

В. К. ШЕХУРДИН

ЗАДАЧНИК по горным работам, проведению и креплению горных выработок

Допущено Министерством высшего и среднего специального образования СССР в качестве учебного пособия для учащихся средних специальных учебных заведений по специальности 0202 «Подземная разработка рудных и нерудных месторождений».



МОСКВА „НЕДРА“ 1985

Шехурдин В. К. Задачник по горным работам, проведению и креплению горных выработок: Учебное пособие для техникумов. — М.: Недра, 1985, 240 с.

Представлены типовые задачи по горным работам, проведению и креплению горных выработок. Приведены примеры расчета горнотехнологических свойств горных пород, напряженного состояния массива и величины горного давления, технологических процессов и прогрессивных технологических схем скоростного проведения подземных выработок различного назначения проходческими машинами и комплексами (в том числе самоходными), включающих разработку паспортов буровзрывных работ и крепления, а также графиков циклической организации труда. Каждому разделу предшествуют краткие теоретические положения и методические указания к решению задач.

Для учащихся техникумов, обучающихся по специальности «Подземная разработка рудных и нерудных месторождений».

Табл. 57, ил. 53, список лит. — 47 назв.

Рецензенты:

горный инженер *Б. Ф. Крынин* (Благовещенский политехнический техникум), канд. техн. наук *Б. М. Подгорнов* (Институт повышения квалификации Министерства угольной промышленности СССР)

Валерьян Константинович Шехурдин

ЗАДАЧНИК ПО ГОРНЫМ РАБОТАМ, ПРОВЕДЕНИЮ И КРЕПЛЕНИЮ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Редактор издательства Э. Н. Чернегова
Переплет художника В. И. Кузнецова
Художественный редактор О. Н. Зайцева
Технические редакторы Л. Я. Голова, Е. С. Сычёва
Корректор Е. В. Наумова

ИБ № 5182

Сдано в набор 04.01.85. Подписано в печать 28.03.85. Т-07151. Формат 60×90^{1/16}. Бумага типографская № 3. Гарнитура «Литературная». Печать высокая. Усл.-печ. л. 15,0. Усл. кр.-отт. 15,0. Уч.-изд. л. 15,5. Тираж 7900 экз. Заказ 56/9036—9. Цена 80 коп.

Ордена «Знак Почета» издательство «Недра», 103633,
Москва, К-12, Третьяковский проезд, 1/19

Ленинградская типография № 4 ордена Трудового Красного Знамени Ленинградского объединения «Техническая книга» им. Евгении Соколовой Союзполиграфпрома при Государственном комитете СССР по делам издательств, полиграфии и книжной торговли, 191126, Ленинград, Социалистическая ул., 14.

Ш $\frac{2501000000-213}{043(01)-85}$ 201—85

© Издательство «Недра», 1985

Согласно Основным направлениям экономического и социального развития СССР на 1981—1985 годы и на период до 1990 года, утвержденным XXVI съездом КПСС, создаются и широко применяются технические средства и технологии для комплексного и более полного извлечения полезных компонентов из руд, разработки бедных и сложных месторождений. В целях дальнейшего повышения производительности труда проводятся мероприятия, направленные на повышение технической вооруженности предприятий, внедрение комплексной механизации и автоматизации производства, сокращение численности работников, занятых ручными операциями, совершенствование организации, нормирования и стимулирования труда.

При подготовке месторождений к эксплуатации ежегодно проводится около 350 км горизонтальных горно-подготовительных выработок. Внедрение на горно-подготовительных работах новой высокоэффективной горнопроходческой техники будет способствовать росту производительности труда, ускорению сроков подготовки новых горизонтов.

В настоящее время на горнопроходческих работах в больших масштабах применяют механизированные комплексы КПВ, КПРС и КПН. Успешно закончились испытания комбайнов 1КВ и 2КВ. При проведении горизонтальных выработок широко применение нашли шахтные бурильные установки с высокопроизводительными бурильными машинами ПК-60 и ПК-75; осваивается производство гидравлических перфораторов. При уборке породы используются самоходные погрузочно-транспортные машины и комплексы на пневмоколесном ходу.

Для снижения материалоемкости широкое применение находят высокоэффективные облегченные виды крепи: набрызгбетонная, анкерная и комбинированная.

В технологических схемах, рекомендованных к внедрению Типовыми проектами скоростного проведения выработок для рудников цветной металлургии, предусматриваются скорости 200, 300 и 500 м/мес.

Внедрение новой техники и технологических схем проведения подготовительных выработок уже сейчас позволяет иметь в одном забое устойчивую скорость 150—250 м/мес, особенно при самоходном горнопроходческом оборудовании.

В последнее время применяют многозабойный способ скоростного проведения выработок одной бригадой численностью несколько десятков человек. При этом достигнуты скорости более 600—1000 м/мес, а сменная производительность труда, по опубликованным данным, превышает 15—30 м³.

Бригадный подряд и другие формы организации труда комплексной бригады, в состав которой входят забойные рабочие разных профессий, позволяют ликвидировать простои на вспомогательных операциях, снизить себестоимость горнопроходческих работ и повысить производительность труда рабочего по руднику. Пересчет скорости проходки на один забой и на один проходческий комплекс позволяет вскрыть недостатки в организации труда бригады и повысить эффективность использования горнопроходческих комплексов.

Программой предмета «Горные работы, проведение и крепление горных выработок» предусмотрено изучение технологии проведения горнопроходческих работ учащимися специальности «Подземная разработка рудных и нерудных месторождений».

При проектировании технологических процессов у учащихся возникают наибольшие трудности при выборе метода расчета технологической операции и горнопроходческого оборудования, а также при составлении графиков организации работ, разработке паспортов БВР и крепления.

В задачнике приведены решения задач, с которыми учащиеся в дальнейшем будут сталкиваться на производстве.

Методически учебное пособие построено следующим образом. В задачнике в основном выдержан принцип: от рассмотрения отдельных вопросов и тем к комплексной разработке технологии. По вопросам, не имеющим однозначной трактовки, приводятся краткое теоретическое обоснование с примерами и рекомендуемая методика расчета.

Все технологические вопросы излагаются с учетом требований СНиП, отраслевых и нормативных документов.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ И ГОРНТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД

§ 1. РАСЧЕТ ПЛОТНОСТНЫХ СВОЙСТВ

К физическим параметрам плотностных свойств горных пород относятся [26]: плотность, вес (удельный, объемный), пористость (общая и открытая). При расчете параметров технологических процессов при проведении горных выработок, а также механических процессов, происходящих в массиве пород, большее значение имеет плотность горных пород. Различают плотность породы в массиве (в естественном залегании), плотность в образце и плотность в разрыхленном состоянии (насыпная плотность). Плотность пород в массиве несколько меньше плотности пород в образце за счет трещин отдельностей, разбивающих массив на структурные блоки. К другим физическим параметрам плотностных свойств пород относят пористость, коэффициент пористости и коэффициент разрыхления.

Плотность горной породы определяется как масса единицы ее объема (твердой, жидкой и газообразной фаз, входящих в состав породы), т. е.

$$\gamma = m/V,$$

где m — масса агрегатных фаз породы, кг; V — объем, занимаемый этими фазами, м³.

Плотность некоторых пород приведена в табл. 1 [39].

Объемный вес (Н/м³) — вес единицы объема породы — определяют по формуле

$$\gamma_v = \gamma g,$$

где γ — плотность породы, кг/м³; g — ускорение свободного падения, м/с².

Под *пористостью* понимают суммарный относительный объем содержащихся в горной породе пустот. Обычно пористость выражают в процентах, относя объем пор V_p к полному объему породы V :

$$P = 100V_p/V.$$

Коэффициент пористости K_p — отношение объема пор V_p к объему минерального вещества (твердой фазы) V_0 , т. е. $K_p = V_p/V_0$.

Общая пористость может быть рассчитана по значениям плотности минерального вещества (удельный вес) и плотности породы:

$$P = 100(\gamma'_v - \gamma)/\gamma'_v,$$

где γ'_v — плотность минерального вещества, кг/м³.

