоне опорного давления для интервалов между узловыми точками вычисляются по формуле (П.3.10), в которой η_0 или η_m определяются в соответствии с п. П.3.16.

При $l_c \geq 0{,}7L_{0.в}$ деформации на разрезе вкрест простирания от верхней границы выработки не рассматриваются ввиду их малых значений в области ствола.

Б. Упрощенная методика для условий Донецкого бассейна

П.3.24. Оседания устья ствола при сокращении предохранительного целика с одной стороны или с двух сторон по простиранию определяются согласно пп. П.3.14 и П.3.15.

Величина среднего сжатия массива в вертикальном направлении ε_{zc} под рассматриваемой точкой при одностороннем и двухстороннем оконтуривании целика определяется по формуле:

$$\varepsilon_{zc} = \eta_ц / H_0, \qquad (П.3.15)$$

где H_0 — общий размер зоны опорного давления по оси ствола, определяется по рекомендациям пп. П.3.16 и П.3.17 (см. примеры 3 и 4).

Величина максимального сжатия массива в вертикальном направлении $\varepsilon_{z\,макс}$ на горизонте разрабатываемого пласта принимается равной утроенной величине среднего сжатия массива в вертикальном направлении ε_{zc}.

Расчет искривлений вертикальных шахтных стволов

П.3.25. 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 сдвижения.

П.3.26. Расчет искривлений шахтных стволов выполняется на основании построения схемы положений изолиний вертикальных сдвижений η (рис.П.3.4 и П.3.5) и определения горизонтальных составляющих вектора сдвижения в точках околоствольного массива по вертикальной оси ствола.

П.3.27. Положение изолиний вертикальных сдвижений для ствола, расположенного со стороны падения выработки при условии полной подработки земной поверхности, на разрезе вкрест простирания (см. рис.П.3.4) определяют следующим образом.

По граничному углу β_0 и углу полных сдвижений φ_1 находится размер полумульды на земной поверхности L_1, которая делится на 10 равных частей (точки 1, ..., 11).

Точке A (нижняя граница очистной выработки) соединяется прямыми линиями с точками 1, ..., 11. Линии 1—A, ..., 11—A представляют собой линии равных относительных вертикальных сдвижений η в толще пород, на рис.П.3.4 они показаны цифрами, означающими доли от максимального оседания η_m. Эти линии в дальнейшем условно называются изолиниями.

Построение схемы положений изолиний 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.

П.3.28. Если на разрезе вкрест простирания размер очистной выработки не обеспечивает полную подработку земной поверхности, то построение схемы положений изолиний вертикальных сдвижений производится следующим образом. От середины выработки (точка A на рис.П.3.5) под углом Θ, определяемым по Правилам охраны, проводится прямая линия до пересечения с земной поверхностью (точка 1). От нижней границы выработки (точка A) под углом β_0 проводится линия до пересечения с земной поверхностью (точка 11). Отрезок 1–11=L_1 является величиной полумульды со стороны падения выработки. Полумульда точками 2, ..., 10 делится на десять равных частей. Точки деления соединяются с точкой A прямыми линиями, представляющими изолинии относительных вертикальных сдвижений в толще со стороны падения выработки. Наименование (оцифровка) изолиний находится по таблице для величины $S(z)$ по коэффициенту подработанности n_1, определяемому согласно Правилам охраны.

Например, для условий Донбасса по табл. 1.4 Правил охраны для n_1—0,6 находим наименование изолиний (оцифровку), которые и даны на рис.П.3.5.

По простиранию и со стороны верхней границы выработки построение производится аналогично.

П.3.29. В точках пересечения оси ствола с земной поверхностью и с изолиниями вертикальных сдвижений (например, точки 12, ...

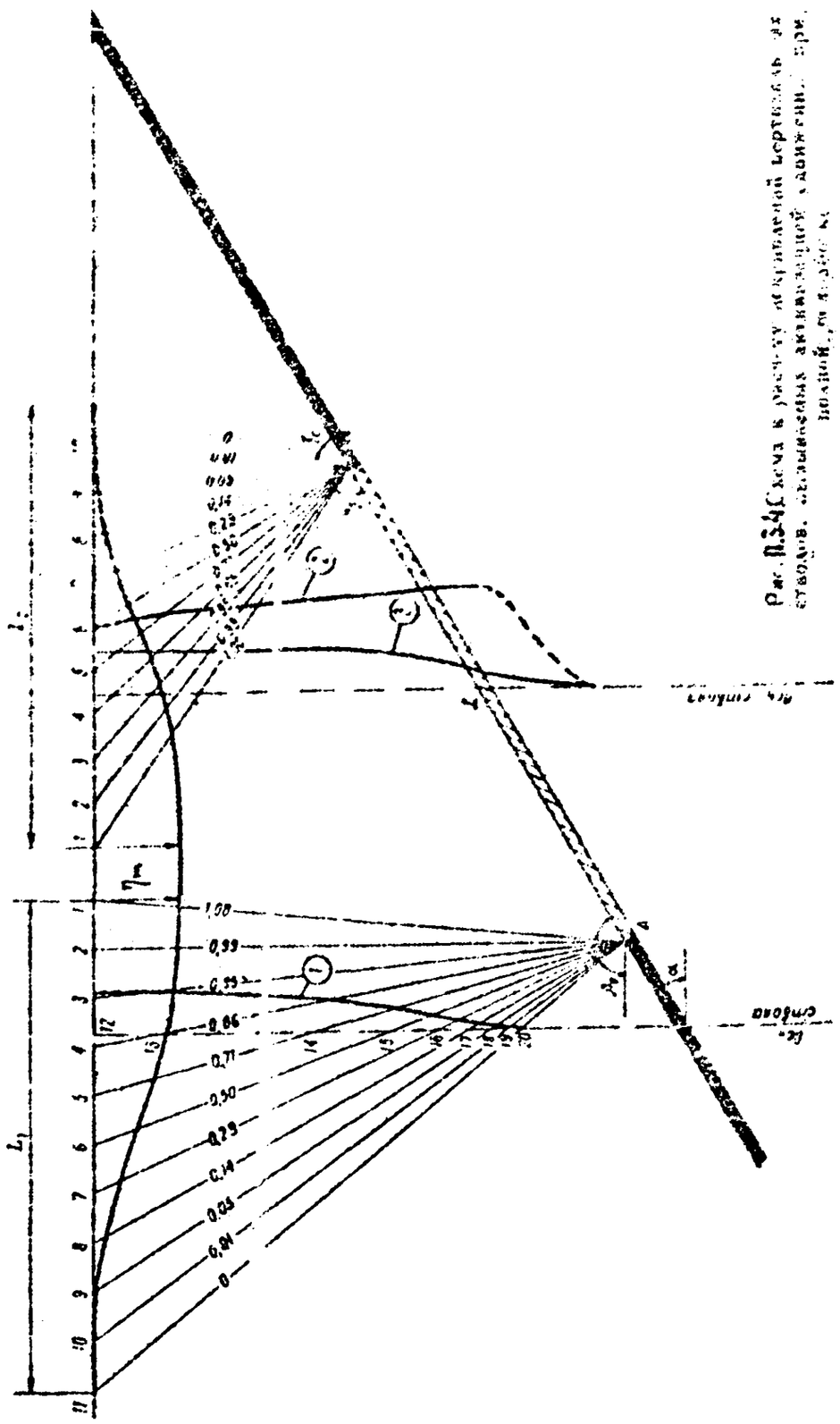


Рис. П.34. Схема к расчету искривленной вертикальной ствола. Возникновение активизации удвижений. Прилипной, по [illegible]

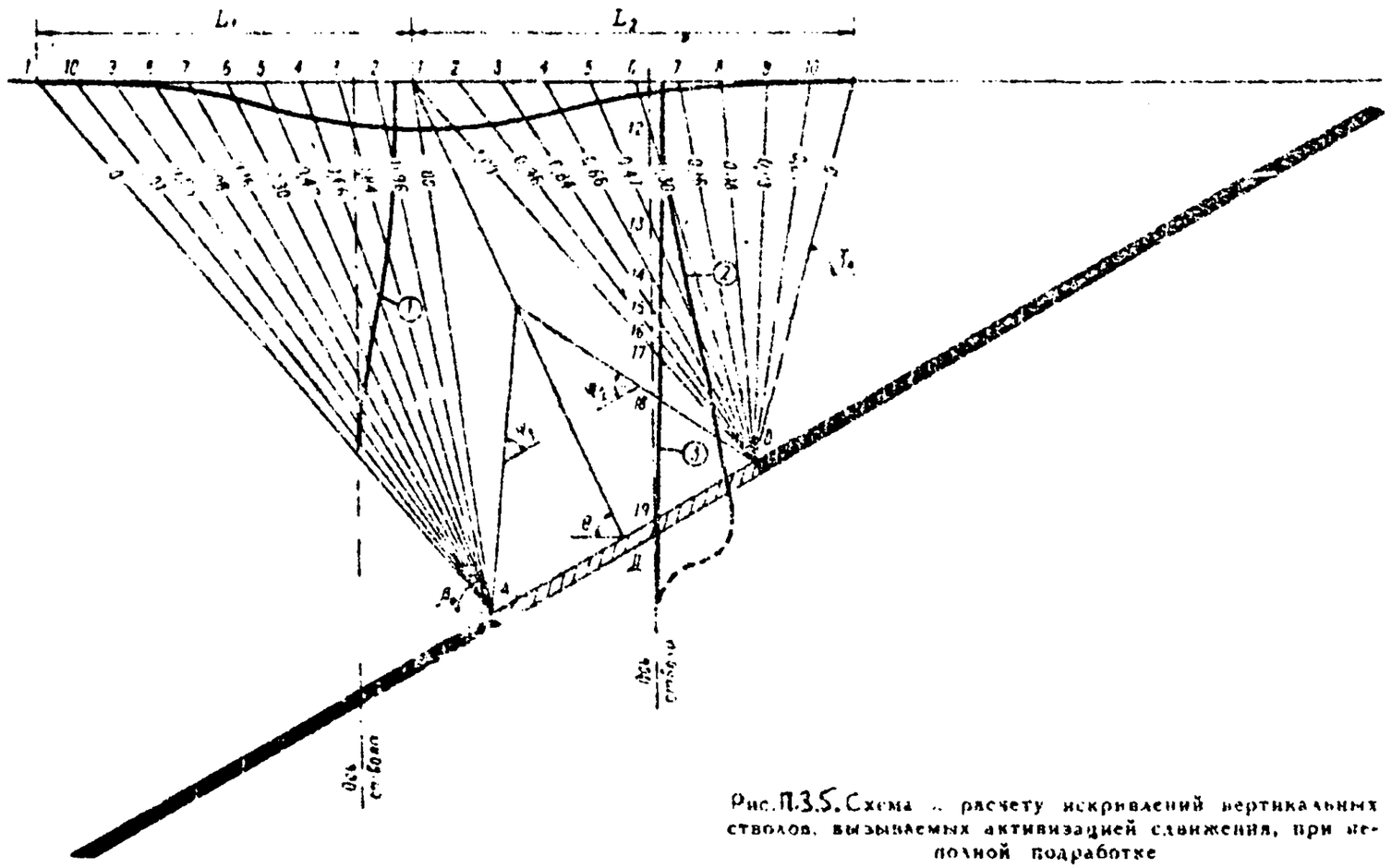


Рис. П.3.5. Схема к расчету искривлений вертикальных стволов, вызываемых активизацией сдвижения, при неполной подработке

20 на рис. П.3.4) горизонтальные сдвижения рассчитываются по формуле:

$$\xi = \eta \operatorname{tg}\alpha + 0{,}15\,\eta_m S'(z), \qquad (П.3.16)$$

где $S'(z)$ — функция распределения наклонов определяется по Правилам охраны. В формуле (П.3.16) знак плюс относится к полумульде по восстанию, знак минус — к полумульде по падению пласта; η — определяется в местах пересечения оси ствола с изолиниями относительных вертикальных сдвижений и представляет собой произведение относительного вертикального сдвижения по данной изолинии и максимального оседания η_m (например, для точки 1.0 $\eta = 0{,}71\,\eta_m$, для точки 1.5 $\eta = 0{,}5\,\eta_m$ и т. д.).

Горизонтальные сдвижения, рассчитанные указанным способом, всегда направлены в сторону восстания пласта и имеют знак плюс.

Максимальное оседание определяется по Правилам охраны с учетом п. П.3.11.

П.3.30. Рассчитанные горизонтальные сдвижения ξ откладываются в масштабе в местах пересечения оси ствола с изолиниями вертикальных сдвижений η; соединяя отложенные значения ξ, получаем профиль искривления оси ствола (кривые *1* на рис. П.3.4 и П.3.5).

На профиле ствола выбираются характерные точки — места перегиба профиля — и с использованием полученных для них величин горизонтальных сдвижений ξ рассчитываются уклоны и искривления стволов.

Отклонения интервалов от вертикальной линии (уклоны) в коренных породах определяются по формуле:

$$i_{z_n} = (\xi_n - \xi_{n-1})/l_n \qquad (П.3.17)$$

где ξ_n и ξ_{n-1} соответственно горизонтальные сдвижения соседних точек массива, расположенных на одной вертикальной линии; l_n — расстояние между точками.

Кривизна вертикальной линии в коренных породах (искривление оси ствола) определяется по формуле:

$$k_z = (i_{z_n} - i_{z_{n-1}})/0{,}5(l_n + l_{n-1}). \qquad (П.3.18)$$

где i_{z_n} и $i_{z_{n-1}}$ — уклоны соседних интервалов массива; $0{,}5(l_n + l_{n-1})$ — полусумма длин соседних интервалов.

Вертикальные деформации ε_z по оси ствола определяются по формуле (П.3.10) в которой оседания в точке по оси ствола принимаются в соответствии с пп. П.3.26—П.3.28.

П.3.31. Рассмотренные выше расчеты искривления оси ствола относятся только к тем случаям, когда ось ствола на разрезе вкрест простирания не пересекает очистную выработку или ее

проекцию на плоскости разреза вкрест простирания (кривые *1* на рис.П.3.4 и П.3.5).

Положение оси ствола на разрезе вкрест простирания относительно очистных выработок может быть следующим:

1) ось ствола пересекает очистную выработку;

2) ось ствола пересекает проекцию очистной выработки, т. е. на разрезе по простиранию ось ствола проходит через целик.

П.3.32. В первом случае сдвижений положений изолиний вертикальных сдвижений строятся аналогично изложенному выше, однако, при этом производятся дополнительные расчеты.

а) Если подработка полная, т. е. ось ствола после пересечения с изолинией 1,00 (точка *С* на рис.П.3.4) пересекает очистную выработку (точка *Д* на рис.П.3.4), то в этом интервале (вдоль оси ствола) принимается изменение η прямо пропорциональным расстоянию до пласта от величины η_0, определяемой по Правилам охраны, до величины m.

б) Если подработка неполная и ось ствола после пересечения с изолинией 1,00 (точка 17 на рис.П.3.5) пересекает линию, проведенную под углом полных сдвижений (точка 18), и далее пересекает очистную выработку (точка 19), то в интервалах (вдоль оси ствола) 17—18 и 18—19 увеличение η принимается прямо пропорциональным расстоянию до пласта. Величина η изменяется от величины η_m при неполной подработке вкрест простирания до величины η_0 при полной подработке в интервале 17—18 и от величины η_0 при полной подработке до величины m в интервале 18—19. Горизонтальные сдвижения ξ рассчитываются по формуле (П.3.16). Полученные таким образом искривления оси ствола показаны на рис.П.3.4 и П.3.5 кривые 2.

П.3.33. Во втором случае (см. П.3.31), искривления ствола рассчитываются следующим образом:

1) по оси ствола строится разрез по простиранию, на котором показываются границы целика по пласту;

2) в зависимости от положения ствола относительно границ целика по простиранию по методике, изложенной в пп. П.3.16 и П.3.17, определяются вертикальные сдвижения в точках по оси ствола, попадающей в зону опорного давления по простиранию. Если на ствол оказывают влияние зоны опорного давления с обеих границ целика по простиранию, то величины вертикальных сдвижений по оси ствола, определенные от влияния каждой из зон опорного давления, суммируются;

3) по определенным на разрезе по простиранию величинам вертикальных сдвижений в точках оси ствола по формуле (П.3.16) рассчитываются горизонтальные сдвижения;

4) рассчитанные горизонтальные сдвижения в точках оси ствола откладываются на разрезе вкрест простирания в масштабе в сторону восстания пласта;

5) вне зоны опорного давления горизонтальные сдвижения принимаются постоянными и равными значению горизонтального

сдвижения, определенного в точке пересечения оси ствола с верхней границей зоны опорного давления (кривые 3 на рис. 3.34 и 3.35).

3.34. Искривления ствола для свиты пластов определяют путем алгебраического суммирования искривлений, рассчитанных от каждой из влияющих выработок.

Примеры расчета сдвижений и деформаций

Пример 1. Расчет ожидаемых искривлений ствола

В Карагандинском бассейне вертикальный шахтный ствол оконтуривается предохранительным целиком. Предполагается лавой длиной 120 м между горизонтами 290 и 320 м отработать часть целика, равную 30 м (рис. 3.36). Верхняя часть целика, отработана до выхода пласта 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.

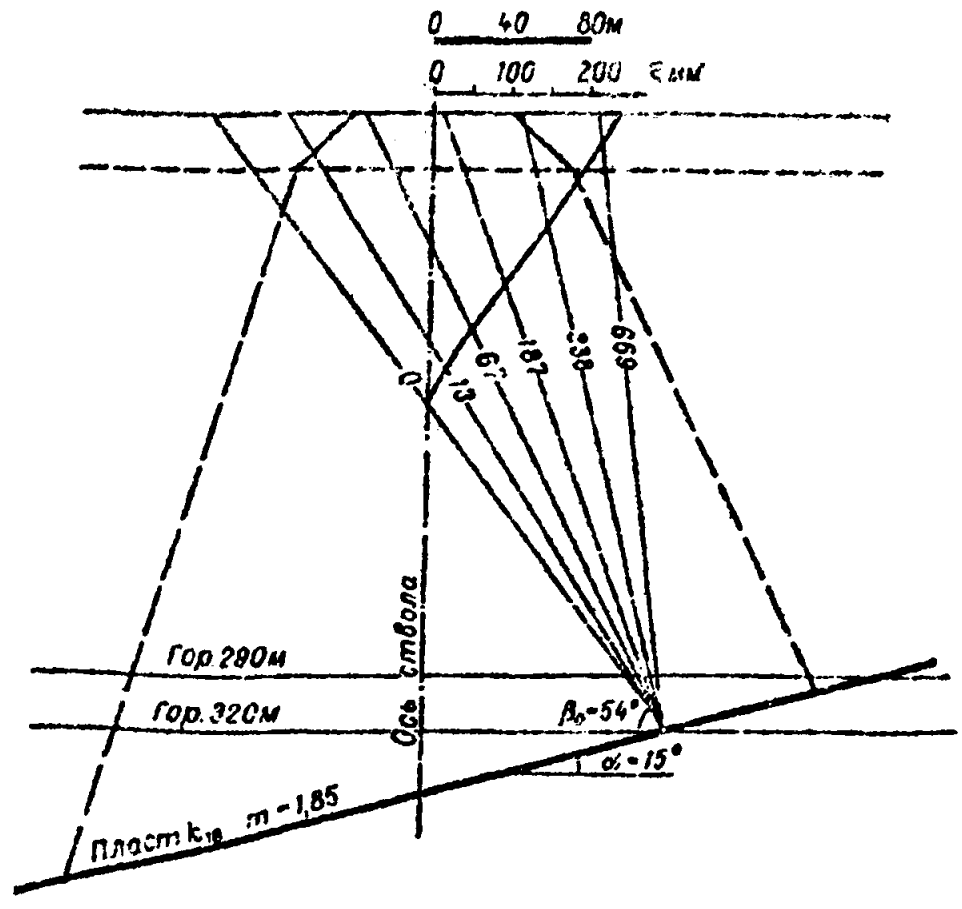


Рис. 3.36. Схема к расчету искривлений ствола (пример 1).

Требуется рассчитать ожидаемые искривления ствола от отработки, проектируемой в предохранительном целике.

Решение

Расчет сдвижений и деформаций земной поверхности производим по рекомендациям Изменений и дополнений (изд. МУП СССР, 1969) к «Правилам охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных разработок в Карагандинском угольном бассейне» (изд. ВНИМИ, Л., 1958). Расчет искривлений ствола согласно пп. П.3.25—П.3.31.

Углы сдвижения, граничные углы в неотработанной ранее толще и углы полных сдвижений выбираем из Дополнений к Правилам охраны для Карагандинского бассейна:

$$\beta = 64°;\quad \beta_0 = 60° - 0{,}4\,\alpha = 54°;\quad \gamma = 73°;\quad \gamma_0 = 60°;$$
$$\delta = 73°;\quad \delta_0 = 60°;$$
$$\psi_1 = 48°;\quad \psi_2 = 64°;\quad \psi_3 = 55°.$$

Расчет максимального оседания земной поверхности производим по формуле (4) Дополнений к Правилам охраны.

$$\eta_m = \frac{m\cos\alpha}{1 + \frac{a}{n_1}}\sqrt{n_2} = \frac{1{,}85 \cdot 0{,}96}{1 + \frac{0{,}335}{1}}\sqrt{1} = 1338\ \text{мм}.$$

Величины оседаний в каждой точке главного сечения мульды сдвижения η_x, вычисленные по формуле $\eta_x = \eta_m S(z)$, сведены в табл. П.3.3.

Таблица П.3.3

$z = x/L$	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1
$S(z)$	1,00	0,99	0,95	0,86	0,71	0,50	0,29	0,14	0,05	0,01	0
$\eta(x)$	1338	1325	1271	1151	950	669	338	187	67	13	0

Горизонтальные сдвижения в точке пересечения оси ствола с земной поверхностью $z=0{,}8$ и с изолиниями вертикальных сдвижений $z=0{,}9$ рассчитываем по формуле (П.3.16)

$$\xi = \eta \operatorname{tg}\alpha - 0{,}15\eta_m S'(z),$$

где $S'(z)$ определяем по Правилам охраны.

$$\xi_1 = 175 \cdot 0{,}27 - 0{,}15 \cdot 1338\ (-1{,}0) = 248\ \text{мм};$$

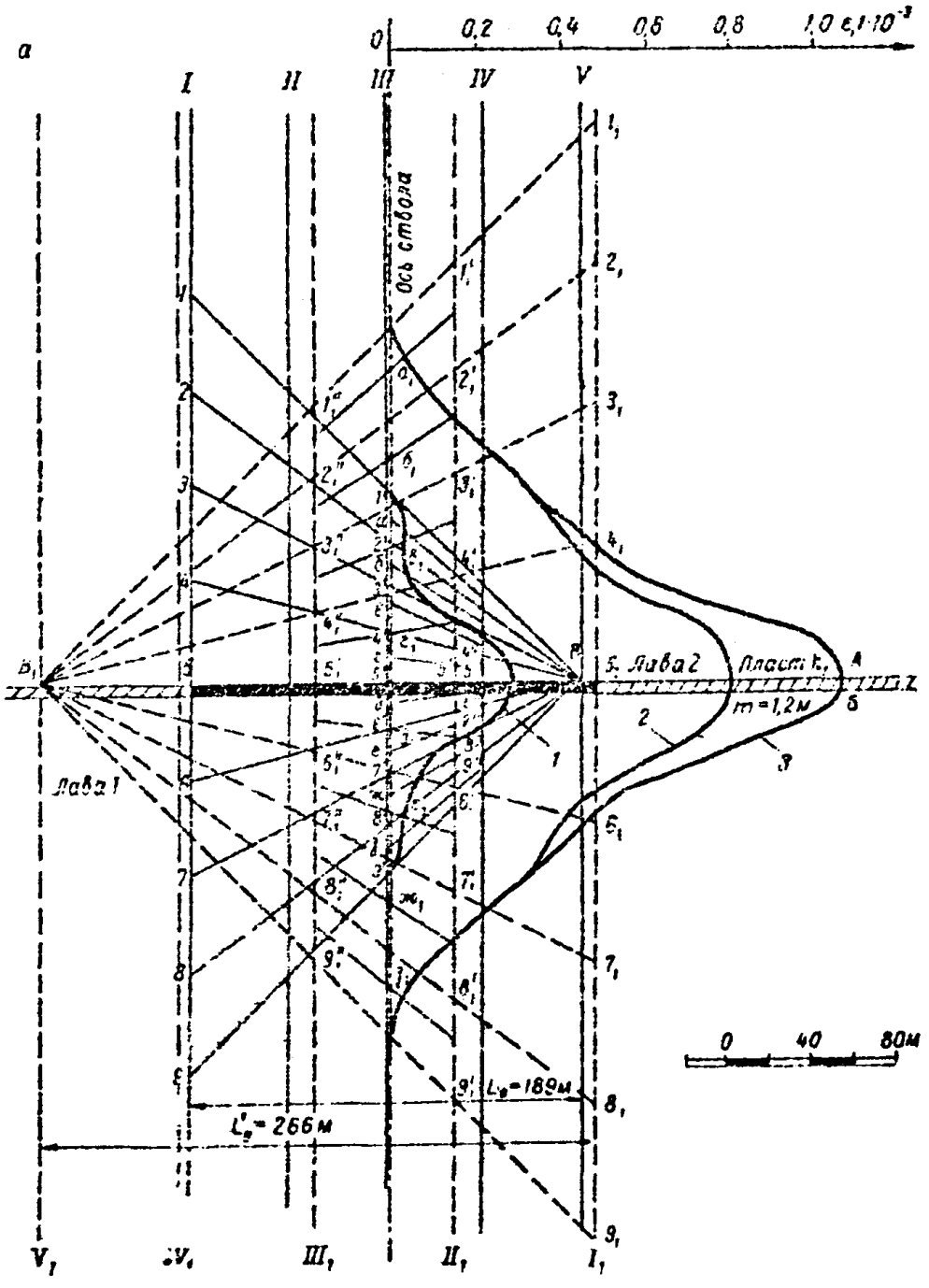


Рис.II.37. Схема к расчету сдвижений и деформаций в зоне опорного давления (пример 2):

а — деформаций в толще; б — сдвижений на поверхности

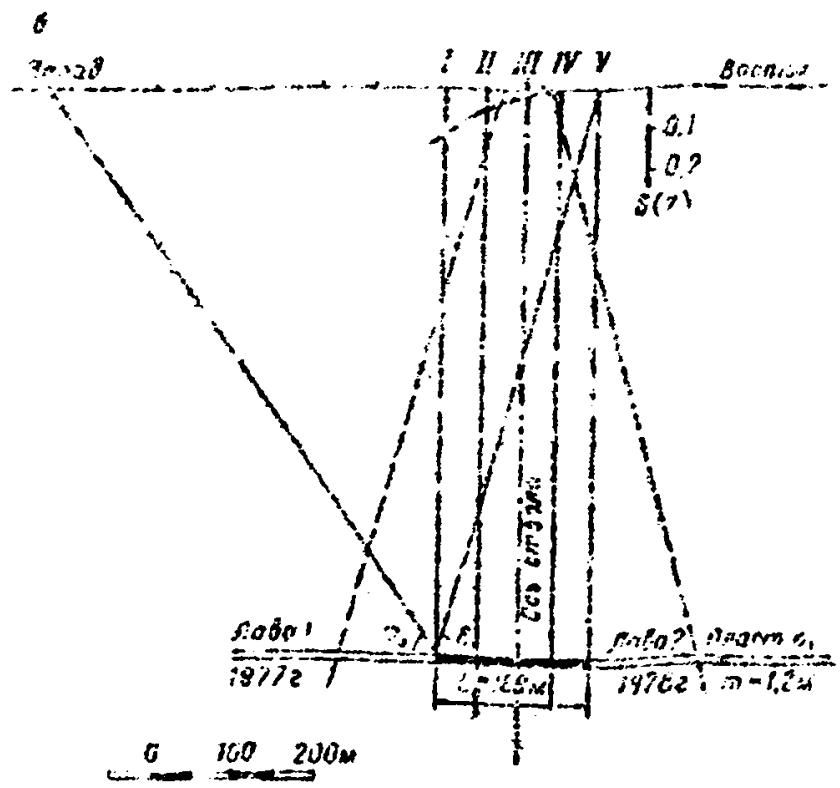


Рис. П.3.7. Продолжение

$$\xi_2 = 67 \cdot 0,27 - 0,15 \cdot 1338\ (-0,56) = 130 \text{ мм};$$

$$\xi_3 = 13 \cdot 0,27 - 0,15 \cdot 1338\ (-0,19) = 42 \text{ мм}.$$

Значения горизонтальных сдвижений откладываем в точках пересечения оси ствола с земной поверхностью и с изолиниями вертикальных сдвижений, и получаем график искривления ствола (см. рис. П.3.6).

