Ордена Октябрьской Революции и ордена Трудового Красного Знамени
ИНСТИТУТ ГОРНОГО ДЕЛА
имени
А. А. Скочинского

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УГЛЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

МОСКВА
1983

gost.e-ecolog.ru

Министерство угольной промышленности СССР
Академия наук СССР
Ордена Октябрьской Революции
и ордена Трудового Красного Знамени
Институт горного дела им. А. А. Скочинского

УТВЕРЖДЕНЫ
директором института
чл.-корр. АН СССР
А. В. ДОКУКИНЫМ
8 декабря 1980 г.

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ ТЕХНОЛОГИИ ДОБЫЧИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УГЛЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Москва
1983

УДК 622.272.031

Методические указания по совершенствованию технологии добычи с целью повышения полноты извлечения угля при подземной разработке угольных месторождений подготовлены канд.техн.наук Е.В.Беляевым в соответствии с координационным планом научно-исследовательских работ по созданию научных основ и совершенствованию методов рационального использования минеральных ресурсов и охраны недр, утвержденным постановлением Государственного комитета Совета Министров СССР по науке и технике № 123 от 21 апреля 1976 г.

В них даны рекомендации по повышению полноты извлечения угля из недр путем применения бесцеликовой подготовки и отработки пластов угля, отработки целиков угля при погашении подготовительных выработок, снижения потерь угля при отработке нарушенных месторождений и при выемке пластов под охраняемыми объектами.

Указания предназначены для организаций, занимающихся проектированием новых и реконструкцией действующих шахт, мероприятий по охране недр и окружающей среды при подземной разработке угольных месторождений.

© Институт горного дела им. А. А. Скочинского
(ИГД им. А. А. Скочинского), 1983

БУКВЕННЫЕ ОБОЗНАЧЕНИЯ, ПРИНЯТЫЕ В РАБОТЕ:

H_1 - глубина очистной выработки, м

α - угол падения (залегания) пород и пластов, град

m - рабочая мощность пласта, м

$m_г$ - геологическая мощность пласта, м

ℓ - длина очистной выработки, м

ℓ_t - то же по простиранию пласта, м

$\ell_ц$ - то же вкрест простирания пласта, м

n - коэффициент разрыхления пород непосредственной кровли

$a_к$ - ширина камеры, м

$b_к$ - ширина межкамерного целика, м

$K_ф$ - кратность подработки, $K_ф = H_1/m$

$K_п$ - предельная кратность подработки

$K_у$ - коэффициент усадки закладочного массива

$h_к$ - мощность непосредственной кровли очистной выработки, м

$K_н$ - коэффициент нормативной эффективности мер по охране

$K_р$ - коэффициент расчетной эффективности мер по охране

$K_{р.з}$ - то же при применении закладки

$K_{р.ч}$ - то же при частичной выемке пласта

B - плотность пород, Н/м^3

R - минимальная прочность вмещающих пласт пород или зерен закладочного материала, Па

E - модуль упругости (деформации) пород, Н/м^2

ρ - угол внутреннего трения пород, град

λ - коэффициент структурного ослабления пород

ζ - коэффициент бокового распора пород, $\zeta = tg^2(45° - 0{,}5\rho)$

ν - параметр упругого восстановления пород, м^2/Н, $\nu = (1 - 2\mu\zeta)/E$

j - коэффициент пересчета нормальных напряжений, $j = \cos^2\alpha + \zeta \sin^2\alpha$

Λ - параметр сыпучей среды в предельном состоянии, $\Lambda = \sin\varphi_1/\cos\varphi_1$

Примечание. Верхние индексы и знаки принимаются при $u \leqslant Q\,tg\alpha$, нижние - при $u > Q\,tg\alpha$.

Прямоугольные нормальные координаты точки:

t – горизонтальная координата, отсчитываемая по оси, параллельной простиранию пласта, м;

u – координата, отсчитываемая по оси, направленной вкрест простирания параллельно напластованию, м

v – координата, отсчитываемая по оси, направленной по нормали к напластованию, м

Q – максимальная высота зоны обрушения, м

ψ_p – высота зоны обрушения в расчетной точке, м

H – высота подработанной толщи, м

Угловые параметры:

$$c = ctg(45^\circ + 0{,}5\rho);$$

$$a = ctg(45^\circ + 0{,}5\rho - 0{,}5\alpha);$$

$$b = ctg(45^\circ + 0{,}5\rho - 0{,}5\alpha).$$

Углы наклона к горизонту линий скольжения, град:

$$\delta = 45^\circ + 0{,}5\rho;$$

$$\beta = 45^\circ + 0{,}5\rho - 0{,}5\alpha;$$

$$\gamma = 45^\circ + 0{,}5\rho + 0{,}5\alpha$$

G – прогиб покрывающей толщи пород, м

η – осадка пород, м

ξ – горизонтальное перемещение пород, м

i – наклон породного массива

Деформация сжатия (–) и растяжения (+) породного массива:

ε_x – горизонтальная

ε_y – вертикальная

k – кривизна выпуклостью вверх (–) и вниз (+), 1/м

ВВЕДЕНИЕ

Основы законодательства СССР о недрах требуют наиболее полного извлечения полезных ископаемых и рационального использования запасов, предотвращения вредного влияния очистных работ на горные выработки и объекты, расположенные на земной поверхности. Эти требования выполняются неудовлетворительно. На шахтах теряется четвертая часть балансовых запасов угля. Основная причина больших потерь угля – это сдвижения и деформации массива пород, обусловливающие необходимость оставления целиков угля для охраны вскрывающих и подготовительных выработок, зданий и сооружений на земной поверхности.

Одним из эффективных путей рационального использования недр является управление геомеханическими процессами, позволяющее уменьшить перемещения и деформации пород в окрестности охраняемых объектов при отработке под ними пластов угля и обеспечить разгрузку породного массива для размещения в нем подготовительных выработок. Это исключает необходимость оставления предохранительных целиков угля.

В методических указаниях рассмотрены пути снижения эксплуатационных и общешахтных потерь угля при разработке тонких и средней мощности пологих пластов.

I. СНИЖЕНИЕ ЭКСПЛУАТАЦИОННЫХ ПОТЕРЬ УГЛЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ТОНКИХ И СРЕДНЕЙ МОЩНОСТИ ПОЛОГИХ ПЛАСТОВ

I.I. Эксплуатационные потери угля на шахтах составляют около 13%, в том числе связанные с системой разработки – 12%, из которых 10% приходится на целики для охраны выработок. С целью снижения эксплуатационных потерь угля необходимо:

увеличить объем применения систем разработки, при которых подготовительные выработки охраняются без оставления целиков;

применять выемочные машины и крепи в строгом соответствии с мощностью пласта, не допуская оставления целиков и пачек угля в почве и кровле пласта;

применять сплошную и комбинированную системы разработки, при которых эксплуатационные потери обычно меньше, чем при столбовой системе разработки.

I.2. При отработке пологих пластов на глубине до I км следует применять нормативные технологические схемы [I-4].

I.3. Отработка пологих пластов на глубине более I км должна производиться с бесцеликовой охраной подготовительных выработок.

I.4. Возможные варианты бесцеликовых схем отработки угля приведены на рис. I.I-I.3.

Горно-геологические условия применения этих схем следующие: пласты мощностью 0,6-3,5 м с углами падения до 20^{0}, с природной газообильностью до 20 $м^3/т$; боковые породы неустойчивые и средней устойчивости с прочностью на сжатие до 60 МПа; глубина пластов - до I,5 км. Технико-экономические показатели схем (табл. I.I-I.5) подсчитаны при длине шахтного поля до I0 км, ширине его до 3 км; длине выемочных полей по простиранию до 2,5 км, по падению - до I,5 км; длине одинарных лав I50 м, длине лав, разделенных пополам, - 250 м (см. рис. I.I - I.3 схемы 2, 9, I9-22); площади сечений подготовительных выработок в проходке I3 $м^2$; мощности пласта от 0,6 до I,2 м.

Основные показатели очистных работ приведены в табл. I.I, комплексы оборудования - в табл. I.2.

Трудоемкость подготовительных работ определялась для 24 схем подготовки и отработки пластов при различных системах конструкции лав, схемах вентиляции, способах охраны. Способы подготовки: панельный (схемы I-7, I2-I8, 22, 24) и этажный (схемы 8-II, I9-2I, 23). Системы разработки: длинными столбами по простиранию (схемы I, 2, 6, I7, 22, 24), по восстанию (схемы 8, 9, 20, 2I), сплошная (схемы 3, I2), комбинированная по простиранию (схемы 4, 5, 8, I3, I4, I6, I8, 23), комбинированная по падению (I0) и по восстанию (II, I9). Рассмотрены лавы, разделенные пополам (2, 9, I9-22), спаренные (5, 7, I0, II) и одинарные. Проветривание прямоточное без подсвежения (5-7, I0, II, I6, I9, 23) и с подсвежением исходящей струи (I7, 2I, 22, 24), а также возвратноточное (I-4, 8, 9, I2-I5, I8, 20). Возможные способы охраны и проходки подготовительных выработок и их трудоемкость приводятся в табл. I.3, I.4.

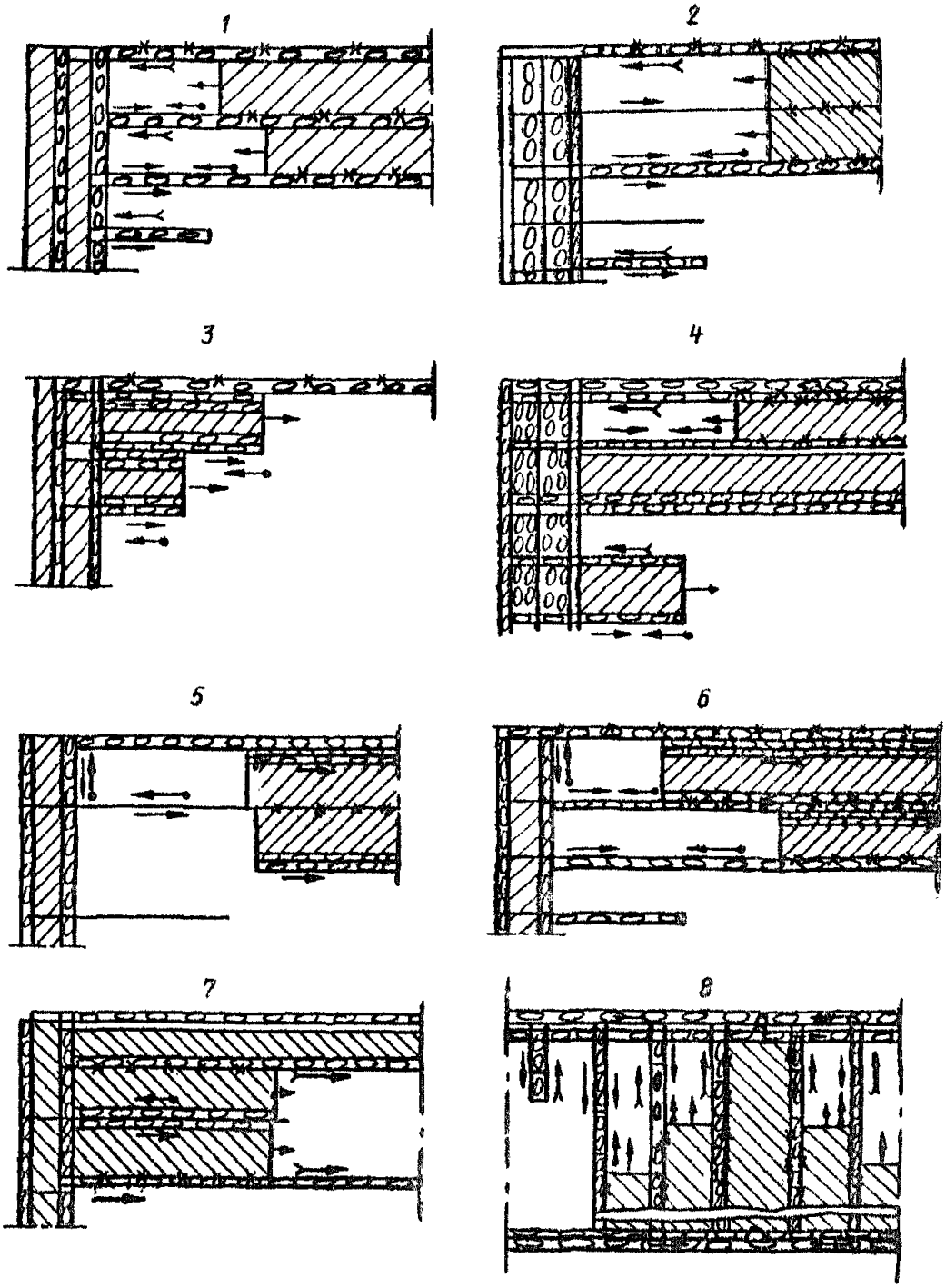

Рис. I.I. Схемы подготовки и отработки пластов (№ I-8):

- выработанное пространство; - бутовая полоса;
- пластовые выработки; - погашенная выработка;
- свежая струя; - исходящая струя; - квершлаг;
- углепоток

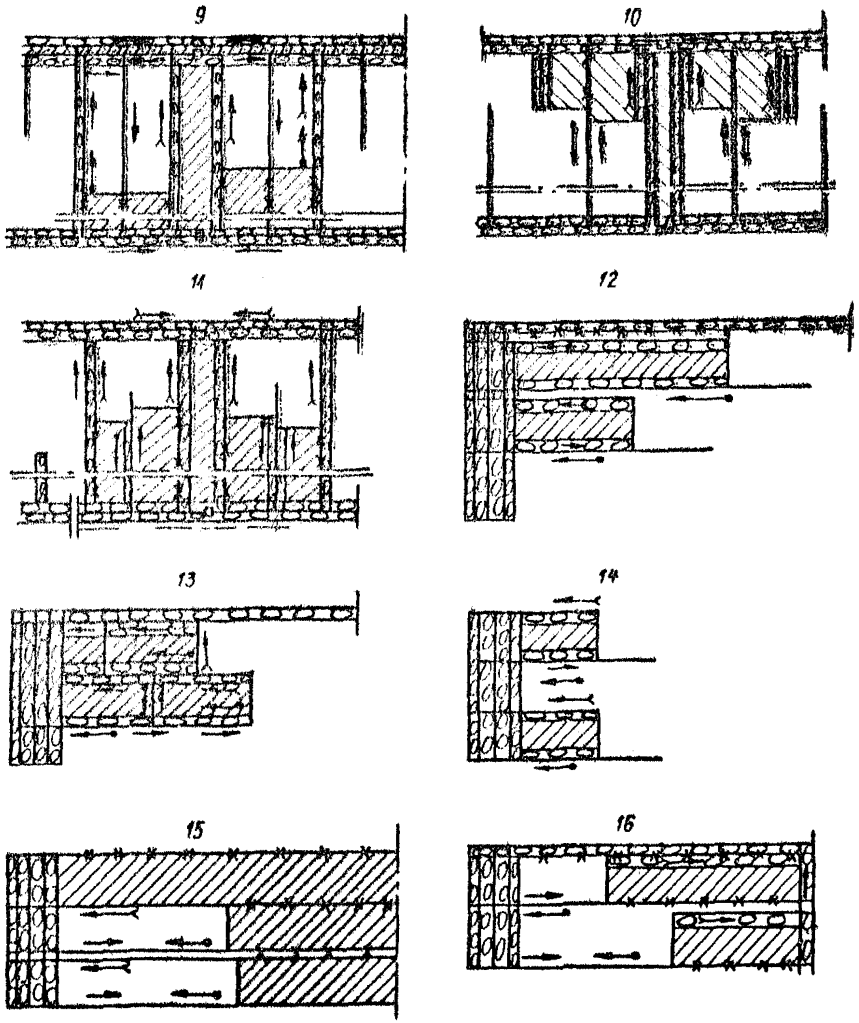

Рис. I.2. Схемы подготовки и отработки пластов (№ 9–I6)

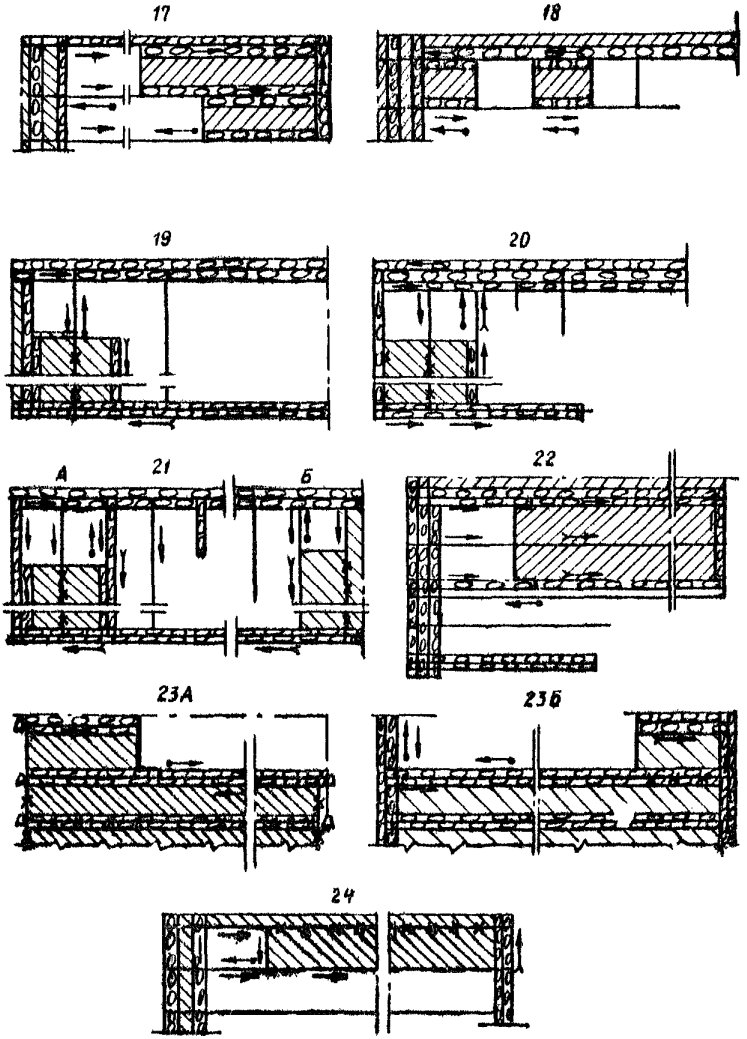

Рис. I.3. Схемы подготовки и отработки пластов (№ I7–24)

Таблица I.I

Показатели	Мощность пласта, м	Значения показателей для комплексов оборудования[x]						
		1	2	3	4	5	6	7
Суточная нагрузка $A_д$, тыс.т	0,6	-	-	0,4	-	-	0,8	-
	0,7	0,9	0,4	0,5	I,2	I,6	0,8	0,7
	I,0	0,9	0,7	-	I,5	I,7	I,0	I,I
	I,2	0,9	0,7	-	I,5	I,6	I,I	I,3
Трудоемкость T_0 при системе разработки, чел.-смен/1000 т:								
столбовой	0,6	-	-	I07	-	-	95	-
	0,7	54	I07	86	75	64	95	90
	I,0	54	62	-	60	60	79	72
	I,2	54	62	-	58	60	69	6I
сплошной	0,6	-	-	I07	-	-	99	-
	0,7	64	II5	86	80	68	99	97
	I,0	64	70	-	66	64	82	77
	I,2	63	70	-	64	66	75	66
комбинированной	0,6	-	-	I07	-	-	99	-
	0,7	60	II5	86	77	66	99	95
	I,0	60	70	-	62	60	79	75
	I,2	60	70	-	60	62	72	63

x) Комплексы оборудования указаны в табл. I.2.