Т а б л и ц а 1

Наименование пород и руд	Средняя плотность породы, кг/м ³ ·10 ¹	Пределы изменения плотности, кг/м ³ ·10 ¹
Изверженные породы:		
обсидиан	2,37	2,32—2,47
гранит	2,66	2,52—2,81
снениг	2,75	2,60—2,95
диорит	2,85	2,71—2,99
базальт	2,90	2,74—3,21
диабаз	2,95	2,73—3,12
норит	2,98	2,72—3,02
габбро	2,99	2,85—3,12
пироксенит	3,23	3,10—3,32
перидотит	3,23	3,15—3,28
дунит	3,28	3,20—3,31
Осадочные породы:		
глина	2,46	2,35—2,64
лёсс	2,64	—
песчаник	2,65	2,59—2,72
известняк	2,73	2,68—2,84
Метаморфические породы:		
мрамор	2,78	2,69—2,87
гнейс	2,78	2,69—2,87
Ископаемые угли и руды:		
бурый уголь	1,35	1,20—1,50
антрацит	1,40	1,34—1,46
графит	2,20	2,10—2,30
Апатито-нефелиновая руда	3,00	2,60—3,30
Серный колчедан	5,05	4,90—5,29
Магнетит	6,10	4,90—7,20
Вольфрамит	7,30	7,10—7,50
Галенит	7,50	7,30—7,60

Аналогично может быть рассчитан и коэффициент общей пористости:

$$K_{\Pi} = (\gamma'_{\text{в}} - \gamma) / \gamma'_{\text{в}}. \quad (1.1)$$

В отличие от плотных разрыхленные горные породы характеризуются насыпной плотностью, коэффициентом разрыхления, гранулометрическим составом, углом естественного откоса, углом внутреннего трения и др.

Коэффициент разрыхления K_p равен отношению объема разрыхленной породы к объему ее в массиве (целике): $K_p = V_p / V$.

Насыпная плотность γ_n зависит от величины плотности γ породы в массиве, коэффициента ее разрыхления и определяется их отношением:

$$\gamma_n = \gamma / K_p.$$

Коэффициент разрыхления и насыпная плотность зависят от гранулометрического состава рыхлой массы, формы и взаимного

Горнотехнологические параметры устанавливают эмпирическим путем. Они характеризуют поведение пород при воздействии на них инструментом, рабочими органами горных машин или технологией ведения горных работ [26]. К горнотехнологическим параметрам относятся коэффициенты крепости, твердости, абразивности и др. Под *пределом прочности* σ понимают предельное напряжение, при котором образец горной породы разрушается:

$$\sigma = P/F,$$

где P — разрушающая нагрузка; F — площадь поперечного сечения образца, на которую действует приложенная нагрузка.

Предел прочности при одноосном сжатии образцов горных пород (прочность на сжатие) $\sigma_{сж}$ — широко используемая в горном деле характеристика прочности пород. Прочность на растяжение значительно ниже прочности на сжатие. По данным испытаний установлены следующие связи [24]: для пород с $\sigma_p \leq 5$ МПа $\sigma_{сж} \approx 20 \sigma_p$; для пород с $\sigma_p > 5$ МПа $\sigma_{сж} \approx 26 \sigma_p - 20$ МПа.

По другим данным предел прочности на сжатие в 5—80, а иногда в 15—40 раз выше предела прочности на растяжение [39]. Для магнетитовых руд, например, $\sigma_p = 0,115 \sigma_{сж}$.

Для практических расчетов (если не известны данные испытаний горных пород на растяжение) предел прочности пород на растяжение

$$\sigma_p = 0,1 \sigma_{сж}. \quad (1.2)$$

Модуль упругости E представляет собой отношение действующего нормально к плоскости напряжения σ_n к относительной линейной упругой деформации образца $\epsilon_l = \Delta l/l$ (где Δl — абсолютная деформация; l — база, на которой измерена деформация Δl) в направлении действия приложенной нагрузки:

$$E = \sigma_n / \epsilon_l.$$

Коэффициент поперечных деформаций (коэффициент Пуассона) μ устанавливает отношение между поперечной и продольной относительными деформациями $\mu = \epsilon_d / \epsilon_l$. Для большинства пород μ колеблется в интервале от 0,15 до 0,35.

Модуль упругости может быть определен, исходя из скорости упругой продольной волны C_p в тонком стержне породы:

$$E = \gamma C_p^2. \quad (1.3)$$

Скорость продольной волны в неограниченной среде или массиве

$$C_p = [E(1 - \mu) / \gamma(1 + \mu)(1 - 2\mu)]^{1/2}. \quad (1.4)$$

Если $\mu = 0,25$, то

$$C_p = 1,1 (E/\gamma)^{1/2}.$$

При определении упругих свойств плотных нетрещиноватых пород ультразвуковым методом расчет упругих констант ведут по формуле

$$\mu = (a^2 - 2) / [2(a^2 - 1)].$$

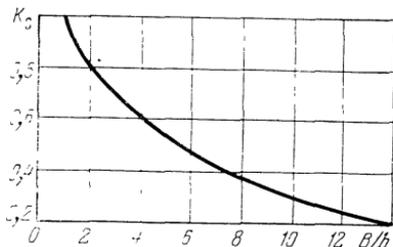


Рис. 1. Зависимость коэффициента структурного ослабления от интенсивности трещиноватости

В связи с наличием трещиноватости прочность массива горных пород обычно меньше, чем отдельного слагающего этот массив куска (структурного блока). С увеличением степени трещиноватости прочностные характеристики массива пород уменьшаются, а деформационные увеличиваются. Для получения прочностных характеристик массива через прочность образцов в расчеты вводят коэффициент структурного ослабления K_c (отношение прочности породы в массиве к прочности в куске).

Значение K_c можно ориентировочно принимать в зависимости от степени трещиноватости:

Среднее расстояние между поверхностями ослабления пород, м	Коэффициент K_c
Более 1,5	0,9
От 1,5 до 1	0,8
От 1 до 0,5	0,6
От 0,5 до 0,1	0,4
Менее 0,1	0,2

Когда известна интенсивность трещиноватости массива, то коэффициент K_c может быть также определен по графику, представленному на рис. 1; по оси абсцисс — интенсивность трещиноватости V/b , где V — линейный размер рассматриваемой области массива; b — средний размер структурного блока — куска; для $V/b > 14$ $K_c = 0,2$.

Коэффициент длительной прочности ξ показывает уменьшение прочности породы в результате увеличения длительности воздействия нагрузки. Он равен отношению предела прочности при стандартных испытаниях k пределу длительной прочности горной породы (при длительном воздействии нагрузки).

Значение коэффициента ξ рекомендуется принимать: для пород с хрупким характером разрушения (граниты, кварциты, песчаники с кварцевым цементом и т. п.) $\xi = 1 \div 0,7$, а для пород, испытавших пластические деформации перед разрушением (песчанистые, углистые сланцы, известняки средней крепости и т. п.), $\xi = 0,5 \div 0,7$ [8].

преобразовав формулу (1.4) относительно E , получим

$$E = C_p^2 \gamma (1 - \mu - 2\mu^2) / (1 - \mu),$$

где $a = C_p / C_n$; C_n — скорость поперечной волны в образце.

По данным ВНИМИ, вместо C_n можно использовать скорость рэлеевской волны, так как ее проще определять:

$$C_p = (G/\gamma)^{\frac{1}{2}} = [E/2(1 + \mu)\gamma]^{\frac{1}{2}},$$

где G — модуль сдвига.

Предел прочности массива пород на длительное сжатие

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi. \quad (1.5)$$

Предел прочности массива пород на длительное растяжение

$$R_p = \sigma_p K_c \xi, \quad (1.6)$$

где σ_p — предел прочности образца горной породы на растяжение.

Коэффициент крепости породы по М. М. Протодьяконову

$$\hat{f} = \sigma_{сж}/100,^7 \quad (1.7)$$

где $\sigma_{сж}$ — предел прочности на одноосное сжатие, Па.