Рассчитанные ожидаемые величины сдвижений при использовании их в качестве исходных данных для разработки мер охраны должны быть умножены на коэффициенты перегрузки (см. табл. П.3.1).

Пример 2. 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.

Предохранительный целик планируется частично отработать с востока и запада (лавы 2 и 1). За границами лав 1 и 2 пласт отработан (рис. П.3.7).

Средний предел прочности на одноосное сжатие толщи горных пород в пределах зоны выше и ниже пласта k_1 на 200 м составляет 700 кгс/см^2, предел прочности угля 250 кгс/см^2.

Требуется рассчитать деформации сжатия ствола в зоне опорного давления.

Решение

Деформации в зоне опорного давления рассчитываем согласно пп. П.3.16—П.3.19, а оседания земной поверхности от каждой из противолежащих выработок — согласно «Правилам охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок в Донецком угольном бассейне» (изд. МУП СССР, 1972) с учетом п. П.3.11.

Максимальное оседание земной поверхности η_0 определяем по формуле (П.3.8) $\eta_0 = q_0 m = 0{,}75 \cdot 1{,}2 = 900$ мм.

Граничные углы, необходимые для построения, составят $\delta_0 = 75°$, $\phi_3 = 55°$.

Для построения зоны опорного давления от границы выработки (лавы 1) в сторону целика откладываем отрезок 5—*B*, равный $L_0 = H \operatorname{ctg} \delta_0 = 700 \cdot 0{,}27 = 189$ м, делим его на четыре одинаковые части (рис. 50, *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 *B* прямыми, получим узловые точки пересечения вертикальных (I, II, III, IV, V) и наклонных (1—*B*, ..., 9—*B*) линий.

Таблица П3.4

Коэффициент S(z) при сечениях					
наклонном	вертикальном		наклонном	вертикальном	
	IV	III		III$_1$	II$_1$
Лава 1			Лава 2		
Земная поверхность	0,010	0,020	Земная поверхность	0,060	0,145
1–B	0,013	0,027	1_1–B_1	0,080	0,193
2–B	0,013	0,026	2_1–B_1	0,079	0,190
3–B	0,012	0,024	3_1–B_1	0,072	0,174
4–B	0,010	0,021	4_1–B_1	0,061	0,141
5–B	0,007	0,013	5_1–B_1	0,040	0,097
6–B	0,003	0,006	6_1–B_1	0,019	0,047
7–B	0,001	0,002	7_1–B_1	0,008	0,019
8–B	0	0,001	8_1–B_1	0,001	0,003
9–B	0	0	9_1–B_1	0	0

Из табл. 1.4 Правил охраны выбираем значения S(z) для поверхности и строим на разрезе по простиранию кривую функции S(z) (рис.П.3.7, 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 согласно табл.П.3.2, приведены в табл. П.3.4.

Оседания η, от влияния лавы 1 в узловых точках, ближайших к оси ствола (1', ..., 9' и 1'', ..., 9''), вычисляем по формуле (П.3.7) значение S(z) берем из табл.П.3.4. Величины η приведены в табл.П.3.5. Вертикальные деформации однородной толщи пород в зоне опорного давления для середины интервалов между узловыми точками нормальных сечений, ближайших к оси ствола (II и III), определяем по формуле (П.3.10). Они приведены в табл. П.3.5.

Таблица П.3.5.

Лава 1			Лава 2		
Номер узловой точки	η, мм	$\varepsilon_z \cdot 1 \cdot 10^{-3}$	Номер узловой точки	η, мм	$\varepsilon_z \cdot 1 \cdot 10^{-3}$
В сечении III, l=24 м			В сечении II_1, l=50 м		
1	24	-0,04	1_1	173,7	-0,05
2	23	-0,04	2_1	171,0	-0,29
3	22	-0,12	3_1	156,6	-0,49
4	19	-0,29	4_1	132,3	-0,90
5	12	-0,29	5_1	87,3	-0,90
6	5	-0,12	6_1	42,3	-0,50
7	2	-0,04	7_1	17,1	-0,29
8	1	-0,04	8_1	2,7	-0,05
9	0		9_1	0	
В сечении IV, l=12 м			В сечении III_1, l=32 м		
1''	12	0	$1_1''$	72,0	
2''	12	-0,08	$2_1''$	71,1	-0,03
3''	11	-0,17	$3_1''$	64,8	-0,20
4''	9	-0,25	$4_1''$	54,9	-0,31
5''	6	-0,25	$5_1''$	36,0	-0,59
6''	3	-0,17	$6_1''$	17,1	-0,59
7''	1	-0,08	$7_1''$	7,2	-0,31
8''	0	0	$8_1''$	0,9	-0,20
9''	0		$9_1''$	0	-0,03

Вертикальные деформации точек по оси ствола (от влияния лавы 1) согласно п. П.3.18 определяем интерполированием (табл.П.3.6). Расчет деформаций во второй зоне опорного давления (лава 2) выполнен аналогично расчету при отработке лавой 1 (приведен в табл.П.3.6), но при этом угол полных сдвижений и граничный угол определены по формулам (П.3.1) и (П.3.2).

Таблица П.3.6

Лавы	Вертикальные деформации $\varepsilon_z \cdot 1 \cdot 10^{-3}$ в точках ствола							
1	а −0,04	б −0,04	в −0,12	г −0,29	д −0,29	е −0,12	ж −0,04	з −0,04
2	$а_1$ −0,04	$б_1$ −0,26	$в_1$ −0,42	$г_1$ −0,78	$д_1$ −0,78	$е_1$ −0,43	$ж_1$ −0,26	$з_1$ −0,04

$$\delta_0' = \delta_0 - (\delta_0 - \varphi_3)(1 - \frac{l}{l_0})^2 = 75 - (75-55)(1 - \frac{185}{378})^2 = 69°;$$

$$\psi_3' = \psi_3 - (\delta_0 - \psi_3)(1 - \frac{l}{l_0})^2 = 55 + (75-55)(1 - \frac{185}{378})^2 = 61°,$$

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. П.3.7). 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. П.3.19 по формуле $\varepsilon_{z\,прив.} = \varepsilon_z \, \sigma_{ср} / \sigma_1$, в которой

$$\sigma_{ср} = \frac{H_0}{\frac{h_п}{\sigma_п} + \frac{h_у}{\sigma_у}} = \frac{344}{\frac{342}{700} + \frac{2}{250}} = 688 \text{ кгс/см}^2,$$

где $h_п$ — суммарная мощность толщи горных пород в пределах зоны опорного давления; $h_у$ — мощность угля в зоне опорного давления; $H_0 = h_п + h_у$.

Приведенные вертикальные деформации составляют:

— *для толщи пород*

$$\varepsilon_{z_п\,прив} = \varepsilon_z \frac{688}{700} = \varepsilon_z \cdot 0{,}98,$$

— для угля

$$\varepsilon_{z_п\,прив} = \varepsilon_z \frac{688}{250} = \varepsilon_z \cdot 2{,}76,$$

где ε_z — суммарные вертикальные деформации от влияния двух лав (кривая *3* на рис. П.3.7, *а*) на определяемом интервале зоны опорного давления; $H_0 = h_п + h_у$

Например, для интервала *А—Б*, включающего угольный пласт k_1, значение приведенных вертикальных деформаций составит

$$\varepsilon_{z_{прив}} = 1{,}05 \cdot 10^{-3} \cdot 2{,}76 = 2{,}9 \cdot 10^{-3}.$$

После умножения полученных таким образом деформаций на коэффициенты перегрузки (см. табл. П.3.1) получим расчетные величины ε_z, которые и используются в качестве исходных данных для разработки мер по предотвращению нарушений стволов и т. д.

Пример 3. Расчет ожидаемых вертикальных деформаций вдоль оси ствола, вызываемых проектируемыми в целике выработками, по упрощенной методике при сокращении целика с одной стороны по простиранию

В условиях Донецкого бассейна вертикальный шахтный ствол охраняется предохранительным целиком. На глубине 350 м по оси ствола горизонтально залегает пласт l_1 мощностью 1,5 м. Залегание пласта выдержанное, нарушения отсутствуют.

С западной стороны по простиранию планируется частичная выемка предохранительного целика лавой 1, за пределами которой пласт отработан (рис. П.3.8).

Требуется рассчитать ожидаемые вертикальные деформации вдоль оси ствола в условиях разработки одного пласта при одностороннем оконтуривании целика.

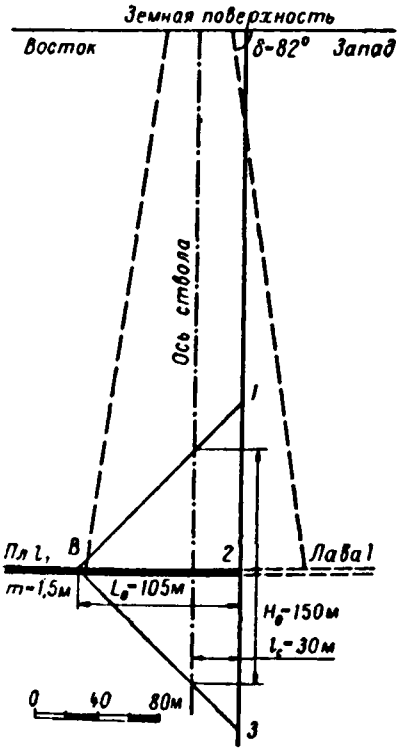


Рис. П.3.8 Схема расчета деформаций ствола к примеру 3

Решение

Расчет производим согласно п. П.3.14. Все необходимые построения показаны на рис. П.3.8.

Оседание точки земной поверхности (устья ствола) определяем по формуле (П.3.4)

$$\eta_ц = 2\eta_m(0{,}3 - \frac{l_c}{H})^2 =$$

$$= 2\ 1200(0{,}3 - \frac{30}{350})^2 = 116 \text{ мм},$$

где l_c=30 м — расстояние от оси ствола до границы горных работ (см. рис. П.3.8) H — глубина горных работ; η_m — максимальное оседание земной поверхности над лавой 1, граничащей с околоствольным целиком, которое определяем по Правилам охраны для Донецкого бассейна (с учетом п. П.3.11):

$$\eta_m = q_0 m \cos\alpha \sqrt{t_1 t_2} = 0{,}8 \cdot 1{,}5 \cdot 1 \cdot 1 = 1200 \text{ мм}.$$

Далее вычисляем величину среднего сжатия массива в вертикальном направлении вдоль оси ствола по формуле (П.3.15)

$$\varepsilon_{z_c} = \eta_q / H_0 = 116 \text{ мм } 150 \text{ м} = 0{,}77 \cdot 10^{-3},$$

где H_0 — общая высота (над и под пластом) зоны опорного давления (сжатия).

Для определения H_0 на вертикальном разрезе (см. рис. П.3.8) от границы выработки в сторону целика и на вертикальной линии, проходящей через границу выработки (точка 2) в сторону кровли и почвы пласта, откладываем отрезки равные $L_0 = H \cdot \operatorname{ctg}\delta_0 = 105$ м, соответствующие размеру зоны опорного давления в плоскости пласта по простиранию.

Затем, соединяя точки 1 и 3 с точкой B, получаем по оси ствола общую высоту зоны опорного давления $H_0 = 150$ м.

Величину максимального сжатия массива в вертикальном направлении на горизонте разрабатываемого пласта определяем согласно п. П.3.24

$$\varepsilon_{z_{макс}} = 3\varepsilon_{z_c} = 2{,}31 \cdot 10^{-3}.$$

Пример 4. Расчет ожидаемых вертикальных деформаций вдоль оси ствола, вызываемых проектируемыми в целике выработками, по упрощенной методике при сокращении целика по простиранию с двух сторон

В условиях Донецкого бассейна вертикальный шахтный ствол охраняется предохранительным целиком. На глубине 300 м по оси ствола горизонтально залегает пласт l_2 мощностью 1,5 м. Залегание пласта выдержанное, нарушения отсутствуют.

Предохранительный целик планируется частично отработать с востока и запада (лавы 1 и 2), причем ствол будет находиться на одинаковом расстоянии от обеих лав. За границами лав 1 и 2 пласт отработан (рис. П.3.9).

Требуется рассчитать ожидаемые вертикальные деформации вдоль оси ствола в условиях разработки одного пласта при двухстороннем оконтуривании целика.

Решение

Расчет производим согласно п. П.3.15.

Все необходимые построения показаны на рис. П.3.9.

Оседание точек земной поверхности (устья ствола) определяем по формуле (П.3.5):

$$\eta_ц = \eta_m(1-1{,}2\frac{l}{H})^2 = 1200(1-1{,}2\frac{80}{300})^2 = 554 \text{ мм.}$$

где $l=80$ м — размер околоствольного целика по *простиранию*; $H=300$ м — глубина горных работ; η_m — максимальное оседание земной поверхности над горными работами, граничащими с околоствольным целиком; η_m определяем по Правилам охраны для Донецкого бассейна (с учетом п. П.3.11):

$$\eta_m = q_0 m \cdot \cos\alpha\sqrt{t_1 \cdot t_2} =$$

$$= 0{,}8 \cdot 1{,}5 \cdot 1 \cdot 1 = 1200 \text{ мм.}$$

Величину среднего сжатия массива в вертикальном направлении по оси определяем по формуле (П.3.15)

$$\varepsilon_{z_c} = \eta_ц / H_0 = 554 \text{ мм}/100 \text{ м} =$$

$$= 5{,}5 \cdot 10^{-3},$$

в которой величину $H_0=100$ м находим из построений (см. рис. П.39), аналогичных построениям при одностороннем оконтуривании (пример 3).

Величину максимального сжатия массива в вертикальном направлении на горизонте разрабатываемого пласта определяем *согласно* п. П.3.24

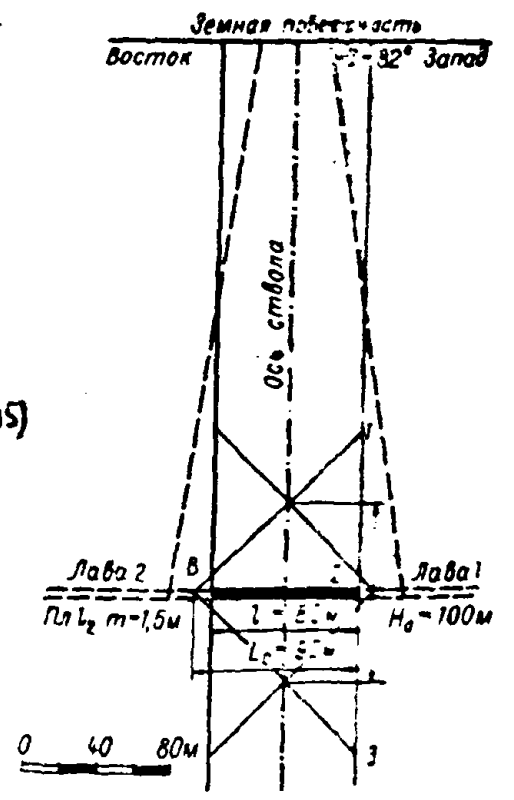


Рис. П.39. Схема расчета деформаций ствола к примеру 4

$$\varepsilon_{z\,макс} = 3\varepsilon_{z_c} = 16{,}5 \cdot 10^{-3}.$$

Приложение 4

ПРИМЕРЫ ВЫБОРА И РАСЧЕТА КРЕПИ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Пример 1. Выбор типа крепи и определение ее параметров для вертикального шахтного ствола

Глубина ствола — 1130 м, диаметр в свету — 8 м. Ствол главный, охраняется целиками по Правилам охраны. На поверхности вблизи ствола находятся фундаменты под укосину копра и здание подъемной машины (рис. П.4.1). Расчетная нагрузка на фундаменты укосины $Q_1 = Q_3 = 105$ тс, на фундамент под зданием подъемных машин $Q_2 = 740$ тс.

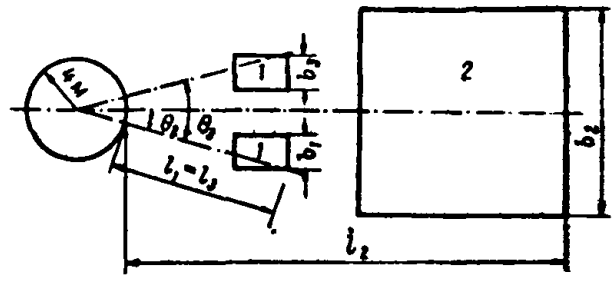


Рис. П.4.1. Схема к расчету пригрузок от поверхностных сооружений:

1 — фундаменты под укосины копра; 2 — здание подъемной машины

Расстояние от ствола до наиболее удаленной точки фундаментов укосины $l_1 = l_3 = 15$ м.

Расстояние от ствола до наиболее удаленной точки здания подъемных машин $l_2 = 38{,}4$ м, а до ближайшей — 18 м, что меньше $5r_0$. Поэтому пригрузка от здания и копра учитывается в расчете.

Наибольший тангенциальный размер фундаментов укосин и здания подъемных машин $b_1 = b_3 = 2{,}6$ м; $b_2 = 18$ м.

Углы пересечения радиусов — векторов центров тяжести загруженных площадей равны: $\Theta_2 = 15°$; $\Theta_3 = 30°$.

На глубине 1100 м ствол сопряжен с околоствольными выработками.

Ствол пересекает пологозалегающую (15°) слаботрещиноватую толщу пород со следующими характеристиками:

— Наносы, покрывающие толщу коренных пород, мощностью 10 м имеют наименьший угол внутреннего трения $\rho = 16°$, средневзвешенный объемный вес $\gamma = 2{,}3$ тс/м^3.

— До глубины 300 м ствол пересекает толщу умеренно ослабленных пород типа аргиллитов, прочность которых отличается в пределах $\pm 15\%$, прочность слабого слоя $R_c = 340$ кгс/см^2.

— С глубины 300 м ствол пересекает угольный пласт $m = 0{,}8$ м ($R_c = 270$ кгс/см^2) и слоистую толщу пород, состоящую преимущественно из песчанистого сланца общей мощностью 260 м. Прочность наиболее слабого слоя $R_c = 600$ кгс/см^2.

— В пределах глубин 560—850 м ствол пересекает мощную пачку разнозернистого песчаника, колебание прочности в пределах 10—15%, минимальная прочность $R_c = 1000$ кгс/см^2. На глубине 650 и 730 м ствол встречает водоносные горизонты с естественным напором $H_{e_1} = 309$ м и $H_{e_2} = 657{,}7$ м. Коэффициент пьезопроводности $a = 10$ м^2/сут. Коэффициенты фильтрации $k_{\phi_1}^{пор} = 12 \cdot 10^{-5}$ м/сут, $k_{\phi_2}^{пор} = 16{,}56 \cdot 10^{-4}$ м/сут.

На глубине 650 м породы предполагается затампонировать, радиус предварительно затампонированной зоны $r_ц^* = 8{,}5$ м. Коэффициент фильтрации пород после цементации $k_{\phi}^{ц} = 6 \cdot 10^{-3}$ м/сут.

— Ниже 850 м ствол пересекает толщу пород следующего состава:

	Мощность, м	Прочность R_c, кгс/см^2
Глинистого сланца	50	310
Песчанистого сланца	100	380
Известняка	180	960

Решение

Расчеты ожидаемых деформаций не производятся, так как проектируемый ствол в периоды проходки и эксплуатации будет находиться в условиях поддержания в недеформирующемся массиве (согласно анализу геологической и гидрогеологической характеристики толщи пород, пересекаемых стволом, и принятому способу охраны ствола).

Крепь устья рассчитывается на действие вертикальных нагрузок с последующей проверкой на влияние горизонтальных нагрузок. Расчетная вертикальная нагрузка, действующая на крепь устья, может быть определена по формуле (1) работы Е. П. Калмыкова*:

$$p = n \Sigma \rho + Q_y,$$

* Калмыков Е. П. Сооружение устьев вертикальных стволов. М., Госгортехиздат, 1960.

где n — коэффициент перегрузки, равный 1,2—1,4; Σp — сумма вертикальных давлений, передаваемых опорами горнотехнических сооружений на крепь устья, тс; Q_y — собственный вес крепи устья, тс.

Горизонтальная расчетная нагрузка на крепь устья ствола определяется по формуле (5) настоящего Руководства:

$$p=1,1\cdot 2\left\{2,3\cdot 4\,\frac{\operatorname{tg}37^\circ}{0,7617-1}\left[1-\left(\frac{4}{4+10\cdot 0,754}\right)^{-0,24}\right]+p_{пов.макс}\right\}+p_r;$$

$$\varphi=2\operatorname{tg}16^\circ\operatorname{tg}53^\circ=0,7617;$$

$$p_r=0.$$

Максимальную поверхностную пригрузку находим по формуле (6) как сумму пригрузок от каждой поверхностной пригрузки.

$$p_1=p_3=\frac{2\cdot(4+15)\cdot 105}{2,65\cdot 15\cdot(2\cdot 4+15)}\left[\frac{4}{4+10\operatorname{tg}37^\circ}\right]^{0,76}\times$$

$$\times\operatorname{tg}^2 37^\circ=1,12\ \text{тс/м}^2;$$

при $H=0$: $p_1=p_3=2,51$ тс/м^2;

$$p_2=\frac{2(4+38,4)\cdot 740}{18\cdot 38,4\,(2\cdot 4+3,84)}\left[\frac{4}{4+10\operatorname{tg}37^\circ}\right]^{0,76}\times$$

$$\times\operatorname{tg}^2 37^\circ=0,5\ \text{тс/м}^2;$$

при $H=0$: $p_2=1,12$ тс/м^2.

Угол, соответствующий направлению действия $p_{пов.макс}$, находим по формуле (8) настоящего Руководства:

$$\theta=0,5\operatorname{arctg}\frac{p_2\sin 30^\circ+p_3\sin 60^\circ}{p_1+p_2\cos 30^\circ+p_3\cos 60^\circ}=15^\circ,$$

а наибольшую суммарную пригрузку определяем по формуле (7):

$$p_{пов\ макс}=p_1\cos^2 15^\circ+p_2\cos^2(15^\circ-15^\circ)+$$

$$+p_3\cos^2(15^\circ-30^\circ).$$

Поэтому на поверхности при $p_{пов.макс}=5,8$ тс/м^2 получаем по формуле (5) $p=12,76$ тс/м^2, а на глубине 10 м при $p_{пов.макс}=2,63$ тс/м^2, получаем $p=10,9$ тс/м^2.

Толщину крепи рассчитывает по формуле (14) настоящего Руководства:

— для бетона М200 на участке у поверхности:

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4 \left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 900}{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 900 - 2 \cdot 12{,}76}} - 1 \right) = 0{,}115 \text{ м};$$

— для участка на глубине 10 м:

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4 \left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 900}{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 900 - 2 \cdot 10{,}9}} - 1 \right) = 0{,}1 \text{ м}.$$

Окончательную толщину крепи устья ствола принимаем по расчету на вертикальную нагрузку, если она максимальная, либо по конструктивным соображениям, но не менее расчетной. Далее переходим к оценке устойчивости обнажения пород в стволе и к определению расчетных нагрузок на крепь.

По номограмме (см. рис. 1) определяем состояние, в котором находится обнажение пород в стволе до глубины 300 м.

Так как прочность пород в толще отличается на 15%, то их считаем однородными (п. 4.1) и объединяем в один участок. Расчетную прочность этого участка принимаем по минимальному значению прочности пород, слагающих толщу:

$$R_c^p = 340 \cdot 0{,}8 = 272 \text{ кгс/см}^2;$$

$f_e = 0{,}8$, так как массив слабо- или малотрещиноватый (табл. 8 п. 4.2 настоящего Руководства).

Породы в обнажении находятся в устойчивом состоянии, согласно п. 6.2 на этом участке крепь служит предохранительной оболочкой. В данном случае может быть применена набрызг-бетонная крепь толщиной не менее 80 мм.

В районе пересечения стволом угольного пласта породы в обнажении будут в состоянии средней устойчивости, и поэтому согласно п. 6.4 выбираем для крепления набрызг-бетонную крепь, толщину которой рассчитываем по формуле (3-4) настоящего Руководства.

Расчетную максимальную нагрузку определяем по формуле (10):

$$p_п = 1{,}25 \cdot 0{,}5 \cdot 2{,}5 \cdot 6[1 + 0{,}1(4 - 3)] = 10{,}3 \text{ тс/м}^2,$$

$p^н$ — определяем по номограмме (см. рис. 1) для расчетной прочности $R_c^p = 270 \cdot 0{,}8 = 216$ кгс/см^2; $p^н = 6$ тс/м^2. Толщина крепи будет:

$$\delta_к = 1{,}1 \cdot 4 \left(\sqrt{\frac{900 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}85}{900 \cdot 0{,}85 \cdot 0{,}85 - 20{,}6}} - 1 \right) - 0{,}05 = 0{,}02 \text{ м}.$$

В районе угольного пласта принимаем крепь из набрызг-бетона толщиной 80 мм (минимально допускаемая толщина по п. 6.2).

Далее в песчанистом сланце обнажение находится в устойчивом состоянии ($R_c^p = 600 \cdot 0{,}8 = 480$ кгс/см^2), и согласно п. 6.2 принимаем набрызг-бетонную крепь той же толщины, что и в районе угольного пласта для сохранения постоянного сечения ствола.