Таблица I.2

Оборудование	Тип оборудования для комплексов под номером						
	I	2	3	4	5	6	7
Комбайн, струг	IK-I0I; 2K-I0I	2K-52	УС-2У	С075; СН75; УСТ2А	СН75; УСВ	С075	СН75
Крепь	"Донбасс"; МК-98	Индивидуальная		IMK97Д; МК98С	IMKC; МКСУ	Индивидуальная	

Таблица I.3

Трудоемкость работ по охране подготовительных выработок различными способами

Номер способа охраны	Способ охраны выработки	Трудоемкость работ по охране выработок в породах, чел.-смену/1000 т			
		средней устойчивости		неустойчивых	
		по простиранию	вкрест простирания	по простиранию	вкрест простирания
I	Массив – массив	3	5	4	6
2	Массив – целик – выработанное пространство	42	70	43	7I
3	Массив – бутовая полоса – выработанное пространство	2	3	5	5
4	Массив – бутовая полоса – массив	3	3	5	5
5	Две бутовые полосы в выработанном пространстве	2	2	3	3
6	Две бутовые полосы в массиве	I0	I0	I6	I0
7	Расположение выработки в разгруженной зоне шириной 20–40 м	0,5	0,5	0,7	I,7
8	Целик – целик шириной 50 м	6	6	7	9
9	Искусственное ограждение (тумба, костры) – бутовая полоса или искусственное ограждение	8 8	II I2	I2 II	I5 I6
I0	Искусственное ограждение – массив				
II	Целик угля – бутовая полоса	38	63	42	66
I2	Массив – массив (квершлаг пройденный после проходки)	6	6	7	7
I3	Целик – целик (квершлаг)	40	40	44	44

Таблица I.4

Технико-экономические показатели проходки выработок

Номер способа проходки	Способ проходки	Трудозатраты, чел/смену		Скорость проходки, м/смену	Трудоемкость, чел.-смен/м	Сменная попутная добыча A_c, т
		по добыче	по проходке			
I	Узким забоем	-	5,2	3	I,7	-
2	Широким забоем двумя спаренными выработками	3,3	I7,7	2	8,8	60
3	Широким забоем с созданием разгруженной зоны и оставлением породы в шахте	5,5	I4,5	2	7,3	I00
4	Вслед за лавой с закладкой породы в выработанное пространство	-	7,2	До I,7	До 4	-
5	Восстановление транспортной выработки при повторном ее использовании как вентиляционной	-	-	До I,7	До 6,5	-

Примечание. Трудозатраты по проходке способами 2 и 3 определены по формуле $\Gamma = (n_c - A_c \Gamma_0)/\ell_c$ (здесь n_c - сменные трудозатраты, чел.-смен; Γ_0 - трудоемкость очистных работ, определяемая по табл. I.I. в зависимости от мощности пласта и типа оборудования в угольном забое; ℓ_c - сменное подвигание забоя, м).

Данные о трудоемкости подготовительных работ приводятся в табл. I.5. Трудоемкость подготовительных и очистных работ на пластах с метаноносностью до I0 $м^3/т$, мощностью 0,7–I,2 м при минимальных потерях угля и оставлении породы в шахте наименьшая в случае применения схем отработки 3, 4 и 23Б. Пласты с метаноносностью более I0 $м^3/т$ рекомендуется отрабатывать длинными столбами по простиранию лавами длиной 250 м с подсвежением исходящей из лавы струи (схема 24). Трудоемкость T_0 очистных и подготовительных работ (чел.-см/I000 т) в случае применения механизированных комплексов определяется по эмпирическим формулам и составляет от $92/m$ до $103/m$, а при наличии индивидуальной крепи и отрутов на пластах мощностью до 0,7 м – от $127/m$ до $136/m$ (m – мощность пласта в метрах).

Подготовительные выработки, предусмотренные схемами 3, 4 и 23Б, рекомендуется проходить вслед за лавой с выкладкой пневмозакладочным комплексом "Титан" на расстоянии I0–20 м от выработки по падению пласта бутовых полос из породы, получаемой от подрывки почвы. Транспортные вынемочные (схема 24), а также панельные и этажные подготовительные выработки проходят широким забоем с созданием разгруженной зоны и оставлением породы в шахте.

I.5. Одна из наиболее прогрессивных схем, обеспечивающая максимальную полноту выемки угля, оставление породы в шахте и благоприятные условия поддержания выработок, приводится на рисунке I.3 под номером 23Б. Ее технико-экономические показатели даны в табл. I.6, схемы очистных выработок – на рис. I.4.

I.6. Один из существенных резервов повышения полноты извлечения угля – отработка целиков угля у ликвидируемых подготовительных выработок. В зависимости от горно-геологических условий, формы, размеров целиков они могут отрабатываться: длинными столбами, камерно-столбовой системой, буровзрывным способом, вслед за лавой.

Особенностями систем отработки целиков являются малые размеры выемочных полей, необходимость переходить старые выработки (печи, обойки), сложное поддержание выработок у кромок целика. Все это в ряде случаев резко снижает технико-экономические показатели горных работ в целиках, в связи с чем предпочтительны системы разработки, исключающие необходимость оставления и последующего погашения целиков.

Таблица I.5

Технико-экономические показатели подготовительных работ

Номер схемы	Номер способа[x] охраны вентиляционных выработок	Трудоемкость подготовки[xx], чел.-смену/1000 т		
		вентиляционного поля	панели (этажа)	всего
I	4/3	83/100	5/6	88/106
2	4/3	61/75	4/5	65/80
3	7/7	53/54	5/6	58/60
4	7/7	66/67	8/9	74/76
5	10/7	53/61	4/5	57/66
6	7/7	73/75	5/6	78/81
7	3/7	80/87	4/5	84/92
8	4/3	67/75	13/15	80/90
9	4/3	55/63	11/12	66/75
10	10/7	43/45	7/8	50/53
11	3/7	69/72	7/8	76/80
12	10/11	159/199	5/6	164/205
13	3/3	80/96	5/6	85/102
14	3/3	65/81	5/6	70/87
15	1/2 и 10	112/124	5/6	117/130
16	4/5	72/82	6/8	78/90
17	10/9	98/121	6/8	104/129
18	3/5	67/79	5/6	72/85
19	7/7	62/63	7/8	69/71
20	7/7	64/65	11/12	75/77
21А	7/7	64/65	7/8	71/73
21Б	1/10	85/92	8/10	93/102
22	7/7	64/67	4/5	68/72
23А	7/7	68/69	32/36	100/105
23Б	7/7	68/69	6/7	74/76
24	7/7	88/90	6/7	94/97

x) Способы охраны выработок даны в табл. I.3. В числителе - значение для транспортных выработок, в знаменателе - для вентиляционных.

xx) В числителе дано значение для пород средней устойчивости, в знаменателе - для неустойчивых пород.

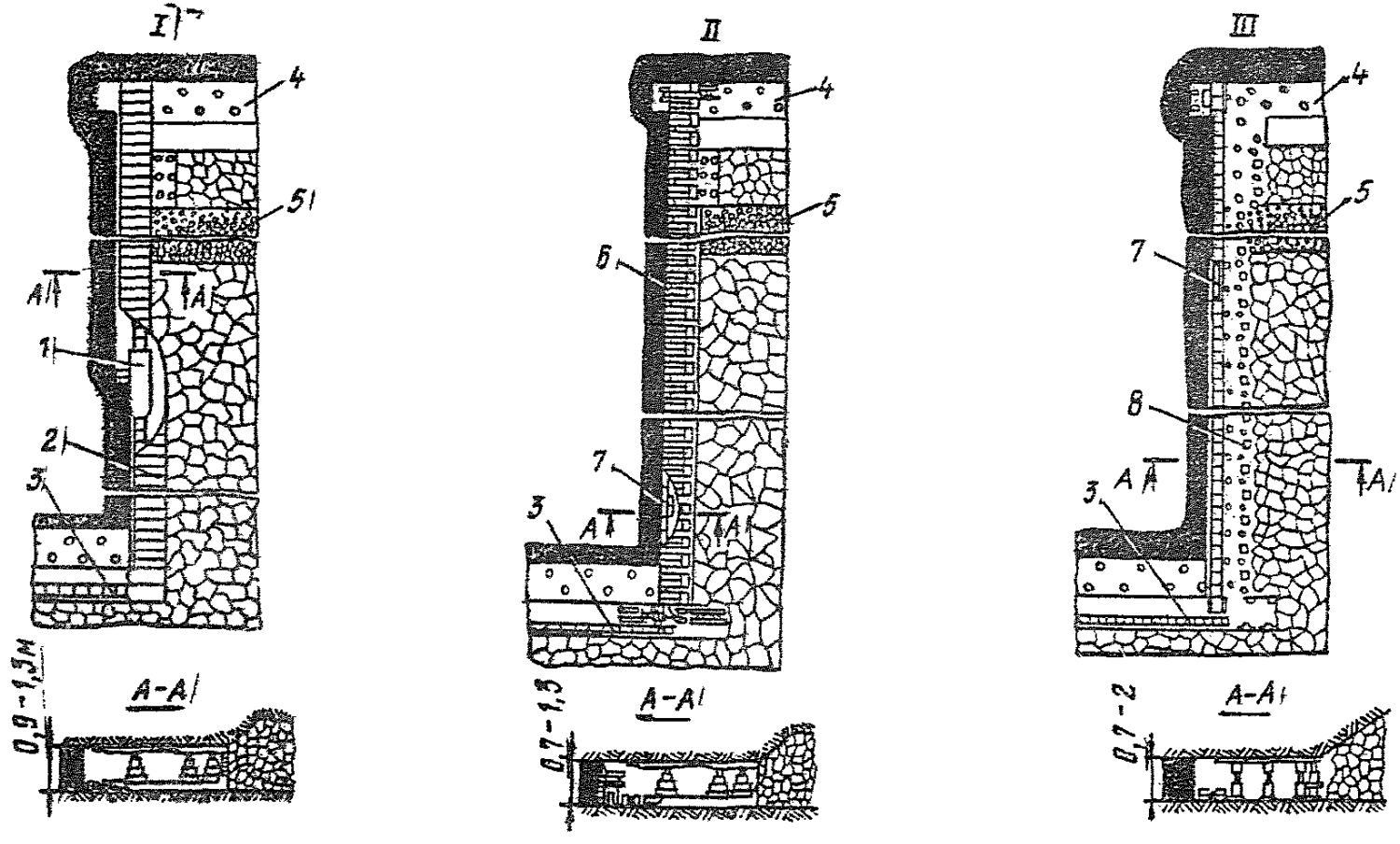

Рис. I.4. Схемы очистного забоя:

I – с комбайновым комплексом очистного оборудования; II – с механизированной крепью и струговыми установками; III – с индивидуальной крепью и струговыми установками;
1 – комбайны (1К-101, 2К-101, КА-72); 2 – механизированная крепь ("Донбасс", МК-98); 3 – ленточный конвейер ЛТ-100; 4 – разгрузочная выработка; 5 – породная полоса; 6 – механизированная крепь струговой установки (ЛМК-97Л, МК-98К, ЗМКС); 7 – струговая установка (СО-75, СН-75, УСВ, УСТ-2в, УСТ-2в); 8 – индивидуальная крепь

Таблица I.6

Технико-экономические показатели очистных работ

Показатели	Значения показателей для схем очистного забоя[x)]		
	I	II	III
Расчетная вынимаемая мощность пласта, м	I	I	0,8
Угол падения пласта, град	0-I8	0-I8	0-I8
Сопротивляемость угля резанию, кН/см	До 2,5	2	2
Количество добычных смен	3-2	3-2	3
Суточная добыча угля из очистного забоя, т	I000-800	II00-800	700
Производительность труда рабочего на очистных работах, т/выход	I5-I7	20-2I	II
Эксплуатационные потери угля, %	3-5	3-5	3-5
Объем проведения подготовительных выработок на I000 т, м	4-6	4-6	4-6

x) Схемы даны на рис. I.4.

I.7. Условия применения технологических схем погашения панельных целиков: вынимаемая мощность пласта от 0,7 до 2,2 м; угол падения пласта при погашении штрековых целиков до $I8^{0}$, уклонных - до $I2^{0}$; газоносность пласта - любая; водоносность вмещающих пород - незначительная; глубина горных работ до I000 м, пласти неопасные по внезапным выбросам угля и газа. Технико-экономические показатели отработки целиков примерно в 2-3 раза ниже показателей очистных работ в обычных условиях при применении одинакового оборудования.

I.8. Отработка целиков шириной до 30 м в тонких пологих пластах производится бурошнековым способом установками БУГ-3 из погашаемой подготовительной выработки. Оборудование: бурошнековая машина БУГ-3, конвейер С-53, перегружатель, монорельс со шнеками, лебедки. Бурение скважин производится между рамами крепи, которая извлекается в ремонтные смены с отставанием на 20-25 м от очистного забоя. Производительность труда на очистных работах - 9-I0 т/выход, нагрузка на забой около I00 т/сут

при 2-сменном режиме. Возможна одновременная работа двух комплексов оборудования, что вдвое увеличивает нагрузку на участок.

I.9. Участки нарушенных пологих пластов средней мощности размером 0,2–0,5 км и целики, подлежащие погашению, могут отрабатываться длинными полосами по восстанию, падению или по диагонали с длиной забоя 10–45 м с разворотом очистного комплекса без демонтажа оборудования и без оставления межлавных целиков угля.

I.10. При погашении целиков необходимо учитывать опорное давление на пласт, которое определяется по формуле

$$\sigma = jBH_1 + \frac{0{,}5\,\ell B j\,(H_1 - 0{,}5Q)}{b_к}, \qquad (I.1)$$

где $H_1, b_к$ – глубина и ширина целика, м;

ℓ – средняя длина выработанного пространства по нормали к оси целика, не превышающая предельных величин: $4H_1$ с – по простиранию пласта и $2H_1(a+b)$ – вкрест простирания. Если это условие не соблюдается, то в расчет принимаются предельные значения;

B – средняя плотность горного массива;

Q – нормальная к напластованию высота разгруженной зоны, равная $0{,}25\,\ell/c$, если ось целика направлена вкрест простирания, и $0{,}5\,\ell/(a+b)$ – по простиранию.

I.11. Погашение целиков допускается лишь в тех случаях, когда сохраняется устойчивость вмещающих целик пород согласно условию

$$\sigma_п = R\left[1 + tg^2(45^\circ + \rho/2)\right] > 3\sigma, \qquad (I.2)$$

где $\sigma_п$ – среднее предельное сопротивление вмещающих целик пород на выдавливание, Н/м^2;

R, ρ – средние значения показателей прочности вмещающих пород;

σ – среднее давление на целик, определяемое по формуле (I.1).

I.12. Ширина целиков для охраны подготовительных выработок определяется по формуле

$$b_к \geqslant 2mc + \frac{\left(H_1 \ell \cos\alpha - \dfrac{0{,}5\,\ell^2}{a+b}\right)}{\dfrac{\sigma_п}{Bj} - H_1 \cos\alpha}, \qquad (I.3)$$

справедливой при $\ell < H_1 2c$; $\alpha < 90^\circ - \rho$,

где H_1 – максимальная глубина целика, м;

ℓ – средняя длина лав, ограничивающих целик, м;

$\sigma_п$ – среднее предельное давление на целик, определяемое по формуле (I.2), Н/м².

I.I3. Эффективным бесцеликовым способом охраны подготовительных выработок на глубоких горизонтах является расположение их в разгруженных от горного давления зонах в почве разгрузочной лавы. Расчетная схема разгруженной зоны поясняется в прил. 3.

Нормальное к напластованию горное давление в разгруженной зоне, образованной очистной выработкой по простиранию пласта, определяется по формуле (I.4), отработанной вкрест простирания – по формуле (I.5), степень разгрузки пород определяется по формуле (I.6):

$$\sigma_{v_2^1} = B j \left[\Lambda_1 \left(\pm u - Q \overset{a}{\underset{\beta}{+}} v \operatorname{tg}\alpha \right) + \frac{v}{\cos\alpha} \right] \le \sigma_v ; \quad (I.4)$$

$$\sigma_v = B \left[\left(\frac{t}{6} - Q \right) + v \right] ; \quad (I.5)$$

$$P = \frac{B H_1 j}{\sigma_v} - 1 , \quad (I.6)$$

где t, u, v – координаты расчетной точки, определяемые согласно п. 3 прил. 3;

H_1 – глубина расчетной точки.

Примечания: I. Индекс I, верхний знак (+) и сомножитель a в формуле принимаются при расчете давления в окрестности нижней границы разгрузочной лавы, а другие (альтернативные) обозначения – в окрестности верхней границы. Эти области разделяются вертикалью, проходящей через точку пересечения отрезков 7 (рис.I прил. 3). В области I $u < Q \operatorname{tg}\alpha$, в области 2 $u > Q \operatorname{tg}\alpha$.

2. Параметр Q определяется согласно п. 2 прил. 3.

3. Если давление превышает предел, в расчет принимается значение предела.

2. СНИЖЕНИЕ ОБЩЕШАХТНЫХ ПОТЕРЬ УГЛЯ

2.I. Общешахтные потери угля в предохранительных целиках составляют около I0% балансовых запасов шахт. Так, под охраняемыми объектами в Донбассе залегает 27% запасов, в Карагандинском бассейне – 26%, в Кузбассе – I0%. Минуглепром СССР планирует в I983-I985 гг. расконсервировать под застроенной территорией только г. Караганды 50 млн.т угля.

Условия разработки угля в этих условиях регламентируются законодательством СССР о недрах, нормативными документами Госгортехнадзора и Минуглепрома СССР по охране выработок, сооружений и природных объектов на земной поверхности.

Излагаемые ниже рекомендации предназначены для проектных проработок в области охраны недр и окружающей среды в условиях, не охваченных действующими нормами и правилами.

2.2. Безопасные условия подработки охраняемого объекта по выбранной схеме очистных работ обеспечиваются при соблюдении неравенства

$$K_p \leq K_н \ . \qquad (2.1)$$

Коэффициент K_p равен отношению значений расчетных перемещений или деформаций подрабатываемого горного массива при проведении горных мероприятий по охране и без них.

Коэффициент $K_н$ равен отношению приведенных в приложении I значений предельных перемещений или деформаций подрабатываемого горного массива к их расчетным значениям (согласно приложению 3) при подработке без проведения горных мероприятий по охране (базовый вариант). Для объектов, приведенных в приложении 2, $K_н = K_ф / K$.

Безопасная подработка капитальных выработок, наклонных стволов, железных дорог, мостов, путепроводов, опор ЛЭП, трубопроводов и водных объектов (по условию водопроницаемости очистных выработок) возможна при $K < K_ф$.

Безопасность подработки водных объектов по фактору предотвращения затопления земной поверхности определяется из условия, выражаемого неравенством (2.1), при этом коэффициенты $K_н$ и K_p вычисляются по предельным и расчетным осадкам земной поверхности.

Если для обеспечения сохранности подрабатываемого объекта требуется учитывать несколько критериев безопасности, то в качестве расчетного принимается критерий с минимальным значением K_p.

Классификация мер охраны подрабатываемых объектов по нормативному коэффициенту их эффективности $K_н$ приведена в табл. 2.1.

Группа мер по охране подрабатываемых объектов определяется следующим образом. По отдельным видам деформаций и перемещений, согласно п. 2.2, определяются нормативные значения $K_н$. Из них выбирается наименьшее значение, по которому определяется группа мер по охране (табл. 2.1).

2.3. При проектировании горных и строительных работ необходимо стремиться к уменьшению коэффициента эффективности мер по охране K_p за счет проведения горных мероприятий согласно п.2.4 и к увеличению коэффициента $K_н$ путем повышения прочности и устойчивости подрабатываемого объекта.

Таблица 2.I

Группа мер по охране	Нормативный коэффициент эффективности мер по охране $K_н$
I	0-0,2
2	0,2-0,4
3	0,4-0,6
4	0,6-0,8
5	0,8-I,0
Охрана не требуется	I,0

2.4. Для охраны подрабатываемых объектов проводятся следующие горные мероприятия:

изменение размеров очистных выработок;

уменьшение вынимаемой мощности пласта;

смещение границ очистных выработок относительно подрабатываемого объекта;

применение закладки выработанного пространства;

гармоничная подработка несколькими очистными выработками, расположенными относительно объекта таким образом, что деформации разных знаков компенсируются;

частичная отработка пласта с оставлением целиков.

2.5. Увеличением фронта очистных работ добиваются такой планировки горных работ, при которой охраняемый объект оказался бы на тех участках, где деформации в соответствующих направлениях равны или близки нулю: на участке $Д$ в направлении оси u (рис. 3 приложение 3); на участках $Е$, $Ж$ вдоль оси t (рис.I-3 приложение 3).

Границы очистных выработок относительно объекта охраны подбираются в этом случае в соответствии с п. I6 приложения 3 с таким расчетом, чтобы координаты t, u, v охраняемой области укладывались в пределах зоны полной подработки.

Расчетный коэффициент эффективности подработки широким фронтом, движущимся по простиранию, определяется отношением наклонов i или деформаций ε, вычисленных соответственно по формулам (4I) и (23) или (42) и (25) приложения 3.

2.6. Уменьшение размеров очистной выработки с оставлением опорных межлавных целиков обеспечивает снижение перемещений пород подработанной толщи. Расчетный коэффициент эффективности этой меры по охране определяется по формуле

$$K_p = \frac{\ell_u (a+b)}{-H}. \qquad (2.2)$$

2.7. При уменьшении вынимаемой мощности пласта перемещения и деформации подработанной толщи пропорционально уменьшаются. В этом случае $K_p = m / m_n$.

2.8. Если для охраны объекта оставляется целик, то его границы определяются с учетом условия, выражаемого формулой (2.I).