Коэффициент и угол внутреннего трения. В отличие от внешнего трения, под которым понимают сопротивление взаимному перемещению контактирующих тел, внутреннее трение — сопротивление, возникающее при относительном перемещении отдельных частей тела при его деформировании. По аналогии с внешним трением под коэффициентом внутреннего трения понимают отношение силы трения F_T к величине нормальной нагрузки P_H :

$$f_T = F_T/P_H = \operatorname{tg} \varphi. \quad (1.8)$$

Угол $\varphi = \operatorname{arctg} f_T$ называют *углом внутреннего трения*. Угол внутреннего трения следует отличать от кажущегося угла внутреннего трения, или угла внутреннего сопротивления, который находится расчетным путем как $\operatorname{arctg} \hat{f}$ (где \hat{f} — коэффициент крепости пород по классификации проф. М. М. Протодьяконова).

Угол внутреннего трения находят экспериментальным путем (методом косо́го среза или после стабилметрических испытаний образцов горных пород по паспорту прочности породы). Получаемые значения φ зависят от методики испытаний и величины действующих нагрузок, поэтому результаты экспериментов могут быть использованы только после тщательного анализа расчетной схемы и метода испытаний [24].

При расчете горного давления необходимо знать значение минимального коэффициента внутреннего трения, при котором величина горного давления, как правило, максимальна.

Для аналитических расчетов коэффициента трения пород могут быть использованы следующие зависимости, полученные из рассмотрения взаимодействия главных напряжений σ_1 и σ_2 , а также предельных кругов напряжений (см. примеры 12, 13, 14, 15).

Если действующие напряжения сжимающие, причем $\sigma_1 > \sigma_2$, то

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_1 - \sigma_2) / (\sigma_1 + \sigma_2). \quad (1.9)$$

Если напряжение σ_1 растягивающее, а σ_2 — сжимающее, причем $\sigma_2 > \sigma_1$, то

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_1 + \sigma_2) / (\sigma_2 - \sigma_1). \quad (1.10)$$

Таблица 2

Порода	Прочность на одноосное сжатие		Прочность на растяжение		Результаты стабиллометрических испытаний φ , градус	Результаты расчетов по формуле (1.11)		
	$\sigma_{сж}$, МПа	коэффициент вариации, %	σ_p , МПа	коэффициент вариации, %		$tg\varphi$	φ , градус	коэффициент вариации %
Песчано-глинистый сланец	41,5±0,58	14	6,8±2,3	33,8	42	0,718	35,7	15,0
Горючий сланец	29,6±0,62	21	1,8±0,2	11,1	42	0,885	41,5	1,1
Мрамор	75,7±0,28	3,7	5,3±0,8	15,1	36	0,86	40,9	13,6
Порфирит	171,0	—	18,7±0,5	2,7	32	0,8	38,75	16
Бетон марки 300	36,5	—	2,3±0,2	9,5	38	0,88	41,4	8
Песчано-глинистый сланец	148,5	—	6,6±1,1	16,7	43	0,91	42,5	1
Аргиллит	18,0±0,07	4,0	1,2±0,2	17,0	43	0,875	41,2	4
Алевролит	49,3	—	2,6±0,29	4,5	46,5	0,9	42	9,6

Для упрощенного расчета коэффициента трения по значениям прочностей образцов на одноосное сжатие $\sigma_{сж}$ и растяжение σ_p можно применять формулу

$$tg\varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p). \quad (1.11)$$

По формуле (1.11) рассчитаны значения $tg\varphi$ и φ с использованием данных стабиллометрических испытаний [24].

Результаты расчетов сведены в табл. 2. Отклонения расчетных данных от опытных находятся в пределах вариации значений прочностных характеристик. Согласно работе [6] предложена формула

$$tg\varphi = (f - 1) / (f + 1), \quad (1.12)$$

где f — коэффициент крепости пород по М. М. Протодяконову.

Расчеты по формулам (1.11) и (1.12) дают близкие результаты для скальных пород при $f \geq 9$. Формула (1.11) пригодна для $f \geq 2$.

Пример 8. Определить следующие параметры горных пород: $\sigma_{сж}$, σ_p , $R_{сж}$, R_p , K_c , $tg\varphi$, φ , если в камере прямоугольного поперечного сечения ширина выработки по кровле составляет 4 м, высота 6 м. Камера пройдена в известняках с коэффициентом крепости $f = 10$; средний размер структурного блока $b = 0,4$ м; коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$; коэффициент длительной прочности известняка $\xi = 0,65$; плотность $\gamma = 2700$ кг/м³.

Решение. 1. Временные сопротивления образцов одноосному сжатию и растяжению:

$$\sigma_{сж} = 100f = 100 \cdot 10 = 10^3 \text{ кгс/см}^2 = 10^8 \text{ Па} = 100 \text{ МПа};$$

$$\sigma_p = 0,1\sigma_{сж} = 100 \text{ кгс/см}^2 = 10^7 \text{ Па} = 10 \text{ МПа}.$$

2. Коэффициенты структурного ослабления по интенсивности трещиноватости (см. рис. 1):

$$\text{для кровли при } B/b = 4/0,4 = 10 \quad K_c = 0,3;$$

$$\text{для стенок при } B/b = 6/0,4 = 15 \quad K_c = 0,2.$$

3. Пределы прочности массива горных пород при длительном сжатии и растяжении (Па):

$$\text{для кровли } R_p = \sigma_p K_c \xi = 10^7 \cdot 0,3 \cdot 0,65 = 1,95 \cdot 10^6 \text{ Па};$$

$$\text{для стенок } R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 10^8 \cdot 0,2 \cdot 0,65 = 1,3 \cdot 10^6 \text{ Па}.$$

4. Определяем коэффициент трения $\text{tg } \varphi$ и угол внутреннего трения φ по формуле (1.11):

$$f_T = \text{tg } \varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p) = (100 - 10) / (100 + 10) = 0,818;$$

$$\varphi = \text{arctg } 0,818 = 39,28^\circ.$$

Пример 9. Определить модуль упругости E и скорость прохождения упругих волн в массиве нетрещиноватых горных пород C_p , если скорость упругой волны в образце (стержне) мрамора $C = 5000$ м/с, плотность породы $\gamma = 2800$ кг/м³, коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$.

Решение. 1. Модуль упругости

$$E = \gamma C^2 = 2800 \cdot 5000^2 = 7 \cdot 10^{10} \text{ Па}.$$

2. Скорость упругой волны в массиве

$$C_p = \left[\frac{E(1-\mu)}{\gamma(1+\mu)(1-2\mu)} \right]^{\frac{1}{2}} = \left[\frac{7 \cdot 10^{10}(1-0,25)}{2800(1+0,25)(1-2 \cdot 0,25)} \right]^{\frac{1}{2}} = 5480 \text{ м/с}.$$

Пример 10. Оценить относительную предельную деформацию и абсолютную деформацию стенки выработки по высоте Δh без учета влияния трещиноватости, если вертикальные напряжения пород до проведения выработки составляли $\sigma_1 = 3 \cdot 10^7$ Па. После проведения выработки высотой $h = 3$ м напряжения в се боках возросли в 2 раза и составили $\sigma_2 = 6 \cdot 10^7$ Па. Известно, что модуль упругости пород $E = 3 \cdot 10^{10}$ Па и деформация пород прошла в упругой области.

Решение. 1. Считая напряжения и деформацию одноосными, определим относительную деформацию:

$$\Delta \sigma = E \varepsilon; \quad \varepsilon_l = \Delta \sigma / E = (\sigma_2 - \sigma_1) / E = (6 \cdot 10^7 - 3 \cdot 10^7) / 3 \cdot 10^{10} = 3 \cdot 10^7 / 3 \cdot 10^{10} = 0,001.$$

2. Определим абсолютную деформацию (без учета влияния трещиноватости):

$$\varepsilon_l = \Delta h / h, \quad \Delta h = \varepsilon_l h = 0,001 \cdot 3 = 0,003 \text{ м} = 3 \text{ мм}.$$

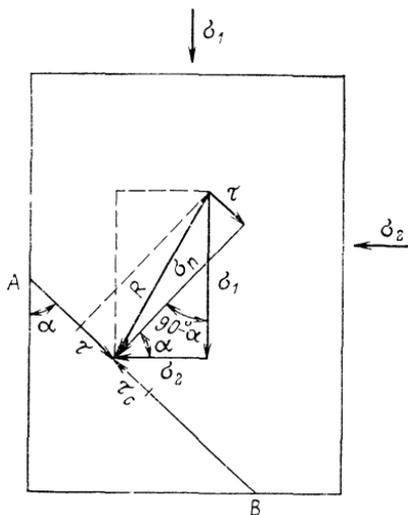


Рис. 2. Схема к расчету коэффициента трения при действии сжимающих напряжений

$$E_m = C_p^2 \gamma \frac{(1 - \mu - 2\mu^2)}{1 - \mu} = 4550^2 \cdot 2457 \cdot \frac{(1 - 0,25 - 2 \cdot 0,25^2)}{1 - 0,25} = 20,7 \cdot 10^6 \cdot 2039 = 4,22 \cdot 10^{10} \text{ Па} = 42200 \text{ МПа.}$$

Пример 12. Определить значение коэффициента внутреннего трения ($\text{tg } \varphi$) при перемещении отдельных частей горной породы в момент сдвига (по аналогии с внешним трением). Образец горной породы находится под воздействием двух сжимающих напряжений σ_1 и σ_2 , причем $\sigma_1 > \sigma_2$ (рис. 2). Напряжения расположены под углом 90° друг к другу, а площадка под углом α к напряжению σ_1 .