В пределах глубин 560—650 м породы в обнажении находятся в устойчивом состоянии (см. рис. 1; $R_c^p = 1000 \cdot 0{,}8 = 800$ кгс/см^2), и согласно п. 6.2 можно было бы выбрать набрызг-бетонную крепь. Однако, если учесть, что ниже следует водоносный горизонт, где необходимо будет применять монолитную бетонную крепь, то для облегчения технологии возведения крепи и сохранения постоянного сечения ствола в проходке принимаем крепь из монолитного бетона М200 толщиной 250 мм.

С глубины 650 м ствол пересекает водоносный горизонт, расчетная нагрузка от давления пород определяется по формуле (9).

Время от начала дренирования до введения крепи в работу $t = 11$ сут.

Величина остаточного напора за крепью рассчитывается по формуле (12):

$$p_г = \frac{H_e \gamma_в}{A(Б+1)+1};$$

$$A = \frac{k_ф^{кр}}{k_ф^{ц}} \left(\frac{\lg \frac{r_ц}{r_1}}{\lg \frac{r_1}{r_в}} \right) = \frac{1 \cdot 10^{-3}}{6 \cdot 10^{-3}} \left(\frac{\lg \frac{4{,}5}{4{,}25}}{\lg \frac{4{,}25}{4}} \right) = 1{,}9;$$

$$B = \frac{k_ф^{ц}}{k_ф^{пор}} \left(\frac{\lg \frac{R_{(t)}}{r_ц}}{\lg \frac{r_ц}{r_1}} \right) = \frac{6 \cdot 10^{-3}}{42 \cdot 10^{-5}} \left(\frac{\lg \frac{502}{8{,}5}}{\lg \frac{8{,}5}{4{,}25}} \right) = 84{,}11;$$

$$R_{(t)} = 1{,}5\sqrt{at} = 1{,}5\sqrt{11 \cdot 10^4} = 502 \text{ м};$$

$$p_г = \frac{309 \cdot 1}{1{,}9(84{,}11+1)+1} = 1{,}8 \text{ тс/м}^2.$$

Так как $\rho^н > \rho_г$ (по номограмме $\rho^н$ при $R_c^p = 800$ кгс/см^2 и $H = 650$ м равно 6,5 тс/м^2), то расчет повторяем для $t = 71$ сут, т. е. на 2 месяца позже введения крепи в работу (п. 5.4):

$$R_{(t)} = 1{,}5\sqrt{71 \cdot 10^4} = 1264 \text{ м};$$

$$A \quad 1,9; \quad Б = \frac{6\cdot10^{-3}}{42\cdot10^{-5}}\left(\frac{\lg\frac{1264}{8,5}}{\lg\frac{8,5}{4,25}}\right) = 103;$$

$$p_г = \frac{309\cdot1}{1.9(103+1)+1} = 1,56 \text{ тс/м}^2.$$

По табл.10 настоящего Руководства находим значение $n_и$ и поправочный коэффициент к нему:

$$m''_и = \frac{1+0.1(4-3)}{1+0.1(4-3)+\frac{1,56}{6,5}} = 0,47; \quad n_и = 2,5;$$

$$n'_и = 2.5\cdot0.47 = 1.175.$$

Расчетная нагрузка на крепь будет:

$$p = 1.5\cdot0.67\cdot1.175\cdot6.5\cdot1.1+1.56 = 10 \text{ тс/м}^2,$$

толщину крепи рассчитываем по формуле (14):

$$\delta_к = 1,25\cdot4\left(\sqrt{\frac{0.85\cdot0.85\cdot900}{0.85\cdot0.85\cdot900-20}}-1\right) = 0,08 \text{ м}.$$

Принимаем для крепи ствола до глубины 850 м монолитный бетон М200 толщиной 250 мм, лишь для горизонта 730 м выполняем поверочный расчет.

Величину гидростатической нагрузки рассчитываем по формуле (11):

$$p_г = \frac{H_e\,\gamma_в}{1+\frac{k''_ф}{k^{пор}_ф}\left(\frac{\lg\frac{R_{(t)}}{r_1}}{\lg\frac{r_1}{r_0}}\right)}.$$

Величина $R_{(t)}$=500 м (определялась выше).

$$p_г = \frac{657,7\cdot1}{1+\frac{1\cdot10^{-3}}{16,56\cdot10^{-4}}\left(\frac{\lg\frac{500}{4,25}}{\lg\frac{4.25}{4,00}}\right)} = 13,65 \text{ тс/м}^2.$$

Расчетную нагрузку на крепь определяем как сумму $p_n + p_r$. Нормативная нагрузка по номограмме для глубины 730 м составит 6,8 тс/м^2, поправочный коэффициент $n_g'' = 0{,}5122$; $n_н' = 2{,}5 \cdot 0{,}5122 = 1{,}28$; $p_н = 1{,}5 \cdot 0{,}67 \cdot 6{,}8 \cdot 1{,}1 \cdot 1{,}28 = 9{,}62$ тс/м^2; $p = 9{,}62 + 13{,}65 = 23{,}27$ тс/м^2.

Тогда толщина крепи будет равна:

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4\left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 900}{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 900 - 46{,}54}} - 1\right) = 0{,}195\text{м}.$$

Таким образом, принятая толщина крепи 250 мм оказалась выше расчетной, что создает запас прочности.

Обнажение глинистых сланцев, которые ствол пересекает на глубинах 850—900 м, будет находиться в неустойчивом состоянии, ($R_c = 248$ кгс/см^2), нормативная нагрузка (см. рис. 1) $p'' = 16{,}5$ тс/м^2. Из табл. 10 находим $n_н = 2{,}5$;

$$p = 1{,}5 \cdot 0{,}67 \cdot 2{,}5 \cdot 16{,}5 \cdot 1{,}1 = 45{,}6 \text{ тс/м}^2.$$

Тогда расчетная толщина крепи из бетона М200, определяемая по формуле (14), равна:

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4\left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 900}{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 900 - 91{,}2}} - 1\right) = 0{,}385\text{м}.$$

Чтобы сохранить постоянным сечение ствола в проходке, для крепи выбираем более прочный материал, например, бетон М300, тогда расчетная толщина крепи будет:

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4\left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 1350}{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 1350 - 91{,}2}} - 1\right) = 0{,}250\text{м}.$$

Принимаем на участке 850—900 м крепь из монолитного бетона М300 толщиной 250 мм.

На глубине 900—1100 м ствол пересекает породы прочностью $R_c = 380$ кгс/см^2, расчетная прочность $R_c' = 300 \cdot 0{,}8 = 304$ кгс/см^2.

По номограмме (см. рис. 1) обнажение пород в стволе на этом участке будет находиться в состоянии средней устойчивости, нормативная нагрузка p'' будет равна 7,2 тс/м^2.

Расчетная нагрузка по формуле (10) будет равна:

$$p_н = 1{,}5 \cdot 0{,}67 \cdot 2{,}5 \cdot 7{,}2 \cdot 1{,}1 = 19{,}9 \text{ тс/м}^2.$$

Толщина крепи из монолитного бетона М200 определяется по формуле (14):

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4\left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 900}{0{,}85\ 0{,}85 \cdot 900 - 39{,}8}} - 1\right) = 0{,}165\text{м}.$$

Принимаем крепь из монолитного бетона М200 толщиной 250 мм. В районе сопряжения породы в обнажении будут находиться в состоянии средней устойчивости (R_c^p=768 кгс/см²), нормативная нагрузка (см. рис. 1) $\rho^н$=9,5 тс/м².

Расчетная нагрузка будет равна:

$$\rho_р = 1{,}5 \cdot 0{,}67 \cdot 3 \cdot 9{,}5 \cdot 1{,}1 = 31{,}5 \text{ тс/м}^2,$$

Толщина крепи определяется по формуле (14):

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4 \left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 900}{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 900 - 2 \cdot 2 \cdot 31{,}5}} - 1 \right) = 0{,}655 \text{ м}.$$

Так как п. 3.29 не рекомендует принимать бетонную крепь толщиной выше 500 мм, для участка сопряжения вместо монолитного бетона М200 примем бетон более высокой проектной марки М400, тогда расчетная толщина будет равна:

$$\delta_к = 1{,}25 \cdot 4 \left(\sqrt{\frac{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 1750}{0{,}85 \cdot 0{,}75 \cdot 1750 - 126}} - 1 \right) = 0{,}305 \text{ м}.$$

Принимаем на сопряжении крепь из монолитного бетона М400 толщиною 350 мм.

Пример 2. Выбор параметров и мер защиты крепи при отработке и сокращении околоствольного предохранительного целика

Вентиляционный фланговый ствол диаметром 6 м, глубиною 355 м предполагается пройти в пределах шахтного поля в районе типа Донбасса для выдачи исходящей струи воздуха и подъема людей в аварийных случаях. Ствол оборудуется одноконцевым подъемом.

На промплощадке проектируются здания: для подъемной машины, надшахтное, для вентилятора, а также пожарный резервуар. Все сооружения кирпичные, фундаменты — железобетонные. Срок службы — более 20 лет.

Ствол пересекает рабочие пласты на глубине 210 м — i_1 (m=1,2 м), отработан в 1965 г.; 300 м — i_2 (m=1,25 м); 350 м — i_3 (m=1 м). В 1985 г. планируется углубка ствола до пласта i_4 (m=1,5 м), залегающего на глубине 500 м. Угол падения — 0—5°. Мощность наносов — 20 м.

Толща пород представлена чередующимися слоями песчаника, песчанистых и глинистых сланцев с прочностью пород на одноосное сжатие 300—600 кгс/см². Породы неуплотняющиеся при водопонижении. Притоки воды — незначительные.

Способ управления кровлей, принятый на шахте, — полное обрушение. Выемка — механизированным комплексом. Длина лавы 150—200 м. Скорость подвигания очистного забоя — 30—40 м/мес.

Околоствольные выработки расположены на горизонте пласта i_3.

Ствол охраняется по всем пластам предохранительными целиками. Однако по окончании проходки ствола в 1977 г., т. е. в период его эксплуатации, предполагается отработать предохранительный целик по пласту i_2, при подходе фронта очистных работ к границам целика (рис. 4.2).

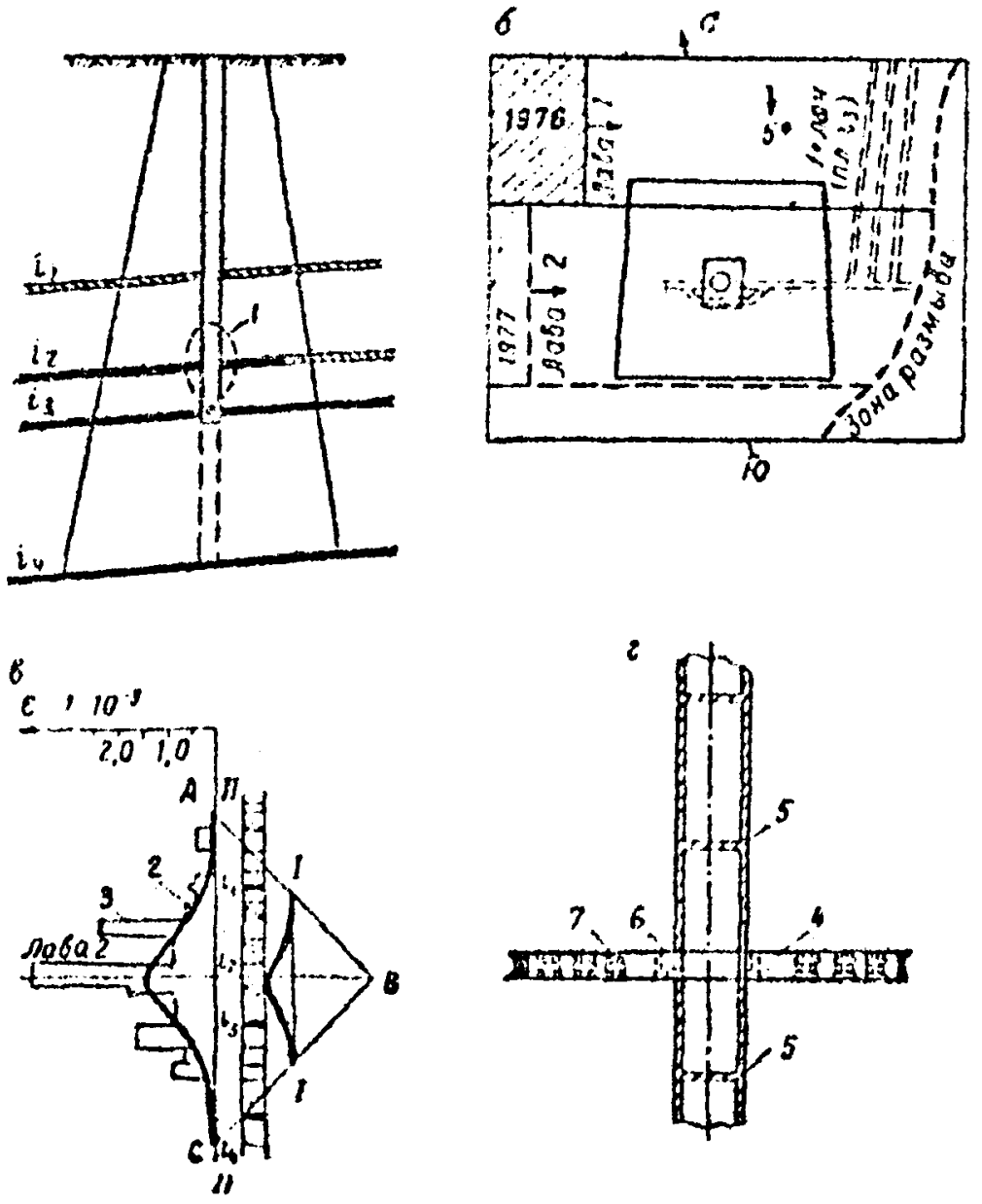


Рис. 4.2. Схема полной отработки околоствольного целика по пласту.

а — разрез по стволу; б — план горных работ по пласту [illegible] расчет деформаций в зоне опорного давления (АВС); в — разгрузочная выработка (4) и [illegible] (5); 1 — защитная зона; 2 — средние деформации сжатия; 3 — деформация по слоям; 6 — кладка из брусьев; 7 — костры

Решение

1. Проектирование ведется по наиболее опасному периоду поддержания, т. е. при выемке целика.

2. В соответствии с п. 3.1, следует определить деформации околоствольного массива для выделения класса условий поддержания и выбора мер защиты.

3. По мере отработки целика ствол оказывается в зоне опорного давления и затем в зоне полной подработки, поэтому расчет по приложению 3 производим для двух положений ствола.

В зоне опорного давления.

Средние относительные деформации сжатия по вертикальной линии I—I (см. рис.П.4.2) в зоне опорного давления у очистного забоя, рассчитанные по полной методике приложения 3 (пп. П.3.16—П.3.19), приведены в табл.П.4.1 и показаны на рис.П.4.2 (кривая 2).

Таблица П.4.1

$\frac{r}{L_k(L_n)}$	0	0,12	0,25	0,37	0,50	0,62	0,75	0,87	1
$\varepsilon, 1 \cdot 10^{-3}$	1,67	1,67	1,52	1,38	0,98	0,58	0,43	0,27	0

r — расстояние от пласта в почву и кровлю, м; $L_k = L_n = L_0 = 90$ м — размер зоны опорного давления в кровле, почве и по пласту.

Деформации по каждому слою определяются по формуле (П.3.11) приложения 3:

$$\varepsilon_{z\,прив} = \varepsilon_z \frac{E_{ср}}{E_i},$$

где $\varepsilon_z = 3{,}6 \cdot 10^3$ кгс/см^2 — средний модуль деформаций массива в зоне опорного давления; E_i — модуль деформаций отдельного слоя.

Дифференцированные деформации по каждому слою получим в результате умножения их средних значений (табл.П.4.1) на коэффициент $E_{ср}/E_i$, равный для пород типа: глинистых сланцев — 3,6; песчанистых сланцев — 1,2; песчаника — 0,7; угля — 36.

Деформации для однородных слоев пород показаны ступенчатой линией 3 на рис.П.4.2,а. Деформации в зоне опорного давления нарастают постепенно (сечение II—II).

В районе пересечения стволом старых горных выработок пласта l_1 на расстоянии 6м в кровлю пласта и 2м в почву принимаются деформации сжатия, равные $2 \cdot 10^{-3}$.

В зоне полной подработки.

После пересечения фронтом очистных работ оси ствола он окажется в зоне расслоений и прогибов, характеризующейся в

начальной стадии деформациями растяжений, а в конце отработки целика в уплотняющемся массиве (п. П.3.2).

Вертикальные деформации растяжения уклонов и кривизны для наиболее опасного сечения, когда ствол проходит через точку перегиба кривой оседания земной поверхности, рассчитываются по приложению 3 (п. П.3.30). Значения деформаций растяжения для некоторых точек по глубине ствола приведены в табл. 4.2.

Таблица 4.2.

Расстояние от поверхности H, м	80	150	195	220	235	275
ε_z, $1 \cdot 10^{-3}$	1,7	4,1	3,7	4,5	3,3	5,0

Значения радиусов кривизны, рассчитанные по методике приложения 3, не приводятся ввиду их малых значений.

4. Сравнивая ожидаемые деформации с допускаемыми (п. 3.4 настоящего Руководства), устанавливаем, что уже в зоне опорного давления деформации сжатия слоев пород превышают нормативные для бетонной крепи и армировки, а по пласту i_2 составляют более 50 мм/м, по пласту i_3 — более 20 мм/м. Деформации растяжения превышают допустимые практически по всей глубине ствола до пласта i_2.

Таким образом, ствол в соответствии с п. 3.1 следует по всей глубине (до пласта i_3) считать поддерживаемым в деформирующемся массиве.

5. При оценке степени устойчивости пород в стенках ствола следует сразу выделить несколько участков по глубине ствола, а именно: 0—20 м; 203—213 м; 275—303 м, которые в соответствии с п. 4.2 относятся к категории неустойчивых. В кровле отработанных пластов на расстояние 50m устойчивость пород определяется по приведенной глубине и расчетной прочности (п. 4.3). На других участках устойчивость пород определяется как в недеформирующемся массиве.

6. Нагрузки на крепь ствола на рассматриваемых участках, кроме примыкающего к отрабатываемому пласту i_2, на котором они не определяются, рассчитываются по приведенной прочности и фактической глубине по номограмме (см. рис. 1) и формуле (10).

7. Для деформирующегося массива принимается монолитная бетонная крепь. Толщина крепи рассчитывается по вычисленным нагрузкам (см. пример 1 настоящего приложения).

На участке разрабатываемого пласта (на расстоянии 25 м в кровле и 3 м в почве) крепь не рассчитывается, а принимается аналогичной выше расположенной (п. 6.7).

Толщина крепи не должна превышать 500 мм (п. 6.6).

8. На участках крепи, где ожидаемые деформации превышают допустимые, следует предусматривать конструктивную защиту крепи в соответствии со СНиП -II - 13 . 79.

Учитывая, что для жесткой крепи наиболее опасными являются деформации в зоне опорного давления (см. п. П.3.2), ствол в первую очередь конструктивно приспосабливается к деформациям сжатия, после чего рассматриваются другие деформации.

В конструктивной защите нуждается (см. табл. 4.1) участок ствола на глубине 245—355 м, а также участок 203—213 м у отработанного пласта i_1.

Для защиты крепи при значениях сжимающих деформаций до 15 мм/м (п. 7.4) применяют горизонтальные осадочные швы, заполненные деревянными прокладками.

9. Расчет осадочных швов производится в соответствии с п. 7.4.

Минимально допустимое расстояние между осадочными швами определяется по формуле:

$$l = \frac{n_м n_б R_{пр}(D_1^2 - D_0^2)}{5 p D_1},$$

где $R_{пр} = 900$ тс/м^2 — допустимое напряжение на сжатие бетона М200 (СНиП II—21—75); $D_1 = 6{,}6$ м — диаметр ствола в проходке; $D_0 = 6$ м — диаметр ствола в свету; $p = 15$ тс/м^2 — расчетная нагрузка, определяется по п. 5.3 ; $n_б = 0{,}85$ — безразмерный коэффициент условий работы для материала крепи, принимаемый по СНиП II—21—75, табл. 15, п. 7; $n_м = 0{,}85$ — безразмерный коэффициент; $f = 0{,}5$ — коэффициент трения пород о крепь (по п. 7.4)

$$l = \frac{0{,}85 \cdot 0{,}85 \cdot 900(6{,}6^2 - 6^2)}{4 \cdot 15 \cdot 0{,}5 \cdot 6{,}6} = \frac{4910}{198} = 24{,}8 \text{ м}.$$

Расчетная минимальная высота определяется по формуле (19).

Податливость прокладки a (в нашем случае — дерева) определяется по экспериментальной кривой зависимости от $\rho_{пк}$ (рис. П.4.3) $\rho_{пк}$ — среднее значение давления, воспринимаемого прокладкой, принимается $\approx 0{,}5 R_{пр}$ материала крепи; $\rho_{пк} = 0{,}5 \cdot 90 = 45$ кгс/см^2, податливость равна 30% (по графику).

Толщина прокладки в глинистых сланцах непосредственно над пластом i_2 при $\varepsilon = 3 \cdot 10^{-3}$ (рис. П.4.2, в) составит

$$\delta = \frac{1{,}2 \cdot 24{,}8 \cdot 3 \cdot 10^{-3} \cdot 100}{30} = 0{,}287 \text{ м} = 290 \text{ мм}.$$

Толщина прокладок по мере уменьшения деформаций вверх от пласта меняется.

В соответствии с расчетом над пластом и под ним в зоне опорного давления предусматриваются осадочные швы на расстоянии не более 20 м и толщиной 200 мм, кроме первых двух (5) на рис. П.4.2, г, которые принимаются толщиной 250 мм.

10. Для защиты верхней части ствола от растягивающих деформаций, возникающих после прохождения фронта работ, в со-

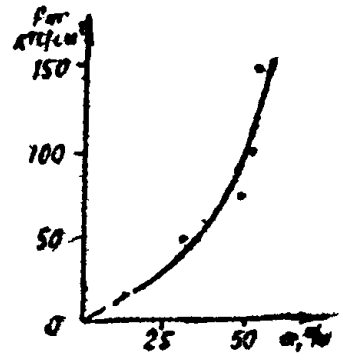


Рис.П.43. График испытаний деревянных прокладок из сосны

ответствии с п. 7.7 предусматриваются горизонтальные разрезные швы на расстоянии 15 м толщиной 100 мм, заполненные деревянными прокладками.

1. На участке пересечения стволом отрабатываемого пласта i_2, где ожидаемые деформации достигают более 50 мм/м (см. п. 2.6), устраивается осадочная зона. В этом случае вблизи ствола проходится «разгрузочная выработка» (см. рис.П.3.2) по пласту i_2. Для этого крепь ствола в районе пласта разбирается на полную мощность, уголь равномерными заходками выбирается на расстояние 20 м от ствола (участок 40×40 м, рис.П.3.2,б). Выработанное пространство поддерживается костровой крепью 7 (см. рис.П.3.2,г) из расчета один костер (1,5×1,5 м) на 16 м². На участке разрезанной крепи устраивается кладка 6 (рис.П.3.2,г) из деревянных брусьев 0,2×0,2×1 м в шахматном порядке с прокладками из досок 40 мм. «Разгрузочная выработка» обеспечивает защиту крепи ствола в зоне опорного давления (до подхода основного фронта очистных работ) на расстояние не менее 50 м в почве и кровле пласта (защитная зона 1 на рис.П.3.2,в в соответствии с приложением 3).

После прохождения очистного забоя обеспечивается плавное сближение кровли и почвы пласта. «Разгрузочная выработка» проходится до начала отработки целика или одновременно.

12. Из анализа горнотехнической обстановки следует, что при принятом на шахте обратном порядке отработки и высоте уже нарезанных к очистной выемке столбов выемка целика может быть произведена лавой 2 (L_2=175 м) и частично лавой 1 (L_1=150 м), которая в конце 1976 г. подойдет к границе целика (см. рис.П.3.2). В дальнейшем работа лавы 1 планируется в обычном порядке, что позволит сократить целик на 25 м со стороны восстания.

Лава 2 подойдет к восточной границе целика в конце 1977 г., когда лава 1 закончит свою работу. Отработку сокращенного целика предполагается осуществить одной лавой 2 без ее остановки (от границ к стволу, схема 3 п. П.3.3), так как нарезка дополнительной лавы и монтаж дорогостоящего выемочного комплекса для отработки встречными забоями (что более рационально) потребует значительных затрат.

13. Околоствольные выработки по пласту i_3 расположены в 50 м выше разрабатываемого пласта в прочных устойчивых породах и в специальной охране целиками не нуждаются (п. [illegible]).

14. Поверхностные сооружения, рассматриваемые без их технологической связи с подрабатываемым стволом, относятся к III категории охраны. Безопасная глубина определяется как

$$H_б = k_б m,$$

где $k_б = 200$ — коэффициент безопасности (принят по Правилам охраны для Донбасса); $m = 1{,}25$ м — мощность пласта l_2; $H_б = 250$ м, т. е. очистные работы не должны повлиять на сооружения поверхности.

Горные работы по линии падения обеспечивают полную подработку земной поверхности. Максимальные оседания составят 900 мм. При появлении незначительных нарушений предусматривается частичный ремонт.

15. В процессе отработки проводится периодический осмотр и наблюдения за состоянием крепи ствола и поверхностных сооружений, предусматриваются необходимые меры безопасности эксплуатации коммуникаций и сооружений.

16. После проведения выемки по пласту l_2 целик по пласту l_3 может быть сокращен в 2 раза, а также рассмотрен вопрос о полном извлечении угля по пласту l_4 (работами данной или соседней шахты).

Приложение 5

Коэффициент структурного ослабления для изверженных и метаморфизованных пород

Категория	f_o при $\alpha_т$		
	0 - 20° 50 - 90°	20 - 30°	30 - 50°
I (< 0,7)	0,95	0,90	0,85
II (0,7 - I,0)	0,85	0,80	0,75
III (I,0 - 2,0)	0,70	0,60	0,50
IУ (2,0 - 4,0)	0,55	0,45	0,35
(4,0 - I0,0)	0,40	0,35	0,30
IУ-У (> I0,0)	0,30	0,25	0,I5

Примечание: Значение f_o необходимо умножить на 0,9, если в одной системе трещин имеются ослабляющие минералы, и на 0,7 - 0,5, если они есть в двух и более системах трещин

I. ОСНОВНЫЕ ТЕРМИНЫ И УСЛОВНЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ

Наименование величины	Обозначение и размерность
Горнотехнические условия	
Глубина от поверхности	H, м
Угол падения (залегания) пород или основных плоскостей трещин	α, градус
Мощность породных слоев	m, м
Время	t, ч, сут, мес
Ширина предохранительных целиков	l, м
Расстояние между смежными параллельными выработками	L, м
Угол между сопрягающимися и пересекающимися выработками	β, градус
Площадь сечения выработок	S, м^2
Высота выработки	h, м
Ширина выработки	b, м
Радиус сечения выработки	r, м
Диаметр сечения выработки	d, м
Механические свойства пород	
Объемный вес	γ, тс/м^3, кгс/см^3
Предел прочности пород на сжатие	R_c, тс/м^2, кгс/см^2
Расчетная прочность пород	R_c^p, тс/м^2, кгс/см^2
Модуль упругости (деформации)	E, тс/м^2, кгс/см^2
Коэффициент Пуассона	μ
Угол внутреннего трения	ρ, градус
Проявления горного давления	
Расчетное давление пород на крепь выработки	P, тс/м^2
Смещение пород в выработку	U, мм
Крепи выработок	
Несущая способность крепи и штанг	P, тс
Допустимая (предельная) податливость крепи	Δ, мм
Плотность установки крепи	n, I/м, I/м^2
Толщина крепи	δ, мм, см

2. ВВЕДЕНИЕ

Актуальность обеспечения рабочего состояния горизонтальных горных выработок и камер постоянно возрастает в связи с переходом горных работ на шахтах и рудниках СССР на большие глубины, а также вовлечением в эксплуатацию новых месторождений со сложными горно-геологическими условиями. С увеличением глубины разработок интенсивно возрастает горное давление, поэтому применяемые способы охраны и крепи таких выработок , во многих случаях, особенно при расположении выработок слабых породах, не обеспечивают их безремонтного поддержания или приводят к значительным потерям полезного ископаемого в целиках.