Границы целиков строятся на совмещенном плане земной поверхности и горных работ в соответствии с рис. 2.I. Для этого из вершин многоугольника АБВГДЕ (рис. 2.I) откладываются по восстанию, падению и простиранию пласта отрезки соответственно a_1, a_2, a_3. Если безопасный уровень преобразований охраняемой территории задан горизонтальными деформациями земной поверхности, то:

$$a_1 = H_1 \cos\alpha \left[0{,}8 \frac{\cos\beta}{\sin(\beta+\alpha)} + 0{,}2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \right]; \quad a_2 = H_1 \cos\alpha \left[\frac{0{,}8 \cos\gamma}{\sin(\gamma-\alpha)} - 0{,}2 \operatorname{tg} \frac{\alpha}{2} \right]; \quad a_3 = 0{,}8 H_1 c;$$

если наклонами, то:

$$a_1 = (u_1 + H_1 \sin\alpha + Q_1)\cos\alpha; \quad a_2 = (u_2 - H_1 \sin\alpha + Q_2 b)\cos\alpha; \quad a_3 = -Q_3 c - \frac{0{,}6 Q_3^2 c^2 i_n}{q m},$$

где $u_{1,2}$ – координата охраняемого объекта;

$$u_{1,2} = Q_{1,2}(a+b) - \frac{Q_{1,2}(a+b)^2 \cdot n}{7 q m},$$

Q_1, Q_2, Q_3 – максимальная высота зоны обрушения соответственно со стороны верхней, нижней и боковой границ целика;

q – коэффициент относительного оседания кровли, определяемый согласно п. 4 приложения 3;

i_n – предельный наклон, определяемый по табл. I приложения I;

H_1, d, m – соответственно глубина, угол падения и мощность пласта под охраняемым объектом (рис. 2.I, точки АБВГДЕ);

$a;b,c;\beta,\gamma;Q$ – параметры, поясняемые на стр. 5.

Примечание. Если безопасный уровень преобразования территории характеризуется как наклонами, так и горизонтальными деформациями, то в качестве расчетного критерия следует пользоваться горизонтальными деформациями земной поверхности.

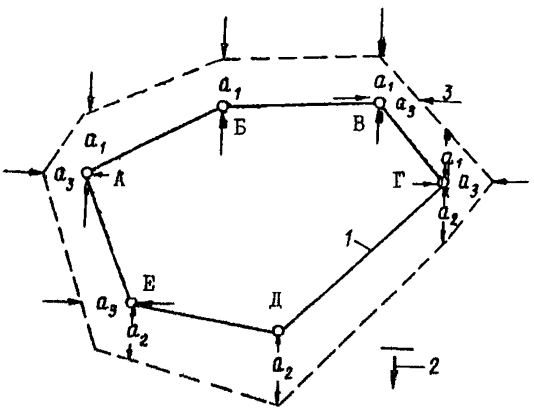

Рис. 2.I. Определение границ предохранительного целика для охраны объектов на земной поверхности:

I – план охраняемой территории; 2 – направление падения пласта; 3 – план целика

Пример расчета границ предохранительного целика. Рассчитать границы предохранительного целика под площадкой АБВГДЕ(рис.2.I), занятой промышленным объектом. Горно-геологические условия отработки пласта даны в табл. 2.2. Земная поверхность за пределами целика будет подработана полностью, следовательно, согласно п. 2 приложения 3, величина $Q = 0{,}8\, H_1/\cos\alpha$. Коэффициент $q = I - exp(-7BH_1/R)$ (формула справедлива для пологого залегания пластов). Безопасный уровень преобразований территории в точках АБВГДЕ характеризуется величинами ε_n и i_n, приведенными в табл. 2.I.

2.9. При применении закладки выработанного пространства значение коэффициента эффективности определяется по формуле $K_{p.з} = {}^{=}\eta_{бз}/\eta_в$, где $\eta_в$; $\eta_{бз}$ – осадка кровли при управлении ею обруше-

Таблица 2.2

Пример расчета границ предохранительного целика

Точки пласта	Q, м	H_1, м	m, м	α, град	c	b	a	ρ, град	β, град	γ, град	δ, град	$B \cdot 10^{-4}$, $\frac{Н}{м^3}$	$10^{-7} \cdot R$, $\frac{Н}{м^2}$	$10^3 \varepsilon_п$	$10^3 i_п$	$\frac{7 H_1 B}{R}$	q	a_1, м	a_2, м	a_3, м
А	160	200	1,5	18	0,57	0,36	0,81	30	51	69	60	2,5	2,0	–	3	1,8	0,8	107	–	82
Б	150	190	1,4	20	0,55	0,35	0,81	32	51	71	61	2,6	1,5	–	5	2,3	0,9	100	–	–
В	140	180	1,6	22	0,55	0,33	0,84	32	50	72	61	2,5	2,2	–	14	1,4	0,8	66	–	35
Г	170	210	1,3	16	0,53	0,36	0,72	34	54	70	62	2,8	2,1	2	5	2,0	0,9	113	101	89
Д	240	250	1,4	12	0,57	0,44	0,67	30	54	66	60	2,9	2,3	2	7	1,8	0,8	–	91	–
Е	220	230	1,5	14	0,51	0,36	0,56	36	56	70	63	2,7	3,0	–	5	1,4	0,8	–	54	31

нием и закладкой, определяемая по формуле (I) приложения 3. Ориентировочные значения $K_{р.з}$ в зависимости от типа закладки приведены в табл. 2.3.

Таблица 2.3

Закладка	Коэффициент эффективности $K_{р.з}$
Твердеющая	0,I-0,2
Гидравлическая песком	0,3
Гидравлическая дробленой породой	0,4
Пневматическая	0,5-0,6
Самотечная шахтной дробленой породой и породой отвалов	0,3

2.10. При планировании гармоничной подработки определяются размеры очистных выработок и положение их границ относительно объекта охраны, при которых суммарные деформации или перемещения массива в районе охраняемого объекта меньше допустимых. Параметры гармоничной подработки находятся из следующего условия:

$$K_р = \frac{Д_1 + Д_2}{Д_м} \leq K_н , \qquad (2.3)$$

где $Д_1, Д_2$ – перемещения или деформации подработанной толщи в районе охраняемого объекта в результате влияния соответственно первой и второй очистных выработок, определяемые методами, изложенными в приложении 3;

$Д_м$ – максимум значений $Д_1$ и $Д_2$;

$K_р, K_н$ – расчетный и нормативный коэффициенты эффективности гармоничной подработки.

Эффективность гармоничной подработки тем выше, чем меньше величина $K_р$, которая в идеальных условиях может приближаться к нулю. В результате решения уравнения (2.3) находят координаты границ второй очистной выработки и ее размеры при заданном положении и размерах первой выработки. Ниже даны решения нескольких типовых задач.

Компенсация вертикальных наклонов и горизонтальных перемещений, обусловленная подработкой толщи двумя очистными забоями в пологих пластах, достигается при соблюдении условий, приведенных в табл. 2.4, где t_1, t_2, u_1, u_2 – координаты t и u точки 5 (рис. 2.2), в которой планируется компенсация, в системе координат соответственно I-й и 2-й очистных выработок.

Таблица 2.4

Условия гармоничной подработки объектов, обеспечивающей уменьшение наклонов и горизонтальных перемещений пород

Направление отработки	Индекс зоны, где находится объект	Индекс участка	Условия гармоничной подработки
По простиранию пласта	Б	Е, Ж	$u_1 = (u_2 - l_2)\dfrac{l_1^2 m_2 R_1 Q_2}{l_2^2 m_1 R_2 Q_1} + l_1$
	Г	Е, Ж	
Вкрест простирания пласта	В Г	Д	$t_2 = (t_1 - l_1)\dfrac{m_1 l_2^2 R_2 Q_1}{m_2 l_1^2 R_1 Q_2} + l_2$

Примечания: 1. Индекс зоны и участка определяется согласно пп. 1 и 2 приложения 3.

2. $l_{1,2}; m_{1,2}; Q_{1,2}; R_{1,2}$ – величины, поясняемые на с. 3. Индекс 1 означает отношение величины к первой, индекс 2 – ко второй выработке.

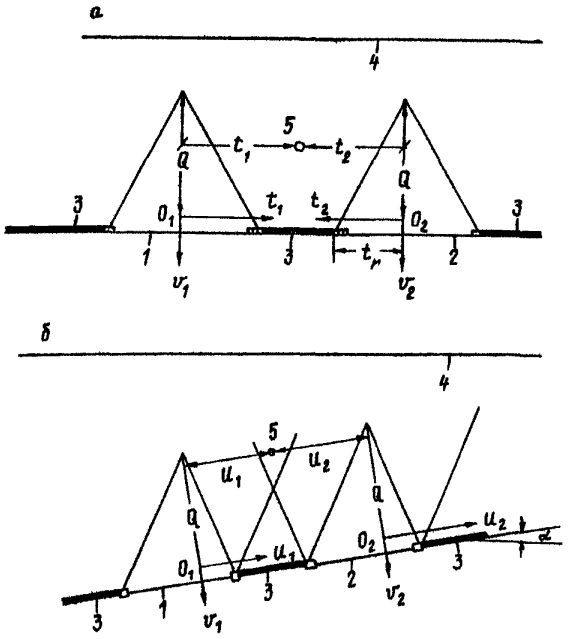

Рис. 2.2. Схемы гармоничной подработки охраняемого объекта:

а – разрез по простиранию; *б* – разрез вкрест простирания; 1, 2 – очистные выработки № 1 и 2; 3 – пласт угля; 4 – земная поверхность; 5 – охраняемый объект

Проектирование гармоничной подработки объекта заключается в подборе такого расположения очистных выработок, при котором соблюдались бы условия из табл. 2.4, для чего при заданных координатах t_1 и u_2 определяются по формулам табл. 2.4 координаты t_2 или u_1 (рис. 2.2). Зная эти координаты, далее находятся координаты границы 2-й выработки: $t_r = Q\,c$ (рис. 2.2) и $u_r = Q\,a$ (если вторая выработка выше первой) или $u_r = -Q\,b$ (если вторая выработка ниже первой).

Расстояние в плоскости пласта между границами очистных выработок равно $u_1 + u_2 + Q\,(a + b)$.

2.11. Коэффициент K_p определяет эффективность выемки пласта под охраняемым объектом короткими очистными забоями с оставлением межлавных целиков. При разработке пласта выбуриванием без закладки $K_p = 1 - П/100$, с закладкой $K_p = 0{,}4\,(1 - П/100)$, где $П$ – эксплуатационные потери в процентах.

Для камерных и камерно-столбовых систем разработки пласта с обрушением кровли

$$K_p = \frac{a_к}{a_к + b_ц},$$

с закладкой выработанного пространства

$$K_p = \frac{a_к K_{рз}}{a_к + b_ц},$$

где $a_к$, $b_ц$ – ширина соответственно камер и межкамерных целиков;

$K_{рз}$ – коэффициент, определяемый согласно п. 2.9.

2.12. При применении одновременно нескольких мер по охране (комбинированный способ подработки) их суммарная эффективность равна произведению коэффициентов расчетной эффективности каждой меры по охране.

2.13. Определение размеров очистных выработок является важным элементом планирования подработки. Основной регулируемый технологический параметр очистных выработок под охраняемым объектом – нормальная к напластованию высота зоны полной подработки Q, определяемая по методу, приведенному в п. 2 приложения 3, в зависимости от размеров выработанного пространства по простиранию и вкрест простирания пласта и от геометрических и механических показателей подрабатываемого массива. Требуемые значения Q определяются из условия безопасности подработки, выраженного формулой (2.1), где коэффициент K_p является функцией Q и других заданных параметров. По расчетным значениям Q определяют расчетные размеры очистных выработок по фактору безопасности подработки.

2.14. Определение способа управления кровлей – один из элементов планирования подработки. Способ управления кровлей определяет величину расчетных перемещений и деформаций подрабатываемого массива, а следовательно, и условие безопасности подработки, выраженное неравенством (2.1), в котором коэффициент K_p определяется в зависимости от величин расчетных перемещений и деформаций. Целесообразность применения того или иного способа управления кровлей устанавливается расчетом по условию, выраженному формулой (2.1), и технико-экономической оценкой возможных вариантов подработки объекта.

2.15. Скорость подвигания очистного забоя $W_з$ определяет интенсивность развития геомеханических процессов в подрабатываемом массиве. Зависимость между $W_з$ и скоростью перемещений под-

работанного массива ω линейна, т.е, чем выше W_3, тем интенсивней перемещения, и наоборот. Формула для расчета допустимой скорости движения очистного забоя по заданной скорости перемещений массива в окрестности охраняемого объекта может быть получена из выражения(I4) приложения 3.Гармоничная подработка (п.2.I0), когда очистные забои двух выработок в одном или двух пластах на любой заданный момент времени занимают определенное положение относительно охраняемого объекта, возможна лишь при заданном соотношении скоростей подвигания забоев, регулирование которых производится подбором соответствующего оборудования и организации труда.

2.I6. Определение оптимального варианта подработки и параметров очистных работ производится в нижеприведенной последовательности:

назначаются предельные деформации и перемещения охраняемых объектов (см. приложение I);

определяется нормативный показатель эффективности мер по охране согласно п. 2.2;

в зависимости от этого показателя выбираются возможные варианты подработки объекта;

для выбранных вариантов подработки определяются параметры очистных работ по формулам, приведенным в пп. 2.5 – 2.II, в которые вместо K_p подставляются нормативные значения $K_н$ из табл. 2.I, а также параметры очистных работ базового варианта;

производится экономическое сравнение по уровню приведенных затрат выбранных вариантов подработки с базовым вариантом, при котором горные мероприятия по охране объекта не применяются;

выбирается оптимальный вариант подработки по минимуму приведенных затрат.

3. ПОДРАБОТКА ОБЪЕКТОВ НА ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ

3.I. В зависимости от размеров, формы, конструкции и расположения охраняемые объекты делятся на пять классов, приведенных в табл. 3.I.

3.2. Возможные способы подработки зданий и сооружений на земной поверхности и их эффективность для различных классов объектов приводятся в табл. 3.2.

Таблица 3.I

Класс	Охраняемый объект	Расположение на шахтном поле	Чувствительность к подработке
I	Городские районы, поселки, группы коммунальных и промышленных объектов большой площади	Над большей частью шахтного поля или блока	Предельные деформации и перемещения примерно равны во всех направлениях; чувствительны к горизонтальным деформациям, наклонам и кривизне
II	Отдельные здания, сооружения и их небольшие группы	Над меньшей частью шахтного поля в пределах этажа, панели	То же
III	Сооружения башенного типа	Занимают незначительную часть шахтного поля	Чувствительны к наклонам земной поверхности
IV	Вытянутые в плане отдельные здания, сооружения, коммуникации, ленточные группы объектов с общей продольной осью	Пересекают шахтное поле: вкрест простирания по простиранию диагонально простиранию	Особенно чувствительны к деформациям вдоль продольной оси
V	Водные объекты	Любое	Чувствительны к осадкам и растяжению грунта

Таблица 3.2

Горные мероприятия по охране объектов на земной поверхности

Класс объектов (по табл. 3.I)	Способ подработки	Группа мер по охране (по табл. 2.I)
I	Частичная отработка пластов короткими лавами с оставлением межлавных целиков	I-3
	Отработка пласта на неполную мощность	3-5
	Применение закладки выработанного пространства	I-4
II	Увеличение фронта очистных выработок	3-5
	Гармоничная отработка пластов	2
III	Гармоничная отработка пластов	2-4
IV	Увеличение фронта очистных выработок	3-5
	Частичная отработка пластов короткими лавами с оставлением целиков	I-3
	Гармоничная отработка пластов	2-4
	Частичная выемка короткими лавами с оставлением целиков	I-2
	Отработка пласта на неполную мощность	3-5
V	Закладка выработанного пространства	I-4
	Камерная система отработки пласта	I-3

3.3. Положение границ участка пласта, где ощущается влияние очистных работ на охраняемый объект, определяется параметрами a_1, a_2, a_3, вычисляемыми по формулам(3.I)-(3.3). Расстояние в плане от контура объекта до границы участка на совмещенных планах горных работ и земной поверхности:

по падению

$$a_1 = 0,8H_1\cos\alpha\left(a\cos\alpha - \sin\alpha - 0,25\,tg\frac{\alpha}{2}\right) + P \;; \qquad (3.1)$$

по восстанию

$$a_2 = 0,8H_2\cos\alpha\left(b\cos\alpha + \sin\alpha + 0,25\,tg\frac{\alpha}{2}\right) + P; \qquad (3.2)$$

по простиранию

$$a_3 = 0,8H_3\cos\alpha\, c + P\,, \qquad (3.3)$$

где H_1, H_2, H_3 – глубина пласта под контуром объекта соответственно со стороны падения, восстания и простирания пласта;

P – размер предохранительной бермы.

3.4. Технологические схемы подработки охраняемых объектов широким фронтом очистных работ приведены на рис. 3.I-3.5, параметры очистных работ и технические условия применения технологических схем – в табл. 3.3.

Значения параметров ℓ, ℓ_c, θ, a_1, a_2, a_3 показаны на рисунках 3.I-3.5. Расстояния в плане от границы выработанного пространства до контура охраняемого объекта определяются по формулам (3.I)-(3.3).

3.5. При частичной отработке пласта по площади длинными очистными забоями (п. 2.6) длина лавы $\ell_л$ определяется по формуле

$$\ell_л \leq \frac{K_н H}{a + b}\,, \qquad (3.4)$$

где $K_н$ – коэффициент, определяемый согласно п. 2.2.

Размеры опорных межлавных целиков определяют расчетом на прочность при давлении зависшего массива горных пород.

При частичной отработке пласта короткими очистными забоями (п. 2.II) размеры межкамерных целиков определяются по формуле

$$b_к \geq \frac{a_к\,(1 - K_н)}{K_н} \geq b_п\,, \qquad (3.5)$$

где $a_к$ – ширина камеры или диаметр скважины;

$K_н$ – коэффициент, принимаемый согласно п. 2.2;

$b_п$ – ширина межкамерного целика, определяемая расчетом на прочность;

$b_к$ – ширина целика (если она оказывается меньше $b_п$, в расчет берется значение $b_п$).

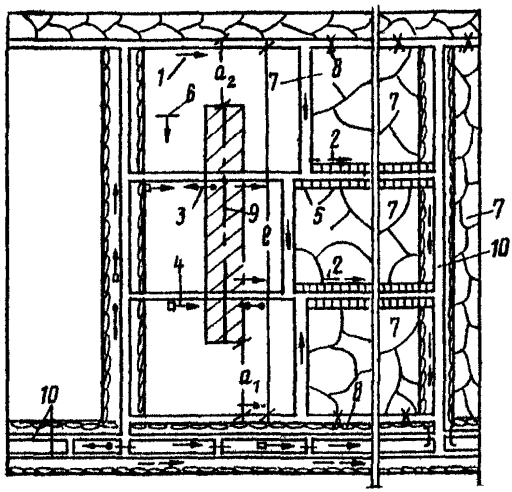

Рис. 3.I. Подработка объектов широким фронтом очистных работ несколькими спаренными лавами с ориентировкой фронта вкрест простирания пласта:

I и 2 - свежая и исходящая струя; 3 - ленточный конвейер; 4 - монорельсовая дорога для перевозки людей и грузов; 5 - железобетонные тумбы для охраны выработок; 6 - направление падения пласта; 7 - выработанное пространство; 8 - погашенные выработки; 9 - ось охраняемого объекта; I0 - основные подготовительные выработки, проходимые широким ходом с созданием разгруженной зоны и оставлением породы в шахте

При частичной выемке пласта короткими лавами с целиками под водным объектом длина лавы по допустимой кратности определяется по формуле (3.6), а по допустимой осадке земной поверхности - по формуле (3.7):

$$\ell_u \leq \frac{K_\phi H_1}{K_n (a+b)}; \qquad (3.6)$$

$$\ell_u \leq \frac{\eta_n H_1}{\eta_r (a+b)}, \qquad (3.7)$$

где η_n - предельная осадка земной поверхности, определяемая характером рельефа местности и отметкой водной поверхности;

η_r - максимальная осадка земной поверхности, определяемая по формуле (II) приложения 3.

Примечание. Далее на рис. 3.2-3.I0 даны те же условные обозначения, что и на рис. 3.I.