Решение. 1. Считаем, что разрушение образца путем среза произойдет по площадке, наклоненной под углом α к направлению наибольшего сжимающего напряжения σ_1 от воздействия наибольших касательных (срезающих) напряжений τ (см. рис. 2).

2. Построим по направлению к площадке AB равнодействующую напряжений σ_1 и σ_2 , величина которой будет равна

$$R^2 = \sigma_1^2 + \sigma_2^2. \quad (1)$$

3. Разложим равнодействующую напряжений R на две составляющие: нормальную к площадке σ_n и касательную τ , действующую в плоскости площадки. Тогда

$$R^2 = \tau^2 + \sigma_n^2. \quad (2)$$

Приравняв (1) и (2), получим значение τ :

$$\sigma_1^2 + \sigma_2^2 = \tau^2 + \sigma_n^2; \quad \tau^2 = \sigma_1^2 + \sigma_2^2 - \sigma_n^2. \quad (3)$$

Пример 11. Оценить модули упругости породы в образце и в массиве, если скорость продольных волн в образце $C = 5000$ м/с, в массиве $C_p = 4550$ м/с, а плотность образца $\gamma = 2700$ кг/м³. Пористость массива за счет макротрещиноватости $\Pi = 9\%$.

Решение. 1. Модуль упругости породы в образце по формуле (1.3)

$$E_o = \gamma C^2 = 2700 \cdot 5000^2 = 6,75 \cdot 10^{10} \text{ Па.}$$

2. Плотность породы в массиве

$$\gamma_m = \gamma(1 - K_p) = 2700(1 - 0,09) = 2457 \text{ кг/м}^3.$$

3. Приблизительно модуль упругости массива

4. Из рис. 2 нормальные напряжения

$$\sigma_n = \sigma_2 \cos \alpha + \sigma_1 \sin \alpha.$$

5. Подставив значение σ_n в уравнение (3), после преобразования получим

$$\tau^2 = \sigma_1^2 \cos^2 \alpha + \sigma_2^2 \sin^2 \alpha - \sigma_1 \sigma_2 \sin 2\alpha.$$

6. Разрушение образца породы по плоскости AB произойдет тогда, когда напряжения τ несколько превысят сопротивление срезу:

$$\tau_c \geq \sigma_n f_T \geq \sigma_n \operatorname{tg} \varphi, \quad (4)$$

где $f_T = \operatorname{tg} \varphi$ — коэффициент трения; φ — угол внутреннего трения.

Приравняв в момент среза $\tau = \tau_c$, определим значение

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{\tau}{\sigma_n} = \frac{(\sigma_1^2 \cos^2 \alpha + \sigma_2^2 \sin^2 \alpha - \sigma_1 \sigma_2 \sin 2\alpha)^{\frac{1}{2}}}{\sigma_2 \cos \alpha + \sigma_1 \sin \alpha}. \quad (5)$$

7. Известно, что максимальное касательное (срезающее) напряжение τ возникает на площадках, наклоненных под углом $\alpha = 45^\circ$ к наибольшему напряжению (в данном случае к σ_1). Подставим значение $\alpha = 45^\circ$ в уравнение (5) и после преобразования получим

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_1 - \sigma_2) / (\sigma_1 + \sigma_2). \quad (6)$$

Из формулы (6) следует, что $\operatorname{tg} \varphi < 1$. По формуле (6) можно определить значение коэффициента трения на площадке, расположенной под углом $\alpha = 45^\circ$ к направлению напряжения σ_1 , в момент среза, который произойдет при строго определенных значениях напряжений σ_1 и σ_2 .

В условиях трехосного напряженного состояния, когда $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$, разрушение (срез) происходит только при определенных значениях этих напряжений (см. построение паспортов прочности горных пород § 3 настоящей главы).

При любых испытаниях образцов нельзя практически избавиться от трения торцов образца о плиты пресса, поэтому истинное значение $\operatorname{tg} \varphi$ будет отличаться от экспериментального. Поскольку замеренная величина σ_2 (например, при стабиллометрических испытаниях) за счет трения всегда будет больше требуемой для разрушения, определенный экспериментально коэффициент трения всегда меньше истинного.

Пример 13. Определить теоретическое значение $\operatorname{tg} \varphi$ при условии, что $\sigma_2 > \sigma_3$ (где σ_1 — растягивающее напряжение), пользуясь рис. 3.

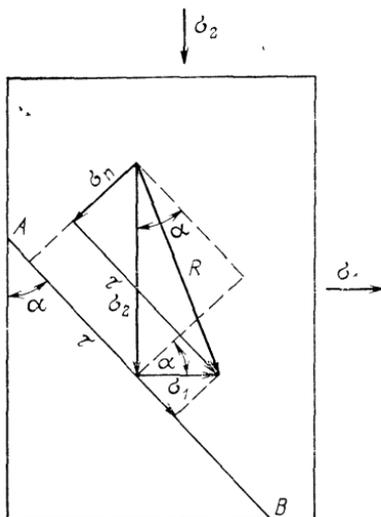


Рис. 3. Схема к расчету коэффициента трения при действии сжимающего и растягивающего напряжений

Решение. 1. Решение ведем по аналогии с примером 12.

Построим равнодействующую R напряжений σ_1 и σ_2 и разложим ее на две составляющие: нормальную σ_n и касательную срезающую τ . Величина равнодействующей:

$$R^2 = \sigma_1^2 + \sigma_2^2, \text{ или } R^2 = \tau^2 + \sigma_n^2.$$

2. Найдем значения τ и σ_n (по аналогии с примером 12):

$$\tau^2 = \sigma_1^2 + \sigma_2^2 - \sigma_n^2; \quad \sigma_n = \sigma_2 \cos(90^\circ - \alpha) - \sigma_1 \cos \alpha,$$

отсюда $\sigma_n^2 = (\sigma_2 \sin \alpha - \sigma_1 \cos \alpha)^2$.

3. Подставив значение σ_n^2 в выражение для τ^2 , после преобразования получим

$$\tau^2 = \sigma_1^2 \sin^2 \alpha + \sigma_2^2 \cos^2 \alpha - \sigma_1 \sigma_2 \sin 2\alpha.$$

4. Определим значение $\operatorname{tg} \varphi = \tau / \sigma_n$ при $\alpha = 45^\circ$

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{(\sigma_1^2 \sin^2 \alpha + \sigma_2^2 \cos^2 \alpha - \sigma_1 \sigma_2 \sin 2\alpha)^{1/2}}{\sigma_2 \sin \alpha - \sigma_1 \cos \alpha} = \frac{\sigma_1 + \sigma_2}{\sigma_2 - \sigma_1}.$$

Из формулы следует, что при $\sigma_2 > \sigma_1$ (когда σ_1 растягивающее напряжение) $\operatorname{tg} \varphi > 1$. Разрушение по площадке, наклоненной под углом $\alpha = 45^\circ$ к направлению σ_2 , произойдет при строго определенных значениях σ_1 и σ_2 . Чем больше значение растягивающего напряжения σ_1 , тем выше коэффициент трения.