Выполненные в последние годы в этой области разнообразные научно-исследовательские и опытно-промышленные работы показали, что даже на больших глубинах возможно обеспечить в различных горно-геологических условиях безремонтное поддержание горных выработок со снижением потерь полезного ископаемого за счет правильного выбора расположения выработок, способов их охраны и крепи.

В настоящем разделе Руководства изложены разработанные ВНИМИ с участием других институтов страны принципиальные положения по проектированию горизонтальных горных выработок и камер, рекомендации по обеспечению рабочего состояния выработок с минимальными затратами на их проведение, крепление и поддержание, а также снижение потерь полезного ископаемого в недрах.

3. ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

3.1. При проектировании и сооружении околоствольных дворов, главных квершлагов, камер, наклонных и магистральных выработок необходимо обеспечивать нормальные условия их эксплуатации без капитального ремонта в течение всего срока службы шахты или горизонта. Безремонтное состояние выработок достигается за счет рациональных схем расположения, способов охраны, применения соответствующих горногеологическим условиям типов крепи и технологии сооружения выработок.

3.2. Область действия "Руководства ..." распространяется на все горизонтальные и наклонные выработки сечением до 30 $м^2$ и камер сечением до 60 $м^2$ с любым расположением относительно залегания пород. сооружаемые в следующих условиях:

- вне зон крупных тектонических нарушений и напорных водоносных горизонтов при обычных способах проходки и крепления выработок;
- во всех породах, за исключением размокающих глинистых пород с пределом прочности на сжатие меньше 200 $кгс/см^2$;
- на глубинах до 1500 м с залеганием пород от пологого до крутого;
- при охране выработок целиками с размерами, при которых исключается вредное воздействие смежных выработок и опорного давления от очистных работ.

3.3. Для всех горных выработок область применения "Руководства.." ограничивается условиями правильного ведения горно-подготовительных работ, т.е. выполнения предусмотренных технологией требований к сечению контура проводимых выработок и возведению крепи, а также установленных требований к эксплуатации выработок в течение всего срока их службы.

3.4. При сооружении горных выработок в условиях, отличающихся от приведенных в п. 3.2, выбор способов и параметров их охраны и поддержания, технологии проведения и конструкций крепи должен про-

изводиться на основе рекомендаций специализированных организаций.

3.5. При определении необходимого сечения вчерне всех горных выработок, кроме толщины крепи и забутовки, должны учитываться смещения пород внутрь выработки: в случае применения жестких крепей – – за период до их возведения; крепей ограниченной податливости – – за период до исчерпания податливости крепи; податливых крепей – – за весь срок службы выработки.

3.6. Выбор способа поддержания и праметров крепи должен производиться с учетом изменчивости механических свойств пород, а также трещиноватости и обводненности горного массива, пересекаемого выработкой. При колебаниях расчетной прочности пород в пределах ± 20% горный массив допускается считать однородным и принимать на всем протяжении выработки одинаковые способы и параметры поддержания. При большом различии свойств массива, особенно на участках с неустойчивым или весьма неустойчивым состоянием пород, с повышенной трещиноватостью и обводненностью, вопросы поддержания выработки должны решаться отдельно по участкам.

3.7. Основными исходными геомеханическими показателями, определяющими выбор способов и параметров охраны и поддержания горных выработок, являются напряженное состояние и механические свойства горного массива в месте расположения выработки с учетом их изменения под воздействием горных работ и других естественных и горнотехнических факторов в течение всего срока службы выработки.

3.8. Проектные проработки должны основываться на прогнозируемых (расчетных) величинах смещений пород и нагрузок на крепь по контуру сечения за весь срок службы выработок с учетом влияния основных геологических и горнотехнических факторов. Окончательный выбор параметров поддержания должен производиться на основе технико-экочомического анализа возможных вариантов расположения и крепления выработок.

3.9. При выборе расположения капитальных выработок необходимо руководствоваться следующими положениями:

- околоствольные выработки, особенно их сопряжения со стволами и камеры не должны располагаться в зонах крупных тектонических нарушений и в напорных водоносных горизонтах;

- при технической возможности и экономической целесообразности выработки околоствольных дворов, и особенно сопряжения со стволами, а также главные магистральные выработки и камеры следует располагать в устойчивых породах;

- выработки околоствольных дворов, главные магистральные выработки и камеры следует по возможности располагать за пределами зоны влияния очистных работ;

- схема околоствольного двора должна быть по возможности простой с минимальным количеством выработок и сопряжений. При технической возможности основные выработки околоствольного двора должны быть расположены вкрест простирания пород или под углами свыше 30^0 к направлению плоскостей основных систем трещин;

- протяженные участки выработок околоствольных дворов и магистральных выработок должны располагаться друг от друга на расстояниях, исключающих их вредное влияние друг на друга;

3.10. Капитальные выработки по направлению их проходки в слоистых осадочных породах подразделяются на три группы:

- по простиранию пород с отклонением направления оси выработки от азимута простирания на угол, не превышающий $\pm 30^0$ (I группа);

- вкрест простирания с отклонением направления оси выработки от азимута падения пород на угол, не превышающий $\pm 30^0$ (II группа);

- под углом к простиранию пород с отклонением направления оси выработки от азимута простирания пород от 30^0 до 60^0 (III группа).

3.11. Выбор рационального расположения выработок, способов их охраны, типа и параметров крепи производится в следующей последовательности:

- выбираются с учетом общих положений "Руководства..." наиболее приемлемые по условиям эксплуатации схемы расположения околоствольных

и магистральных выработок в толще пород;

- дифференцировано по участкам расположения выработок определяется расчетная прочность вмещающих пород;

- находятся расстояния между выработоками и параметры защиты их от вредного влияния очистных работ;

- определяются расчетные максимальные смещения пород на контуре (в кровле, почве, боках и по нормали к напластованию) незакрепленной выработки или закрепленной крепью с минимальным отпором, практически не влияющим на уменьшение смещений;

- для каждого участка выработки, характеризующегося определенной категорией устойчивости пород, выбираются рациональные в этих условиях типы крепи;

- для монолитных бетонных, железобетонных и сборных типов крепей определяются технологические (место установки крепи относительно проходческого забоя, размер забутовки, необходимость тампонажных работ или цементации и др.) и конструктивные (толщина крепи, плотность установки рам, марка бетона, величина податливости крепи и др.) параметры, обеспечивающие безремонтное поддержание выработки;

- окончательные параметры выработок (размеры их вчерне и в свету, расход материалов и т.п.), а в случае применения металлической податливой или штанговой крепи и конструктивные параметры крепи (шаг, рам, тип спецпрофиля, плотность и глубина анкерования) принимаются в соответствии с действующими отраслевыми документами;

- с учетом технико-экономических показателей сооружения выработок принимается окончательный вариант их расположения и крепления.

4. ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ ПРОЕКТИРОВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

4.1. Инженерно-геологические данные для проектирования горных выработок

4.1.1. В качестве исходных данных для проектирования горизонтальных подземных выработок должны использоваться результаты всех этапов изучения массива горных пород на участках предполагаемой проходки этих выработок :

- геологической разведки (предварительной и детальной), а для рекомендуемых горных предприятий также доразведкой;
- инженерно-геологических изысканий, выполняемых в ходе строительства горного предприятия;
- данных геологической службы эксплуатирующегося предприятия, включая сведения эксплуатационной разведки.

4.1.2. Материалы изучения массива горных пород должны содержать:

- морфологическую характеристику, включая стратиграфические и тектонические показатели;
- литолого-петрографическую характеристику слагающих массив слоев и других морфологических элементов;
- сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах пород, слагающих массив;
- гидрогеологическую и, при необходимости, геокриологическую характеристику массива.

4.1.3. Данные предварительной геологической разведки, используемые для предварительного (при разработке ТЭО) выбора мест расположения горизонтальных выработок околоствольных дворов должны быть представлены по скважинам всей разведуемой площади. Из общего числа этих скважин сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах горных пород должны иметься для скважин, расположенных с интервалами мест их размещения в зависимости от литологической и фациальной выдержанности слоев и с учетом геологического строения и генезиса месторождения

согласно табл. 4.I.

Таблица 4.I.

Характеристика участка разведуемого месторождения		Интервалы по линиям размещения (по простиранию и вкрест простирания) скважин с изучением трещиноватости и физико-механических свойств пород
морфология	литологический состав	
Простая	Выдержанный	Не более, чем в 2-3 раза превышают соответствующие интервалы сетки всех скважин разведки
Сложная	Изменчивый	Совпадают или не более чем в 2 раза превышают соответствующие интервалы сетки всех скважин разведки
Очень сложная	Весьма изменчивый	Совпадают с соответствующими интервалами сетки всех скважин разведки

По указанным скважинам данные о трещиноватости и физико-механических свойствах пород должны иметься для интервалов по пройденной скважиной мощности, согласно табл. 4.2.

Таблица 4.2.

Морфологический признак	Интервалы особо детального изучения	Интервалы детального изучения	Интервалы менее детального изучения
Пологое (до 25°) падение	Каждый рабочий пласт или рудное тело по всей пройденной скважиной мощности. Непосредственно покрывающие каждый рабочий пласт, рудное тело породы мощностью до 3м. Непосредственно подстилающие каждый рабочий пласт, рудное тело породы мощностью до 2м	Породы, общей мощностью до 25м покрывающие и до 10м подстилающие интервалы особо детального изучения	Прочие пройденные скважиной породы от дневной поверхности до глубины на 40м ниже пород интервалов детального изучения
Крутое и наклонное (свыше 25°) падение	То-же	То-же	Породы, общей мощностью по нормам к напластованию до 150м покрывающие и до 30м подстилающие интервалы детального изучения

4.I.4. Данные детальной геологической разведки (и доразведки), используемые для окончательного выбора места расположения и для проектирования горизонтальных подземных выработок должны иметься по скважинам всей разведуемой площади месторождения, а для проектирования выработок околоствольных дворов по скважинам, размещенным вблизи намеченных ТЭО мест расположения околоствольных дворов.

По разведочным скважинам рассредоточенным по площади месторождения, сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах пород должны иметься для скважин, расположенных с интервалами по площади согласно табл. 4.I., и для интервалов по глубине залегания согласно табл. 4.2.

Число, глубина и расположение скважин детальной разведки (доразведки), размещаемых вблизи намеченных ТЭО мест расположения околоствольных дворов, должны обеспечивать перекрытие геологического разреза по профилю вдоль оси предполагаемого (согласно ТЭО) заложения каждой проектируемой выработки в пределах ее длины. По всем скважинам данные о трещиноватости и физико-механических свойствах пород должны иметься для интервалов особо-детального изучения, по пройденной скважиной мощности включающих :

- породы и ископаемые, залегающие в интервале глубин от I5-20 м выше до 5-I0 м ниже каждого намечаемого ТЭО горизонта заложения выработок;

- каждый рабочий пласт (рудное тело) по всей его общей мощности, залегающие непосредственно над ним породы общей мощностью 2,5-3 м и залегающие непосредственно под ним слои общей мощностью I,5-2 м.

4.I.5. По скважинам предварительной, детальной разведки и доразведки для указанных в п.п. 4.I.I. и 4.2.2. интервалов особо-детального изучения данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься :

- для каждого из литологически отличающегося от смежных пласта ископаемого, рудного тела, прослоя или слоя почвы мощностью не менее

0,3 м;

- для характерных представителей литотипов пород, ископаемого из числа слоев, прослоев, пластов мощностью от 0,I до 0,3 м.

Для всех слоев, прослоев, пластов интервала особо детального изучения должны быть известны мощность, параметры трещиноватости и петрографическое описание.

Для интервалов детального изучения, указанных в п.п. 4.I.I. и 4.I.2., данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься:

- для каждого из литологически отличающихся от смежных пласта ископаемого, рудного тела, прослоя и слоя породы мощностью не менее Iм;

- для характерных представителей литотипов пород, ископаемого из числа слоев, прослоев, пластов мощностью от 0,I до I м.

В интервалах детального изучения должно быть известно расположение всех контактов литологически различающихся от смежных слоев, прослоев, пластов.

Для интервалов менее детального изучения, указанных в п.п. 4.I.I и 4.I.2., данные о физико-механических свойствах должны иметься для основных представителей пройденных скважинами литотипов пород, ископаемого из числа слоев, прослоев пластов мощностью от 0,I до I м

4.I.6. Состав сведений предварительной и длительной разведки о трещиноватости и физико-механических свойствах пород по перечисленным в п. 4.I.3. слоям, пластам должен включать показатели, согласно табл. 4.3.

Таблица 4.3.

Слои, пласты, рудное тело	Показатели свойств пород					
	Предел прочности при одноосном сжатии в состоянии природной влажности (с коэффициентом	Предел прочности при растяжении в направлении напластования (с коэффициентом вариации)	Предел прочности при растяжении в направлении нормали к напластованию (с коэффициентом вариации)	Модуль упругости (грубая оценка)	Показатели пластичности (грубая оценка)	Структурная ослабленность (грубая оценка) и визуальные данные о трещиноватости

I	2	3	4	5	6	7
Рудное тело, слои, пласты ископаемого	П,К	К	К	П,К	П,К	П,К
Слои, пласты, интервалов особо детального и детального изучения, залегающие в кровле ископаемого	П,К	П,К	П,К	П,К	К	П,К
Слои, пласты интервалов детального и особо детального изучения, залегающие в почве ископаемого	П,К	-	К	П,К	П,К	П,К
Слои, пласты интервалов менее детального изучения	П,К	-	-	-	-	-

Примечание : П - для участков с пологим (менее 25°) падением
К - для участков с наклонным и крутым (Более 25°)падением

4.I.7. Данные инженерно-геологических изысканий, используемые для оценки запасов и резервов проектных решений на покрытие возможной неполной представительности и неточности разведочных данных, а также для оперативного уточнения проектных решений, должны иметься по результатам изыскательского бурения опережающих скважин :

- Вертикальных (или наклонных) буримых с дневной поверхности (или из имеющихся горных выработок) по осевым линиям подлежащих проходке горизонтальных капитальных выработок;

- горизонтальных, буримых из смежных выработок в направлении проходки.

Кроме данных по скважинам используют материалы послойного геологического изучения стенок и забоя проходимых выработок в процессе их проходки. При расположении проектируемой горизонтальной выработки вблизи имеющегося или проектируемого вертикального шахтного ствола, дополнительно используют данные инженерно-изыскательского бурения контрольно-стволовых скважин.

4.I.8. Вертикальные (или, при необходимости, наклонные) скважины инженерно-геологических изысканий должны бурится по согласованию про-

ектной организации с заказчиком и строительной организацией при недостаточности исходных данных геологической разведки, предусмотренных п.п. 4.I.I- 4.I.3. Скважины задаются по профилю вдоль оси проектируемой выработки (с минимальными отступлениями от оси) на глубину не менее, чем на 30 м глубже горизонта этой выработки. Количество скважин и расстояние между ними назначается в расчете на перекрытие разреза пород по профилю выработки.

Данные о трещиноватости и физико-механических свойствах пород должны иметься по каждой из скважин для следующих интервалов по пройденной мощности (в направлении нормали к напластованию):

а) Интервал более детального изучения: породы, залегающие в интервале глубин от I5-20 м выше до 5-I0 м ниже горизонта проектируемой выработки. В этом интервале данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься:

- для каждого из литологически отличающихся от смежных слоя породы, ископаемого мощностью не менее 0,3 м;

- для характерных представителей литотипов пород, ископаемого из числа слоев мощностью от 0,I до 0,3 м.

Для всех слоев, прослоев интервала должны быть известны мощность, расположение, параметры трещиноватости и петрографическое описание.

б) Интервалы менее детального изучения: прочие породы, залегающие в интервале глубин от I00 м выше до 30 м ниже горизонта проектируемой выработки. В этих интервалах данные о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься для всех имеющихся литотипов пород, ископаемого.

4.I.9. Горизонтальные опережающие скважины инженерно-геологических изысканий должны буриться в направлении предстоящей проходки главных квершлагов и других полезных капитальных горизонтальных выработок с минимальным отступлением и отклонением от продольной оси выработки, с перекрытием длины выработки не менее чем на I0 м.

Данные о трещиноватости и физико-механических свойствах пород должны иметься по всей длине скважины:

- для каждого из литологически различающихся от смежных слоя, пласта, рудного тела мощностью не менее 0,3 м;

- для представителей литотипов пород, ископаемого из числа слоев мощностью от 0,1 до 0,3 м.

Для всех слоев, прослоев, пластов, пройденных скважиной должны быть известны мощность и расположение, параметры трещиноватости и петрографическое описание.

4.1.10. Состав сведений инженерно-геологических изысканий о трещиноватости и физико-механических свойствах пород по перечисленным в п.п. 4.1.8. и 4.1.9. слоям, пластам, должен включать показатели, согласно табл. 4.4.

Таблица 4.4.

Скважины, слои, пласты	Показатели свойств пород				
	Предел прочности при сжатии	Пределы прочности при растяжении	Показатели упругости	Показатели пластичности	Описание структурных контактов и показатели их связности
I. Вертикальные (наклонные) скважины по осевым линиям проходимых выработок (п. 4.1.6.)					
а) Интервалы более детального изучения	+	+		+	+
б) Интервалы менее детального изучения	+		-		+
II. Горизонтальные опережающие скважины	+		+	+	+

4.1.11. Данные геологической службы эксплуатирующегося горного предприятия, используемые, наряду с данными геологической разведки и инженерно-геологических изысканий, для проектирования новых горных выработок на этом предприятии, должны иметься:

- по результатам геологического изучения пород в обнажениях (стенах и забое) всех проходимых и имеющихся выработок; из числа этих результатов в качестве исходных данных для проектирования используют представительные в отношении расположения проектируемой выработки;

- по скважинам имеющейся эксплуатационной разведки, опережающим проходку проектируемых квершлагов, и по другим разведочным скважинам.

Данные о трещиноватости и физико-механических свойствах пород по всем скважинам эксплуатационной разведки должны иметься:

- по каждому пересекаемому скважиной рудному телу, пласту ископаемого с покрывающими породами общей мощностью до 30 м и с подстилающими породами общей мощностью до 10 м; при этом сведения о трещиноватости и физико-механических свойствах должны иметься для каждого слоя, прослоя, пласта мощностью не менее 0,1 м;

- по остальной части интервала бурения, причем сведения о трещиноватости и механических свойствах должны иметься для представителей литотипов пород, ископаемого.

4.1.12. Состав сведений эксплуатационной разведки о трещиноватости и физико-механических свойствах пород, пройденных скважинами разведки должен включать показатели согласно табл. 4.5.

Таблица 4.5.

Слои, пласты	Показатели свойств пород				
	Пределы прочности		Модуль упругости	Показатели пластичности	Описание структурных контактов и характера их связности
	при сжатии	при растяжении			
1. Из скважин опережающих проходку выработок	+		+	+	+
2. Из прочих скважин эксплуатационной разведки	+	+			+

4.2. Напряженное состояние массива горных пород

4.2.I. До проведения выработок напряженное состояние горного массива определяется, в первую очередь, глубиной от поверхности Н, а также воздействием на него тектонических процессов и ряда других факторов, степень влияния которых неодинакова для разных бассейнов, месторождени: и их участков.

Количественный учет влияния тектонических процессов и других факторов на повышение напряженного состояния горного массива по сравнению с определяемым от собственного веса толщи пород до поверхности следует производить по расчетной глубине H^p, принятой $H^p = K_1 H$ (где K_1 – – коэффициент дополнительной напряженности массива $K_1 = I \div 2{,}0$), для бассейнов и месторождений расположенных в районах современных тектонических процессов, а также для всех остальных процессов и месторождени на участках под склонами гор, в замковых частях складок и в области влияния крупных тектонических нарушений. В остальных условиях, т.е. для большей части основных бассейнов и месторождений страны , H^p принимается равной Н.

В слоях пород с напорными водами величина естественного гидростатического напора должна определяться на основании гидрогеологических исследований.

4.2.2. Учет изменения напряженного состояния горного массива под воздействием горных работ и других факторов производится с помощью соответствующих эмпирических коэффициентов.

4.3. Физико-механические свойства горных пород.

4.3.I. Механические свойства горного массива определяются механическими свойствами слагающих его пород, а также степенью ослабления массива слоистостью, эндогенной и экзогенной трещиноватостью, увлажне-

нием, влияние которых неодинаково для разных бассейнов, месторождений и их участков. В связи с невозможностью прямого определения механических свойств горного массива в качестве его количественного показателя в "Руководстве.." принята расчетная (приведенная) прочность пород на сжатие R_c^P, вычисляемая путем умножения предела прочности пород на сжатие " в куске" R_c, устанавливаемого экспериментально по испытаниям образцов слагающих массив пород, на соответствующие эмпирические коэффициенты, принимаемые на основании геологического изучения слоистости, трещиноватости и обводненности горного массива.

4.3.2. В качестве характеристики среды принят расчетный предел прочности на сжатие R_c^P.

При испытаниях пород должны быть изучены свойства всех слоев мощностью более 0,5 м, пересекаемых выработкой :

- в кровле на высоту, равную I,5 ширины выработки;
- в боках на высоту выработки;
- в почве на глубину, равную ширине выработки.

При проведении выработки по породам с пределами прочности, отличающимися не более, чем на 20%, расчет производится по минимальному значению R_c.

Для неоднородной слоистой среды с пределами прочности на сжатие, отличающимися по величине более, чем на 20%, расчет производится по приведенной прочности на сжатие ($\bar{R}_c$) отдельно для кровли $(\bar{R}_к)$, боков $(\bar{R}_б)$ и почвы $(\bar{R}_п)$.

При двух разнопрочных слоях приведенная прочность на сжатие определяется по формуле :

$$\bar{R}_c = \bar{R}_{сл} \cdot \bar{f} \quad , \qquad (4.I.)$$

где : $\bar{f}$ - коэффициент, определяемый по номограмме рис. 4.I. в зависимости от $f = \frac{R_{пр}}{R_{сл}}$ и $\bar{m} = \frac{m_{сл}}{m}$

$R_{пр}, R_{сл}$ - прочность на сжатие соответственно более прочного и более слабого из двух смежных слоев пород, кгс/см^2:

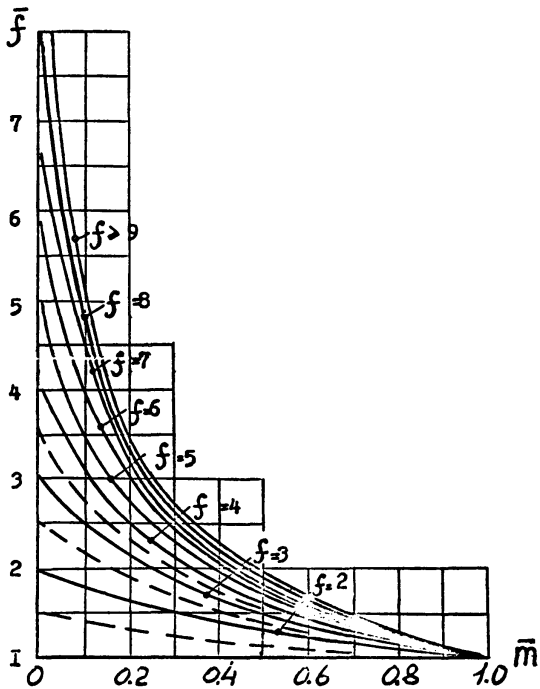


Рис. 4.I Номограмма для определения коэффициента приведённой прочности $\bar{f}$.

рассматриваемых слоев, м.

При наличии слоев более двух приведенная прочность определяется сначала для двух слоев, а затем первые два слоя принимаются за однородной средой с характеристикой R_c и в расчет вводится новый слой и т.д.

Приведенные характеристики $\overline{R}_к$, $\overline{R}_б$ и $\overline{R}_п$ определяются с использованием формулы (4.I.) в зависимости от расчетных мощностей $m_к$, $m_б$ и $m_п$, которые принимаются по вертикальной оси выработки (рис.4.2.) и определяются по формулам :

$$m_к = m_б + 1{,}5\,в$$
$$m_б = h$$
$$m_п = m_б + в \qquad (4.2.)$$

Если по высоте сечения выработки расположены более прочные породы, а в кровле и почве менее прочные, отличающиеся по значению предела прочности на сжатие в два раза и более, то приведенные характеристики слоистых пород кровли и почвы вычисляются без учета пород, расположенных в пределах высоты сечения выработки.

В тех случаях, когда в непосредственной кровле или почве выработки расположен слой однородных прочных или слабых пород мощностью 2,0 м и более, то расчет производится по фактической прочности этих слоев без учета пород, расположенных выше (в кровле) или ниже (в почве) этого слоя.

При наличии обводненности пород снижение их прочности учитывается коэффициентом $f_в$ = 0,8.

Тектоническая нарушенность шахтного поля учитывается коэффициентом $f_т$, определяемом для осадочных пород по табл. 4.I., для метаморфических, изверженных - по табл. 4.2.

Таблица 4.I.