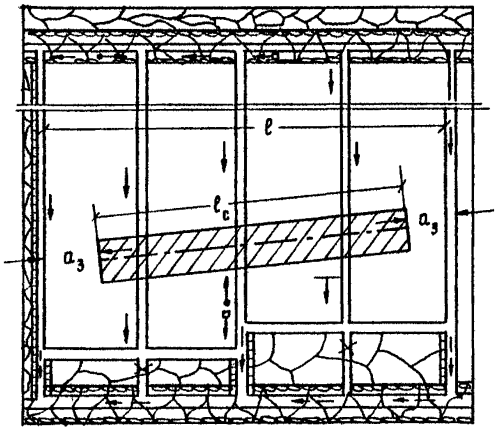

Рис. 3.2. Подработка объектов широким фронтом, ориентированным по простиранию

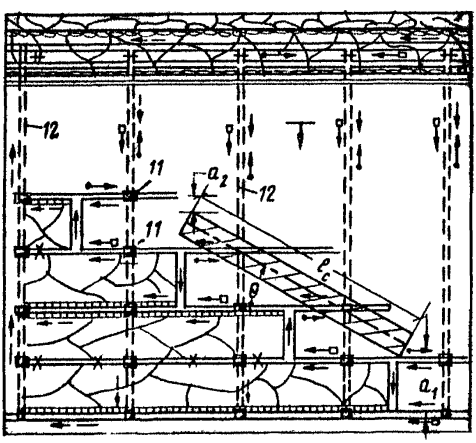

Рис. 3.3. Подработка объектов широким диагональным фронтом:

11 - гезенк; 12 - половой уклон

Таблица 3.3

Параметры очистных работ при подработке широким фронтом

Схема подработки	Формулы для расчета длины очистного фронта ℓ	Технические условия подработки
В один этап: вкрест простирания пластов (рис. 3.2) по простиранию пластов (рис. 3.1) под углом θ к простиранию пласта (рис. 3.3)	$\ell > \ell_c + 2a_3$ $\ell \geq \ell_c + a_1 + a_2$ $\ell \geq \ell_c \sin\theta + a_1 + a_2$	Взаимное опережение очистных забоев должно быть постоянным. Число одновременно отрабатываемых ярусов $n = \ell / \ell_n$, где ℓ_n – оптимальная длина лавы, определяемая без учета подработки. Опережение соседних лав должно быть таким, чтобы середина лав лежала на одной прямой линии, параллельной оси объекта. Уменьшение деформаций ожидается лишь вдоль оси объекта
В два этапа (рис. 3.4; 3.5): I этап – короткими опережающими лавами	Определяется по формуле (3.4)	Подработка в два этапа производится тогда, когда нельзя обеспечить широкий фронт очистных работ в одну линию по условиям вентиляции, транспорта, горного давления или другим факторам. Опережение длинных лав должно быть постоянным. Прямая, соединяющая середины отстающих лав, должна быть параллельной оси подрабатываемого объекта. Уменьшение деформаций ожидается лишь вдоль оси объекта
2 этап – отстающими лавами вкрест (рис. 3.5) или по простиранию пласта (рис. 3.4)	Та же, что при отработке в один этап	

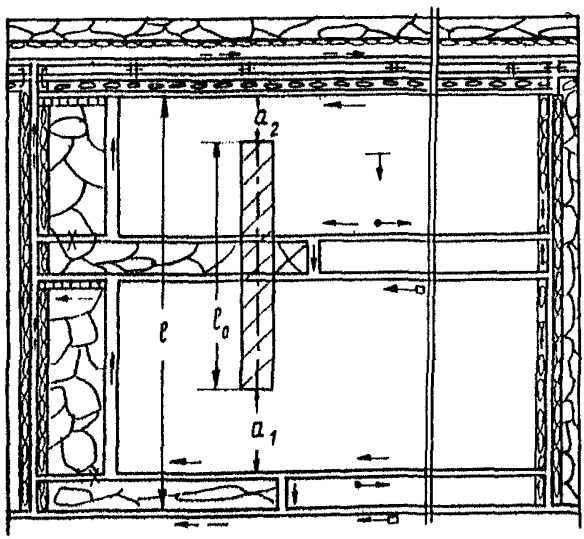

Рис. 3.4. Подработка объектов широким фронтом с опережающими короткими лавами по простиранию пласта

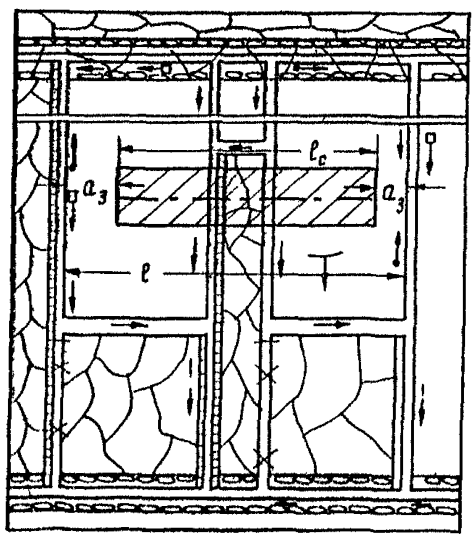

Рис. 3.5. Подработка объектов широким фронтом с опережающими короткими лавами по восстанию пласта

3.6. При частичной отработке пласта по мощности (п. 2.7) вынимаемая мощность m вычисляется по формуле $m \leq K_н m_г$.

При частичной выемке пласта по мощности допускаемая рабочая мощность пласта m определяется по формуле (3.8) для объектов, перечисленных в приложении 2, и по формуле (3.9) – когда предусматривается охрана земной поверхности от затопления:

$$m \leq \frac{H_1}{K_п}\ ; \qquad (3.8)$$

$$m \leq \frac{m_г\ \eta_п}{\eta_г}\ , \qquad (3.9)$$

где $\eta_п$, $\eta_г$ – величины, поясняемые в п. 3.5.

3.7. Закладка выработанного пространства применяется лишь при подработке ответственных, больших по площади объектов I или У классов (табл. 3.I). Выбор типа закладки при сплошной выемке угля очистными забоями производится по табл. 3.4.

Таблица 3.4

Выбор типа закладки

Группа мер по охране по табл. 2.I	Тип закладки
I	Твердеющая
2	Гидравлическая песком
3	Гидравлическая дробленой породой
4	Пневматическая

При применении закладки выработанного пространства вид закладочного материала определяется по табл. 2.3 в функции коэффициента $K_{р.з}$, вычисляемого по формуле (3.I0) для объектов, перечисленных в приложении 2, и по формуле (3,II) – при охране земной поверхности от затопления:

$$K_{р.з} \leq \frac{H_1}{m\ K_п}\ ; \qquad (3,I0)$$

$$K_{р.з} \leq \frac{\eta_п}{\eta_г}\ , \qquad (3.II)$$

где $\eta_п$; $\eta_г$ – величины, поясняемые в п. 3.5.

3.8. При подработке объектов I и У классов (табл. 3.I), когда требуется обеспечить I группу мер по охране (см. табл. 2.I), допустимо сочетание частичной выемки запасов по площади или по мощности с закладкой.

При выборе параметров очистных работ, когда предусматривается применение двух мер по охране – частичной выемки и закладки, требуется соблюдение условия

$$K_н \geq K_{р.з}\, K_{р.ч} ,$$

где $K_{р.з}$ – расчетный коэффициент эффективности применения закладки, определяемый по формуле п. 2.9;

$K_{р.ч}$ – расчетный коэффициент эффективности частичной выемки, определяемый по формулам пп. 2.6, 2.7, 2.II.

3.9. При сочетании частичной выемки по площади длинными очистными забоями с закладкой длина лавы определяется по формуле

$$\ell_ц = \frac{K_н H_1}{K_{р.з}(a+b)} .$$

3.I0. При сочетании частичной выемки по площади короткими очистными забоями с закладкой размер межкамерных целиков определяется по формуле

$$B_п \leq B_к \leq a_к \left(1 - \frac{K_{р.з}}{K_н}\right) .$$

3.II. При сочетании частичной выемки по мощности с закладкой вынимаемая мощность m определяется по формуле

$$m \leq K_н \frac{m_г}{K_{р.з}} .$$

3.I2. Гармоничная подработка объектов Ш класса (табл. 3.I) встречно расходящимися спаренными лавами в одном пласте, движущимися вкрест простирания, иллюстрируется на рис. 3.6, а расходящимися лавами под объектами IУ класса вкрест простирания – на рис. 3.7.

Основное условие гармоничной подработки, устанавливающее взаимное расположение лав равной длины, которое должно соблюдаться в любой момент времени, имеет вид

$$\ell_2 = \ell_1 + H_1 \sin 2\alpha + Q \cos\alpha (a-b) ,$$

где ℓ_2, ℓ_1 – расстояние в плане соответственно от верхнего и нижнего очистного забоя до вертикальной проекции объекта на пласт.

Гармоничная подработка объектов Ш и IУ классов (табл. 3.I) встречно расходящимися лавами в одном пласте, движущимися по простиранию, иллюстрируется на рис. 3.8, сходящимися забоями – на рис. 3.9, расходящимися – на рис. 3.I0.

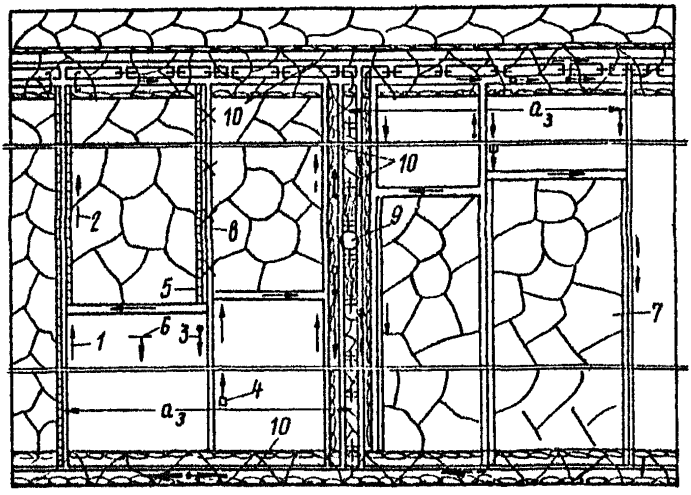

Рис. 3.6. Схема гармоничной подработки бапенного сооружения встречно расходящимися забоями вкрест простирания пласта

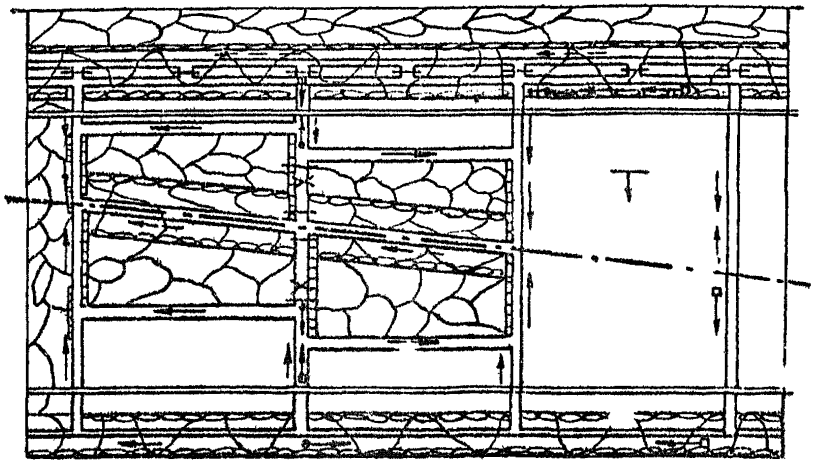

Рис. 3.7. Схема гармоничной подработки вытянутого в плане объекта расходящимися спаренными лавами по восстанию и падению

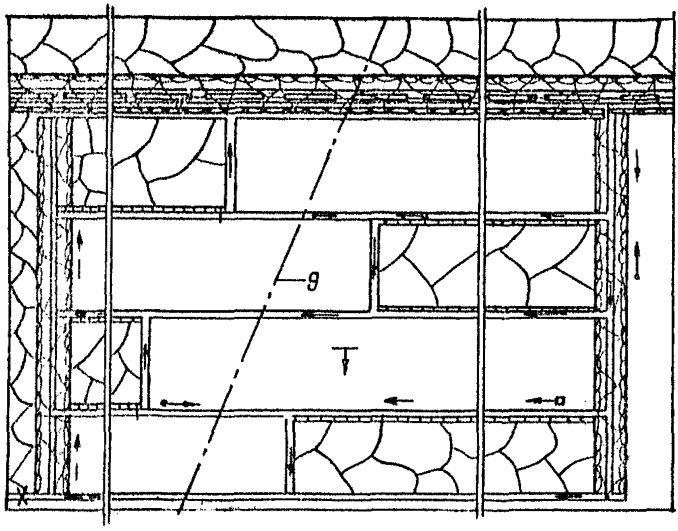

Рис. 3.8. Схема гармоничной подработки вытянутого в плане объекта встречно расходящимися спаренными забоями по простиранию

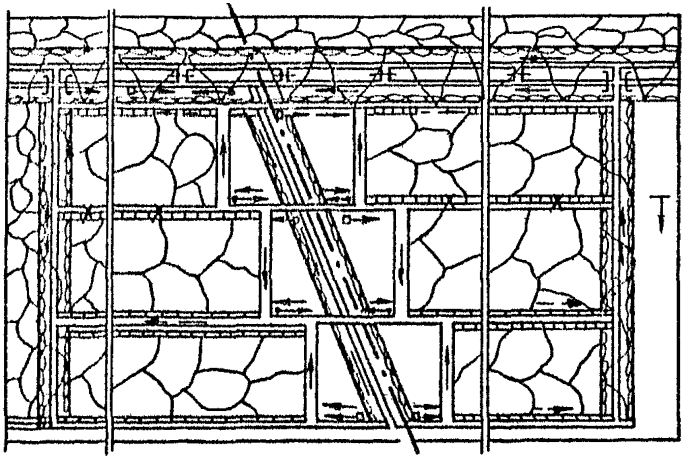

Рис. 3.9. Схема гармоничной подработки вытянутого объекта сходящимися спаренными лавами по простиранию

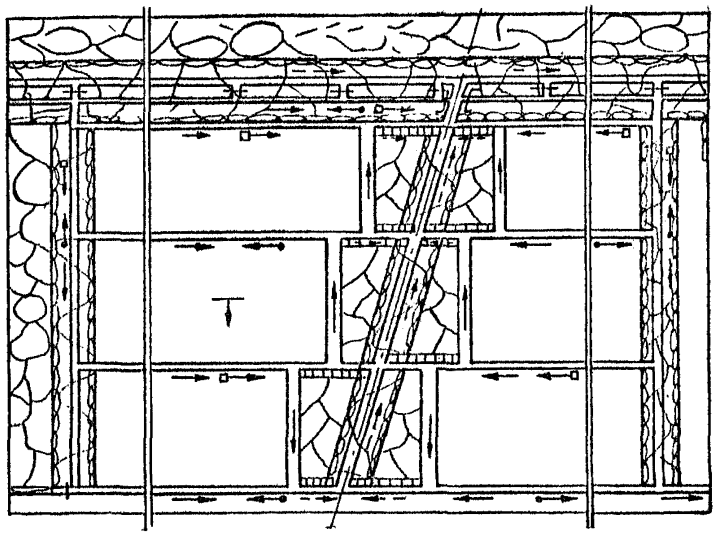

Рис. 3.10. Схема гармоничной подработки объектов расходящимися спаренными лавами по простиранию

Основное условие, обеспечивающее максимальную компенсацию деформаций земной поверхности, заключается в том, что в любой момент времени расстояние по простиранию от середины каждого очистного забоя до оси объекта должно быть одинаково.

4. ПОДРАБОТКА КАПИТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

4.1. Определение границ участка пласта, где ощущается влияние очистных работ на охраняемый объект. Расстояние в плане от объекта охраны до границ участка вычисляется по формулам:

по восстанию $a_1 = 0{,}8H_1 \cdot b + a_4 \sin\alpha$;

по падению $a_2 = 0{,}8H_1 a - a_4 \sin\alpha$;

по простиранию $a_3 = \frac{0{,}8H_1 \cdot c}{\cos\alpha}$,

где a_4 – глубина пласта относительно выработки.

4.2. Возможные способы подработки и меры по охране объектов, а также пределы их нормативной эффективности приводятся в таблице 3.2.

4.3. Параметры очистных работ при подработке капитальных выработок при кратности меньшей, чем в приложении 2, определяются по формулам (3.6); (3.8); (3.10), в которых величина H_1 означает вертикальное расстояние от выработки до пласта.

4.4. Подработка шахтных стволов осуществляется в соответствии с пп. 4.5–4.12.

По протяженности шахтные стволы разделяются на 4 класса, приведенные в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Классификация вертикальных стволов по протяженности

Класс	Длина ствола, м	Размеры участка пласта, где требуются меры по охране
I	До 300 (неглубокий)	Небольшой, в пределах длины одного очистного забоя
II	300–600 (средней глубины)	Средний, в пределах длины двух очистных забоев
III	300–1000 (глубокий)	Большой, в пределах длины трех очистных забоев
IV	> 1000 (очень глубокий)	Очень большой, превышает размеры трех очистных забоев

Размеры участка пласта, где требуются меры по охране, зависят от протяженности стволов. Они определяются с помощью параметров a_1, a_2, a_3 по формулам (3.1)–(3.3) относительно точки пересечения ствола с пластом, а если ствол не пересекает пласт, то относительно вертикальной проекции ствола на пласт.

4.5. Возможные способы подработки стволов приводятся в таблице 4.2.

Выбранный способ подработки стволов должен удовлетворять условию безопасности, выражаемому формулой (2.1), в котором коэффициент K_H определяется согласно п. 4.6, коэффициент K_p – согласно пунктам, указанным в табл. 4.2, в зависимости от принятого способа подработки.

4.6. Нормативный коэффициент эффективности мер по охране стволов K_H определяется по минимуму следующих его значений: K_{HA}, $K_{HБ}$, K_{HB}, $K_{HГ}$, означающих отношения предельных деформаций ствола к их расчетным деформациям соответственно в зонах A, $Б$, B, $Г$ (см. рис. I приложения).

Таблица 4.2

Пункты методики, обосновывающие способ подработки	Способ подработки	Класс ствола (табл. 4.1)	Группа мер по охране, которую может обеспечить способ подработки, (по табл. 2.1)
2.6	Частичная выемка короткими лавами с целиками	I-IУ	I-3
2.7	Частичная выемка по мощности	I-IУ	3-5
2.7	Сокращение околоствольного целика	I-IУ	I-5
2.9	Подработка с закладкой выработанного пространства	III;IУ	I-4
2.10	Гармоничная подработка:		2-4
	двумя расходящимися забоями	I	
	четырьмя расходящимися забоями	II	
	шестью расходящимися забоями	III	
	восемью расходящимися забоями	IУ	
	короткими очистными забоями, симметричными оси ствола	I-IУ	
2.11	Камерами	III; IУ	I-4
2.12	Комбинированный	I-IУ	I-2

В свою очередь каждый из коэффициентов K_{HA}, $K_{HБ}$, K_{HB}, $K_{HГ}$ определяется по минимуму из ряда своих значений для различных видов предельных деформаций: уклонов (наклонов) вертикальной оси, кривизны оси, вертикальных сжатий и растяжений крепи вдоль оси ствола, горизонтальных сжатий по нормали к оси ствола. Предельные (допустимые) деформации стволов: наклоны - до $5 \cdot 10^{-3}$, укорочения - $1 \cdot 10^{-3}$-$2 \cdot 10^{-3}$, удлинения - до $5 \cdot 10^{-3}$, горизонтальные сжатия - до $1 \cdot 10^{-3}$, искривления - до $0{,}3 \cdot 10^{-4}$ 1/м. При применении конструктивных мероприятий по защите крепи и армировки стволов предельные деформации стволов принимаются с поправками за счет введенных конструктивных мер. Если в пределах зоны существуют пачки разнородных пород, то предельные горизонтальные деформации принимаются по минимуму их нормативных значений.

Формулы для расчета различных видов деформаций подработанного массива, по которым вычисляются коэффициенты K_H в зонах *А*, *Б*, *В* и *Г* для базового варианта (сплошная отработка пласта с обру-

шением кровли без мер по охране), приведены в приложении 3. В целях увеличения надежности расчета при определении нормативных коэффициентов $K_н$ в каждой из зон берутся максимумы деформации, определяемые в зонах $А$, $Б$, $Г$ и $В$ соответственно по формулам (15) и (16); (17)-(19);(26)-(31); (32)-(40), приведенным в приложении 3.

4.7. Определение оптимального варианта подработки и параметров очистных работ в окрестности стволов выполняется в такой последовательности.

Определяется коэффициент $K_н$, по которому, согласно таблице 4.2, выбираются возможные способы подработки, приемлемые для шахты. Рассматривается возможность увеличения коэффициента $K_н$ за счет применения конструктивных мер по охране ствола.

Для каждого выбранного способа подработки определяются параметры очистных работ по формулам, приведенным в пп. 2.5-2.12, 3.5-3.12.

При планировании гармоничной подработки стволов дополнительно учитываются требования, изложенные в п. 4.8.