Для одноосного напряженного состояния, когда $\sigma_1 = 0$; то $\operatorname{tg} \varphi = 1$, а $\alpha = 45^\circ$; т. е. в этом случае угол внутреннего трения равен углу наклона площадки $\alpha = 45^\circ$, на которой действует максимальное касательное напряжение. Если бы возможно было провести такие испытания (сжатие и растяжение одновременно), то мы получили бы $\operatorname{tg} \varphi$ меньший, чем вычисленный теоретически, поскольку за счет трения образца требовалось бы увеличить растягивающее напряжение σ_1 .

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ НАПРЯЖЕНИЙ И ПОСТРОЕНИЕ ПАСПОРТОВ ПРОЧНОСТИ

Для графического определения напряжений в плоскости в любом требуемом направлении можно воспользоваться кругом Мора вместо аналитических расчетов.

Круг для главных напряжений одного знака строится в следующей последовательности (рис. 4).

На прямой от точки O откладываются в одном направлении в масштабе отрезки OA и OB , определяющие величины напряжений σ_1 и σ_2 (здесь $\sigma_1 > \sigma_2$). Оба напряжения в данном случае положительные, т. е. сжимающие. Затем на отрезке AB , как на диаметре, строится круг с центром в точке C . Радиус этого круга равен $0,5(\sigma_1 - \sigma_2)$ и представляет величину максимальных касательных напряжений τ , а отрезок OC , равный $0,5(\sigma_1 + \sigma_2)$, — минимальную величину нормальных напряжений σ_n .

Для определения напряжений, действующих в требуемом направлении, составляющем угол α с осью σ_1 , необходимо провести через точку B прямую, образующую угол α с отрезком BA , и пересечь окружность в точке R , затем опустить перпендикуляр RN из точки R на диаметр AB . В результате этих построений будем иметь:

$$\overline{ON} = \sigma_n = 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) + 0,5(\sigma_1 - \sigma_2) \cos 2\alpha = \sigma_1 \cos^2 \alpha + \sigma_2 \sin^2 \alpha; \quad (1.13)$$

$$\overline{RN} = \tau = 0,5(\sigma_1 - \sigma_2) \sin 2\alpha. \quad (1.14)$$

Круг для главных напряжений, когда σ_1 положительно (сжимающее), а σ_2 отрицательно (растягивающее), строится следующим образом (рис. 5). От точки O влево откладываются в масштабе напряжения σ_2 , а вправо — напряжения σ_1 . Радиус круга равен $0,5 \times (\sigma_1 + \sigma_2)$, касательные напряжения

$$\overline{RN} = \tau = 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) \sin 2\alpha, \quad (1.15)$$

нормальные

$$\begin{aligned} \overline{ON} = \sigma_n = & 0,5(\sigma_1 - \\ & - \sigma_2) + 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) \cdot \cos 2\alpha = \\ & - \sigma_1 \cos^2 \alpha - \sigma_2 \sin^2 \alpha; \end{aligned} \quad (1.16)$$

По результатам испытания образцов на одноосное сжатие и растяжение путем косога среза или всестороннего сжатия (на стабилметре) строятся *паспорта прочности горных пород* трех видов. Наибольший интерес для оценки устойчивости массива горных пород имеет паспорт, построенный по результатам стабилметрических испытаний. Паспорт прочности представляет собой графическую зависимость между касательными и нормальными напряжениями, при которых происходит разрушение породы. По паспорту обычно определяют угол внутреннего трения φ .

Пример 14. Оценить напряжения τ и σ_n на площадках (направлениях) под углами $\alpha = 30^\circ$, 45° и 60° к главным напряжениям $\sigma_1 = 120$ МПа и $\sigma_2 = 20$ МПа (оба напряжения сжимающие) путем построения круга Мора. Определить угол φ при $\alpha = 45^\circ$, считая действующие напряжения предельными для образца породы.

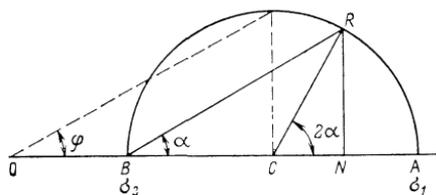


Рис. 4. Построение круга для главных напряжений одного знака

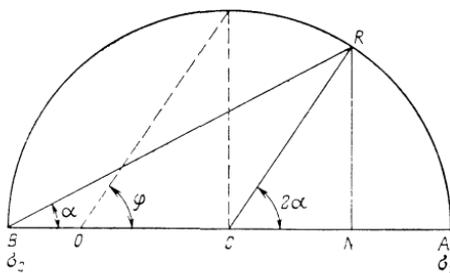


Рис. 5. Построение круга для главных напряжений разных знаков

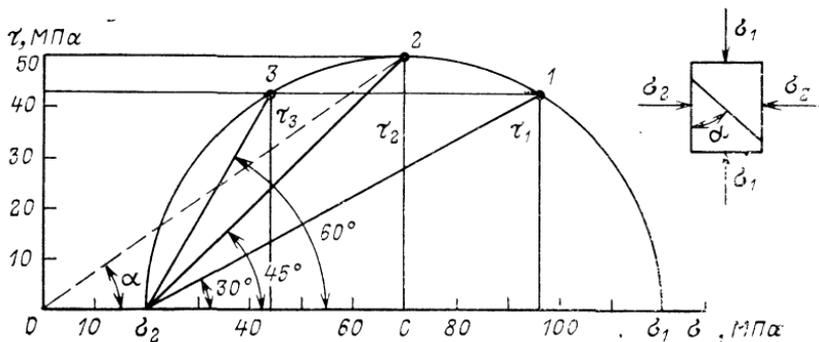


Рис. 6. Круг напряжений для $\sigma_1 = 120$ МПа и $\sigma_2 = 20$ МПа

Решение. 1. На прямой (рис. 6) в масштабе 1 : 10 откладываем напряжения σ_1 и σ_2 и проводим полуокруг радиусом $0,5 (\sigma_1 - \sigma_2) = 0,5 (120 - 20) = 50$ МПа.

2. Построим ось τ от точки O в том же масштабе, что и для σ .

3. Из точки O проведем лучи под углами $\alpha = 30^\circ$, 45° и 60° до пересечения с полуокружностью. Опустим перпендикуляры на ось σ и проведем горизонтальные линии из полученных точек 1, 2 и 3 до пересечения с осью τ .

4. По графику, согласно масштабу, берем отсчет напряжений и σ_n при разных значениях α :

α , градус	τ , МПа	σ_n , МПа
30	43	95
45	50	70
60	43	45

Проверим полученные графически результаты по формулам (1.13) и (1.14):

$$\sigma_n = \sigma_1 \cos^2 \alpha + \sigma_2 \sin^2 \alpha;$$

$$\tau = 0,5 (\sigma_1 - \sigma_2) \sin 2\alpha;$$

для $\alpha = 30^\circ$: $\sigma_n = 120 \cos^2 30^\circ + 20 \sin^2 30^\circ = 95$ МПа,

$$\tau = 0,5 (120 - 20) \sin 60^\circ = 43,2 \text{ МПа};$$

для $\alpha = 60^\circ$: $\sigma_n = 120 \cos^2 60^\circ + 20 \sin^2 60^\circ = 45$ МПа,

$$\tau = 0,5 (120 - 20) \sin 120^\circ = 43,2 \text{ МПа}.$$

Видим, что круг Мора для главных напряжений построен правильно.