Характеристика тектонической нарушенности пород в пределах шахтного поля	Показатель тектонической нарушенности (*)	Коэффициент тектонической нарушенности $f_т$

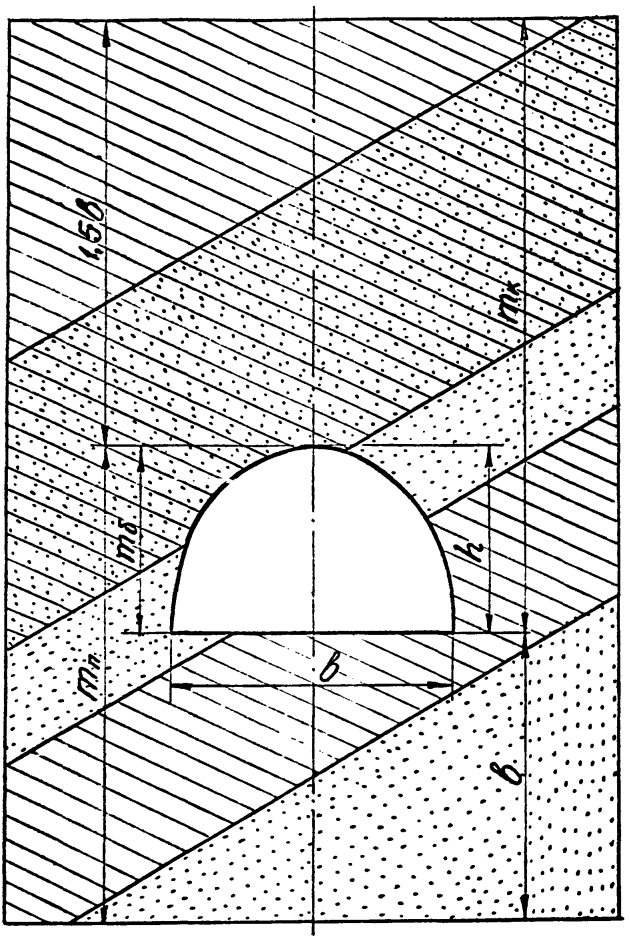


Рис. 4.2. Схема для определения приведенной мощности пород кровли ($m_к$), боков ($m_б$), и почвы ($m_п$).

I	2	3
Практически ненарушенные шахтные поля или имеющие отдельные мелкоамплитудные нарушения	до 50	I,0
Отдельные крупные нарушения на расстояниях свыше ширины зоны влияния нарушения	5I-I00	0,9
Сеть мелкоамплитудной нарушенности на расстояниях свыше ширины зоны влияния нарушения	I0I-I50	0,8
Отдельные крупные нарушения и густая сеть мелкоамплитудной нарушенности на расстояниях от них свыше ширины зоны влияния нарушения	I5I-250	0,65
Значительное количество крупных и мелких разрывных нарушений на расстоянии от них свыше ширины зоны влияния нарушения	250	0,5
Зона нарушения	>250	0,25

*) Определяется в соответствии с "Методическими указаниями по оценке влияния разрывных нарушений на полноту выемки угля на сильно нарушенных месторождениях" Л., ВНИМИ, I975 г.

Таблица 4.2.

Характеристика тектонической нарушенности пород в пределах шахтного поля	Коэффициент тектонической нарушенности $f_т$
I	2
Практически ненарушенные или имеющие редкие мелкоамплитудные нарушения, породы монолитные с отсутствием вторичных изменений	I
Нарушения в отдельных частях месторождения, как правило, малотрещиноватые породы со слабой степенью вторичных изменений (для ослабляющих минералов < I0%)	0,8
Нарушения в отдельных частях шахтного поля присутствуют редкие мелкоамплитудные нарушения, породы средней трещиноватости, структура и текстура незначительно изменены вторичными процессами, содержание вторичных минералов до 30%	0,65

I	2
Нарушение участков шахтного поля, имеется густая сеть мелкоамплитудных нарушений, породы сильнотрещиноватые, структура и текстура средне изменены вторичными процессами, содержание вторичных минералов до 60%	0,45
Значительное количество крупно и мелкоамплитудных нарушений в пределах участка шахтного поля, Наличие зон смятия, окисленности, рассланцованности, дробления. Структура и текстура сильно изменены вторичными процессами, содержание вторичных минералов свыше 60%	0,25

Окончательная расчетная прочность пород определяется по формуле:

$$R_c^P = \bar{R}_c f_в f_т \qquad (4.3.)$$

5. Выбор оптимального расположения и способов охраны выработок

5.I. Капитальные горные выработки должны располагаться на расстояниях, исключающих их взаимное влияние друг на друга. Допустимое расстояние между выработками L_g определяется по формуле:

$$L_g = (B_1 + B_2) K_L , \qquad (5.2.)$$

где $(B_1 + B_2)$ – суммарная ширина выработок, м;

K_L – относительное допустимое расстояние между выработками, определяется по табл. 5.I.

5.2. При выполнении рекомендаций п. 5.I. выработки на участках взаимовлияния должны проходиться одновременно до закрепления их постоянной крепью.

5.3. При проходке выработок по неустойчивым породам вблизи контакта с неустойчивыми породами рекомендуется располагать их таким образом, чтобы непосредственно в кровле или подошве выработки находились устойчивые породы.

5.4. Охрана капитальных выработок от вредного влияния очистных работ может осуществляться применением следующих мероприятий:

– оставление охранных целиков; предварительная отработка залежи полезного ископаемого; рациональный порядок горных работ; закладка выработанного пространства.

Таблица 5.I.

Глубина от поверхности, м	Относительное допустимое расстояние между выработками K_1 при прочности пород R_c^p, кгс/см^2							
	по простиранию				вкрест простирания			
	300	600	900	≥ I200	300	600	900 Ь	≥ I200
300	3,5 / 2,0	I,8 / I,6	I,5 / I,3	I,2 / I,0	I,8	I,5	I,2	I,0
600	4.0 / 2,5	2,0 / I,8	I,7 / I,5	I,4 / I,2	2,2	I,8	I,5	I,2
900	4,5 / 3,0	2,5 / 2,I	2,0 / I,7	I,6 / I,4	2,6	2,I	I,7	I,4
≥ I200	5,0 / 3,5	3,5 / 3,0	2,5 / 2,0	I,8 / I,6	3,0	2,5	2,0	I,5

а) В числителе относительное допустимое расстояние между выработками при пологом и наклонном залегании; в знаменателе - при крутом.

- применение крепей с повышенной несущей способностью и податливостью.

5.5. При охране выработок угольными целиками их ширина по собственному надрабатываемому пластам (для углов падения до 45^0), при креплении выработок жесткой крепью должна приниматься по табл. 5.2.

Таблица 5.2.

Минимальная приведенная прочность пород на контуре выработки R_c^p, кгс/см²	Ширина угольных целиков при глубине разработки, м								
	200	300	400	500	600	700	800	900	≥1000
До 200	70	85	100	110	120	130	140	145	145
300	50	65	80	90	100	110	115	120	120
400	45	50	65	75	85	90	95	100	100
500	40	45	50	60	70	75	80	85	85
600	35	40	45	50	60	65	70	75	75
800 и более	30	35	40	45	50	50	55	55	55

При креплении выработок податливой крепью ширина целиков может быть уменьшена на 25% по сравнению с данными табл. 5.2.

5.6. При крутом залегании пластов ($\alpha \geq 45^0$) размеры целиков для охраны капитальных выработок, закрепленной как податливой, так и тяжелой крепью, уменьшается на 30% по сравнению с целиками при $\alpha < 45^0$.

5.7. Размеры целиков и их расположение для охраны подрабатываемых выработок определяются по действующим правилам охраны.

5.8. Целики, оставленные для охраны капитальных выработок, при их погашении должны быть отработаны.

5.9. Целики для охраны капитальных выработок не оставляются:

а) при креплении выработок жесткой крепью и расположении их ниже разрабатываемого пласта по нормали более 175 м при проходке выработок по весьма неустойчивым породам, более 135 м - по неустойчивым породам,

более 75 м - по породам средней устойчивости и 50 м - при залегании в надрабатываемой толще устойчивых пород большой мощности (более 10м);

- выше разрабатываемого пласта на расстоянии по нормали более 250 мощностей подрабатывающего пласта.

б) при креплении выработок податливой крепью и расположении их:

- ниже разрабатываемого пласта на расстояниях по нормали более приведенных в табл. 5.3.;

- выше разрабатываемого пласта на расстояниях по нормали более приведенных в табл. 5.4;

5.10. Предварительная выемка залежи полезного ископаемого должна проводиться с таким расчетом, чтобы к началу проходки выработки закончилась активная стадия сдвижения массива пород, определяемая в соответствии с Правилами охраны.

5.11. При проведении выработок в надработанной толще они должны располагаться под выработанным пространством вышележащих отработанных залежей. При этом удаление их от кромки массива в сторону выработанного пространства должно быть не менее 1/3 величины междупластья.

Не рекомендуется располагать капитальные выработки под кромками пласта или под целиками.

Таблица 5.3.

Глубина расположения выработки H_p, м	Расстояние между пластом и надрабатываемой выработкой (м) в зависимости от прочности пород на контуре выработки R_c, кгс/см^2						
	300	400	500	600	700	800	⩾ 900
⩽ 600	95	80	65	55	45	35	30
700	105	90	75	65	55	45	40
800	110	95	80	70	60	50	45
900	115	100	85	75	65	55	50
⩾ 1000	120	105	90	80	70	60	55

Таблица 5.4.

Глубина расположения выработки H_p, м	Расстояние между пластом и подрабатываемой выработкой (м) в зависимости от прочности пород на контуре выработки R_c^p, кгс/см^2						
	300	400	500	600	700	800	≥900
≤ 600	I80	I40	II0	80	60	40	40
700	I90	I50	I20	90	70	50	45
800	200	I60	I30	I00	80	60	50
900	205	I70	I40	I05	85	65	55
≥ I000	2I0	I75	I45	II0	90	70	60

6. Выбор типа крепи и определение ее параметров

6.I. Выбор типа крепи

6.I.I. Основным параметром для выбора несущей способности, типа, формы, режима работы крепи (жесткий или податливый) и времени ее установки относительно забоя выработки является величина расчетного максимального смещения пород со стороны кровли или почвы (в вертикальном направлении), боков (в горизонтальном направлении) или в направлении нормали к напластованию.

6.I.2. По величине расчетного максимального смещения пород U выработки разделяются на следующие категории устойчивости:

	U, мм
Устойчивые	< 50
Средней устойчивости	50 – 200
Неустойчивые	200 – 500
Весьма неустойчивые	> 500

6.I.3. Выбор типа крепи камер, горизонтальных и наклонных выработок и их сопряжений производится в зависимости от категории устойчивости и прогнозируемых величин смещений.

а) в устойчивых породах при смещениях $U < 20$ мм допускается поддержание выработок без крепи;

при смещениях $20 \leq U \leq 50$ мм рекомендуются крепи изолирующего или упрочняющего типа (набрызг-бетонная крепь толщиной до 5 см, штанговая крепь или подобные им); параметры крепи изолирующего типа допускается принимать без расчета;

б) в породах средней устойчивости рекомендуются комбинированные крепи из упрочняющего типа и набрызг-бетона, крепи поддерживающего типа без обратного свода (монолитная бетонная, сборная железобетонная, металлическая податливая крепь и др.)

в) в неустойчивых породах рекомендуются крепи поддерживающего типа без обратного свода или с обратным сводом при наличии пучащих пород в почве (монолитная бетонная или железобетонная крепь, сборная железобетонная с податливыми элементами или без них, металлическая податливая в комбинации со штангами и др.). Обратный свод возводится при смещениях в почве $U_n >$ (200 - 300) мм в зависимости от назначения выработки;

г) в весьма неустойчивых породах рекомендуются крепи поддерживающего типа, указанные в п. б) с упрочнением пород приконтурной зоны.

При применении наиболее распространенного способа упрочнения пород путем цементации определяется ее глубина и объем на I п.м. выработки.

Необходимая глубина цементации ($h_ц$) отдельно для кровли и почвы определяется по формуле:

$$h_ц = r \cdot K_t (0{,}2 + 1{,}6U) + 0{,}2 \text{ , м} \qquad (6.1)$$

где:

r - средний радиус контура выработки, м;

K_t - коэффициент снижения величины U в зависимости от времени начала работ по цементации после проведения выработки. Определяется по графику рис.6.1;

U - расчетное максимальное смещение контура выработки соответственно для пород кровли или почвы в м.

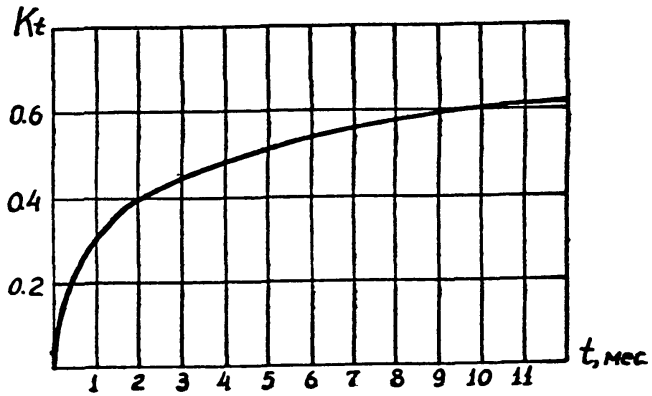


Рис 6.I. График для определения K_t -относительной величины смещений за время t мес. от максимальных смещений за срок службы выработки;
t-время до установки постоянной крепи.

Объем цементации на I п.м. определяется отдельно для верхней половины выработки по кровле и для нижней половины по породам почвы по формуле:

$$V = 0{,}3\, h_ц \left(r + \frac{h_ц}{2}\right) \qquad (6.2)$$

При наличии слоя забутовки за крепью последняя перед проведением работ по цементации тампонируется песчано-цементным раствором. Объем тампонирования ($V_{тамп}$) определяется в зависимости от объема забутовки ($V_{заб.}$) по формуле:

$$V_{тамп.} = 0{,}3 \cdot V_{заб.} \qquad (6.2)$$

При проведении работ по цементации к тампонажу руководствоваться утвержденными инструкциями.

В связи с упрочнением массива необходимо вновь определить расчетные смещения, увеличив при этом расчетную прочность (R_c^P) на 30%.

6.I.4. Окончательные параметры выработок (габариты вчерне и в свету, расход материалов и т.п.), а для натяжной и металлической податливой крепи и конструктивные параметры (глубина анкерования, плотность и тип профиля) принимаются в соответствии с действующими отраслевыми документами.

6.2. Определение проявлений горного давления и выбор параметров крепи в протяженных выработках и камерах сечением до 30 м^2.

6.2.I. Средняя ожидаемая величина $U_{ср}$ определяется за весь срок службы при условии закрепления выработки крепью с минимальным отпором P_{min} , не оказывающим существенного влияния на уменьшение смещений контура по формуле:

$$U_{ср} = U_т \cdot K_{общ}$$

(6.3)

где $U_т$ – среднее смещение пород в выработке для типовых условий сооружения: выработка расположена вне зоны влияния смежных и сопрягающихся выработок, закреплена крепью с минимальным отпором, падение слоев пород или основных плоскостей трещиноватости $\alpha \leq 20^0$, ширина выработки в свету 4 м. Величина $U_т$ определяется по номограмме рис.6.2 в зависимости от расчетной прочности пород кровли, почвы или боков (R_c^p, кгс/см^2), глубины расположения (H^p, м) и срока службы выработки (t, мес). Ход решения по номограмме показан стрелками. К общ – безразмерный коэффициент, зависящий от геологических условий, горнотехнической обстановки сооружения выработок и направления прогнозируемого смещения:

$$K_{общ} = \frac{K_\alpha \cdot K_S \cdot K_\beta}{K_\theta} \qquad (6.4)$$

где

K_α – безразмерный коэффициент, учитывающий влияние угла падения слоев, прочность пород и направление проходки выработки относительно простирания пород, определяется по номограммам (рис.6.3);

K_S – коэффициент, учитывающий влияние размеров сечения выработки, определяется по формуле:

$$K_S = 0{,}25 \cdot B \quad , \qquad (6.5)$$

где

B – ширина выработки в свету, м;

K_β – коэффициент, учитывающий взаимное влияние выработок, пройденных на расстоянии $L < L_\beta$. Допустимое расстояние определяется по формуле (5.2). При $L \geq L_\beta$ коэффициент $K_\beta = 1$.

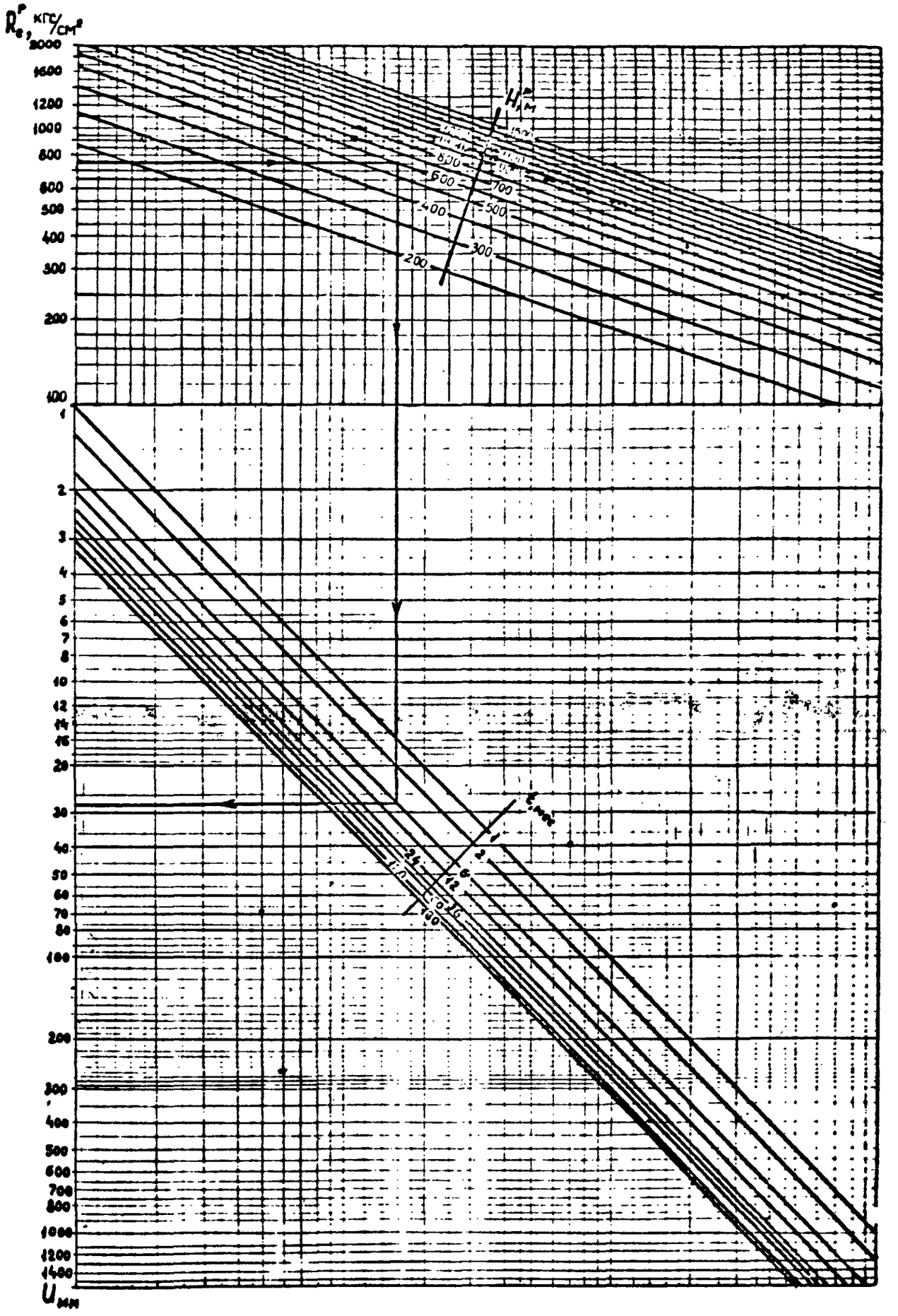


Рис. 6.2. Номограмма для определения смещения U_r

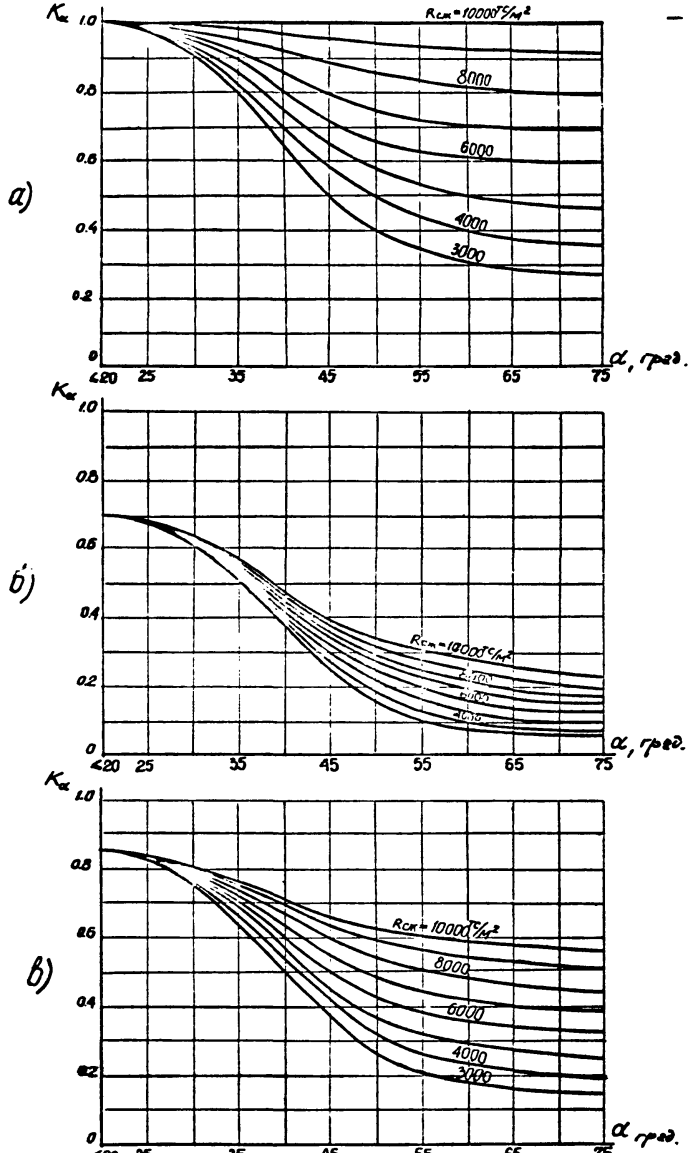


Рис. 6.3. Номограммы для определения коэффициента K_α:
а) – для выработок I группы;
б) – II группы;
в) – III группы.

Величина коэффициента $K_в$ для параллельных выработок, расположенных на расстояниях менее $L_д$, определяется по формуле:

$$K_в = \frac{L_д}{L} \qquad (6.6)$$

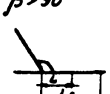
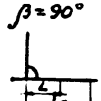
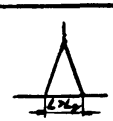
Формула (6.6) справедлива для условий, когда расстояние между выработками $L \geq 10$ м.

Величину коэффициента $K_в$ для различных схем сопрягающихся выработок рекомендуется определять по табл.6.I. в зависимости от угла сопряжения выработок β, типа сопряжения и относительного расстояния от узла сопряжения $\frac{L}{L_д}$, где

$L_д = \frac{L_д}{\sin\beta}$ при $\beta < 90^0$ и $L_д = L_д$ при $\beta > 90^0$

Для треугольного сопряжения (узел с двойным заездом) при $L \leq L_д$ на всём протяжении выработки между узлами принимается $K_в = 3$.

Таблица 6.I.

Относительное расстояние от узла сопряжения $\frac{L}{L_д}$	Значение $K_в$ для типов сопряжений			
	$\beta < 90^0$ 	$\beta > 90^0$ 	$\beta = 90^0$ 	
0,00	2,50	2,50	3,00	3,00
0,25	2,I0	I,75	2,50	2,50
0,50	I,75	I,50	2,00	2,00
0,75	I,40	I,25	I,50	I,50
>I,00	I,00	I,00	I,00	I,00

K_θ - коэффициент, учитывающий направление прогнозируемых смещений.

При определении смещения в вертикальном направлении (со стороны кровли и почвы) K_θ принимается равным I.

При определении бокового смещения (в горизонтальном направлении) K_θ находится по графикам (Рис.6.4) в зависимости от группы выработок и угла падения пород α .

6.2.2. Максимальная ожидаемая величина смещения U за весь срок службы выработки определяется по формуле:

$$U = U_{ср} \cdot K_\gamma \qquad (6.7)$$

где K_γ - коэффициент вариации (надежности) определения максимальных смещений пород за счет неучтенных факторов. В зависимости от назначения выработки и средней величины смещений U ср величину K_γ рекомендуется принимать по табл. 6.2.

Таблица 6.2

Величина U ср мм	K_γ	
	Основные выработки околоствольных дворов	Главные магистральные выработки и вспомогательные околоствольные выработки
< 50	I,6	I,3
50 - 200	I,3	I,I5
200 - 500	I,2	I,I
>500	I,I	I,05

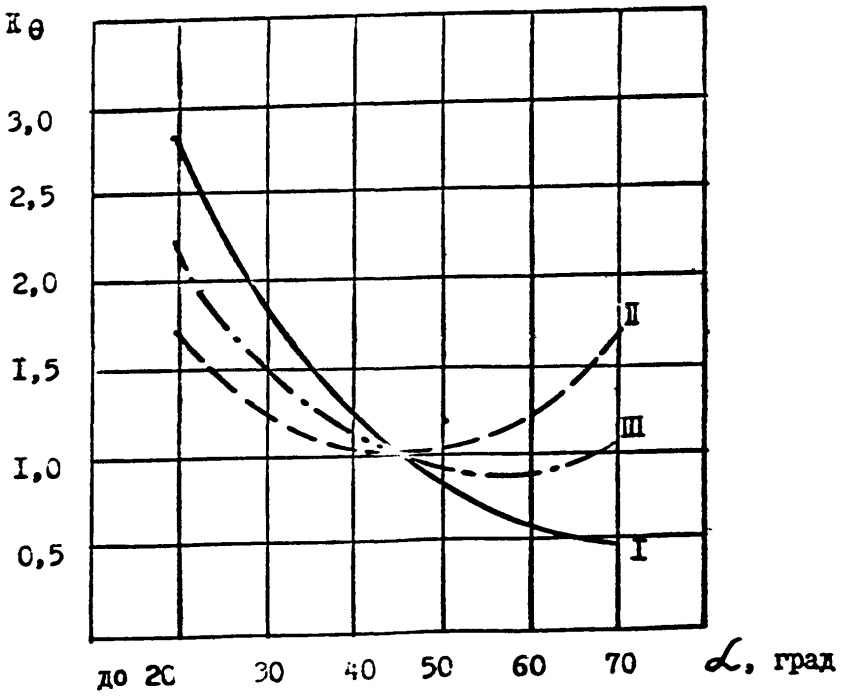


Рис.6.4. Графики для определения коэффициента K_θ.

6.2.3. Для выработок I группы при углах падения пород $20^0 < \alpha < 50^0$ дополнительно определяют смещения контура по нормали к напластованию:

$$U_н = \frac{U_к}{\cos\alpha} \qquad (6.8)$$

где

$U_к$ - смещение со стороны кровли выработки, определяемое по п.п. 6.2.I. и 6.2.2.

6.2.4. Определение нагрузки на крепь по периметру выработки производится по величине расчетных максимальных смещений пород на контуре.

В общем случае, исходя из условий безремонтного поддержания выработок, смещения пород контура должны быть компенсированы за счет смещений, происходящих до установки крепи (U_{c_1}) смещений за счет сжатия забутовки ($U_з$), конструктивной податливости крепи ($U_{кр.}$) и смещений, погашаемых отпором крепи ($U_р$).