Производятся технико-экономическая оценка вариантов подработки и выбор из них оптимального по минимуму приведенных затрат.

4.8. Поскольку основное условие безопасности подработки ствола заключается в сохранении вертикальности его оси, что обеспечивается лишь при гармоничной подработке, то этот способ имеет наибольшее распространение при выемке угля в окрестности стволов.

Для обеспечения I группы мер по охране стволов (табл. 2.1) возможны комбинации способа гармоничной подработки с другими (например, с закладкой, частичной выемкой по площади или мощности пласта).

Технологическая схема подготовки участка пласта и гармоничной подработки неглубокого вентиляционного ствола двумя расходящимися очистными забоями сплошной системой с отстающими штреками, проходимыми вслед за лавой, дана на рис. 4.1.

Схемы подготовки и гармоничной подработки ствола четырьмя и шестью расходящимися очистными забоями представлены на рис.4.2.

Подготовка участка производится полевым конвейерным бремсбергом, проходимым снизу вверх в непосредственной близости от ствола (рис. 4.1). Затем от верхней границы участка вниз широким ходом с созданием разгруженной зоны у ствола и у панельных и околоствольных выработок проходят панельные бремсберги. При подходе угольного забоя к стволу (рис. 4.3,*а*) вокруг ствола производят выборку угля с оформлением обходной выработки и вы-

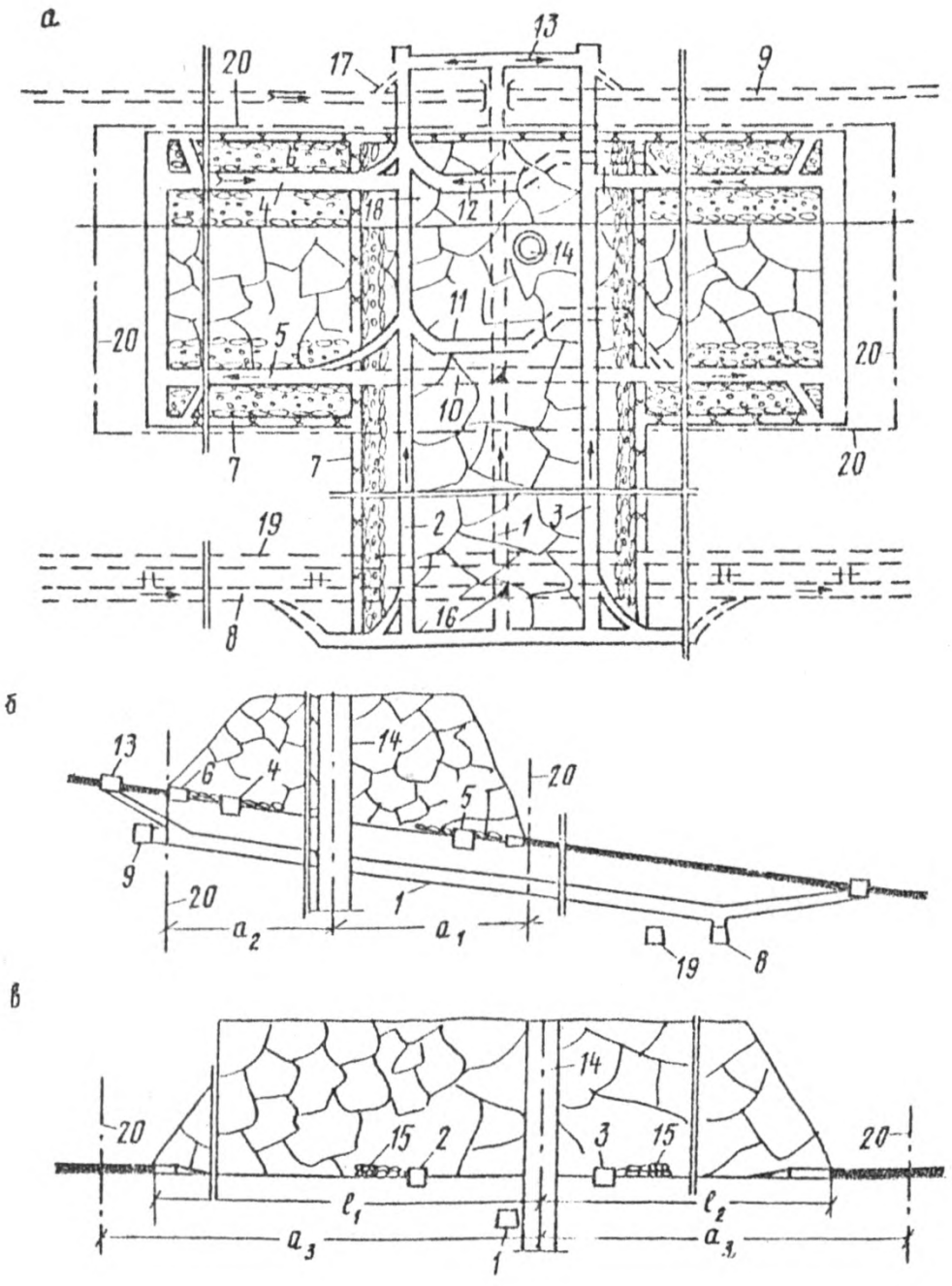

Рис. 4.I. Схема гармоничной подработки ствола двумя расходящимися забоями на глубине до 300 м:

а – план; *б* – вертикальный разрез вкрест простирания; *в* – вертикальный разрез по простиранию; I – главный полевой конвейерный бремсберг; 2 – панельный вспомогательный бремсберг; 3 – панельный людской бремсберг; 4 – ярусный вентиляционный штрек; 5 – ярусный конвейерный штрек; 6 – вентиляционный просек; 7 – конвейерный просек; 8 – главный полевой откаточный штрек; 9 – главный полевой вентиляционный штрек; I0 – наклонная конвейерная обойки; II – транспортная обойка; I2 – вентиляционная обойка; I3 – машинная камера; I4 – ствол; I5 – породные полосы от проходки бремсбергов с подрывкой почвы; I6 – углеспуск; I7 – вентиляционная обойка; I8 – вентиляционная дверь; I9 – вспомогательный штрек; 20 – контур целика

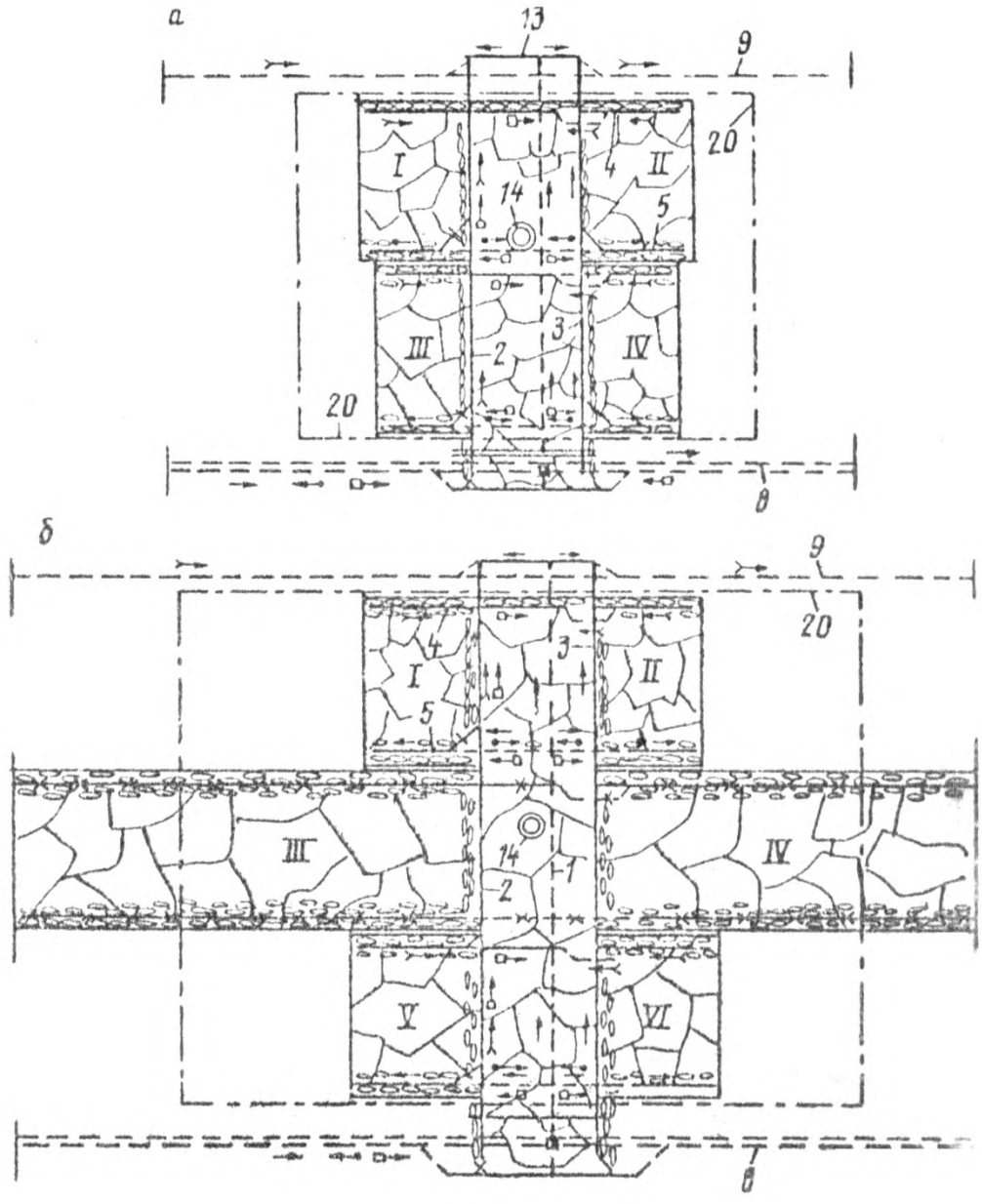

Рис. 4.2. Схемы гармоничной подработки ствола расходящимися забоями:

а – на глубине 300–600 м четырьмя расходящимися очистными забоями; *б* – на глубине 600 – 1000 м шестью расходящимися очистными забоями; остальные обозначения те же, что и на рис. 4.1

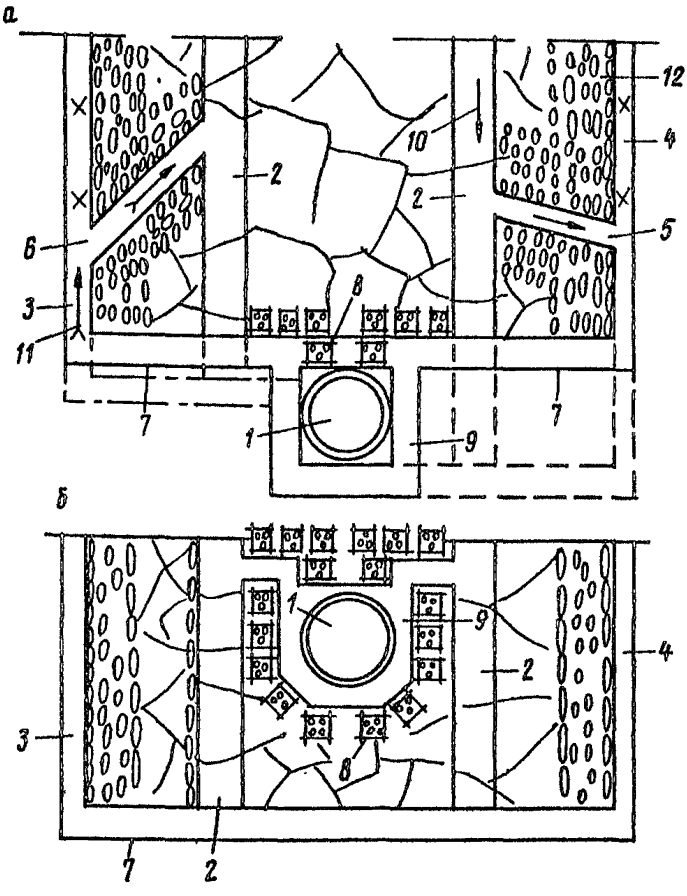

Рис. 4.3. Схема проходки панельных бремсбергов широким ходом у пересечения пласта со стволом:

а – положение выработок при подходе угольного забоя к стволу; *б* – положение выработок при угольном забое за стволом; I – ствол; 2 – панельные бремсберги; 3, 4 – вентиляционный и конвейерный косовичники; 5, 6 – конвейерная и вентиляционная печи; 7 – угольный забой; 8 – костры с забутовкой; IO – свежая струя; II – исходящая струя; I2 – породная полоса

кладывают костры с забутовкой. Затем проходят правый бремсберг с угольным забоем от обходной выработки до косовичника, потом – с левой стороны (рис. 4.3). Границы разгрузочной выработки должны быть на равном расстоянии от ствола.

Длина угольного забоя L при проходке широким ходом определяется из условия сохранения прочности крепи ствола на продольное сжатие от воздействия сил трения оседающих пород кровли

по формуле

$$L = \frac{2 h_c R_к c n_б n_м}{p f} \cos\alpha,$$

где h_c – толщина крепи ствола; $R_к$ – расчетное сопротивление на сжатие материала крепи; f – коэффициент трения пород о крепь, равный 0,5–0,6; p – расчетная радиальная нагрузка на крепь; $n_б$ – коэффициент условий работы для материала крепи, принимаемый по СНиП–II–2I–75; $n_м$ = 0,85.

Значения L колеблются в пределах от 20 до 40 м.

До начала очистных работ крепь ствола оборудуется осадочными швами, а в месте пересечения его с пластом – компенсатором шахтной крепи (рис. 4.4), обеспечивающим герметичность и прочность крепи в зоне посадки непосредственной кровли на костры. Компенсатор из железобетона устанавливается со стороны обходной выработки (рис. 4.3).

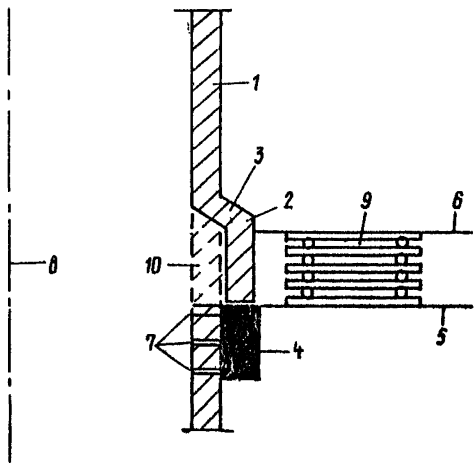

Рис. 4.4. Компенсатор шахтной крепи:

I – крепь; 2 – раструб; 3 – узел сопряжения раструба с крепью; 4 – кольцевой паз вокруг крепи (заполненный битумом) для входа раструба; 5, 6 – почва и кровля пласта; 7 – отверстия для выдавливания битума при входе раструба в паз; 8 – ось ствола; 9 – костры с забутовкой; 10 – участок крепи, подлежащий разборке после установки раструба

Число ярусов на участке пласта n: при глубине $H \leq 300$м – один; при $H = 300...600$ м – два; при $H = 600...1000$ м – три; при $H \geq 1000$ м – четыре.

Длина лавы $\ell_л$ определяется по формуле

$$\ell_л = 2\frac{(a_1 + a_2)}{\cos\alpha \cdot n}.$$

Основное условие компенсации деформаций пород в окрестности ствола заключается в соблюдении в любой момент времени симметрии площади выработанного пространства в левом и правом крыльях панели относительно оси симметрии, проходящей через ствол по падению пласта. Это достигается при постоянстве длины лав и их расстояний от панельных бремсбергов в каждом ярусе. Если в панели требуется гармонично отработать 2 или 3 яруса, а по условиям проветривания или по другим причинам невозможно обеспечить одновременную работу в 4 или 6 лавах, то возможны следующие комбинации очистных работ, не нарушающие принцип симметрии подработки. Гармоничная отработка двух ярусов (рис. 4.2) производится на первом этапе лавами Ш, IУ; на втором – лавами I, УI; на третьем – лавами П, У. Возможна другая комбинация отработки пласта: после первого этапа – третий, а потом второй. При этом постоянство длины лав и их расстояний от оси симметрии должно соблюдаться на каждом этапе.

Интенсивность изменения деформаций пород в окрестности ствола при гармоничной отработке околоствольного участка пласта по мере отхода очистных забоев от ствола определяется по формулам:

наклонов $$i = \frac{0{,}5\,(\ell_1 - \ell_2)\,i_m}{\ell_1 + \ell_2};$$

сдвигов по напластованию $$\Delta\xi = \frac{(\ell_1 - \ell_2)\,\Delta\xi_m}{2(\ell_1 + \ell_2)};$$

горизонтального сжатия $$\varepsilon = \varepsilon_m - \left(\frac{\ell_1 - \ell_2}{0{,}8\,HC}\right)^2 3\varepsilon_m,$$

где ℓ_1, ℓ_2 – расстояния соответственно левого и правого очистных забоев от ствола или от его вертикальной проекции на пласт (рис. 4.I);

ε_m, i_m, $\Delta\xi_m$ – максимумы деформаций, определяемые соответственно по формулам (29), (26), (34) приложения 3.

При проходке разгрузочной выработки в тонких и средней мощности пологих пластах величины l_m и ε_m не превышают допустимых значений. При гармоничной отработке участка расходящимися лавами при $l_1 \approx l_2$ величины наклонов i и сдвигов $\Delta\xi$ уменьшаются, а горизонтальное сжатие пород у верхней части ствола ε_x по мере перемещения очистных забоев от ствола возрастает до тех пор, пока их отход не достигнет 0,1-0,2 глубины пласта. Гармоничная отработка расходящимися лавами, обеспечивая вертикальность оси ствола, не устраняет его горизонтальные сжатия и вертикальные растяжения. Для уменьшения этих деформаций требуется применение специальных конструктивных мероприятий: устройства податливой заделки расстрелов в крепь; введения податливого заполнения между крепью и массивом из пустотелых бетонных блоков или битумной рубашки.

Осадка пород сопровождается расслоением и трещинообразованием, что необходимо учитывать при наличии подземных водоупорных горизонтов, пересекающих ствол. В сложных гидрогеологических условиях гармоничная отработка околоствольного участка пласта должна производиться не расходящимися, а сходящимися очистными забоями, длинными столбами по простиранию при панельном способе подготовки, с соблюдением тех же требований к расположению лав относительно ствола и параметров очистных работ, что и при расходящихся забоях. В этом случае исключаются трещины по напластованию за счет вертикального растяжения массива и вертикальное сжатие верхней части ствола. При подходе сходящихся очистных забоев к стволу он попадает в зону вертикальных сжатий на высоте от пласта, равной от l_p / C до $0{,}8 H_i / \cos\alpha$, определяемых по формуле (37) приложения 3 (где l_p - расстояние от очистного забоя до ствола).

В зоне опорного давления крепь ствола испытывает повышенные напряжения, величина которых должна учитываться при выемке околоствольных участков. Для защиты ствола от осевых сжатий в крепи оборудуются горизонтальные осадочные швы, узлы вертикальной податливости, а на стыках проводников - компенсирующие узлы. Эффективное средство - закрепный скользящий слой для ослабления связи крепи с породами.

4.9. Универсальным способом снижения всех видов деформаций подрабатываемого горного массива является закладка выработанного пространства. Степень уменьшения деформаций (коэффициент эффективности) определяется согласно п. 2.9.

4.10. Гармоничная отработка околоствольного участка пласта может производиться (с предварительной проходкой разгрузочной выработки) расходящимися или сходящимися лавами при условии предварительной защиты крепи и армировки ствола согласно [6]. Расчетные деформации определяются по формулам (18), (22) (при расходящихся забоях) и (18), (37) (при сходящихся в забоях) приложения 3. Расходящиеся лавы предпочтительны на сухих месторождениях, сходящиеся – на обводненных. Если конструктивные мероприятия не обеспечивают защиту ствола от деформаций окружающих пород, то гармоничная отработка пласта допустима лишь при применении закладки.

4.11. Если гармоничная отработка околоствольного участка пласта длинными очистными забоями невозможна, то в качестве приемлемого варианта следует применять гармоничную выемку участка короткими очистными забоями. В этом случае подготовку участка и оформление разгруженной зоны вокруг ствола и над околоствольными выработками следует выполнить согласно п. 4.8. Планировку участка на выемочные поля и их отработку на левом и правом крыльях панели производят при симметричном расположении одновременно отрабатываемых и погашаемых очистных выработок относительно оси ствола.

4.12. При отсутствии возможности полной отработки запасов в окрестности ствола допустима, при соблюдении условия, выраженного формулой (2.1), выемка периферийных участков околоствольного целика. Допустимое приближение к стволу фронта очистных работ устанавливается по формуле (2.1), в которой коэффициент $K_н$ определяется согласно п. 4.6, а коэффициент $K_р$ – согласно п. 2.8.