5. Если считать напряжения σ_1 и σ_2 предельными, разрушение произойдет по линии, наклоненной под углом $\alpha = 45^\circ$ к напряжению σ_1 , где $\tau = 50$ МПа, $\sigma_n = 70$ МПа; коэффициент трения при этом составит

$$\operatorname{tg} \varphi = \tau / \sigma_n = 0,5 (\sigma_1 - \sigma_2) \sin 2\alpha / (\sigma_1 \cos^2 \alpha + \sigma_2 \sin^2 \alpha) =$$

$$= (\sigma_1 - \sigma_2) / (\sigma_1 + \sigma_2) = (120 - 20) / (120 + 20) = 0,714;$$

$$\varphi = 35,5^\circ.$$

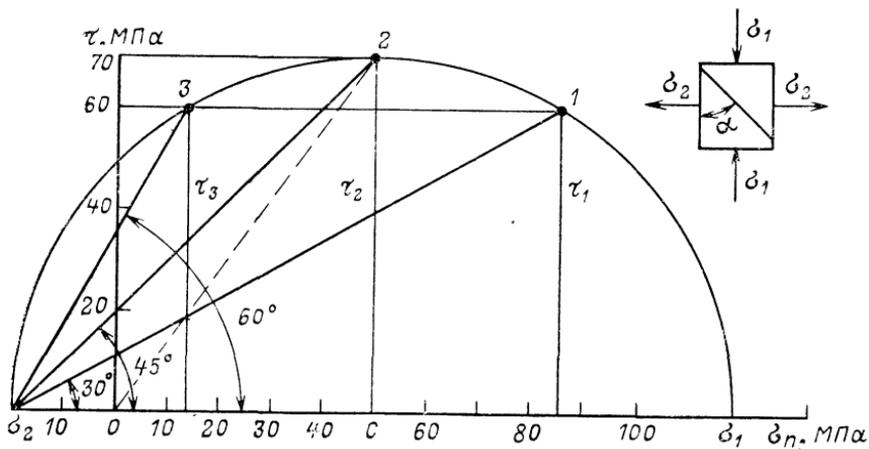


Рис. 7. Круг напряжений для $\sigma_1 = 120$ МПа и $\sigma_2 = -20$ МПа

На графике этот угол образуется отрезком $O2$ с осью σ_n .

Пример 15. Оценить напряжения τ и σ_n на площадках (направлениях) под углами $\alpha = 30^\circ, 45^\circ$ и 60° к главному сжимающему напряжению $\sigma_1 = 120$ МПа и растягивающему напряжению $\sigma_2 = -20$ МПа путем построения круга напряжений. Определить угол φ при $\alpha = 45^\circ$, считая действующие напряжения σ_1 и σ_2 предельными для данного образца породы.

Решение. 1. На прямой (рис. 7) в масштабе 1 : 10 от точки O откладываем вправо напряжение $\sigma_1 = 120$ МПа, а влево напряжение $\sigma_2 = -20$ МПа и проводим полукруга радиусом $0,5(\sigma_1 + \sigma_2) = 0,5 \times (120 + 20) = 70$ МПа.

2. Для отсчета напряжений τ проведем ось из точки O и нанесем на ней шкалу напряжений в том же масштабе, что и для σ_n .

3. Из точки σ_2 проведем лучи под углами $\alpha = 30^\circ, 45^\circ$ и 60° до пересечения с полуокружностью и получим точки 1, 2, 3. Опустим из точек перпендикуляры на ось σ_1 и проведем горизонтальные линии до пересечения с осью τ . Возьмем отсчеты значений τ и σ_n для каждой из точек

α , градус	τ , МПа	σ_n , МПа
30	60	85
45	70	50
60	60	15

4. Проверим найденные значения для углов $\alpha = 30^\circ$ и $\alpha = 60^\circ$ по формулам (1.15) и (1.16):

$$\tau = 0,5(\sigma_1 + \sigma_2) \sin 2\alpha;$$

$$\sigma_n = \sigma_1 \cos^2 \alpha - \sigma_2 \sin^2 \alpha;$$

для $\alpha = 30^\circ$: $\tau = 0,5(120 + 20) \sin 60^\circ = 60,6$ МПа,

$\sigma_n = 120 \cos^2 30^\circ - 20 \sin^2 30^\circ = 89,99 - 5 = 84,99$ МПа;

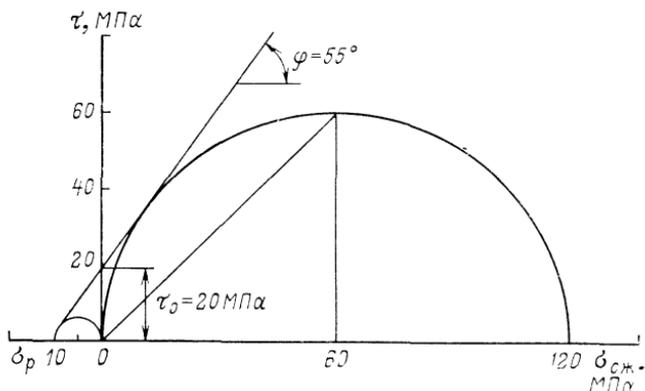


Рис. 8. Паспорт прочности породы в условиях одноосного сжатия и растяжения

для $\alpha = 60^\circ$: $\tau = 0,5(120 + 20) \sin 120^\circ = 60,6$ МПа,
 $\sigma_n = 120 \cos^2 60^\circ - 20 \sin^2 60^\circ = 30 - 15 = 15$ МПа.

Проверка показывает, что круг Мора построен правильно.

5. Считая, что при данных значениях напряжений σ_1 и σ_2 происходит разрушение условного образца, найдем коэффициент внутреннего трения $\operatorname{tg} \varphi$ при максимальных значениях τ , когда $\alpha = 45^\circ$:

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{\tau}{\sigma_n} = \frac{0,5(\sigma_1 + \sigma_2) \sin 2\alpha}{\sigma_2 \cos^2 \alpha - \sigma_1 \sin^2 \alpha} = \frac{0,5(\sigma_1 + \sigma_2) 1}{\sigma_1 \left(\frac{\sqrt{2}}{2}\right)^2 - \sigma_2 \left(\frac{\sqrt{2}}{2}\right)^2} =$$

$$= (\sigma_1 + \sigma_2) / (\sigma_1 - \sigma_2) = (120 + 20) / (120 - 20) = 1,4;$$

$$\varphi = 54,4^\circ.$$

На графике этот угол образуется отрезком 02 с осью σ_n .

Пример 16. Построить паспорт прочности для горной породы в условиях одноосного напряженного состояния. Предел прочности породы на сжатие $\sigma_{сж} = 120$ МПа, на растяжение $\sigma_p = -10$ МПа. Определить угол внутреннего трения.

Решение. 1. На горизонтальной оси отложим от нуля вправо в масштабе 1 : 10 значение предела прочности на сжатие $\sigma_{сж}$, а влево — значение σ_p (рис. 8).

2. На отрезках строим круги напряжений радиусами $0,5 \sigma_{сж}$ и $0,5 \sigma_p$.

3. Проведем касательную к обоим окружностям; отрезок, отсекаемый на оси ординат τ , характеризует сцепление τ_0 (сопротивление срезу при отсутствии нормальных напряжений), а угол ее наклона — угол внутреннего трения φ .

4. В результате построения имеем $\tau_0 = 20$ МПа, $\varphi = 55^\circ$. Полученный паспорт не отражает двухосного напряженного состояния,

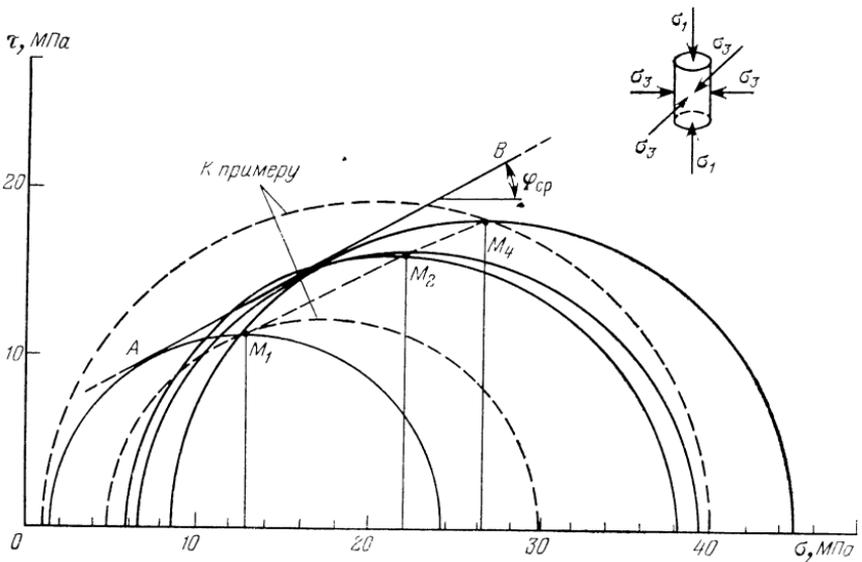


Рис. 9. Паспорт прочности породы в условиях всестороннего сжатия

поэтому применения такой паспорт для практических расчетов не находит.