При применении металлической податливой крепи, у которой отпор крепи не оказывает существенного влияния на уменьшение смещений пород контура, а сами крепи устанавливаются непосредственно у забоя выработки, величина смещений пород компенсируется только величиной податливости крепи (U кр).

При применении жесткой или ограниченно-податливой крепи компенсация смещений достигается совместным или раздельным использованием технологических ($U_с$, $U_з$) и конструктивных ($U_{кр.}$, $U_р$) мероприятий.

6.2.5. Выбор конструктивных параметров жесткой или ограниченно-податливой крепи (толщины, марки бетона, необходимого армирования) производится по расчетным нагрузкам,

определяемым исходя из условий безремонтного поддержания выработок.

Расчетные нагрузки определяются по максимальным смещениям поочередно в кровле и почве (в вертикальном направлении) в боках (в горизонтальном направлении) и по нормали к напластованию - по номограмме (рис.6.5).

На номограмме по оси абсцисс откладываются величины расчетных максимальных смещений контура выработки U_{max} в заданном направлении (например в кровле). Ось ординат определяет расчетную нагрузку на крепь. Сплошные линии характеризуют влияние отпора крепи в зависимости от величины расчетных максимальных смещений. Эти линии пересекают ось абсцисс через каждые 50 мм. Пунктирная линия определяет величину минимального отпора крепи P_{min} , не влияющего на смещение пород.

Последовательность расчета нагрузок поясняется на схеме (рис.6.6). По оси абсцисс откладывается величина расчетных максимальных смещений U_{max} , которая совмещается с ближайшей сплошной линией.

По этой же оси от начала координат последовательно откладываются смещения, реализуемые до установки крепи U_t, за счет сжатия забутовки $U_з$ и за счет конструктивной податливости крепи $U_{кр.}$. Из точки на оси абсцисс в которой значение смещений равно сумме технологической и конструктивной податливости ($U_t + U_з + U_{кр.}$), восстанавливается перпендикуляр до пересечения со сплошной линией, выбранному по расчетному смещению. Ордината точки пересечения со сплошной линией определяет расчетную нагрузку на крепь Р. Примеры расчета приведены в приложении.

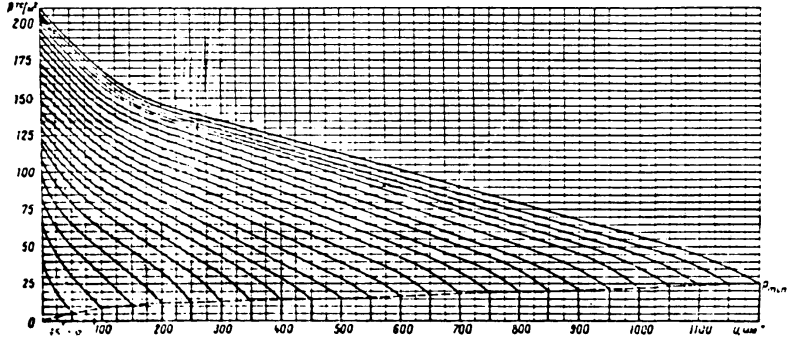


Рис.6.5. Номограмма для выбора расчётной нагрузки на крепь.

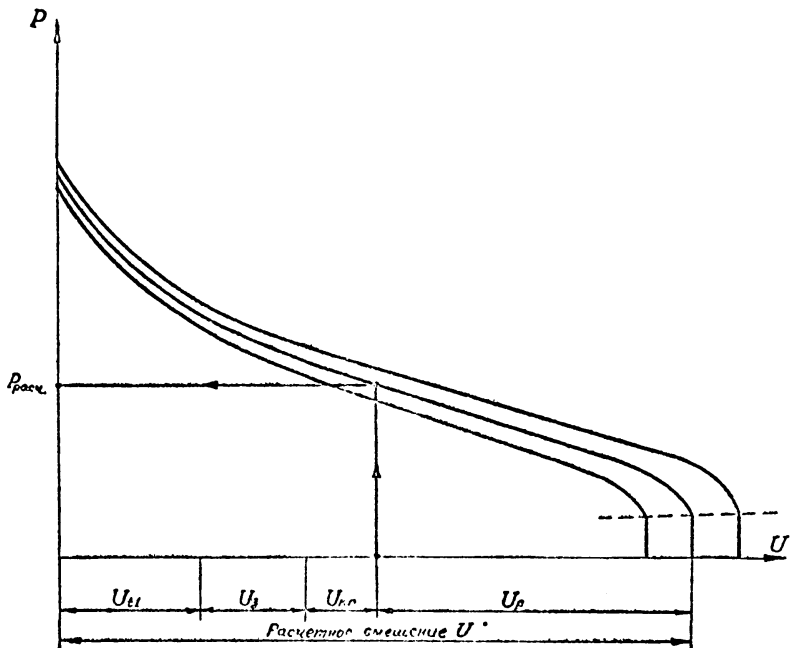


Рис. 6.6. Схема к определению расчётной нагрузки на крепь.

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

$$U_t = U_{max} \cdot K_t \qquad (6.9)$$

где

K_t - определяется по графику (рис.6.I) в зависимости от времени установки крепи.

6.2.7. Смещения, компенсируемые за счет сжатия забутовки U_3, определяются в зависимости от материала забутовки, толщины слоя забутовки и расчетной нагрузки на крепь P. При использовании пород от подрывки величина усадки U_3 приближенно принимается I5 - 25% толщины забутовки. Нижний предел усадки U_3 соответствует расчетной нагрузке 20 $тс/м^2$, верхний - I25 $тс/м^2$.

6.2.8. В зависимости от положения элементов неоднородности слоистой среды на контуре выработки строится эпюра нагрузок на крепь, которая является основным исходным параметром для статического расчета крепи с проверкой прочности опасных сечений.

Предварительный выбор параметров крепи следует производить по максимальной величине p на контуре выработки.

Для предварительного выбора толщины стен монолитной бетонной сводчатой крепи в зависимости от расчетной нагрузки, марки бетона и ширины выработки рекомендуется номограмма Рис. (6.7). Толщина бетонной кровли в своде принимается на 30% меньше, чем в стенах.

В случае применения монолитных железобетонных крепей с жесткой арматурой из двутаврового профиля предварительный выбор плотности установки двутавровых рам для круговой кре-

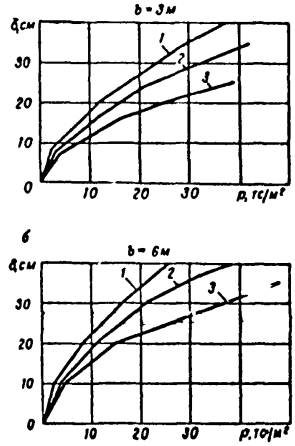


Рис. 6.7. Номограмма для выбора толщины монолитной сводчатой (а) и двухпутевой (б) выработке в зависимости от марки бетона:
1- при марке бетона М150;
2- М200;
3- М300.

пи рекомендуется производить по графику (рис.6.8) в зависимости от расчетной нагрузки на крепь, ширины выработки и номера профиля двутавра. При этом толщина бетона принимается равной 30 см.

В случае применения крепи с выположенным сводом в кровле и почве плотность установки роли увеличивается на 25%. Если выположенный обратный свод применяется только в почве, то для сохранения одинаковой плотности установки крепи бетонировку рам в почве следует производить с отставанием, обеспечивающим снижение нагрузки в почве на 25%.

6.2.9. Окончательный выбор конструктивных параметров жесткой и ограниченно-податливой крепи для неустойчивых и весьма неустойчивых пород осуществляется на основе статического и прочностного расчета (см. раздел 6.4).

Примеры прогнозирования проявлений горного давления, выбора типов и параметров крепи, а также статического и прочностного расчета приведены в приложении I.

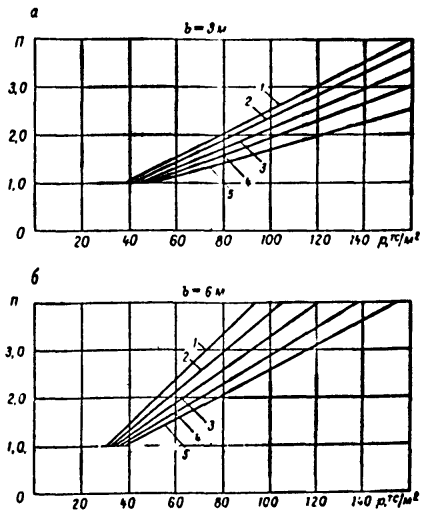


Рис. 6.8. Графики для выбора плотности установки двутавровых рам железобетонной крепи в однопутевой (а) и двухпутевой (б) выработках в зависимости от величины расчётной нагрузки на крепь и номера двутаврового профиля:
1– №16;
2– №18;
3– №20;
4– №22;
5– №24.

6.3. Определение проявлений горного давления и выбор параметров крепи в протяженных выработках и камерах сечением более 30-60м²

6.3.I. Расчетные максимальные смещения контура поперечного сечения камеры (U), по которым оценивается категория устойчивости пород определяется по формуле:

$$U = U_{ср} \cdot K_v^U, \qquad (6.10)$$

$$U_{ср} = U_T \cdot K_S \qquad (6.11)$$

где U_T - среднее смещение пород в камере для типовых условий сооружения: камера расположена вне зоны влияния смежных и сопрягающихся выработок, закреплена крепью с минимальным отпором, ширина камеры вчерне 6м, падение слоев пологое, пройдена по простиранию.

Величина U_T определяется по номограмме рис. 6.9. в зависимости от приведенной прочности пород ($\overline{R_c}$) и приведенной глубины ($\overline{H}$).

K_S - коэффициент, учитывающий влияние размеров сечения выработки определяется по формуле:

$$K_S = 0{,}2(B_к - 1), \qquad (6.12)$$

где $B_к$ - ширина камеры в чорне, м.

K_v^U - коэффициент вариации (надежности) определения максимальных смещений за счет неучтенных факторов, принимаемый в зависимости от типа камеры и величины расчетных смещений $U_{ср}$ по табл. 6.3.

Таблица 6.3.

$U_{ср}$, мм	K_v^U	
	I тип камер	II тип камер
< 50	I,6	I,3
50 - 200	I,3	I,I5
200 - 500	I,2	I,I
> 500	I,I	I,05

К I типу относятся камеры, связанные с необходимостью установки в них машин и механизмов, имеющих фундаменты, камеры подъемных машин

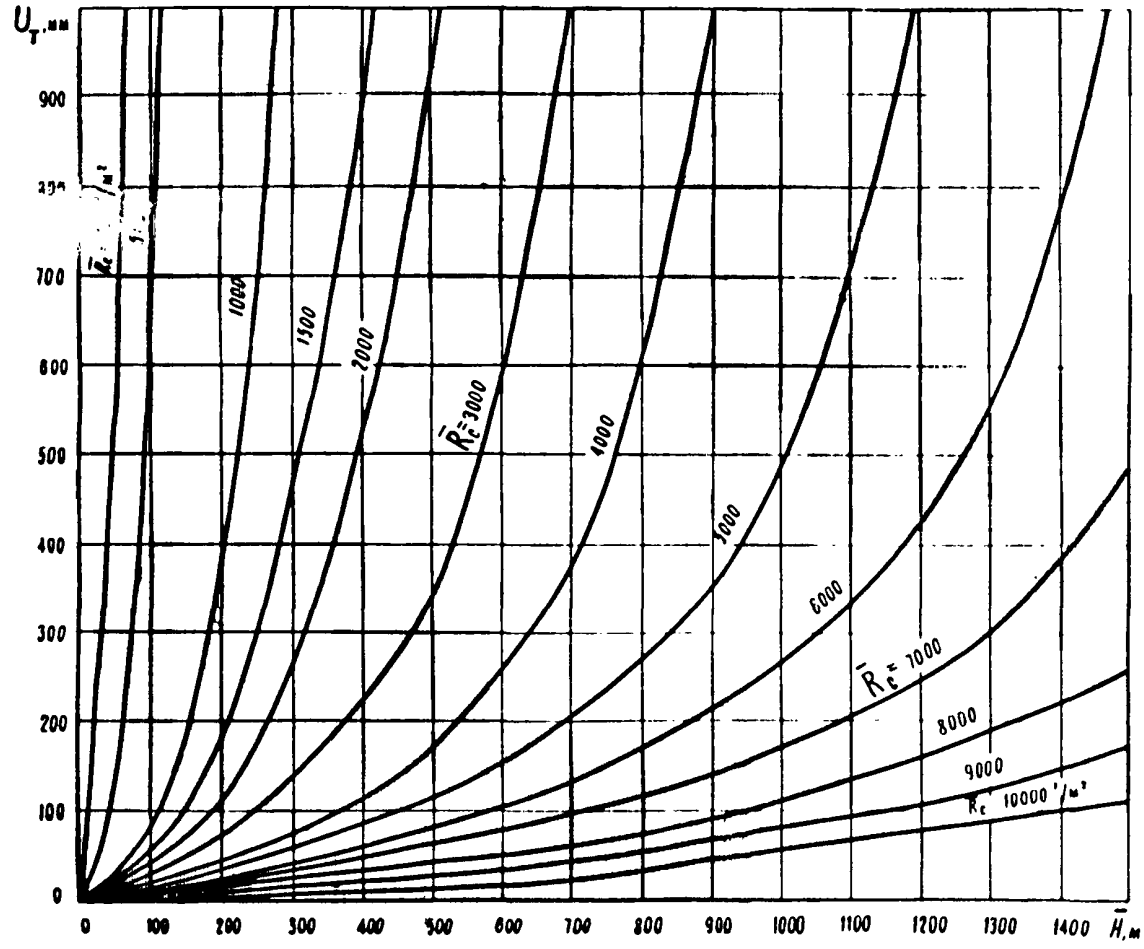


Рис. 6.9. Номограмма для определения $U_т$

камеры загрузочных устройств и др., ко II типу: камеры депо электровозов, текущего ремонта вагонеток, камеры ожидания, склады и др.

Приведенная прочность пород ($\bar{R}_c$) определяется по формуле:

$$\bar{R}_c = R_c^p \cdot K_\alpha \cdot K_H \qquad (6.13)$$

где K_α - коэффициент, учитывающий влияние угла падения пород, (α) определяемый в зависимости от отношения $\frac{H_p}{R_c^p}$ по графику рис. 6.10.

K_H - коэффициент, зависящий от направления проведения выработки. Для выработок, проходимых в направлении простирания слоев или основных систем трещин K_H принимается равным I, вкрест простирания при $\alpha > 20^0$ $K_H = 1,4$.

Приведенная глубина ($\bar{H}$) при расчете камер определяется по формуле: $\bar{H} = H^p \cdot K_2 \cdot K_3 \cdot K_4 \cdot K_5$ (6.14)

где H^p-расчетная глубина расположения камеры, определяемая по 4.2.I

- [illegible];

K_2 - коэффициент, учитывающий направление прогнозируемых смещений и нагрузок на крепь, определяется по табл. 6.4.

Таблица 6.4.

Направление прогнозируемых смещений и нагрузок на крепь	K_2	
	Направление выработки	
	по простиранию	вкрест простирания
в кровле	$\cos\alpha$	I
по нормали к напластованию	I	I
в боках	$0.7 + 0{,}0025\alpha$	0,7
в почве	$0{,}9 \times \cos\alpha$	0,9

K_3 - коэффициент снижения напряженного состояния массива горных пород в камере, в зависимости от отношения $\frac{\bar{l}}{b_к}$, по графику рис.6.II.

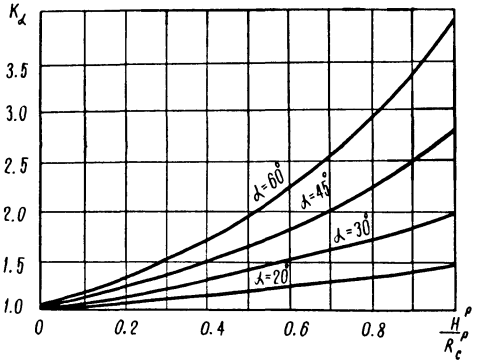


Рис. 6.10 Номограмма для определения коэффициента K_α

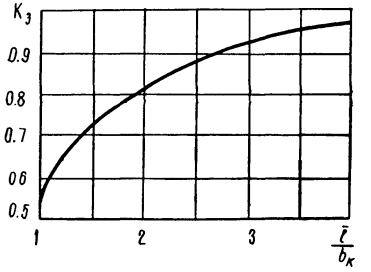


Рис. 6.11 График для определения коэффициента K_3



6.12 График для определения коэффициента K_5

где $\bar{\ell}$ - приведенная длина камеры, принимаемая при примыкании выработок по торцу в зависимости от отношения ширины камеры к ширине примыкающей выработки (ℓ) по табл. 6.5.

Таблица 6.5.

$\ell_к / \ell$	I	I,5	2	$\geqslant 3$
$\bar{\ell}$	∞	I,5 $\ell_к$	I,2 $\ell_к$	$\ell_к$

$\ell_к$ - длина камеры, м.

При примыкании выработок по длинной стороне камеры принимается $\bar{\ell} = \ell_к$ и по табл. 6.6. определяется коэффициент пригрузки K_4.

Таблица 6.6.

$\ell_к / \ell$	K_4	
	при одностороннем примыкании	При двухстороннем примыкании
I	I,40	I,80
I,5	I,30	I,45
2	I,20	I,30
3	I,I3	I,20
4	I,09	I,I5

При проведении вблизи камеры смежной выработки дополнительно вводится коэффициент K_5, определяемый в зависимости от минимального расстояния от контура камеры до контура выработки (L) к ширине выработки (ℓ) по графику рис. 6.I2.

6.3.2. Расчетные максимальные нагрузки на жесткую (бетонную)или железобетонную) крепь определяются по формуле :

$$P = P_т \cdot K_5^{\ell} \qquad (6.I5.)$$

где $P_т$ - средняя нагрузка на крепь для типовых условий: камера распо-

ложена вне зоны влияния смежных и сопрягающихся выработок, закреплена монолитной бетонной или железобетонной крепью, с заполнением за крепного пространства забутовкой, падение слоев пологое. Величина $P_т$ определяется по номограмме рис. 6.I3. в зависимости от приведенной прочности пород ($\bar{R}_c$), определяемой по формуле (6.I3.) и приведенной глубины ($\bar{H}$), определяемой по формуле (6.I4). На рис. 6.I3. сплошными линиями показаны графики, относящиеся к случаю введения крепи в работу через 30 суток после проведения выработки, пунктирными - при установке крепи у забоя.

K_p^p - коэффициент вариации (надежности) определения максимальных нагрузок на крепь за счет неучтенных факторов, принимаемый в зависимости от типа камеры и величины расчетных смещений $U_{ср.}$ по табл. 6.7.

Таблица 6.7.

$U_{ср}$, мм	K_p^p	
	I тип камер	II тип камер
< 50	I,4	I,2
50-200	I,2	I,I
200-500	I,I	I,05
> 500	I,05	I,0

6.3.3. После определения максимальных нагрузок на крепь по элементам выработки : в кровле, по нормали к напластованию, в боках и почве, строится огибающая эпюра нормальных нагрузок и по программе КРЕПЬ (см. раздел 6.4.) производится статический и прочностной расчет крепи.

6.3.4. Выработки, примыкающие к камере на участках взаимовлияния (не менее удвоенного пролета камеры) должны крепиться усиленной

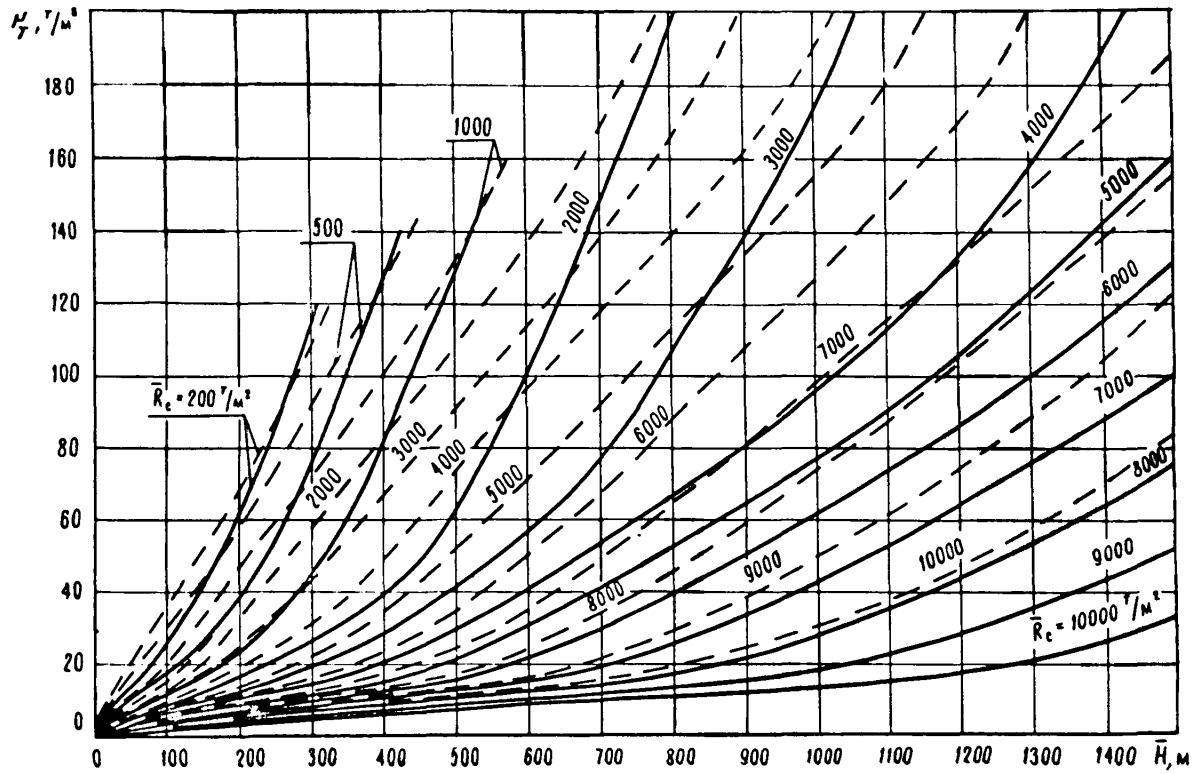


Рис. 6.13 Номограмма для определения p_{T_1}

крепью, параметры которой определяются по разделу 6.2.

6.5. Конструктивные и технологические требования к крепи

6.5.1. Для монолитной бетонной крепи должен предусматриваться бетон марки не ниже М 150 по прочности на сжатие, для железобетонных и блочных бетонных и блочных бетонных конструкций крепи – бетона марки не ниже М 200.

6.5.2. Следует принимать меры по снижению гидростатического давления путем применения фильтрующих типов крепи, дренажа и других мероприятий.

В случаях, когда в проектируемые выработки не допускается проникновение воды, надлежит предусматривать их гидроизоляцию. Применение водонепроницаемых крепей в водоносных породах должно быть специально обосновано.

6.5.3. Применение жесткой металлической двутавровой или с пониженным обратным сводом крепи с железобетонной затяжкой для крепления капитальных выработок не рекомендуется.

6.5.4. Податливые элементы любой конструкции крепи выработок, сооружаемых на крутых и наклонных пластах в направлении простирания следует располагать с учетом ожидаемых максимальных смещений и нагрузок пород по нормали к напластованию.

6.5.5. Монолитную бетонную крепь целесообразно возводить не менее, чем через 30 сут. с момента обнажения пород и удаления забоя выработки не менее, чем на 30 м.

Участок выработки до 30 м от забоя поддерживается на временной крепи.

6.5.6. Монолитная железобетонная крепь с жесткой арматурой (металлическими рамами из двутаврового или специального профиля), устанавливается в две стадии:

металлические рамы устанавливаются у забоя, а затем с отставанием во времени не менее 30 сут производится их бетонировка.

6.5.7. Возведение бетонной крепи на сопряжениях выработок и в камерах целесообразно производить после их проведения на расстояние, исключающее взаимное вредное влияние.

6.4. Статический и прочностной расчет крепи на ЭВМ по программе "КРЕПЬ"

6.4.I. Алгоритм программы статического расчета "КРЕПЬ" основан на методе начальных параметров.*)

6.4.2. Область применения программы "КРЕПЬ" ограничивается замкнутыми и незамкнутыми конструкциями жесткой и ограниченно-податливой крепи:

а) монолитная бетонная и железобетонная с гибкой и жесткой арматурой;

б) сборная из мелких и крупных блоков без прокладок и с прокладками в шарнирных стыках;

в) сборная из чугунных и железобетонных тюбингов с шарнирными стыками или со связями растяжения в стыках.

6.4.3. При расчете сборной крепи используется расчетная схема Метрогипротранса, учитывающая активную нагрузку на части контура и реактивный нормальный отпор на остальной части контура (рис. 6.I4.а). При учете сил трения вводится угол трения $\varphi^* = \operatorname{arctg} f^*$ (где f^* - коэффициент трения крепи по породе).

При расчете мелкоблочной шарнирной крепи (не более 20 блоков) одновременно с прочностным расчетом производится проверка устойчивости крепи с учетом ее геометрической нелинейности.

При расчете монолитных конструкций используется расчетная схема с касательным отпором (рис. 6.I4.б)

---

*) Текст программы "КРЕПЬ" на языке ФОРТРАН-IУ применительно к ЭВМ "МИНСК-32" имеется во ВНИМИ и по запросам проектных и производственных организаций может быть им передан.

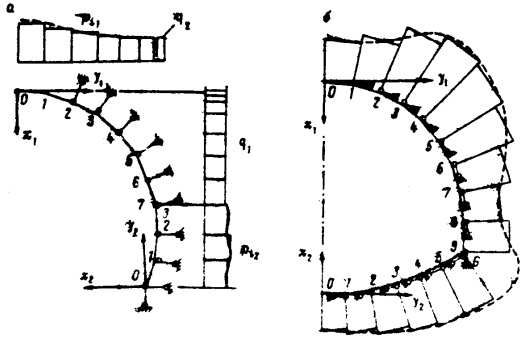


Рис. 5.14 Расчетная схема крепи

а) незамкнутой сборной с нормальным отпором

б) замкнутой монолитной с касательным отпором

Если расчетные нагрузки действуют только со стороны кровли (при устойчивых породах почвы и боков), то при расчете незамкнутой монолитной крепи боковые нагрузки принимаются равными нулю и используется расчетная схема с нормальным отпором. (Рис. 6.11.а). При этом силы трения по контакту крепи с массивом учитываются также как и при расчете сборной крепи.

6.4.3. Эпюра нагрузок на крепь строится по характерным расчетным значениям в кровле ($P_К$), по нормали к напластованию ($P_Н$), в боках ($P_Б$) и в почве ($P_П$) для протяженных выработок по п.п.6.25-6.28 для камер – по п. 6.32. При применении крепи с выположенным обратным сводом на участках стыковки стен с обратным сводом расчетную нагрузку следует увеличить на 20-30% по отношению к боковой.

Окончательная эпюра строится плавным соединением характерных значений нагрузок.