Допустимое приближение фронта очистных работ к месту пересечения ствола с отрабатываемым пластом ℓ, при котором наклоны (формулы (4.1)–(4.3)) и горизонтальные деформации ствола (формулы (4.4)–(4.6)) не превысят допустимых (предельных) значений:

по простиранию

$$\ell_{3i} = -Qc\left(1-0{,}8K_{Hi}\right); \qquad (4.1)$$

по падению

$$\ell_{1i} = Q\left[(a+b)\,0{,}4K_{Hi}+b+tg\alpha\right]; \qquad (4.2)$$

по восстанию

$$\ell_{2i} = Q\left[(a+b)\,0{,}4K_{Hi}+a\right]-H\cdot\sin\alpha; \qquad (4.3)$$

по простиранию

$$\ell_{3\varepsilon} = Qc\left(1-1{,}15\Pi\right); \qquad (4.4)$$

по падению

$$\ell_{1\varepsilon} = K_{H\varepsilon}\frac{2V-Q-H}{2}+Q\left(b+tg\alpha\right)+\frac{Q-H}{2}; \qquad (4.5)$$

по восстанию

$$\ell_{2\varepsilon} = Qa-H\sin\alpha-K_{H\varepsilon}\frac{2V-Q-H}{2}+\frac{Q-H}{2}, \qquad (4.6)$$

где

$$\Pi=\sqrt{\frac{2V-Q-H}{Q-H}\,K_{H\varepsilon}-\frac{Q-H}{2V-Q-H}};$$

K_{Hi}, $K_{H\varepsilon}$ – коэффициенты нормативной эффективности мер по охране ствола от влияния горных выработок, проявляющегося в форме соответственно наклонов и горизонтальных деформаций;

H_1 – длина перпендикуляра к пласту от его основания до земной поверхности, вычисляемая по формуле

$$H=-\frac{H_1}{\cos\alpha+N}.$$

Приложение I

Таблица I

Предельные деформации земной поверхности

Объект охраны на земной поверхности	Значения деформаций, увеличенные в 1000 раз	
	ε_n	i_n
Подземные резервуары и отстойники длиной l, м:		
железобетонные	$70/l$	-
каменные с железобетонной рубашкой	$25/l$	-
Гражданские бескаркасные здания	$a_T / K_T l$ [x]	-
Телевизионные и радиорелейные башни высотой, м:		
менее 50	-	6
более 50	-	4
Открытые понизительные подстанции:		
на 220 кВ и более	8	II
на II0 кВ и менее	I0	I4
Бункеры	I0	-
Промышленные печи длиной l, м:		
коксовые батареи	$I50/l$	3
гофманские печи	3	-
Литейные цеха	5	-
Водопроводные узлы с резервуарами	0,5	-
Промышленные здания с металлообрабатывающим оборудованием	5	-
Трубопроводы сварные	0,5	-
Трубопроводы самотечные	-	i_K [xx]
Каркасные одноэтажные здания, длиной l, м	$I250$ м$/l$	-
Котельные	-	5
Здания, оборудованные мостовыми кранами, длиной l, м	20 м $/l$	4
Сооружения баллонного типа	-	I4
Железные дороги	-	l_g [xxx]

x) Параметры a_T и K_T приводятся в табл. 2.

xx) i_K - величина уклона трубопровода.

xxx) l_g - допустимое изменение уклона пути по условиям эксплуатации железных дорог.

Таблица 2

Параметры показателя суммарных деформаций

Группа признаков	Наименование признаков подрабатываемых зданий	Значения параметров	
		K_T	a_T, мм
I	Подработка пологим пластом:		
	первичная	0,29	I9
	вторичная	0,84	77
II	Подработка при кратности:		
	менее 250	0,59	62
	более 250	0,36	I8
III	Подработка зданий с конфигурацией в плане:		
	прямоугольной	0,40	30
	непрямоугольной	0,73	73
IУ	Подработка зданий:		
	кирпичных	0,53	49
	со стенами из бутового камня	0,42	48
	со стенами из шлакоблоков	0,72	56
У	Подработка зданий протяженностью:		
	до 60 м	0,36	22
	более 60 м	0,77	87
	Все случаи подработки без разделения по указанным выше признакам	0,50	44

Примечание. Расчетные значения параметров K_T, a_T для каждого здания находят как среднее арифметическое частных значений I – У групп признаков, а для группы разнотипных зданий – по последней строке таблицы.

Приложение 2

Допустимые условия подработки объектов

Объект охраны	Характеристика объекта	Предельные кратности подработки $K_п$ при мощности пласта, м		
		I,0	2,0	3,5
I	2	3	4	5
Водные объекты	Глинистые породы составляют менее 50% мощности коренных пород при минимальной мощности глинистых наносов, м:			
	0-2	50	50	40
	3-5	35	45	40
	6-7	30	40	40
	8-9	25	35	30
	I0-I4	25	30	25
	I5	25	20	20
	Глинистые породы составляют более 50% при минимальной мощности глинистых наносов, м:			
	0-2	40	40	30
	3-5	25	35	30
	6-7	25	30	30
	8-9	25	25	25
	I0	20	20	20
Мосты и путепроводы на железных дорогах	Пролеты железнодорожных путей:			
	более 20 м на ж.д. общего пользования		400	
	более 20 м неразрезной конструкции		300	
	более 20 м разрезной конструкции		200	
	менее 20 м неразрезной конструкции		I50	
	менее 20 м разрезной конструкции		I00	
Участки железных дорог МПС	Скорость движения поездов более I00 км/ч		400	
	Дороги с бесстыковым путем		400	
	Скорость движения поездов до I00 км/ч		I50	
	Дороги с грузооборотом до 3 млн. тюм в год и нагрузкой до 3 пар поездов в сутки		I00	

I	2	3	4	5
Опоры ЛЭП при напряжении 220 кВ и более	Анкерные		I00	
	Промежуточные		75	
	С жесткой крепью		I50	
	С податливой крепью		I00	
Капитальные выработки	С жесткой крепью		250	
	С ограничено податливой крепью при глубине выработки, км:			
	до 0,6		I70	
	0,6-0,8		I85	
	0,8-I,0		2I5	
	I,0-I,2		240	
Трубопроводы	Защищенные от влияния горных выработок в соответствии с действующими строительными и маркшейдерскими нормами и правилами		50	

Примечания: I. Настоящая таблица в основном составлена в соответствии с требованиями "Правил охраны сооружений"... [7].

2. Коэффициент K_n для водных объектов может быть вычислен по формуле $K_n = H_б / m$, где $H_б$ - безопасная глубина разработки, приведенная в табл. 6.I и 6.2 [7]; m - вынимаемая мощность пласта.

3. Коэффициент K_n для наклонных стволов может определяться по таблицам 7.I0, 7.20 [7].

МЕТОДИКА РАСЧЕТА НАПРЯЖЕНИЙ, ПЕРЕМЕЩЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ПОДРАБАТЫВАЕМОГО ГОРНОГО МАССИВА

I. Подработанный массив горных пород включает зоны: обрушения непосредственной кровли $А$, полной подработки $Б$, сдвигов $В$, прогибов $Г$. Положение зон показано на рис. I, 2[x].

Каждая из зон $В$ и $Г$ в плоскости, параллельной напластованию, делится на 5 участков (рис.3)[x]; участок $Д$ в зоне полной подработки над границей выработки со стороны простирания, участок $Е$ в зоне полной подработки над нижней границей очистной выработки, участок $Ж$ в зоне полной подработки над верхней границей очистной выработки, участок 3 – между участками $Д$ и $Е$, участок $И$ – между участками $Д$ и $Ж$.

2. Индексы зон и участков определяются по табл. I, в которой t, u, v – координаты расчетной точки; $Q \geqslant 0{,}8H$ – ордината v верхней отметки зоны $Б$, определяемая по максимуму величин $N - \ell_t / 2c$ и $N - \ell_u/(a+b)$; если величина Q превышает предел, в расчет берется значение предела; ℓ_t, ℓ_u – длина прямоугольного выработанного пространства соответственно по- и вкрест простирания пласта; H – ордината v точки земной поверхности с координатами $u = 0$, $t = 0$; ρ – угол внутреннего трения подработанных пород, определяемый как средневзвешенное его значение по мощности отдельных пачек слоев; $N = h_к n \leq m + h_к$ – ордината v почвы пласта, если значение N больше предела, в расчет берется предел; $h_к$ – мощность непосредственной кровли, если $h_к \geq m/(n-1)$ (явление самоподбучивания основной кровли), то в расчет берется предел; $n \approx 1{+}0{,}0008\sqrt{R}$ – коэффициент разрыхления непосредственной кровли; R – прочность на одноосное сжатие непосредственной кровли, кПа.

3. Для построения системы координат, в которой производится расчет деформаций и перемещений горного массива, необходимо:

определить угловые параметры δ, β, γ;

определить ординату N (см. п. 2);

на нормальном к напластованию разрезе по простиранию пласта от границ очистных выработок под углом δ провести границы 6,7 зоны $В$ (рис. I, 2) и ось t на расстоянии N от почвы пласта;

[x] На рис. 2 и 3 приняты те же условные обозначения, что и на рис. I.

на вертикальном разрезе вкрест простирания пласта от границ очистных выработок под углом β и γ провести границы 6, 7 зоны B (рис. I) и ось t на расстоянии N от почвы пласта параллельно напластованию;

найти две точки пересечения границ 7 на первом и втором разрезах, при этом за расчетную точку пересечения принимается та, которая ближе к пласту;

из расчетной точки пересечения опустить перпендикуляр на ось u (если расчетная точка находится на разрезе вкрест простирания) или на ось t (если она находится на разрезе по простиранию);

через расчетную точку провести параллельно напластованию на обоих разрезах границу 4 (рис. I), при этом, если точка пересечения границ 7 находится выше земной поверхности, то за границу 4 принимается земная поверхность;

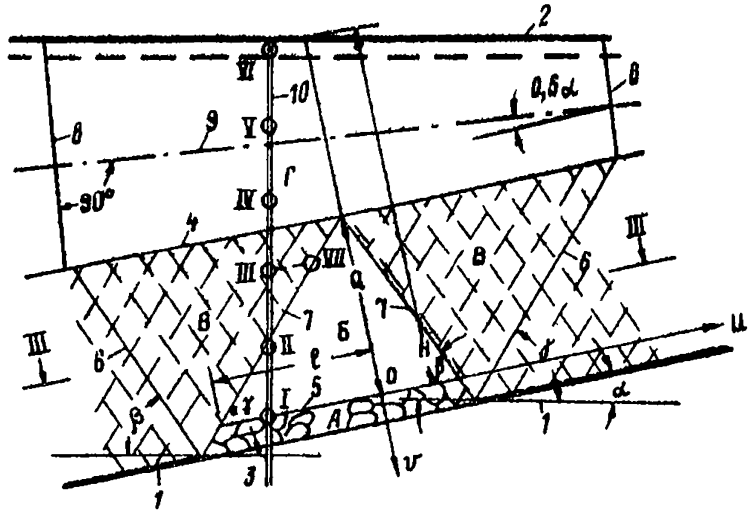

Рис. I. Вертикальный разрез подработанной толщи вкрест простирания пласта:

А, Б, В, Г – зоны соответственно беспорядочного обрушения непосредственной кровли, разгрузки, сдвигов и прогибов; I – пласт; 2 – земная поверхность; 3 – почва очистной выработки; 4 – верхняя граница зоны B; 5, 6, 7, 8 – соответственно границы зон А, Б, В, Г; 9 – нейтральная ось негиба зоны Г; I0 – нормальная проекция ствола на плоскость разреза; t, u, v – прямоугольные координаты, направленные соответственно по простиранию пласта, по восстанию пласта и по нормали к напластованию в сторону почвы пласта; γ, β, δ – углы наклона линий скольжения к горизонту соответственно в сторону падения, восстания и простирания пласта; ρ – осредненный в пределах зоны B угол внутреннего трения пород; α – угол залегания пласта; Q – мощность пород в зоне B; H – средняя мощность всей подработанной толщи; ℓ – расстояние от начала координат до очистного забоя

Таблица I

Определение индекса зоны и участка расчетной точки с координатами t, u, v

Пределы изменения координат			Индекс зоны и участка	Ориентировка зоны, участка относительно залегания пласта
t	u	v		
$t \le -Qc$	$Q_0 \le u \le -Qb$	$N \ge v \ge 0$	А	–
$t \le (v-Q)c$	$a(Q-v) \le u \le b(v-Q)$		Б	–
$c(Q+v) \ge t \ge (v-Q)c$	$-av-bQ \ge u \ge b(v-Q)$	$Q \le v \le -Q$	В	По восстанию
	$aQ+bv \le u \le a(Q-v)$			По падению
$Q \le t \le -2Qc$	$u \le (Q-v)\sin Q5\kappa - Q(a+b)$	$H + u\,tg\alpha \le v \le Q$	Г	По восстанию
	$u \ge Q(a+b) + (v-Q)\sin 0{,}5\alpha$			По падению
$t \ge (v-Q)c$	$a(Q-v) \le u \le b(v-Q)$	$H + u\,tg\alpha \le v \le 0$	Д	По простиранию
$t \le (v-Q)c$	$u \ge a(Q-v)$		Е	По падению
$t \le (v-Q)c$	$u \le b(v-Q)$		Ж	По восстанию
$t \ge (v-Q)c$	$u \le (Q-v)a$		З	По падению
$t \ge (v-Q)c$	$u \ge (v-Q)b$		И	По восстанию

найти начало координат (точка O рис.I и 2), которое является основанием перпендикуляров, опущенных из точек пересечения линий 4 и 7 на оси u и t;

определить параметры $\bar{Q}$ и H (см. п. 2);

на совмещенном плане горных работ и охраняемого объекта определить расстояния от расчетной точки до границ выработки (или их продолжения) по падению a_1, восстанию a_2 и простиранию a_3 и разность отметок почвы пласта под расчетной точкой и точки a_4. При этом, если вертикальная проекция точки расположена в выработанном пространстве, величины a_1, a_2, a_3 берутся со знаком плюс, если вне выработанного пространства, – со знаком минус;

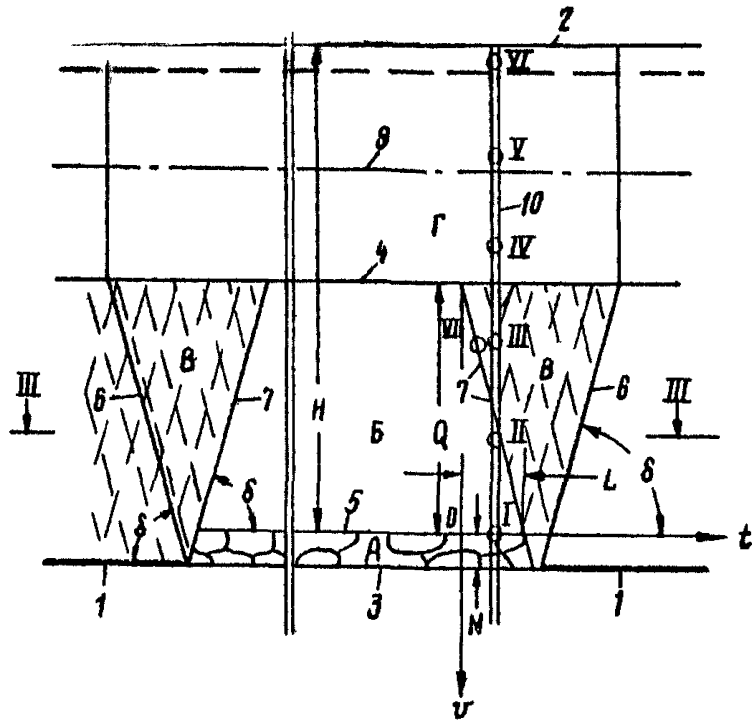

Рис. 2. Разрез подработанного массива горных пород по простиранию плоскостью, нормальной напластованию

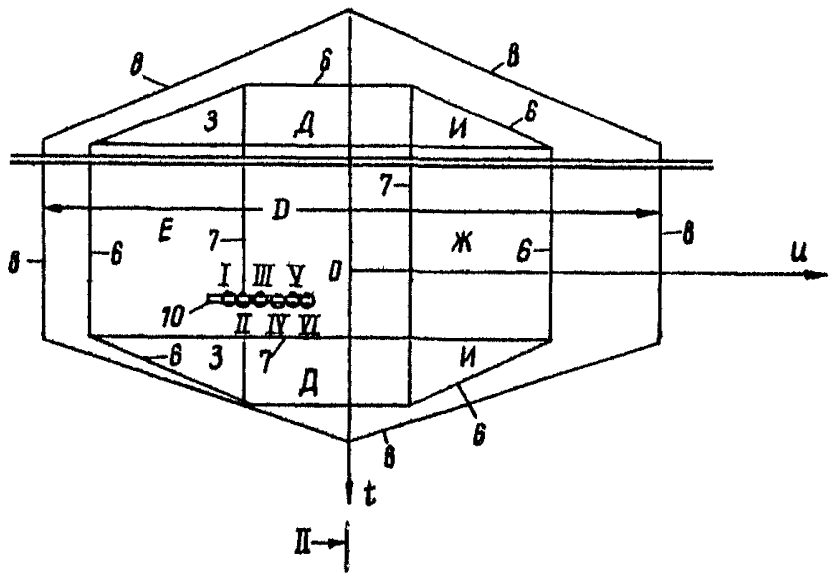

Рис. 3. Разрез подработанного массива горных пород плоскостью, параллельной напластованию:

Д, Е, Ж – прямоугольные участки зоны В соответственно по простиранию, падению и восстанию пласта;
З, И – треугольные участки зоны В соответственно по падению и восстанию пласта

определить координаты точки по формулам:

$$t = -a_3 - c(Q-N);$$

$$u = \frac{a_1}{\cos\alpha} + (Q-N)a + a_4 \cdot \sin\alpha \leq 0,$$

если u выходит за свой предел, то

$$u = -\frac{a_2}{\cos\alpha} - (Q-N)b + a_4 \cdot \sin\alpha;$$

$$v = -a_4 \cos\alpha + N;$$

по табл. I определить индексы зоны и участка.

4. Вертикальные η и горизонтальные ξ перемещения подрабатываемого одной очистной выработкой массива горных пород в зоне $Б$ (рис. I) определяются по формулам(I)[при управлении кровлей полным обрушением (а) и полной закладкой ($б$)]и (2); в зоне $в$ - по формулам(3)-(5);в зоне $Г$ и на земной поверхности (при $V = H + u \cdot tg\alpha$) по формулам(6)-(8),а их максимальные значения - по формулам (9)-(I3):

$$\left.\begin{aligned} &а) \quad \eta_б = \left[h_к(n-1)q + \Delta_к + \Delta\right]\cos\alpha, \\ &б) \quad \eta_в = \left[(m - \Delta_к + \Delta_п)K_з\, q + \Delta_к + \Delta_з\right]\cos\alpha; \end{aligned}\right\} \quad (I)$$

$$\xi_{бн} = \eta_б \cdot tg\alpha; \quad \xi_{бt} = 0; \quad (2)$$

$$\eta_в = \eta_0; \quad (3)$$

$$\xi_{вн} = \eta_в \chi; \quad (4)$$

$$\xi_{вt} = \eta_в \psi; \quad (5)$$

Примечания: I. Индексы $Б$, $в$, $Г$ в формулах означают принадлежность величины соответствующей зоне; буквы t, u, v - направление вдоль соответствующей оси координат.

2. При $\alpha \geq \rho$ в формуле(I)слагаемое $\Delta = 0$ (ρ - угол внутреннего трения пород или закладки).