Пример 17. Построить паспорт прочности горной породы в условиях всестороннего сжатия, когда $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$. Данные стабиллометрических испытаний мрамора сведены в таблицу. Данные испытаний заимствованы из работы [24]. Определить коэффициент внутреннего трения и угол трения для всех приведенных значений по формуле $\text{tg } \varphi = (\sigma_1 - \sigma_2) / (\sigma_1 + \sigma_2)$, а также усредненный угол φ по паспорту прочности.

Значение σ_3 , МПа	1,5	5,95	6,7	8,5
Значение σ_1 , МПа	24,2	38,5	39,5	45,1

Решение. 1. На оси σ откладываем значения σ_1 и σ_3 в момент разрушения образца для каждого из четырех опытов. Затем на отрезках $\sigma_1 - \sigma_3$, как на диаметрах, строим полуокружности (рис. 9).

2. Проводим огибающую всех полуокружностей или касательную к ним. В нашем примере проведена усредненная касательная, которая пересекала полуокружность напряжений для второго опыта. Наклон прямой $\varphi_{cp} = 32^\circ$ является как бы усредненным для всех опытов.

В действительности же прямая AB не в полной мере отражает предельные состояния, поскольку для каждого опыта предельными точками являются M_1, M_3, M_4 и предельной является линия, соединяющая эти точки (см. пример № 14).

Для каждого из опытов будет свой угол внутреннего трения, как это определялось ранее по кругу напряжений для двухосного сжатия (см. пример 14).

3. Для каждого из опытов рассчитаем экспериментальные $\operatorname{tg} \varphi$ и φ по формуле (1.9)

$\operatorname{tg} \varphi$	0,88	0,73	0,7	0,68
φ , градус	41,4	36,2	35,4	34,3

Расчеты показывают, что с увеличением всестороннего давления $\operatorname{tg} \varphi$ уменьшается.

Это объясняется тем, что с увеличением напряжений структура мрамора становится более мелкозернистой за счет пластического межзернового течения [42].

Расчитанные по экспериментальным данным коэффициенты трения также отличаются от истинных, поскольку при стабиллометрических испытаниях замеренные напряжения σ_3 за счет трения по торцам образца выше, чем теоретические. Поэтому истинный $\operatorname{tg} \varphi$ всегда несколько больше, чем полученный экспериментально.

Необходимо также заметить, что по паспорту породы, который строится по данным стабиллометрических испытаний, нельзя также определять сцепление породы (сопротивление срезу при отсутствии нормальных напряжений), поскольку такого напряженного состояния на любой из площадок (и под любыми углами к σ_1) не бывает.

Пример 18. Пользуясь паспортом прочности породы (см. рис. 9), оценить устойчивость обнажения, если на контуре его действуют напряжения: 1) $\sigma_1 = 40$ МПа и $\sigma_3 = 1$ МПа; 2) $\sigma_1 = 30$ МПа и $\sigma_3 = 5$ МПа; все напряжения сжимающие.

Решение. 1. Откладываем на оси напряжения $\sigma_3 = 1$ МПа и $\sigma_1 = 40$ МПа и проводим полуокружность радиусом $0,5 (\sigma_1 - \sigma_3) = 0,5 (40 - 1) = 19,5$ МПа.

Окружность (проведена пунктиром на рис. 1.9) выходит за пределы предельной прямой, следовательно, обнажения будут неустойчивыми.

2. Откладываем на оси напряжения $\sigma_3 = 5$ МПа и $\sigma_1 = 30$ МПа и проводим полуокружность радиусом $0,5 (\sigma_1 - \sigma_3) = 0,5 (30 - 5) = 7,5$ МПа. Видим, что полуокружность находится ниже огибающей, значит обнажение будет устойчивым (см. рис. 9).

Задачи к главе 1

1. Определить плотность пород в массиве и пористость за счет трещиноватости при следующих данных. Площадь поперечного сечения выработки в проходке 10 м^2 , подвигание забоя за взрыв — $1,7 \text{ м}$. Порода выдавалась в вагонетках объемом 4 м^3 ; всего было выдано 8 вагонеток; общая масса выданной породы при взвешивании составила 46 000 кг . Плотность породы в образце 2800 кг/м^3 .

2. Определить общую пористость массива горных пород и образца, если объемная масса образца породы по данным лаборатор-

ных испытаний составила 2750 кг/м^3 , плотность минерального вещества 3000 кг/м^3 ; плотность породы в массиве 2600 кг/м^3 .

3. Определить коэффициент разрыхления породы, если общий объем выработки за взрыв увеличился на 18 м^3 , порода была выдана в 16 вагонетках объемом 2 м^3 . Коэффициент наполнения вагонетки принять равным 0,9.

4. Определить плотность породы в разрыхленном состоянии (насыпную плотность), если плотность породы в образце составляет 2700 кг/м^3 ; порода выдавалась в вагонетках объемом 4 м^3 . Всего было выдано 10 вагонеток после подвигания забоя площадью поперечного сечения 8 м^2 на $1,9 \text{ м}$. Коэффициент наполнения вагонеток составил 0,95.

5. Рассчитать плотность породы, если по данным лабораторных испытаний плотность минерального вещества 2900 кг/м^3 , общая пористость — $8,93 \%$.

6. Определить необходимое число вагонеток и массу породы в вагонетке, если порода будет выдаваться в вагонетках объемом $2,2 \text{ м}^3$; объем породы (в массиве) 18 м^3 ; коэффициент разрыхления 1,68; плотность породы в массиве составляет 2750 кг/м^3 ; коэффициент наполнения вагонетки 0,9.

7. Рассчитать предел прочности массива пород на одноосное сжатие, если средняя прочность образца составляет 15 МПа ; массив разбит трещинами, среднее расстояние между которыми составляет $0,15 \text{ м}$; высота обнажения незакрепленной выработки 3 м ; коэффициент длительной прочности 0,7.

8. Рассчитать пределы прочности породного массива на сжатие и растяжение в выработке, имеющей пролет по кровле 3 м , высоту стенки $3,5 \text{ м}$; средний размер структурного блока $0,3 \text{ м}$, коэффициент крепости породы по шкале проф. М. М. Протодыяконова $f = 14$; коэффициент длительной прочности 0,79.

9. Рассчитать коэффициенты внутреннего трения и углы трения при двухосном напряженном состоянии, считая действующие напряжения в породах предельными: $\sigma_1 = 20 \text{ МПа}$ и $\sigma_2 = 1,5 \text{ МПа}$; $\sigma_1 = 25 \text{ МПа}$ и $\sigma_2 = -2,5 \text{ МПа}$ (растягивающее).

10. Определить градиент изменения напряжения на базе $l = 20 \text{ мм}$, если абсолютная деформация составила $5 \cdot 10^{-10} \text{ м}$, а модуль упругости составляет $5 \cdot 10^{10} \text{ Па}$.

11. Определить модуль упругости образца горной породы длиной 15 см , если время прохождения по нему звука составляет $3 \cdot 10^{-5} \text{ с}$; плотность породы 3 г/см^3 .

12. Построить круг для предельных сжимающих главных напряжений $\sigma_1 = 25 \text{ МПа}$ и $\sigma_2 = 1,5 \text{ МПа}$ и определить значение нормальных и касательных напряжений на площадках, расположенных под углами $\alpha = 30^\circ$, 45° и 60° к напряжению σ_1 ; рассчитать также угол внутреннего трения для $\alpha = 45^\circ$. Результаты проверить по формулам.

13. Построить круг напряжений для предельных главных напряжений $\sigma_1 = 20 \text{ МПа}$ и $\sigma_2 = -1,2 \text{ МПа}$ (растягивающее) и определить значение нормальных и касательных напряжений на пло-

щадках, расположенных под углами $\alpha = 30^\circ$, 45° и 60° к напряжению σ_1 ; рассчитать $\text{tg } \varphi$ и φ для $\alpha = 45^\circ$. Проверить найденные значения по формулам.