6.4.4. В зависимости от контактных условий и принятой расчетной схемы определяются коэффициенты нормального отпора:

$$K_\sigma = \frac{E}{12\,r_к}\,\Lambda_\sigma \qquad (6.19)$$

или касательного отпора:

$$K_\tau = \frac{E}{15\,r_к}\,\Lambda_\tau \qquad (6.20)$$

где E – модуль упругости пород:

Λ_σ и Λ_τ – коэффициенты, определяемые по графикам рис. 6.12 в зависимости от относительных размеров забутовки $C_з = \frac{r_з}{r_к}$ (где $r_з$ – наружный радиус забутовки, $r_к$ – наружный радиус крепи).

При расчете незамкнутой крепи вводится жесткость опор, определяемая по приближенной формуле:

$$\overline{K} = 3\cdot 10^{-2}\cdot E \qquad (6.21)$$

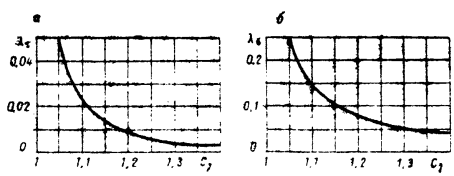


Рис. 6.12 Графики для определения коэффициентов нормального и касательного отпора

а) касательного отпора; б) нормального отпора.

Модуль упругости пород (Е) при отсутствии данных испытаний может быть определен приближенно по корреляционной формуле:

$$E = a R_c + b \qquad (6.22)$$

где R_c - предел прочности на сжатие, тс/м^2;

a, b - коэффициенты определяемые в зависимости от типа породы по табл. 6.9

Таблица 6.9

Тип породы	$a \cdot 10^{-3}$	$b \cdot 10^{-6}$
Песчаник	0,226	1,22
Алевролит	0,245	1,24
Аргиллит:		
по нормали к напластованию	0,242	0,16
вдоль напластования	0,585	0,95

6.4.5. При расчете крепи ее криволинейное очертание в расчетной схеме заменяется полигональным, состоящим из прямолинейных отрезков. При этом вводится две системы координат (рис. 6.14.а). Максимальное количество элементов в каждой системе координат не должно превышать 10.

Расположение шарниров в расчетной схеме может быть неравномерным и должно соответствовать расположению шарниров в реальной конструкции. Между шарнирными узлами в расчетной схеме (рис. 6.14, а) должен быть, по крайней мере, один узел, расположенный на монолитном участке. На монолитном участке должен располагаться и общий для обеих систем координат узел.

Задание геометрии конструкции может быть выполнено в двух

вариантах: для криволинейной конструкции – через радиус и центральный угол элемента, для прямолинейных участков – через длину элемента и угол его наклона к оси ox.

При расчете криволинейной незамкнутой крепи во II системе координат вводится начальный центральный угол. Пояснение к его определению приведено на рис. 6.13.

Задание нагрузок при расчете крепи может быть выполнено в двух вариантах. По первому варианту задается эпюра распределенных по проекциям на оси координат нагрузок. Нагрузки, действующие в направлении осей ox_I и ox_2, задаются на каждый элемент (P_{im}), а в направлении осей oy_1 и oy_2 задаются равномерно распределенные нагрузки соответственно q_1 и q_2.

По второму варианту на каждый элемент задается радиальная (постоянная в пределах элемента) нагрузка (P_{im}). При этом величины: $q_1 = 0$ и $q_2 = 0$.

В качестве исходных данных к программе "КРЕПЬ" вводятся следующие признаки и параметры:

$n1$ – количество элементов в расчетной схеме для I системы координат ($max\ n1 = 10$);

$n2$ – количество элементов в расчетной схеме для II системы координат ($max\ n2 = 10$);

$A_1 = \begin{cases} 1 - \text{при расчете с нормальным отпором (рис. 6.14.а);} \\ 0 - \text{при расчете с касательным отпором (рис. 6.14.б);} \end{cases}$

$A_2 = \begin{cases} 1 - \text{нагрузка задана в радиальном к контуру крепи направлении (рис. 6.14.б);} \\ 0 - \text{нагрузка задана в проекциях на оси координат (рис.6.14.а)} \end{cases}$

$A_3 = \begin{cases} 1 - \text{при расчете монолитной крепи;} \\ 0 - \text{при расчете сборной крепи;} \end{cases}$

$A_4 = \begin{cases} 1 - \text{при расчете замкнутой крепи (рис. 6.14.б);} \\ 0 - \text{при расчете незамкнутой крепи (рис. 6.14.а);} \end{cases}$

$A_5 = \begin{cases} 1 - \text{при расчете бетонной крепи;} \\ 0 - \text{при расчете железобетонной крепи с жесткой арматурой ;} \end{cases}$

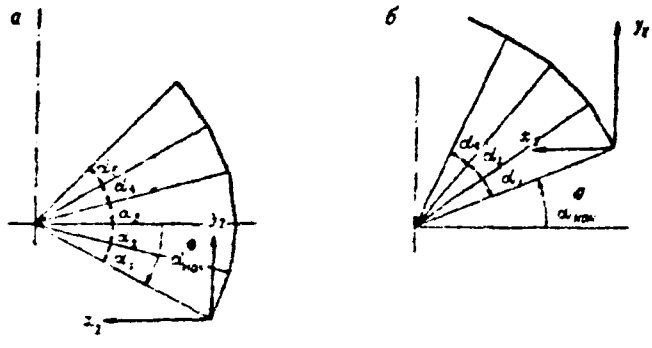


Рис. 6.13 Схема к определению угла
а $\alpha^{0}_{нач} < 0$; б. $\alpha^{0}_{нач} > 0$

KI – количество итераций (при расчете монолитной крепи KI=I, крепи сборной – KI = 20);

φ^* $\begin{cases} \varphi^* \\ 0 \end{cases}$ – угол трения в градусах при расчете с учетом сил трения; – при условии проскальзывания или при $A_I = 0$;

q_1, q_2 – распределенные нагрузки в направлении оси oy в I и во II системах координат, тс/м^2; (при $A_2 = I$, $q_1 = q_2 = 0$);

$\alpha^\circ_{нач}$ – начальный центральный угол в град. (рис. 6.13); (при $A_4 = I$, $\alpha^\circ_{нач} = 0$);

$\overline{K}_{o2}$ – жесткость опоры в узле 02, тс/м, (при $A_4 = I$, $\overline{K}_{02} = 0$);

R_u – прочность бетона на изгиб, тс/м^2;

n – количество рам жесткой арматуры на I п.м (при $A_5 = I$, $n = 0$);

N_I – номер двутавра (при $A_5 = I$, $N_I = 00$);

$R_{аж}$ – расчетное сопротивление жесткой арматуры, тс/м^2;

m_a – коэффициент условий работы, $m_a = 0{,}8$; (при $A_5 = I$, $m_a R_{аж} = 00000$);

$E_к$ – приведенный модуль упругости материала крепи, тс/м^2;

Далее по строкам вводится таблица чисел в следующей последовательности: для элементов I системы координат, начиная с $i = I$ до $i = n1$, $K_i, S_i, \alpha_i, R_i, Z_i, (E_к J)_i, (E_к F)_i, P_i$; (где i – номер элемента) и далее в аналогичной последовательности для II системы координат с $i = I$ до $i = n2$.

Обозначение приведенных выше параметров:

K_i – коэффициент нормального (K_σ) или касательного (K_τ) отпора, тс/м^2;

$S_i = \begin{cases} I \\ 0 \end{cases}$ – при задании геометрии крепи через радиус (R_i) и центральный угол (α_i); – при задании длины элемента (R_i) и его угла наклона (α_i) к оси OX;

R_i, α_i – в зависимости от признака S_i задается соответственно в метрах и градусах;

$Z_i = \begin{cases} 1 - \text{при расположении конца } i\text{-того элемента на монолитном участке;} \\ 0 - \text{то же в шарнире;} \end{cases}$

$(E_к J)$, $(E_к F)$ – жесткость i-того элемента соответственно на изгиб (тс/м^2) и на сжатие (тс);

P_i – в зависимости от признака A_2 значение радиальной (A_2= 1) или равномерно-распределенной в направлении оси OX (A_2= 0) нагрузки на элемент тс/м^2.

Исходные данные должны быть в строго указанной последовательности пробиты на перфокартах.

Для удобства исходные данные рекомендуется представлять в табличной форме (табл. 6.10). Таблица рассчитана на максимальное количество элементов в расчетной схеме. Каждая строка исходных данных, представляемых в табл. 6.10 должна пробиваться на отдельной перфокарте. При этом необходимо учесть, что первый столбец чисел, указывающий номер элемента, является вспомогательным и при пробивке перфокарт он не учитывается.

В связи с тем, что задаваемые исходные числа изменяются в широком диапазоне, формат их представления также различен и для них в табл. 6.10 отведено различное количество позиций. Так для задания признаков: A_1, A_2, A_3, A_4, A_5, S_i, Z_i отведено по одной позиции (0 или 1).

Значения параметров $\overline{K_{oz}}$, R_u, m_a, R_{am}, $E_к$, K_i, $(E_к J)_i$, $(E_к F)_i$ задаются по форме чисел с плавающей запятой. Причем, если число занимает не более 5 позиций, оно может быть задано в форме действительного числа с фиксированной запятой.

Например:

$\overline{K_{oz}}$ = 25000 тс/м; $(E_к J)_i$ = 1200 тс/м

2	5	0	0	0

или

2	.	5	E	4

1	.	2	E	3

или

1	2	0	0	.

$n1$		$n2$		A_1	A_2	A_3	A_4	A_5	KI		φ^*		q_1			q_2			$\alpha_{нач}$			$\bar{K}_{o2}$					R_u				n	NI		$m_u R_{ож}$					$E_к$				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44

N n/n	K_{im}					S_{im}	α_{im}					R_{im}					Z_{im}	$(EJ)_{im}$					$(EF)_{im}$					P_{im}		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30

$A_I = \begin{cases} \text{I–нормальный отпор} \\ \text{0–касательный отпор} \end{cases}$ $A_3 = \begin{cases} \text{I–в узле 0 нет шарнира} \\ \text{0–в узле 0 шарнир} \end{cases}$ $A_5 = \begin{cases} \text{I–бетонная крепь} \\ \text{0–ж.б. крепь с жёсткой арматурой} \end{cases}$

$A_2 = \begin{cases} \text{I–нагрузка радиальная} \\ \text{0–нагрузка распределенная} \end{cases}$ $A_4 = \begin{cases} \text{I–замкнутая крепь} \\ \text{0–незамкнутая крепь} \end{cases}$ $S_{im} = \begin{cases} \text{I–при задании } R_{im} \\ \text{0–при задании } \ell_{im} \end{cases}$ $Z_{im} = \begin{cases} \text{I–монолитный узел} \\ \text{0–шарнирный узел} \end{cases}$

Параметры: $n1, n2, KI, \varphi^*, q_1, q_2, \alpha_{max}, n, N_I, R_i$ задаются в форме целых чисел, причем, если задаваемое число содержит меньше цифр, чем количество отведенных позиций, то первые лишние позиции заполняются нулями

Например: $q = 20$ | 0 | 2 | 0 | ; $n1 = 8$ | 0 | 8 |

Параметры α_i, R_i задаются в форме действительных чисел с фиксированной запятой.

Например:

R_i = 10,5 м

| 0 | I | 0 | · | 5 |

или

| I | 0 | · | 5 | 0 |

α_i = 105^0, 0

| I | 0 | 5 | · | 0 |

или

| 0 | I | 0 | 5 | · |

Для контроля вводимой исходной информации перед выдачей результатов расчета на печать выдается таблица исходных данных.

Результаты расчета выдаются на печать в следующем порядке:

$U\ (i,m)$ - перемещения узла i в направлении оси OX;

$R\ (i,m)$ - реакция нормального или касательного упругого отпора, распределенная по длине элемента; m - номер системы координат.

Основными расчетными параметрами, по которым определяется прочность и несущая способность конструкции крепи, являются нормальные силы $N\ (i,m)$ и изгибающие моменты $M\ (i,m)$ в узлах.

Для бетонной и железобетонной крепи с жесткой арматурой прочностной расчет выполняется в автоматическом режиме и на печать выдается предельная несущая способность крепи $NS\ (i,m)$. Сопоставление несущей способности крепи $NS\ (i,m)$ с нормаль-

ными силами N (c, m) в соответствующих узлах конструкции позволяет судить о запасе несущей способности крепи.

В последних двух столбцах таблицы результатов, на печать выдаются толщина бетона и количество рам жесткой арматуры, обеспечивающих прочность конструкции. Если рамы жесткой арматуры не требуются, то в последнем столбце печатаются звездочки.

Расчетные характеристики прокатной стали и бетона представлены соответственно в табл. 6.II и 6.I2

Таблица 6.II.

Расчетное сопротивление	марка стали		
	ст 3	ст 4	ст 5
R_a, тс/м^2	2I000	2I000	23000

Таблица 6.I2.

Механическая характеристика	Материал крепи	Проектная марка бетона по прочности				
		I50	200	300	400	500
$R_и$, тс/м^2	железобетон	800	I000	I600	2I00	2500
	бетон	700	900	I400	-	-
$E_б$, тс/м^2	бетон	$2{,}30 \cdot 10^6$	$2{,}65 \cdot 10^6$	$3{,}15 \cdot 10^6$	$3{,}50 \cdot 10^6$	$3{,}80 \cdot 10^6$

Модуль упругости железобетонной крепи с жесткой арматурой определяется по формуле:

$$E_к = E_б\left(1 + \frac{E_{ст} \cdot n \cdot F_a}{E \delta F}\right) \quad , (тс/м^2) \qquad (6.23)$$

Моменты инерции (J) и площади поперечного сечения (F) в зависимости от толщины монолитной крепи (δ) представлены в таблице:

Таблица 6.13.

Толщина крепи δ, м	Момент инерции J, $м^4$	Площадь поперечного сечения F, $м^2$
0,20	$0,67 \cdot 10^{-3}$	0,20
0,25	$1,32 \cdot 10^{-3}$	0,25
0,30	$2,24 \cdot 10^{-3}$	0,30
0,35	$3,56 \cdot 10^{-3}$	0,35
0,40	$5,4 \cdot 10^{-3}$	0,40
0,45	$7,6 \cdot 10^{-3}$	0,45
0,50	$10,4 \cdot 10^{-3}$	0,50

Расчет предельной несущей способности железобетонной крепи с гибкой арматурой производится по СНиП II-56-77, а крепи из чугунных тюбингов – по СНиП II-В.3-62.

Примеры расчета крепи приведены в прил. I и 2.

ПРИЛОЖЕНИЕ I.

Выбор типа и параметров крепи, статического и прочностного расчета крепи протяженной выработки.

Исходя из условий безремонтного поддержания требуется выбрать рациональный тип крепи для участка квершлага длиной 200 м в пределах околоствольного двора запроектированного на глубине I300 м от поверхности и определить параметры крепи.

Исходные данные:

глубина H= I300 м; угол падения пород α= I0^0; площадь поперечного сечения выработки в свету $S_{св}$ = I8 м^2 (ширина b = 5,9, высота h = 3,6 м). Вмещающие породы на рассматриваемом участке квершлага представлены песчанистыми сланцами с пределами прочности от 650 кгс/см^2 (кровля) до 8I0 кгс/см^2 (блока и почвы). Расстояние от квершлага до параллельной выработки, имеющей ширину 4 м, составляет 30 м. Срок службы горизонта t= I5 лет.

Решение.

I. Пределы прочности пород на рассматриваемом участке квершлага отличаются менее чем на 20%. Поэтому в соответствии с п.4.3.2. расчетную прочность в кровле, почве и боках выработки принимаем R_c^P= 650 кгс/см^2.

2. Допустимое расстояние между выработками определим по формуле (5.2)

$$L_g = (b_1 + b_2) K_L = (5,9 + 4) \cdot 2,5 = 25 \text{ м}$$

Таким образом, выработка находится вне влияния смежных.

3. Определяем ожидаемое смещение пород в кровле, почве и боках квершлага за весь срок службы выработки в соответствии с п.6.2I и проводим оценку устойчивости пород.

Определяем среднее смещение в кровле

$$U_{кр} = U_t \cdot K_{общ}$$

$$K_{общ} = \frac{K_L \cdot K_S \cdot K_B}{K_\theta}$$

По номограмме рис. 62 определяем U_t = 370 мм. Для выработок II группы по рис. 6.3 определяем K_L = 0,7. K_S = 0,25 β = = 0,25 · 5,9 = I,47; K_θ = I; K_β = I,

$$U_{cp} = 370 \cdot \frac{0,7 \cdot I,47 \cdot I}{I} = 380 \text{ мм.}$$

Прочность пород в почве такая же как и в кровле. Поэтому перемещение в почве принимаем без расчета U_{cp} = 380 мм. По табл.6.2 определяем K_y = I,2. Максимальные смещения в кровле и почве составят $U_к = U_п$ = 380 · I,2 = 460 мм.

Для расчета средних смещений в боках выработки определяем величину K_θ по графику (рис. 6.4) K_θ = I,7. Остальные параметры остаются без изменения

$$U_{cp} = 370 \cdot \frac{0,7 \cdot I,47 \cdot I}{I,7} = 225 \text{ мм.}$$

По табл. 6.2 определяем K_y = I,2 и находим максимальное смещение со стороны боков выработки

$$U_б = 225 \cdot I,2 = 270 \text{ мм}$$

4. В соответствии с п. 6.I.2 породы на рассматриваемом участке квершлага относятся к категории неустойчивых. Принимаем для крепления квершлага, согласно п. 6.I.3, монолитную железобетонную крепь в жесткой арматурой из двутаврового профиля. При этом металлические рамы из двутаврового профиля предусматривается устанавливать вблизи забоя, а затем с отставанием во времени на 2 месяца производить их бетонировку.

Определяем по п. 6.2.6 смещения, которые произойдут к моменту бетонировки двутавровых рам (U_t) в кровле и боках выработки. Для этого по графику (рис. 6.I) находим величину K_t.

При t_1 = 2 месяца K_t = 0,4. Смещения в кровле и почве $U_t = U_к \cdot K_t$ = = 460 · 0,4 = 184 мм. Смещения в боках $U_б$ = 270 · 0,4 = 108 мм.

В соответствии с пп. 6.2.4 – 6.2.5 определяем расчетную величину нагрузки на крепь последовательно в кровле, почве и боках выработки. С этой целью по номограмме (рис. 6.5 на оси абсцисс откладываем расчетное максимальной смещение в кровле (460 мм). Для определения расчетной нагрузки используем ближайшую сплошную линию отпора крепи, которая пересекает ось абсцисс на отметке 450 мм. По этой же оси от начала координат откладываем смещения реализуемые к моменту бетонировки крепи U_t = 184 мм. В рассматриваемом примере податливость крепи и забутовка отсутствуют, т.е. $U_з$ = 0, $U_к$ = 0. Из точки на оси абсцисс (184 мм) восстанавливаем перпендикуляр до пересечения со сплошной линией, выбранной по расчетному смещению. Ордината точки пересечения определяет расчетную нагрузку на крепь; P = 75 тс/м^2.

Аналогичным образом определяем расчетную нагрузку со стороны боков выработки, откладывая на оси абсцисс расчетное максимальное смещение $U_{б\,max}$ = 270 мм и U_t = 108 мм.

Расчетная боковая нагрузка составляет 68 тс/м^2. Расчетную нагрузку со стороны почвы принимаем равной 75 тс/м^2, так как смещения в кровле и почве равны. Определяем по графику (рис. 6.8) ориентировочную плотность установки двутавровых рам. При P = =75 тс/м^2 и профиле двутавра № 24 плотность n составляет 2 рамы на 1 п.м. Принимаем крепь с выполненным сводом в кровле и почве выработки. В соответствии с п. 6.28 необходимо увеличить плотность на 25%, т.е. принимаем n = 2,5 рамы/ 1 п.м. Окончательные габариты выработки с размещением в ней транспортных средств и оборудования выбираются по действующим типовым проектам для этого вида крепи.

Таким образом, рассматриваемый участок квершлага необходи-

но закрепить жесткой железобетонной крепью с арматурой из двутавра № 24 при плотности установки рам n = 2,5 рамы/ I п.м.

Рассмотрим также случай для этого участка, когда выработка пройдена с небольшим перебором и при установке крепи применена забутовка толщиной 30 см.

В этом случае необходимо определить суммарное смещение, реализуемое до установки крепи U_t и за счет уплотнения забутовки $U_з$, а затем по номограмме (рис. 6.5) определить расчетную нагрузку на крепь пов величине расчетного максимального смещения U поочередно в кровле, почве и боках выработки. В соответствии с п. 6.2.7. принимаем величину усадки забутовки при P = 75 тс/м^2 равной 20% от толщины слоя забутовки (30 см). Следовательно, величина $U_з$ составит 60 мм Следовательно, величина $U_з+U_t$ для кровли составит I84+60=244мм, для боков - I08+60=I68мм.

Пользуясь номограммой (рис. 6.5) определяем расчетную величину нагрузок на крепь с учетом совместного влияния U_t и $U_з$ поочередно в кровле, почве и боках выработки. Получаем $P_к$ = 63 тс/м^2, $P_п$ = 63 тс/м^2, $P_б$ = 50 тс/м^2.

Наличие забутовки несколько снизило величину P, поэтому снова необходимо уточнить плотность установки двутавровых рам по графику (рис. 6.8) по максимальной величине P. Для профиля двутавра № 24 при P = 63 тс/м^2 плотность составляет I,5 рамы на I п.м. С учетом применения выположенного обратного свода увеличиваем плотность на 25%, т.е. принимаем плотность 2 рамы /I п.м.

5. По программе КРЕПЬ производим статический и прочностный расчет замкнутой железобетонной крепи с жесткой арматурой.

Рассмотрим два варианта расчета:

I) при отсутствии забутовки $Δ_з$ = 0;

2) при толщине забутовки $Δ_з$ = 0,3 м.

По габаритам выработки и по принятым конструктивным параметрам принимаем очертание крепи (рис. п. I.I, левая половина).

Расчетная схема в соответствии с разделом 6.4 для железобетонной крепи принимается с касательным отпором (рис. п. I.I – правая половина).

В I системе координат принимается разбивка осевой линии крепи на девять прямолинейных элементов, во II – на пять. Далее в соответствии с полученными нагрузками на крепь строятся эпюры нагрузок для двух вариантов (рис. П.I.I). В расчетной схеме плавное очертание эпюры заменяется дискретным, при этом в пределах каждого элемента значение радиальной нагрузки принимается постоянным.

Очередность подготовки исходных данных к расчету принимается в соответствии с разделом 6.4.

Определяем коэффициент касательного отпора K_τ и величину E. Для песчанистых сланцев с R_c^P = 6500 тс/м^2 величина E = 245 . 6500 + I,24 . I0^6 = 2,84 . I0^6 тс/м^2. Для случая без забутовки λ_τ=I.

$$K_\tau = \frac{2{,}84 \cdot 10^6}{1{,}5 \cdot 3{,}35} = 5{,}5 \cdot 10^5 \text{ тс/м}^2.$$

Для второго варианта расчета определяем λ_τ и K_τ.

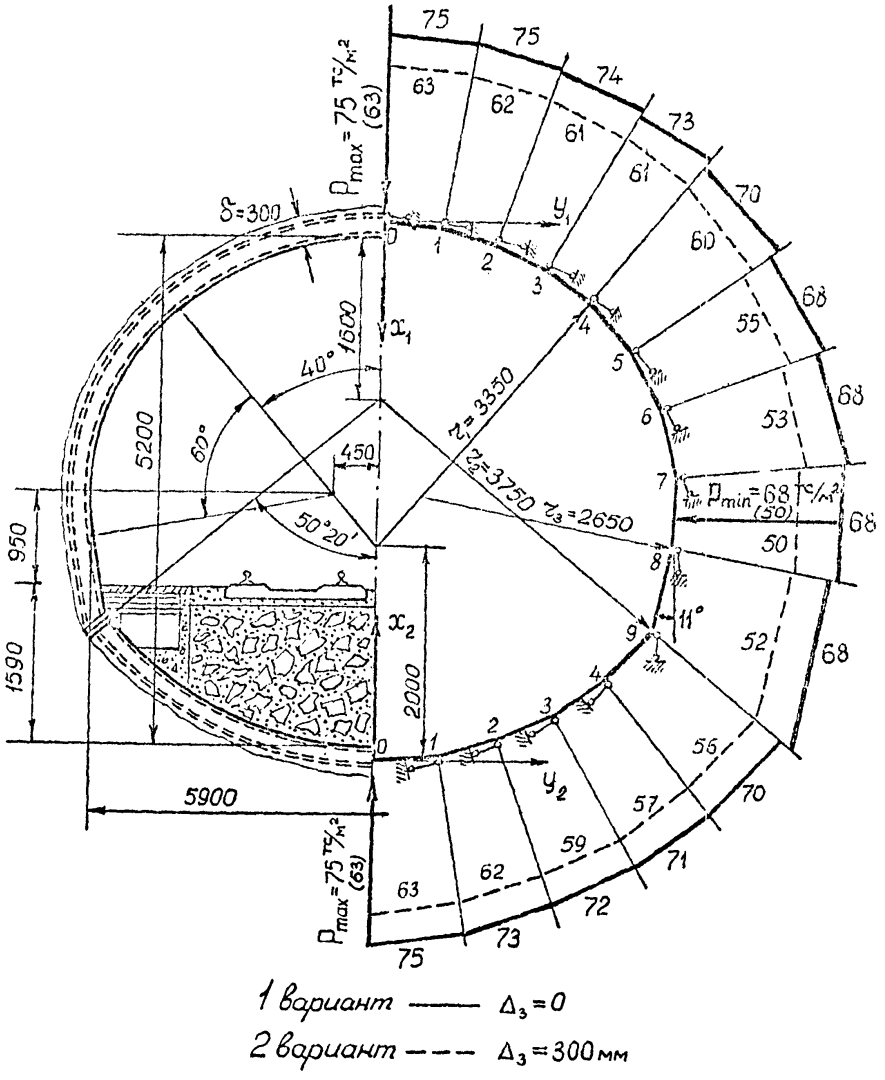
Предварительно находим величину относительного размера забутовочного слоя C_3 и, пользуясь графиком (рис. 6.I2), определяем :

$$C_1 = \frac{3{,}35 + 0{,}3}{3{,}35} = 1{,}09; \qquad \lambda_\tau = 0{,}025$$

$$C_2 = \frac{2{,}65 + 0{,}3}{2{,}65} = 1{,}13; \qquad \lambda_\tau = 0{,}015$$

$$C_3 = \frac{3{,}75 + 0{,}3}{3{,}75} = 1{,}08; \qquad \lambda_\tau = 0{,}030$$

Величина K_τ для второго варианта расчета будет равна:



1 вариант —— $\Delta_3 = 0$

2 вариант – – – $\Delta_3 = 300$ мм

Рис. П.1.1. Очертание и расчётная схема замкнутой железобетонной крепи с жёсткой арматурой и вытянутыми сводами.

$$K_\tau = \frac{2{,}84 \cdot 10^6}{1{,}5 \cdot 3{,}35} = 5500 \cdot 0{,}025 = 13800 \text{ тс/м}^2;$$

$$K_\tau = \frac{2{,}84 \cdot 10^6}{1{,}5 \cdot 2{,}65} = 7{,}15 \cdot 10^5 \cdot 0{,}015 = 10300 \text{ тс/м}^2$$

$$K_\tau = \frac{2{,}84 \cdot 10^6}{1{,}5 \cdot 3{,}75} = 5 \cdot 10^5 \cdot 0{,}030 = 15000 \text{ тс/м}^2.$$

Определяем приведенный модуль упругости железобетонной крепи с жесткой арматурой по формуле (6.23):

$$E_к = 2{,}65 \cdot 10^6 \left(1 + \frac{2{,}1 \cdot 10^7 \cdot 2 \cdot 34{,}8}{2{,}65 \cdot 15^6 \cdot 30 \cdot 100}\right) = 3{,}1 \cdot 10^6 \text{ тс/м}^2$$

Заполняем таблицы исходных данных в соответствии с рекомендациями с раздела 6.4 для первого варианта (табл. п. I.I) и для второго (табл. п. I.2).