3. Если $h_к \geq (m - \Delta_к + \Delta_п)/(n-1)$, то в формулу(I) вместо сомножителя $h_к(n-1)$ подставляется величина $m - \Delta_к + \Delta_п$, а величина Δ при управлении кровлей полным обрушением приравнивается к нулю.

$$\eta_г = \Phi \Psi G ; \tag{6}$$

$$\xi_{гн} = \eta_г \left(\frac{-h}{\psi \cos 0{,}5\alpha} \cdot \frac{\partial \psi}{\partial u} + tg\frac{\alpha}{2} \right); \tag{7}$$

$$\xi_{гт} = -G \cdot h \left(\Phi \cdot \frac{\partial \psi}{\partial t} + \Psi \cdot \frac{\partial \Phi}{\partial t} \right); \tag{8}$$

$$\eta_б = m \cdot \cos\alpha \; ; \quad \xi_в = \eta \cdot tg\alpha ; \tag{9}$$

$$\eta_в = \eta_б \cdot \cos 0{,}5\alpha \; ; \quad \xi_в = \eta_в \; \chi ; \tag{10}$$

$$\eta_г = \eta_б \cdot \cos 0{,}5\alpha ; \tag{11}$$

$$\xi_{гт} = \pm \frac{0{,}1 \cdot \eta_в \cos\alpha}{c} ; \tag{12}$$

$$\xi_{гн} = \pm \eta \cos\frac{\alpha}{2} \left(\frac{0{,}2}{a+b} + tg\frac{\alpha}{2} \right) ; \tag{13}$$

где $\Delta_к$, $\Delta_п$ – упругое восстановление пород соответственно кровли и почвы, определяемое по следующим формулам:

при $u \leq Q \cdot tg\alpha$

$$\Delta_{\substack{к \\ п}} = \nu \beta \left\{ \frac{1}{2} v_{\substack{к \\ п}}^2 \left(\frac{1}{\cos\alpha} - \cos\alpha + \Lambda_1 tg\alpha \right) + v_{\substack{к \\ п}} \left[\left(H + \frac{u}{ctg\alpha} \right) \cos\alpha + \Lambda_1 (u - Q_a) \right] \right\} ;$$

при $u \geq Q \cdot tg\alpha$

$$\Delta_{\substack{к \\ п}} = \nu \beta \left\{ \frac{v_{\substack{к \\ п}}^2}{2} \left(\frac{1}{\cos\alpha} - \cos\alpha - \Delta_2 \cdot tg\alpha \right) + v_{\substack{к \\ п}} \left[\left(H + \frac{u}{ctg\alpha} \right) \cos\alpha - \Lambda_2 (u + Q \cdot b) \right] \right\} ,$$

Δ – зазор (щель) между обрушившимся слоем непосредственной кровли и зависшей основной кровлей,

$$\Delta = \Delta_п - \Delta_к + m - h_к (n - 1) ;$$

Примечание. Правило знаков в формулах (12), (13): при совпадении направления перемещений с направлением осей координат принимается знак +, при несовпадении – минус.

q – коэффициент относительного оседания основной кровли,

$$q = 1 - \exp\left(\frac{-3\sigma_v}{R}\right) ;$$

σ_v – нормальное горное давление, определяемое по формулам (I.4) или (I.5) при координате $v = 0$;

$\Delta_з$ – неполнота закладки;

$v_к$, $v_п$ – нормальные к напластованию соответственно высота и глубина разгруженной зоны (величины $v_к \gtrless v_з$; если это условие не соблюдается, в расчет принимается $v_к = v_п = \pm v_з$),

$$v_к = Q p q_к , \quad v_п = - Q p \; q_п ;$$

$v_з$ – ордината земной поверхности в точке с координатами u, t;

p – относительная координата точки, отсчитываемая на оси t, изменяющаяся от нуля до I (если она выходит за эти пределы, в расчет берется ближайшее значение),

$$p = 1 + \frac{t}{Q c} ;$$

$q_{к,п}$ – относительная координата точки, отсчитываемая на оси u, изменяющаяся от нуля до I (если она выходит за эти пределы, в расчет берется ближайшее значение), определяемая следующим образом:

при $u \leq 0$ $\quad q_к = 1 - \frac{u}{Q \cdot a}$; при $u \geq 0$ $\quad q_к = 1 + \frac{u}{Q \cdot b}$;

при $u \geq Q(a-b)$ $\quad q_п = \frac{u + Q \cdot b}{a b}$; при $u \leq Q(a-b)$ $\quad q_п = \frac{a Q - u}{Q \cdot b}$;

$\phi ; \psi ; \frac{\partial \phi}{\partial t} ; \frac{\partial \psi}{\partial u} ; \frac{\partial \psi}{\partial t}$ – функции распределения прогибов зоны Γ и их производные соответственно по простиранию и вкрест простирания пласта; их значения вычисляются по табл. 2 в зависимости от индекса участка и параметров

$$\mathcal{A}^{x)} = \frac{t}{2 Q c} \leq 1 ; \qquad \mathcal{B}^{x)} = \frac{u + \Delta u}{(a+b) Q} \leq 1 ;$$

---

x) Если значения параметров $\mathcal{A}$, $\mathcal{B}$, $\mathcal{B}$ превышают предельные значения, то перемещения отсутствуют.

$$B^{x)} = \frac{u + \Delta u}{(a+b)(Q+t/2c)} \leq 1 \; ; \quad K = \frac{1}{(a+b)\,Q} \; ;$$

$$A = \frac{1}{(a+b)(Q+t/2c)} \; ; \qquad M = \frac{1}{Q + t/2c} \; ;$$

$$H = \frac{8Q^3c^3 + 12tQ^2c^2 + 6ct^2Q + t^3}{4c^4} \; ; \quad \Delta u = (v-Q)\cdot tg\,0{,}5\alpha \; ;$$

η_0 – осадка (определяемая по формуле 6) некоторой точки 0 с координатами t_0, u_0, v_0 на границе 4 (рис. I), определяемыми в функции от координат расчетной точки t, u, v:

$$t_0 = (v-Q)c + t \; ; \; v_0 = Q \; ; \; u_0 = (v-Q)b + u, \text{ если } u \geq 0 \; ;$$

$$u_0 = u + (Q - v)\,a \; , \quad \text{если} \quad u < 0 \; ;$$

χ, ψ – коэффициенты, приведенные в табл. 2;

h – нормальная проекция на ось v отрезка от расчетной точки до нейтральной оси изгиба зоны Γ (позиция 9 рис. I),

$$h = v - \frac{Q + H}{2} + u \cdot tg\,\frac{\alpha}{2} \; ;$$

G – максимальная осадка зоны Γ. Если величина G больше предела, в расчет принимается значение предела,

$$G = \frac{B\,D^4 \cos^3 0{,}5\alpha}{(Q-H)^2\,\lambda\,E_\Gamma \cdot 2\cos^2\alpha} \leq \frac{\eta_B}{\cos\alpha} \; ;$$

D – длина выработки, определяемая из выражения

$$D = min \begin{cases} \ell_t \\ \ell_u \cos 0{,}5\alpha \end{cases} \; ;$$

λ, E_Γ – осредненные в пределах зоны Γ коэффициент структурного ослабления и модуль деформации пород;

η_B – максимальная осадка, определяемая по формуле (I), при $v_к = Q$.

Остальные буквенные обозначения, входящие в приведенные выше формулы, поясняются в п. 2 данного приложения.

Таблица 2

Участок	x	ψ	Φ	Ψ	$\frac{\partial \Phi}{\partial t}$	$\frac{\partial \Psi}{\partial t}$	$\frac{\partial \Psi}{\partial u}$
$Д$	0	$-ctg\,\delta$	$1-2A^2+A^4$	1	$\frac{t}{Q^2c^2}+\frac{t^5}{4Q^4c^4}$	0	0
$Е$	$ctg\,\beta$	0	1	$1-2B^2+B^4$	0	0	$4u^3K^4-4uK^2$
$Ж$	$-ctg\,\gamma$	0					
$З$	$ctg\,\beta$	$ctg\,\delta$	$1-2A^2+A^4$	$1-2B^2+B^4$	То же, что для участка $Д$	$\frac{2MB^2}{c}-B^4M^4H$	$4u^3\Lambda^4-4u\Lambda^4$
$И$	$-ctg\,\gamma$	$-ctg\,\delta$					

5. Средняя скорость осадки ω или горизонтального перемещения точки подработанного горного массива определяется по формуле

$$\omega = \frac{П}{T}, \qquad (14)$$

где $П$ – максимальное перемещение точки, определяемое по одной из формул (9)-(13) в зависимости от того, в какой зоне находится точка и скорость каких перемещений (η или ξ) определяется;

T – активный период перемещений; при отработке пласта по простиранию $T = 2HC/\omega_з$, при отработке вкрест простирания $T = H(a+\beta)/\omega_з$;

$\omega_з$ – скорость подвигания очистного забоя.

6. Расчет перемещений подрабатываемого массива производится в такой последовательности. Угол ρ определяется как средневзвешенное по мощности отдельных слоев горного массива в пределах зон $Б$ и $В$. Прочность R определяется по результатам испытаний образцов непосредственной кровли или закладочного массива. Далее определяются угловые параметры зон и составляется расчетная схема на заданный момент развития очистных работ. Строится система координат, центр которой совмещается с границей 5 зоны $А$, а при отсутствии непосредственной кровли и зоны $А$ – с верхней плоскостью отрабатываемого пласта.

В этой системе графически определяются координаты расчетных точек. Значения модуля E_r и коэффициента принимаются по данным геологических изысканий либо по справочникам, в зависимости от типа пород, как средневзвешенное по мощности отдельных пачек в пределах соответствующих зон. При грубых подсчетах допустимо принимать $G = \eta_Б$ (в этом случае E_r и λ не определяются). Эти упрощения могут несколько завысить значения перемещений, что можно, однако, отнести в запас надежности расчета.

Перемещение за некоторый период времени подсчитывается либо как произведение скорости перемещений на время (если в этот пе-

риод расчетный участок находится в одной зоне), либо как разность перемещений, подсчитанных на начало и конец периода.

Пример определения перемещений подрабатываемого массива горных пород в точках I, II ... VI (рис. I-3) при следующих исходных данных: $m = 2{,}1$ м, $\alpha = 15^0$, $H_1 = 500$ м, $\ell_t = 1000$ м, $\ell_u = 370$ м, непосредственная кровля - крепкие сланцы, для которых $n = 1{,}5$, $R = 50$ мПа, $\rho = 30^0$, $B = 25$ кН/м^3, $\lambda = 0{,}3$, $E_B = E_r = 25 \cdot 10^3$ мПа, $h_K > 4{,}2$ м, скорость подвигания очистного забоя $W_3 = 100$ м/мес.

Находятся угловые параметры расчетной схемы. Поскольку $\alpha < 25^0$, то $\beta \approx \gamma \approx \delta = 60^0$, $a = ctg\,45^0 = 1$, $b = ctg\,75^0 = 0{,}27$, $c = ctg\,\delta = 0{,}57$.

Определяется величина $N = 4{,}2$ м.

Определяется величина Q мак максимум из величин $-L_A/c + N = -1740$ м и $-\ell_A/(a+b) + N = -290$ м. Следовательно, $Q = -290$ м.

С помощью плана горных работ и параметров, определенных выше, строится в масштабе расчетная схема (рис. I-3) и система координат. Начало координат находится на расстоянии $L = -Q \cdot c = 167$ м от границы выработки по простиранию и на расстоянии $\ell = -Q\,a = +290$ м от границы выработки по падению в плоскости пласта. Положение расчетных точек I, II, ... VI задано расстояниями от границ выработки и от почвы пласта a_1, a_3, a_4. Координаты t, u, v определяются по формулам п. 3.

Определяется графически по рис. I параметр $H = -500$ м.

По табл. I определяются индексы зон и участков, где находятся точки.

Определяются координаты точки O (рис. I) на границе зоны Γ:

$$V_0 = Q = -290 \text{ м}; \quad u_0 = (Q - V_{III})\,a + u_{III} = -230 \text{ м};$$
$$t_0 = (V_{III} - Q)\,c + t_{III} = 106.$$

Определяется поправка Δu в точках IV, V, VI.

Определяются параметры A, B, $\mathcal{L}$ по формулам, приведенным в п. 4.

По табл. 2 определяются значения функций Φ и Ψ.

По формуле (I) определяется значение η_B; при $u = 0$ $\eta_B = 0{,}71$ м.

Определяется величина $D = 370$ м (минимум из величин $\ell_t = 1000$ м и $\ell_n = 370$ м) и вычисляется $G = 2{,}4$ м; поскольку $G > \eta_0$, в расчет берется $G = \eta_B = 0{,}71$ м.

Определяются оседания и горизонтальные перемещения точек I и II по формулам (I), (2); точки III – по формулам (3)-(5); точек IУ, У, УI – по формулам (6)-(8).

Для определения средней скорости перемещений ω_η и ω_ξ находится величина $T = 2Hc / \omega_3 = 5{,}7$ мес. и максимумы перемещений η_m, ξ_m по формулам (9)-(13), после чего по формуле (I4) вычисляется скорость перемещения точек.

Вычисления перемещений подрабатываемого массива горных пород сгруппированы в табл. 3.

7. Перемещения подрабатываемого несколькими очистными выработками горного массива определяются следующим образом:

если очистные выработки образуют общее выработанное пространство, то в расчет берутся размеры не отдельной выработки, а общего выработанного пространства; определение перемещений в данном случае производится по общим правилам, изложенным выше;

если очистные выработки не имеют общих границ, то перемещение подработанного массива в зоне влияния нескольких выработок производится по правилам, изложенным далее.

8. Определяются и суммируются перемещения, вызванные влиянием каждой выработки. К сумме прибавляется поправка на активизацию перемещений от влияния второй выработки, если точка лежит в зоне активизации. Поправка на активизацию перемещений любой точки равна нулю, если зона $Б_2$ второй выработки (пройденной после первой) находится вне зоны $В_1$ первой выработки (рис. 4, $б$). В этом случае зона $Б_2$ находится либо вне, либо в пределах зоны $В_1$ первой выработки, что не приводит к изменению давления пород на зону $А$ первой выработки, а следовательно, не вызывает и дополнительных перемещений. Если это условие не соблюдается (рис. 4, $в$), то образуется область активизации пород, где происходят дополнительные перемещения подработанного массива за счет увеличения давления на слой $А$. Зона активизации ограничивается: границей 5 зоны $Б_2$, почвой пласта первой выработки и вертикальными плоскостями, проведенными от границ первой выработки, находящихся в зоне $Б_2$, и от точки пересечения границы 5 с земной поверхностью 4 (рис. 4, $в$) в случае полной подработки второй выработкой; либо от точки пересечения границы 5 с границей 6 зоны $В_1$ первой выработки 6 (рис. 4, $г$) в случае неполной подработки второй выработкой. Зоны активизации показаны на рис. 4, $б$ и $г$ штриховкой.

Таблица 3

№ точки	Расстояния, м			Координаты, м			Индексы		v_p, м	$A\cdot10^3$	$B\cdot10^3$	h, м	$\Phi\cdot10^3$	$\Psi\cdot10^3$	Δ_μ, м	Перемещения точек, см			η_m	$\xi_{t\,m}$	$\xi_{\mu\,m}$	ξ_m	ω_η	ω_ξ
	a_2	$-a_3$	a_4	t	$-u$	v	волны	участка								η	ξ_t	ξ_μ						
I	I00	II3	3	55	I00	+I	А	–	I00	–	–	–	–	–	–	I9	0	+5	I0	0	I3	I3	I7	2
II	I00	II3	I07	55	I70	–I00	Б	–	I20	–	–	–	–	–	–	33	0	+9	99	0	I3	I3	I7	2
III	I00	II3	2I0	55	I40	–200	В	3	–	33	75	–	94	20	–	II	+6	+6	99	57	57	80	I7	I4
IV	I00	II3	3I4	55	I20	–300	Г	3	–	I7	40	+63	94	70	0	47	+6	+I	99	±I7	± 29	34	I7	6
V	I00	II3	4I7	56	90	–400	Г	3	–	I7	30	–29	94	83	–4	55	–3	+9	99	±I7	± 29	34	I7	6
VI	I00	II3	52I	55	60	–500	Г	3	–	I7	20	–I2I	94	92	–5	6I	–I5	+I2	99	±I7	± 29	34	I7	6
VII	–	—	–	I06	230	–290	Г	3	–	33	75	+44	94	20	0	I3	+2	–5	99	±I7	±29	34	I7	6

Примечания. I. Индексы t, μ у величины ξ означают направление горизонтального перемещения точки, для которой координата t или μ.

2. Индексы η, ξ у величины ω означают соответственно скорость осадки и горизонтального перемещения.

3. Индекс m означает максимум соответственной величины.

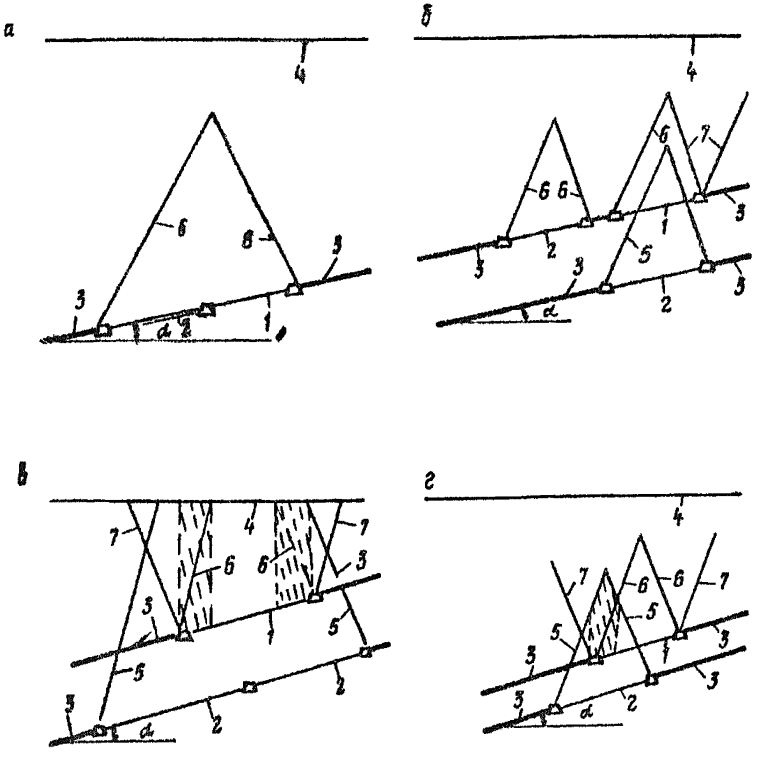

Рис. 4. Схемы повторной подработки горного массива:

а – две выработки с общим выработанным пространством; б – активизация отсутствует; в – активизация при полной и г – при неполной подработке; 1 – первая выработка; 2 – выработка, приводящая к повторной подработке; 3 – уголь; 4 – земная поверхность; 5 – границы зоны второй выработки; 6 – границы зоны первой выработки; 7 – границы зоны В; 8 – граница активизации перемещений под влиянием второй выработки

9. Поправка на активизацию перемещений точки определяется по формулам:

$$\Delta \eta_Б = h_к \frac{3\,УВ \cdot \cos\alpha}{R} \cdot (n-1)\ ;$$

$$\Delta \xi_Б = \Delta \eta_Б \cdot tg\,\alpha\ ,$$

где $\Delta \eta_Б$, $\Delta \xi_В$ – поправки на активизацию соответственно вертикальных и горизонтальных перемещений точек, лежащих в зоне акти-

визации; y – определяемая графически длина вертикали, проходящей через расчетную точку A (рис. 5) между точками пересечения ее с границами 6 и 5 зон β_2 и β_1.

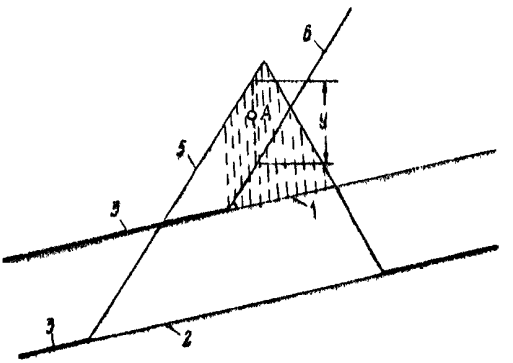

Рис. 5. Расчетная схема [x]

10. Деформации подрабатываемого массива проявляются в форме растяжений ε^+ (с образованием трещин) или сжатий ε^-, наклонов i, кривизны или изменения наклонов K, сдвигов γ в направлении осей координат t, u, v.

11. Деформации пород в зоне A (рис. 1, 2) проявляются в беспорядочном обрушении непосредственной кровли (если она имеется, в противном случае зона A отсутствует) и в последующем сжатии крупнообломочного слоя под давлением пород вышележащей толщи.

Сжатие слоя по вертикали определяется по формуле (15), по горизонтали – по формуле (16):

$$\varepsilon_y = q \frac{1-n}{n}; \qquad (15)$$

$$\varepsilon_x = q \frac{1-n}{n} tg\alpha . \qquad (16)$$

12. Деформации пород в зоне B (рис. 1 и 2) проявляются в расслоении пород $\Delta\eta$, образовании трещин разлома $\Delta\xi$, наклона i слоев основной кровли, определяемых по формулам

[x] На рис. 5 даны те же условные обозначения, что и на рис. 4.

$$i = q \cdot \sin\alpha \cdot \nu \; B \; j; \tag{17}$$

$$\Delta\eta = \frac{\Pi_B}{\cos\alpha} - \frac{32 B V^4 c^4 \cos^4\alpha/2}{(V-H)^2 \lambda E_\Gamma}; \tag{18}$$

$$\Delta\xi = i \; h_э, \tag{19}$$

где $h_э$ – средний размер структурного элемента, определяемый по табл. 4 в зависимости от характеристики массива.