Результаты расчета, представленные в табл. п. I.3 и п. I.4, свидетельствуют, что для всех узлов конструкции в обоих вариантах предельная способность крепи № 5 оказалась больше расчетной нормальной силы N т.е. условия прочности выполняются для всей крепи.

Сопоставление предельной несущей способности крепи в первом и втором вариантах показало, что несмотря на снижение расчетных нагрузок на крепь во втором варианте за счет податливости забутовки, предельная несущая способность крепи, устанавливаемой без забутовки, в целом оказалось выше.

ТАБЛИЦА № П.1.1

n1	n2	A_1	A_2	A_3	A_4	A_5	KI	φ^*	q_1			q_2			α_{max}			K_{σ_2}				R_u				η	NI	$\gamma_b R_{ob}$				E_b				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44
0	9	0	5	0	1	1	1	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	2	2	4	1	7	0	0	3	·	1	E	6

N m/n	N_{im}					S_{im}	d_{im}					R_{im}					Z_{im}	$(EJ)_{im}$					$(EF)_{im}$					ρ_{im}		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	5
2	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	5
3	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	4
4	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	3
5	5	·	5	E	5	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	0
6	5	·	5	E	5	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	8
7	5	·	5	E	5	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	8
8	5	·	5	E	5	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	8
9	5	·	5	E	5	0	—	1	1	·	0	0	·	8	0	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	8
1	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	5
2	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	3
3	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	2
4	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	1
5	5	·	5	E	5	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	7	0

A_1 = { I–нормальный отпор; 0–касательный отпор }

A_2 = { I–нагрузка радиальная; 0–нагрузка распределенная }

A_3 = { I–в узле 0 нет шарнира; 0–в узле 0 шарнир }

A_4 = { I–замкнутая крепь; 0–незамкнутая крепь }

A_5 { I–бетонная крепь; 0–ж.б. крепь с жёсткой арматурой }

S_{im} = { I–при задании R_{im}; 0–при задании ℓ_{im} }

Z_{im} = { I–монолитный узел; 0–шарнирный узел }

ТАБЛИЦА № П.1.2

n1	n2	A_1	A_2	A_3	A_4	A_5	KI	φ^*	q_1			q_2			$\alpha_{нат}$			K_{o2}				R_u				η	NI	$m_0 R_{u\,пр}$			$E_к$			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44
0	9	0	5	0	1	1	1	0	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1	0	0	0	2	2	4	1	7	0	0	0	3	-	1	E	6

N n/n	K_{im}					S_{im}	ℓ_{im}					R_{im}					Z_{im}	$(EJ)_{im}$					$(EF)_{im}$					P_{im}		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1	1	3	8	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	3
2	1	3	8	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	3
3	1	3	8	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	2
4	1	3	8	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	3	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	1
5	1	0	8	0	0	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	1
6	1	0	8	0	0	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	0
7	1	0	8	0	0	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	5	5
8	1	0	8	0	0	1	1	5	·	0	0	2	·	6	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	5	3
9	1	0	8	0	0	0	3	4	9	·	0	0	·	8	0	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	5	0
1	1	5	0	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	5	2
2	1	5	0	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	3
3	1	5	0	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	6	2
4	1	5	0	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	5	9
5	1	5	0	0	0	1	1	0	·	0	0	3	·	7	5	0	1	6	9	5	0	·	9	·	3	E	5	0	5	7

A_1 = { I–нормальный отпор; 0–касательный отпор }

A_2 = { I–нагрузка радиальная; 0–нагрузка распределенная }

A_3 = { I–в узле 0 нет шарнира; 0–в узле 0 шарнир }

A_4 = { I–замкнутая крепь; 0–незамкнутая крепь }

A_5 = { I–бетонная крепь; 0–ж.б. крепь с жёсткой арматурой }

S_{im} = { I–при задании R_{im}; 0–при задании ℓ_{im} }

Z_{im} = { I–монолитный узел; 0–шарнирный узел }

ТАБЛИЦА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ П.1.3

ВЫЕМКА ЖЕЛЕЗОБЕТОННАЯ КРЕПЬ Q1=1800. NP=2
КАСАТЕЛЬНАЯ ОТПОР
НАГРУЗКА РАДИАЛЬНАЯ
МОНОЛИТНАЯ NO=24 E=3100000. RK=1,000
УГОЛ ТРЕНИЯ FI= 0.ГРАД. ALP НАЧ= 0.ГРАД.
N1= 9 ЭЛ-ТОВ N2= 5 ЭЛ-ТОВ
Q1= 0. Т/М2 Q2= .0. Т/М2 KX= 0. T KY= 0..T
КОЛ-ВО ИТЕРАЦИЙ 1.

НОМЕРА ЭЛ-ТОВ	К Т/М3	Z	ALP ГРАД.	D М	EJ Тм2	EF Т	P Т/М2
1	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	75.
2	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	75.
3	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	74.
4	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	73.
5	550000.	1:1	15.0	2.65	69^50	930000.	70.
6	550000.	1:1	15.0	2.65	69^50	930000.	69.
7	550000.	1:1	15.0	2.65	69^50	930000.	68.
8	550000.	1:1	15.0	2.65	69^50	930000.	68.
9	550000.	0:1	11.0	0.30	69^50	930000.	68.
1	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	75.
2	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	73.
3	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	72.
4	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	71.
5	550000.	1:1	10.0	3.35	69^50	930000.	70.

НОМЕР УЗЛА	U[I,M] СМ	R[I,M] Т/М2	M[I,M] ТМ	N[I,M] Т	S[I,M] Т	ТОЛЩ СМ	Кол.РАН Р/ПМ
0	0.1	-0.	1.2	-247.	-306.	30.	2
1	0.1	-11.	1.1	-247.	-307.	30.	2
2	0.1	-20.	1.7	-241.	-308.	30.	2
3	0.1	-22.	1.9	-230.	-305.	30.	2
4	0.1	-23.	0.3	-219.	-407.	30.	2
5	0.0	-16.	-1.1	-204.	-291.	30.	2
6	0.0	-15.	0.3	-195.	-406.	30.	2
7	0.0	-21.	3.4	-183.	-306.	30.	2
8	-0.0	-13.	7.0	-168.	-305.	30.	2
9	-0.0	20.	-11.0	-168.	-196.	30.	2
0	0.1	-0.	2.0	-276.	-308.	30.	2
1	0.1	25.	1.9	-277.	-390.	30.	2
2	0.1	45.	4.0	-260.	-305.	30.	2
3	0.1	54.	5.7	-232.	-361.	30.	2
4	0.0	40.	2.5	-199.	-392.	30.	2
5	0.0	20.	-11.0	-170.	-197.	30.	2

ТАБЛИЦА ИСХОДНЫХ ДАННЫХ

ЗАМКНУТАЯ ЖЕЛЕЗОБЕТОННАЯ КРЕПЬ RI=1000. NP=2
КАСАТЕЛЬНЫЙ ОТПОР
НАГРУЗКА РАДИАЛЬНАЯ
МОНОЛИТНАЯ ND=24 E=3100000. RX=1,020.
УГОЛ ТРЕНИЯ FI= 0.ГРАД. ALФ НАЧ= 0.ГРАД.
N1= 9 ЗЛ=ТОВ N2= 5 ЗЛ=ТОВ
Q1= 0. Т/М2 Q2= 0. Т/М2 КХ= 0. Т КУ= 0. Т
КОЛ-ВО ИТЕРАЦИЙ 1.

НОМЕРА ЗЛ=ТОВ	К Т/М3	S:Z	ALP ГРАД.	β	EJ Тм2	EF Т	P Т/М2
1	13800.	1:1	10.0	3.35	6950	930000	63.
2	13800.	1:1	10.0	3.35	6950	930000	62.
3	13800.	1:1	10.0	3.35	6950	930000	61.
4	13800.	1:1	10.0	3.35	6950	930000	61.
5	10800.	1:1	15.0	2.65	6950	930000	60.
6	10800.	1:1	15.0	2.65	6950	930000	55.
7	10800.	1:1	15.0	2.65	6950	930000	53.
8	10800.	1:1	15.0	2.65	6950	930000	50.
9	10800.	1:0	349.0	0.80	6950	930000	52.
1	15000.	1:1	10.0	3.75	6950	930000	63.
2	15000.	1:1	10.0	3.75	6950	930000	62.
3	15000.	1:1	10.0	3.75	6950	930000	59.
4	15000.	1:1	10.0	3.75	6950	930000	57.
5	15000.	1:1	10.0	3.75	6950	930000	56.

НОМЕР УЗЛА	U(I,M) СМ	P(I,M) Т/М2	M(I,M) ТМ	N(I,M) Т	NS(I,M) Т	ТОЛЩ СМ	КОД РАН Р/ПН
2	0.4	-0.	6.6	-201.	-384.	30.	2
1	0.4	-8.	6.2	-202.	-388.	30.	2
2	0.4	-15.	5.8	-197.	-391.	30.	2
3	0.3	-21.	4.9	-189.	-398.	30.	2
4	0.2	-24.	2.7	-178.	-405.	30.	2
5	0.1	-19.	-0.6	-164.	-405.	30.	2
6	0.1	-15.	-3.0	-153.	-401.	30.	2
7	0.0	-7.	-4.6	-144.	-400.	30.	2
8	0.0	-0.	-8.9	-140.	-395.	30.	2
9	0.0	-13.	-22.1	-147.	-180.	30.	3
0	0.6	-0.	16.1	-285.	-349.	30.	2
1	0.4	14.	14.4	-285.	-400.	30.	2
2	0.4	24.	10.8	-298.	-383.	30.	2
3	0.3	31.	4.4	-285.	-363.	30.	2
4	0.1	31.	-9.9	-268.	-385.	30.	2
5	-0.0	-18.	-22.1	-246.	-189.	30.	3

ВОУПР:ДАННЫЙ-НЕТ

ПРИЛОЖЕНИЕ 2.

Пример выбора типа и параметров крепи, статического и прочностного расчета крепи камеры.

Исходные данные. Камера подъемной машины расположена на глубине 800 м. Угол падения пород $\alpha = 19^0$. План и поперечные разрезы камеры приведены на рис. п. 2.I. На разрезе А–А (рис. п. 2.I) показано строение пересекаемых камерой пород. Приведенные характеристики пород, определенные для середины камеры имеют следующие значения в кровле и почве: $R_c^p = 6600$ т/м^2; в боках: $R_c^p = 6900$ т/м^2. Длина, ширина и высота камеры в черне соответственно составляют: $\ell_к = 10{,}6$ м, $b_к = 8{,}5$ м, $h_к = 5{,}07$ м. Примыкание подводящих выработок показано на рис. п. 2.I.

Определение параметров проявления горного давления.

I. Расчет перемещений начинается с вычисления коэффициентов, входящих в формулы (6.I0) – (6.I4). Значения этих коэффициентов для кровли, почвы и боков сведены в табл. П.2.I.

По формулам (6.I3) и (6-I4) определяются приведенные прочность ($\overline{R_c}$) и глубина ($\overline{H}$) с использованием которых по номограмме рис. 6.9 определяется значение $U_т$. Значения $\overline{R_c}$, $\overline{H}$, $U_т$, U для кровли, почвы и боков сведены в табл. П.2.2.

Перемещения в почве не превышают 200 мм, поэтому можно применить незамкнутую конструкцию крепи. По перемещениям в кровле $U = 165$ мм в соответствии с п. 6.I.3 рекомендуется в первом приближении сводчатая бетонная крепь с толщиной стенок $\delta = 400$ мм бетон М200, при установке её через 30 суток после проведения камеры.

3. Нагрузка на крепь определяется по номограмме рис. 6.I3 по заданным $\overline{R_c}$ и $\overline{H}$. Нагрузка в кровле $P_т$ и P составила: $P_т = 17$ т/м^2, $P = 20{,}4$ т/м^2; в боках: $P_т = 11$ т/м^2, $P = 15{,}4$ т/м^2.

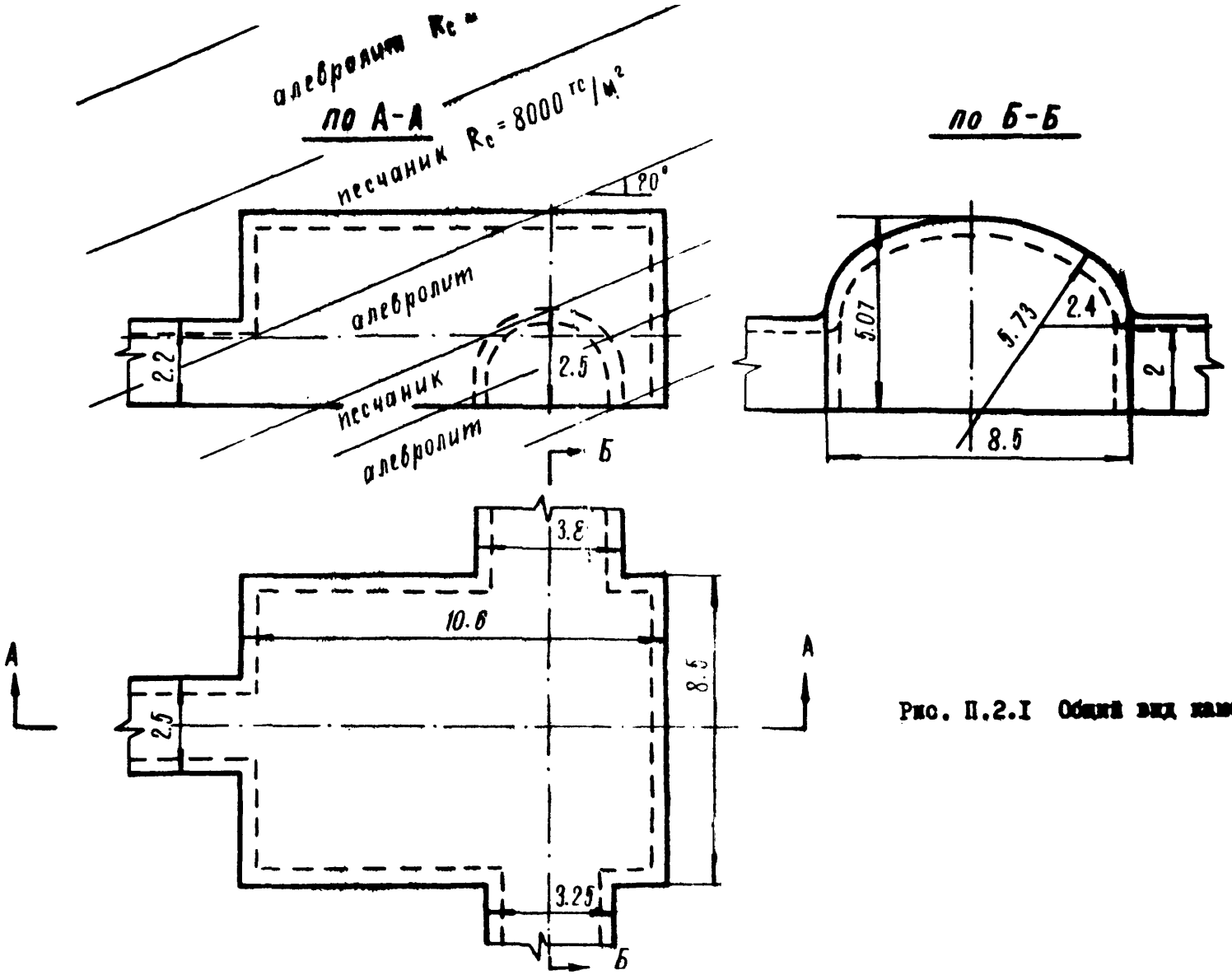


Рис. II.2.I Общий вид камеры

Таблица П.2.I.

Коэффициенты	Кровля	Почва	Бока
K_s	I,5	I,5	0,8
K_p^v	I,3	I,3	I,6
K_p^p	I,2	-	I,4
K_α	I,06	I,06	0,05
K_y	I	I	I
K_H	I	I	I
K_1	I	I	I
K_2	I	0,95	0,7
K_3	0,64	0,64	0,64
K_4	I,27	I,27	I,27
K_5	I	I	I

Таблица П.2.2.

Параметры	кровля	Почва	Бока
$\bar{R}_c$, т/м^2	7000	7000	7250
$\bar{H}$, м	650	620	450
U_T, мм	85	80	50
U, мм	I65	I55	64

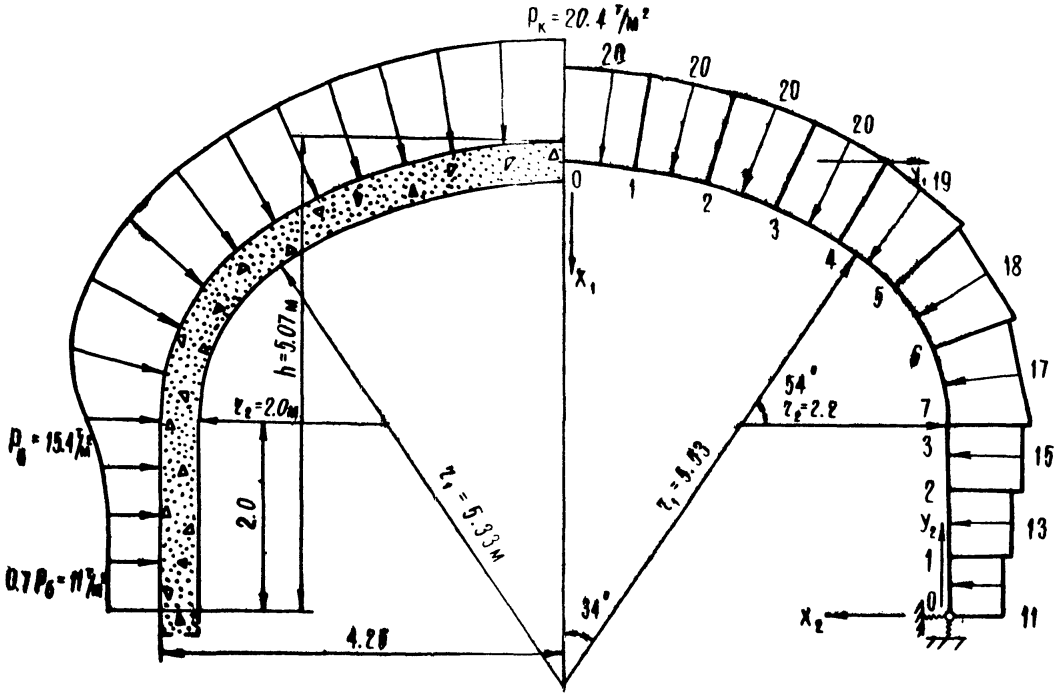


Рис. П.2.2 Очертание и расчетная схема камеры

ТАБЛИЦА № 7.2.3.

$\eta 1$	$\eta 2$	A_1	A_2	A_3	A_4	A_5	KI	φ^*	q_1			q_2			α_{max}			$K_{\sigma 2}$			R_u			η	NI	$R_{\sigma 36}$					E_x				
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44
0	7	0	3	0	1	1	0	1	0	1	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	9	0	9	0	0	9	0	0	·	0	0	0	0	0	0	0	0	2	·	7	6	6

N n/n	K_{im}					S_{im}	α_{im}					R_{im}					Z_{im}	$(EJ)_{im}$					$(EF)_{im}$					ρ_{im}		
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30
1	1	8	2	5	3	1	8	·	5	0	0	5	·	5	3	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	2	0
2	1	8	2	5	3	1	8	·	5	0	0	5	·	5	3	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	2	0
3	1	8	2	5	3	1	8	·	5	0	0	5	·	5	3	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	2	0
4	1	8	2	5	3	1	8	·	5	0	0	5	·	5	3	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	2	0
5	1	3	7	7	3	1	1	8	·	0	0	2	·	2	0	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	2	0
6	1	3	7	7	3	1	1	8	·	0	0	2	·	2	0	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	1	9
7	1	3	7	7	3	1	1	8	·	0	0	2	·	2	0	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	1	8
1	2	1	1	6	0	0	9	0	·	0	0	0	·	7	0	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	1	7
2	2	1	1	6	0	0	9	0	·	0	0	0	·	7	0	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	1	1
3	2	1	1	6	0	0	9	0	·	0	0	0	·	7	0	0	1	1	4	5	8	0	1	·	1	E	6	0	1	3

A_1 = { I–нормальный отпор; 0–касательный отпор }

A_2 = { I–нагрузка радиальная; 0–нагрузка распределенная }

A_3 = { I–в узле 0 нет шарнира; 0–в узле 0 шарнир }

A_4 = { I–замкнутая крепь; 0–незамкнутая крепь }

A_5 = { I–бетонная крепь; 0–ж.б. крепь с жёсткой арматурой }

S_{im} = { I–при задании R_{im}; 0–при задании ℓ_{im} }

Z_{im} = { I–монолитный узел; 0–шарнирный узел }

Т А Б Л И Ц А И С Х О Д Н Ы Х Д А Н Н Ы Х П.2.4.

НЕЗАМКНУТАЯ БЕТОННАЯ КРЕПЬ R1= 900. NP=0
КАСАТЕЛЬНЫЙ ОТПОР
НАГРУЗКА РАДИАЛЬНАЯ
МОНОЛИТНАЯ ND= 0 E=2700000. PK= 0.
УГОЛ ТРЕНИЯ FI= 20.ГРАД. ALP НАЧ= 0.ГРАД.
N1= 7 ЭЛ-ТОВ N2= 3 ЭЛ-ТОВ
Q1= 0.Т/М2 Q2= 0. Т/М2 PK= 90000. Т KV= 181800. Т
КОЛ-ВО ИТЕРАЦИЙ 1.

НОМЕРА ЭЛ-ТОВ	К Т/М3	S	Z, ГРАД.	ALP	R М	EJ, Т/М2	EF Т	X	P, Т/М2
1	18253.	1	1	8.5	5.53	14580	1100000		20.
2	18253.	1	1	8.5	5.53	14580	1100000		20.
3	18253.	1	1	8.5	5.53	14580	1100000		20.
4	18253.	1	1	8.5	5.53	14580	1100000		20.
5	17773.	1	1	18.0	2.20	14580	1100000		19.
6	17773.	1	1	18.0	2.20	14580	1100000		18.
7	17773.	1	1	18.0	2.20	14580	1100000		17.
1	21160.	2	1	90.0	0.70	14580	1100000		11.
2	21160.	2	1	90.0	0.70	14580	1100000		13.
3	21160.	2	1	90.0	0.70	14580	1100000		15.

НОМЕР УЗЛА	Y(I,M) СМ	R(I,M) Т/М2	W(I,M) СМ	N(I,M) Т	M(I,M) Т	ТОЧН СМ	КОЛ.РАМ Р/ОШ
0	0.2	-0.	7.	-96.	-170.	41.	******
1	0.2	-5.	6.6	-96.	-175.	41.	******
2	0.2	-9.	4.7	-93.	-188.	41.	******
3	0.1	-11.	0.0	-86.	-224.	41.	****
4	0.1	-12.	-6.0	-79.	-171.	41.	******
5	0.0	-8.	-9.7	-71.	-92.	41.	******
6	0.0	-7.	-7.0	-65.	-147.	41.	******
7	0.0	-5.	-0.0	-59.	-218.	41.	******
0	0.0	5.	0.0	-42.	-235.	41.	******
1	0.0	-6.	6.3	-46.	-90.	41.	******
2	0.0	-6.	6.2	-50.	-108.	41.	******
3	-0.0	-8.	-0.0	-57.	-218.	41.	******

**УЗЛЫ ДАННЫХ НЕТ

* 0.0004 ... 0.0 0.0 ... 0.026

4. По полученным нормальным нагрузкам строится эпюра рис. П.22 и по программе КРЕПЬ производится статический и прочностный расчет крепи. Предварительно с использованием формул раздела 6.4 заполняется таблица исходных данных табл. П.2.3.

При расчете характеристик забутовки приняты размеры забутовки: в кровле $\delta_з$ = 30 см, в боках $\delta_з$ = 15 см; модули упругости пород: в кровле (песчаник R_c = 8000 т/м^2) E = 3,03 10^6 т/м^2 в боках (алевролит R_c = 6000 т/м^2) E = 2,7 10^6 т/м^2.

Результаты расчета, приведенные в табл. П.2.4. свидетельствуют о том, что принятые размеры бетонной крепи удовлетворяют условию прочности и арматура не требуется.

С О Д Е Р Ж А Н И Е

Стр.

ПРЕДИСЛОВИЕ 4

РАЗДЕЛ I. ВЕРТИКАЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ 4

1. Область применения 4
2. Общие положения и исходные данные 4
3. Определение условий поддержания I3
4. Оценка устойчивости пород I5
5. Определение нагрузок на крепь I7
6. Выбор типа и расчет параметров крепи 25
7. Выбор мер защиты крепи в деформирующемся массиве 32
8. Дополнительные и особые требования для восстающих выработок, гезенков, скатов 36

ПРИЛОЖЕНИЯ К РАЗДЕЛУ I: 37

Приложение I. Горногеомеханические основы выбора рациональных способов охраны и поддержания горных выработок . . . . . 3[illegible]

Приложение 3. Порядок выемки целиков, методики и примеры расчета сдвижений и деформаций околоствольного массива (для угольных месторождений) 47

Приложение 4. Примеры выбора и расчета крепи шахтных стволов 76

РАЗДЕЛ II. ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ ГОРНЫЕ ВЫРАБОТКИ И КАМЕРЫ 9I

1. Основные термины и условные обозначения 9I
2. Введение 92
3. Общие положения 93
4. Исходные данные для проектирования горных выработок 97
5. Выбор оптимального расположения и способов охраны выработок III
6. Выбор типа крепи и определение её параметров II6

Стр.

ПРИЛОЖЕНИЯ К РАЗДЕЛУ П. I56

Приложение I. Выбор типа и параметров крепи, статического и прочностного расчета крепи протяженной выработки I56

Приложение 2. Пример выбора типа и параметров крепи, статического и прочностного расчета крепи камеры I67

gost.e-ecolog.ru