Таблица 4

Характеристика массива		$h_э$, м
Структура	Трещиноватость	
Массивные и толстослоистые осадочные породы	Очень редкая	3–I
То же	Редкая	I–0,3
Тонкослоистые осадочные породы, зоны тектонических нарушений	Густая	0,3–0,I
Зоны дробления на значительных глубинах	Очень густая	0,I–0,03

I3. Деформации пород в зоне Γ (рис. I и 2) проявляются в форме горизонтальных деформаций ε, наклонов i и кривизны K, определяемых по формулам (20)–(25), а их максимальные значения – по формулам (26)–(3I):

по простиранию на участке $Д$

$$i = \Psi G \cos\frac{\alpha}{2} \frac{\partial\Phi}{\partial t}; \tag{20}$$

$$K = \frac{\Psi G \cos 0{,}5\alpha}{Q^2 c^2}\left(\frac{0{,}75 t^2}{Q^2 c^2} - 1\right); \tag{21}$$

$$\varepsilon = h \; K; \tag{22}$$

вкрест простирания на участках E и $Ж$

$$i = \Phi \; G \cdot \cos 0{,}5\alpha \frac{\partial\Psi}{\partial u}; \tag{23}$$

$$K = \Phi G \cos 0{,}5\alpha \frac{12u^2 - 4(a+b)^2 Q^2}{(a+b)^4 Q^4}; \tag{24}$$

$$\varepsilon = G\Phi\left[\left(4u^3K^4 - 4uK^2\right)\cos\alpha/2 + \left(12u^2K^4 - 4K^2\right)h\right]; \quad (25)$$

при $t = -1{,}15\,Qc$, $v = Q$ $i_m = \frac{m}{H - Q}$; (26)

при $t = 0$, $v = Q$ $K_m = -\frac{m}{Q^2 c^2}$; $t = \pm 2Qc$, $v = Q$ $K_m = \frac{2m}{Q^2 c^2}$; (27)

при $v = Q \le 0{,}8H$, $t = 0$ $\varepsilon_m^{\pm} = \pm \frac{0{,}2\,m}{Hc^2}$; (28)

при $Q \ge 0{,}8H$, $t = 0$ $\varepsilon_m^{\pm} = \pm \frac{4{,}8\,Q^2 c^2}{E_p \lambda (H - Q)}$; (29)

при $Q \le 0{,}8H$, $t = -1{,}8Qc$ $\varepsilon_m^{\pm} = \mp \frac{0{,}2\,m}{Hc^2}$; (30)

при $Q \ge 0{,}8H$, $t = -1{,}8Qc$ $\varepsilon_m^{\pm} = \mp \frac{0{,}8\,Q^2 c^2}{E_p \lambda (H - Q)}$. (31)

14. Деформации перед в зоне В (рис. 1 и 2) проявляются в форме сдвигов $\Delta\xi$ и наклонов i, определяемых по формулам (32)-(36), вертикальных и горизонтальных сжатий и растяжений, определяемых по формулам (37)-(40).

Сдвиг по контакту А зон Г и В в главных сечениях:

по простиранию

$$\Delta\xi = \theta\cos\frac{\alpha}{2}\left(\Phi\cos\delta - \frac{H - Q}{2}\cdot\frac{\partial\Phi}{\partial t}\right); \quad (32)$$

вкрест простирания

$$\Delta\xi = G\cos\frac{\alpha}{2}\left(\Psi\chi\sin\omega - \frac{H - Q}{2}\cdot\frac{\partial\Psi}{\partial u}\right); \quad (33)$$

максимальное значение сдвига

$$\Delta\xi = m\left(\cos\delta + 0{,}1\cdot tg\,\delta\right); \quad (34)$$

наклон

$$i_t = G\cos\frac{\alpha}{2}\cdot\frac{Qc - v\cdot c - t}{Q^2 c^2}; \quad (35)$$

максимальный наклон

$$i = \frac{2G}{Q\,c}\cos\frac{\alpha}{2}\,; \tag{36}$$

вертикальное сжатие

$$\bar{\varepsilon}_y = \frac{G\,(Q\cdot c - v\cdot c - t)\cos 0{,}5\alpha\cdot\cos\alpha}{Q^2 c}\,; \tag{37}$$

максимальное вертикальное сжатие

$$\bar{\varepsilon}_y = \frac{2G\cos 0{,}5\alpha\cdot\cos\alpha}{Q\cdot c}\,; \tag{38}$$

горизонтальное растяжение

$$\varepsilon_t^+ = G\cos\frac{\alpha}{2}\;\frac{t + vc - Qc}{Q^2 c}\,; \tag{39}$$

максимальное горизонтальное растяжение

$$\varepsilon_t^+ = -\frac{2G}{Q}\cos\frac{\alpha}{2}\,. \tag{40}$$

15. Перемещения и деформации земной поверхности проявляются в форме оседаний η, горизонтальных перемещений ξ, наклонов i, горизонтальных деформаций ε, кривизны K, провалов и уступов, величины которых определяются по формулам (6)-(8) и (21)-(31), где координата v принимается равной $H + u\,tg\,\alpha$.

16. Различают полную и неполную подработку земной поверхности. Полная подработка земной поверхности производится при $Q \le 0{,}8H$ (рис. 6). В этом случае в области подработанного массива с координатами

$$\left(Q - \frac{H_\beta}{1 + a\,tg\,\alpha}\right) a \le u \le \left(\frac{H_\gamma}{1 - b\,tg\,\alpha} - Q\right) b$$

и

$$(Q - H)\,c \le t \le (H - Q)\,c$$

в направлении оси t перемещения одинаковы, а деформации равны нулю; в направлении вкрест простирания деформации при пологом залегании пластов существенно снижаются. Поэтому в области полной подработки обеспечивается бо́льшая сохранность объектов. Эффект полной подработки проявляется либо по площади (когда ко-

ординаты u и t лежат в своих пределах), либо в каком-то одном направлении (вдоль оси координат u или t). Так, если координаты t охраняемой области находятся в указанных пределах, а координаты u выходят за свои пределы, то эффект полной подработки проявляется лишь вдоль оси t.

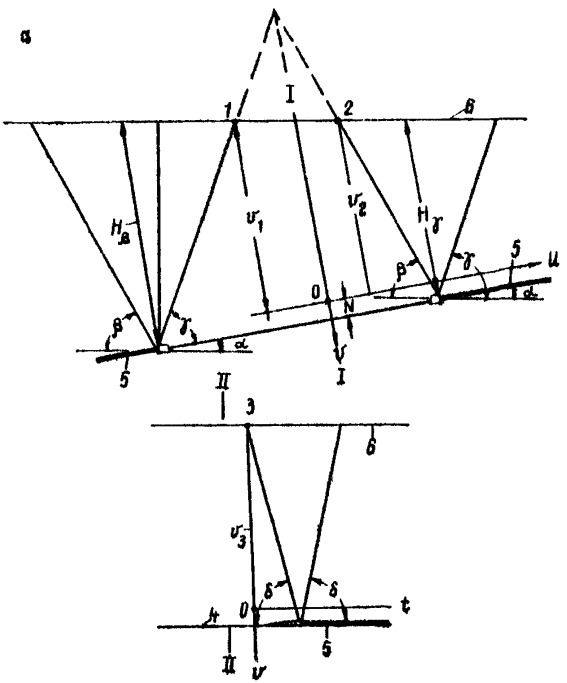

Рис. 6. Схема полной подработки земной поверхности:

а – разрез вкрест простирания пласта в главном сечении II–II; б – разрез по простиранию в главном сечении I–I; 1, 2, 3 – точки пересечения с земной поверхностью границ зоны β; 4 – выработанное пространство; 5 – пласт угля; 6 – земная поверхность

17. Перемещения массива горных пород при полной подработке определяются по формулам (6)–(8) при $v = H + u \cdot tg\,\alpha$; деформации по простиранию пласта отсутствуют, а деформации вкрест простирания определяются по формулам:

наклона

$$i = \frac{3(1-n)}{R} h_к \cos\alpha B_j \left(\Lambda_1 tg^2\alpha + \sin\alpha\right); \qquad (41)$$

горизонтальные деформации

$$\varepsilon = i\, tg\alpha . \qquad (42)$$

I8. Провалы образуются в случае, когда зона беспорядочного обрушения распространяется до земной поверхности, т.е. при $H \leq N$, где H и N – величины, поясняемые в п. 2.

Ширина $l_п$, глубина $h_п$ и объем $v_п$ провала могут быть определены из зависимостей:

$$l_п = m_x + 2H \cdot tg\,\varepsilon; \qquad h_п = \frac{m_x^2\, ctg\,(0{,}5\rho + 45^\circ)}{2(m_x + 2H \cdot tg\,(0{,}5\rho + 45^\circ)}$$

$$v_п = 0{,}5\, l_п\, h_п\, l_t ,$$

где m_x – горизонтальная мощность пласта, вычисляемая по формуле $m_x = m / \sin\alpha$.

Провалы возникают при условии, если $m \geq 0{,}3 \sin\alpha \cdot H_1$, $\alpha \geq 45^\circ + \rho/2$.

I9. Уступообразование в основном наблюдается при крутом залегании отрабатываемых угольных пластов. Механизм образования уступов поясняется схемой, приведенной на рис. 7.

В результате прогиба в сторону выработанного пространства слоев основной кровли, торцы которых выходят под наносы, происходит поворот торцов около нейтральной линии изгиба слоя и образование уступа на контакте сдвигающихся соседних слоев за счет взаимного их разворота.

Высота уступа определяется по формуле

$$h_y = \frac{\sigma_{пч} \cdot ctg\, i}{B\ \ d};$$

расстояние между уступами – по формуле

$$l_1 = \frac{\sigma_{пч} \cdot ctg\,\alpha}{B\ d},$$

где i – угол поворота слоев I и 2 (в радианах), который в ориентировочных подсчетах можно принять равным

$$\frac{m \cdot \cos\alpha}{H_1 \cdot ctg\,\beta};$$

$\sigma_{пч}$ – прочность на разрыв по контактам слоев, определяемая по табл. 5.

Таблица 5

Тип контакта слоев	Значения $\delta_{пч}$ 10^{-4} в Н/м^2 для пород		
	аргиллита	алевролита	песчаника
Плоскость скольжения	0–1,0	0,5–5,0	–
Углистый прослой	0,5–1,5	0,5–10,0	1,5–25,0
Растительные остатки	1,0–15,0	2,5–30	15–50
Детрит	–	30–70	30–150

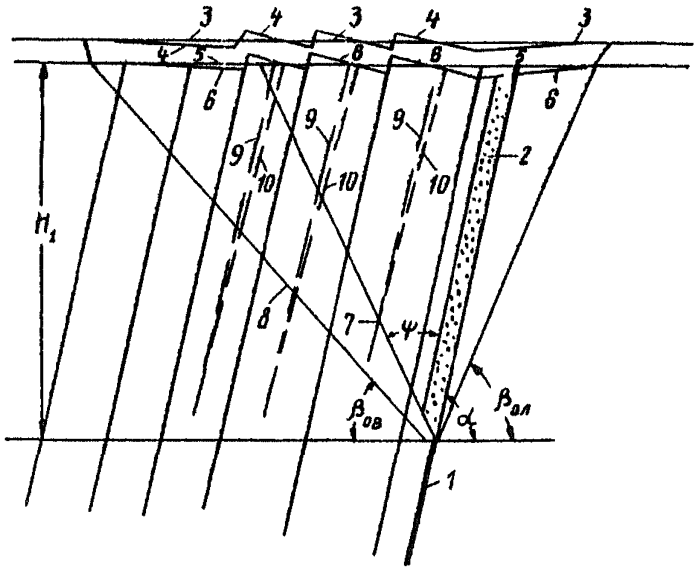

Рис. 7. Схема образования уступов на земной поверхности:

1 – угольный пласт; 2 – выработанное пространство; 3, 4 – профиль земной поверхности до и после подработки; 5, 6 – профиль выхода коренных пород под наносы до и после подработки; 7, 8 – границы основной кровли и зоны сдвигов; 9, 10 – положение средней линии слоя основной кровли до и после подработки

20. Провальные воронки и сопровождающие их сквозные трещины возникают над очистными выработками, расположенными на очень малой глубине разработки пластов. В этом случае обрушение непосредственной кровли пласта распространяется до земной поверхности. Воронки образуются при условии, если

$$\frac{H_1 \cdot \cos\alpha}{m} \leq \frac{1}{n-1}.$$

Из этой формулы видно, что в условиях полного залегания пласта воронки и сквозные трещины (при n = I,I-I,2) возникают при кратности подработки 5-I0.

2I. Если расчетная точка массива А с координатами t, u, v (рис. I) некоторый период времени находилась в зоне Γ, а затем по мере развития горных работ оказалась в зоне B, аналитически этот случай записывается в виде

$$t > Q c - 3 c v \quad \text{или} \quad u_{\frac{1}{2}} > \pm v(a+b) \pm (v-Q) \overset{B}{a}, \qquad (43)$$

то составляющие суммарного перемещения точки определяются по формулам (44)-(46):

вертикальная

$$\eta_2^{\Gamma B} = \frac{\psi_2 \phi_2 \eta_{61}}{\cos \alpha}; \qquad (44)$$

горизонтальная по простиранию пласта

$$\xi_t^{\Gamma B} = \xi_t^{\Gamma} + \xi_t^{B} = \eta_1 h_1 \left(\phi_1 \frac{\partial \psi_1}{\partial t_1} + \psi_1 \frac{\partial \phi_1}{\partial t_1} \right) + \left(\eta_2^{\Gamma B} - \eta_1 \right) \chi; \qquad (45)$$

горизонтальная вкрест простирания пласта

$$\xi_u^{\Gamma B} = \xi_u^{\Gamma} + \xi_u^{B} = \eta_1 \left(tg \alpha - \frac{h_1}{\psi_1 \cos 0{,}5\alpha} \cdot \frac{\partial \psi_1}{\partial t_1} \right) + \left(\eta_2^{\Gamma B} - \eta_1 \right) \psi, \qquad (46)$$

где ξ_t^{Γ}, ξ_t^{B}, ξ_u^{Γ}, ξ_u^{B} – горизонтальные составляющие перемещений точки соответственно по простиранию и вкрест простирания (индексы соответственно t, u) в зоне Γ, B (соответственно индексы Γ, B);

η_1 – вертикальная составляющая вектора перемещения точки в зоне Γ, равная

$$\eta_1 = \frac{\phi_1 \psi_1 \eta_{61}}{\cos \alpha};$$

$\psi_{\frac{1}{2}}$, $\phi_{\frac{1}{2}}$ – функции распределения прогибов в дополнительных I-й и 2-й системах координат, определяемые по табл. 2 в порядке, указанном в п. 4, при этом в формулы параметров A, B, B, K, L, M, N для вычисления функций распределения вместо координат основной системы t, u, v подставляются координаты в дополнительных системах $t_{\frac{1}{2}} = t_0$; $u_{\frac{1}{2}} = u_0$; $v_1 = v$; $v_2 = Q$,

кроме того, при вычислении Ψ_1, Φ_1 значение параметра Q принимается равным v;

t_0, u_0, v_0 – функции координат основной системы, приведенные в п. 4;

η_{51}, η_{52} – перемещения, определяемые по формулам (I), в которых координаты $t = u = 0$, а параметр Q принимается при определении η_{51} равным координате v;

h_1 – параметр h в первой дополнительной системе координат, равный

$$h_1 = 0{,}6\,(H - v) - u_0\,tg\,\alpha;$$

Ψ; χ – параметры, выбираемые для соответствующего участка по табл. 2.

22. Если расчетная точка массива с координатами t, u, v (рис. I) некоторый период времени находилась в зоне Γ, потом по мере увеличения выработанной площади оказалась в зоне B, а затем – в зоне $\bar{B}$ (аналитически этот случай записывается в виде условия 43), то ее суммарное перемещение в зонах Γ, B, $\bar{B}$ определяется по формулам (47)–(49):

вертикальное перемещение

$$\eta = \frac{\Psi_3 \Psi_3 \eta_{33}}{\cos\alpha} + \eta_{\bar{B}}; \qquad (47)$$

горизонтальное перемещение по простиранию пласта

$$\xi_t = \xi_t^{\Gamma} + \left(\frac{\Phi_3\,\Psi_3}{\cos\alpha}\,\eta_{33} - \eta_1\right)\chi; \qquad (48)$$

горизонтальное перемещение вкрест простирания пласта

$$\xi_u = \xi_u^{\Gamma} + \left(\frac{\Phi_3\,\Psi_3}{\cos\alpha}\,\eta_{33} - \eta_1\right)\Psi + \eta_{\bar{B}}\,tg\,\alpha, \qquad (49)$$

где ξ_t^{Γ}, ξ_u^{Γ}, η_1, χ, Ψ – величины, поясняемые в п. 21;

Φ_3, Ψ_3 – функции распределения прогибов, определяемые по табл. 2 в порядке, указанном в п. 4, при этом в формулы параметров A, $\bar{B}$, B, K, L, M, N для вычисления этих функций вместо координат t, u, v подставляются координаты $t_3 = t_0$; $u_3 = u_0$; $v_3 = Q - \Delta Q$, а вместо параметра Q подставляется величина v_3;

η_{33} – перемещение, определяемое по формулам (I), в которых координаты $t = u = 0$, а параметр Q принимается равным v_3;

t_0, u_0 – величины, приведенные в п. 4;

$\eta_б$ – величина дополнительного сжатия слоя разрушенных пород или закладки, определяемая по формулам (I), в которых при вычислении коэффициента q в расчетную формулу (см. п. 4) вместо $v = 0$ подставляется значение координаты v расчетной точки;

ΔQ – приращение параметра Q, определяемое по следующему правилу:

если $u < 0$, то $\Delta Q = min \left\{ \begin{array}{l} (Q - v)\, 0{,}5 + t/2c, \\ \dfrac{(Q - v)\, a + u}{a + b}; \end{array} \right.$

если $u > 0$, то $\Delta Q = min \left\{ \begin{array}{l} (Q - v)\, 0{,}5 + t/2c, \\ \dfrac{(Q - v)\, b - u}{a + b}. \end{array} \right.$

23. Если расчетная точка массива А с координатами t, u, v некоторый период времени находилась в зоне $В$, а затем, по мере движения очистного забоя, оказалась в зоне $Б$ (аналитически этот случай записывается формулами (43)), то ее суммарное перемещение в зонах $В$ и $Б$ определяется по формулам (47)–(49), в которых слагаемые $\xi_t^r = \xi_u^r = 0$.

Литература

1. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть I и II.-М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1979. - 333 с.

2. Рекомендации по применению схем подготовки и отработки выемочных полей без оставления межлавных целиков угля.-Донецк: ДонУГИ, 1979.-48 с.

3. Руководство по применению бесцеликовых схем подготовки и отработки выемочных полей пологих угольных пластов Кузбасса. - Прокопьевск: КузНИУИ, 1978. - 104 с.

4. Временные технологические схемы бесцеликовой выемки угольных пластов, склонных к самовозгоранию с подвиганием очистных забоев по падению и простиранию на шахтах Карагандинского бассейна.-Караганда: КНИУИ, 1977.- 110 с.

5. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР.-Л.: ВНИМИ, 1977. - с. 175.

6. Временные указания по проектированию, строительству и эксплуатации крепи и армировки вертикальных стволов угольных шахт в условиях влияния очистных работ.-Л.: ВНИМИ, 1972. - 178 с.

7. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях.-М.: Недра, 1981. - 288 с.

С О Д Е Р Ж А Н И Е

Условные обозначения, принятые в работе 3
Введение 5
1. Снижение эксплуатационных потерь угля при разработке тонких и средней мощности пологих пластов 5
2. Снижение общешахтных потерь угля 18
3. Подработка объектов на земной поверхности 28
4. Подработка капитальных выработок 39
Приложение 1 51
Приложение 2 53
Приложение 3 55
Литература 76

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ ПО СОВЕРШЕНСТВОВАНИЮ ТЕХНОЛОГИЙ ДОБЫЧИ С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ПОЛНОТЫ ИЗВЛЕЧЕНИЯ УГЛЯ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Редактор Л.А.Пермякова
Художественный редактор С.К.Цапкина

Подписано к печати 11.05.83 г. Т-09848
Формат 60x84 1/16. Бум. многит. аппаратов
Печать офсетная
Уч.-изд.л. 5,0. Тираж 500 экз.
Изд. № 8660. Тип. зак. 964
Цена 37 коп.

Институт горного дела им. А.А.Скочинского,
140004, г. Люберцы Моск. обл.

Типография Минуглепрома СССР,
140004, г. Люберцы Моск. обл.

gost.e-ecolog.ru