14. Построить паспорт прочности породы по данным стабиллометрических испытаний (приведены ниже) и оценить устойчивость породы путем построения кругов напряжений для значений $\sigma_1 = 36,5$ МПа и $\sigma_3 = 4$ МПа:

σ_1 , МПа	13,6	24,2	38,5	39,6	45,1	50,2
σ_3 , МПа	0	1,5	5,9	6,7	8,5	10,7

ГЛАВА 2

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ГОРНОЕ ДАВЛЕНИЕ

§ 1. ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Горное давление — силы, возникающие в массиве, окружающем горную выработку. В нетронутом массиве и вокруг выработок существует поле напряжений. Исходными для формирования поля напряжений являются силы тяжести (гравитационные силы), обусловленные плотностью горных пород. На гравитационное поле напряжений могут быть наложены напряжения, вызванные тектоническими силами, природа которых еще недостаточно изучена, а также температурные напряжения. В этом случае при оценке напряжений на контуре выработки должны быть учтены и напряжения от тектонических сил.

Горное давление проявляется в виде давлений на крепь со стороны пород, потерявших сплошность (силы сцепления между структурными блоками). При отсутствии крепи наличие горного давления визуально определяется отслоениями или вывалами пород со стороны кровли выработки, а также осыпанием боков. Если действующие на контуре выработки напряжения не превышают прочности породного массива, то проявлений горного давления может и не быть, хотя напряженное состояние пород может быть значительным.

Массив горных пород в связи с наличием трещиноватости рассматривается как состоящий из отдельных структурных блоков, имеющих или не имеющих сцепления между ними. При оценке прочности и устойчивости массива принимается во внимание средний и минимальный размеры структурного блока.

Наличие трещиноватости (блочности) массива до потери им устойчивости не оказывает существенного влияния на характер распределения полей напряжений, если отсутствуют крупные тектонические трещины или карстовые полости и действующие в массиве напряжения не превышают предела упругости или пропорциональности для соответствующего деформационного типа породы, а рассматриваемая область массива превышает размер единичного

структурного блока. В этом случае оценка напряженного состояния массива может быть сделана как для массива однородного (квазиоднородного) и упругого. При отсутствии тектонических сил напряженное состояние упругого однородного массива считается известным, если известны величина и направление главных напряжений, вызванных гравитационными силами.

В однородном упругом массиве, не имеющем пустот, тектонических трещин или выработок, максимальная величина главных напряжений, действующих в вертикальном направлении на горизонтальную площадку, оценивается величиной (рис. 10)

$$\sigma_z = \gamma H, \quad (2.1)$$

где γ — средняя плотность массива горных пород; H — рассматриваемая глубина от поверхности. Для районов, подверженных движению земной коры, и в зонах тектонических нарушений при отсутствии экспериментальных данных вместо H принимается расчетная глубина $H_p = 1,5 H$ (по СНиП II-94—80).

Напряжения, действующие в горизонтальном направлении на вертикальные площадки, являются производными от σ_z и определяются упругими деформационными свойствами пород на рассматриваемой глубине:

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda_1 \sigma_z, \quad (2.2)$$

где $\lambda_1 = \mu / (1 - \mu)$ — коэффициент бокового распора; μ — коэффициент Пуассона. Напряжения σ_x и σ_y всегда ортогональны к напряжениям σ_z .

Массив горных пород, лишенный сил сцепления между отдельными структурными блоками, рассматривают как сыпучий, если рассматриваемая область массива превышает в 3—4 раза максимальный размер структурного блока (по условию истечения сыпучего из отверстий). К такому массиву и такой рассматриваемой области применимы законы механики сыпучей среды.

Напряженное состояние массива как сыпучей среды определяется по формулам:

$$\sigma_z = \gamma H; \quad \sigma_x = \sigma_y = \lambda_2 \sigma_z, \quad (2.3)$$

где $\lambda_2 = \text{tg}^2(45^\circ - \varphi/2)$ — коэффициент горизонтального распора для сыпучей среды; φ — угол внутреннего трения сыпучего массива.

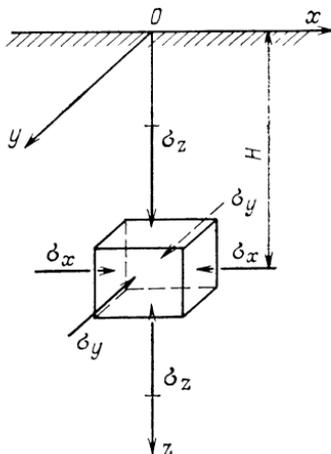


Рис. 10. Схема к определению напряженного состояния массива горных пород

Пример 19. Определить величину главных напряжений, считая массив упругой средой, на расчетной глубине 1000 м, если средняя плотность пород 2700 кг/м^3 , а коэффициент Пуассона — 0,25.

Решение. Для упругого массива главные напряжения находим по формулам (2.1) и (2.2):

$$\sigma_z = \gamma H = 2700 \cdot 1000 = 2,7 \cdot 10^6 \text{ кгс/м}^2 = 27 \cdot 10^6 \text{ Па} = 27 \text{ МПа};$$

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z \mu / (1 - \mu) = (0,25 \cdot 27) / (1 - 0,25) = 9 \text{ МПа}.$$

Пример 20. Определить величину главных напряжений, считая массив сыпучей средой, на расчетной глубине 1000 м, если средняя плотность пород 2700 кг/м^3 , угол внутреннего трения 42° .

Решение. Для сыпучего массива главные напряжения находим по формулам (2.3):

$$\sigma_z = \gamma H = 2700 \cdot 1000 = 2,7 \cdot 10^6 \text{ кгс/м}^2 = 27 \cdot 10^6 \text{ Па} = 27 \text{ МПа};$$

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda_2 \sigma_z = \sigma_z \text{tg}^2(45^\circ - \varphi/2) = 27 \text{tg}^2(45^\circ - 42^\circ/2) = 5,35 \text{ МПа}.$$

Сравнивая примеры 19 и 20, видим, что горизонтальные напряжения в упругом массиве на одной и той же глубине разные и зависят от свойств среды.

Пример 21. Оценить возможность рассматривать массив как упругую или сыпучую среду на глубине 1200 м, если средняя плотность налегающих пород 2600 кг/м^3 , коэффициент крепости $f = 15$, коэффициент структурного ослабления $K_c = 0,25$, коэффициент длительной прочности $\xi = 0,7$, коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$.

Решение. 1. Независимо от состояния массива вертикальные напряжения

$$\sigma_z = \gamma H = 2600 \cdot 1200 = 312 \cdot 10^4 \text{ кгс/м}^2 = 31,2 \text{ МПа}.$$

2. Определим предел прочности массива на одноосное сжатие через предел прочности образца по формулам (1.7) и (1.5):

$$\sigma_{сж} = 10^7 f = 10^7 \cdot 15 \text{ Па} = 150 \text{ МПа};$$

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 150 \cdot 0,25 \cdot 0,7 = 26,25 \text{ МПа}.$$

3. Сравнивая действующие напряжения с прочностью, видим, что $\sigma_z > R_{сж}$, следовательно, при обнажении возможно разрушение массива на отдельные структурные блоки. В этом случае массив можно рассматривать как сыпучий.

4. Принимая массив сыпучим, а действующие в массиве напряжения предельными, определим возможный угол внутреннего трения по формуле (1.11) (см. главу 1).

Примем, что предел прочности массива на растяжение составляет $R_p = 0,1 R_{сж} = 2,6 \text{ МПа}$, тогда

$$\text{tg} \varphi = (R_{сж} - R_p) / (R_{сж} + R_p) = (26,25 - 2,6) / (26,25 + 2,6) = 0,819;$$

$$\varphi = 39^\circ.$$

5. Определим возможные горизонтальные напряжения, считая массив сыпучим, при $\varphi = 39^\circ$

$$\sigma_x = \sigma_y = \sigma_z \text{tg}^2(45^\circ - \varphi/2) = 31,2 \text{tg}^2(45^\circ - 39^\circ/2) = 7 \text{ МПа}.$$

Пример 22. Определить размеры области массива, при которых массив можно рассматривать как сыпучую среду, если принять, что максимальный размер структурного блока $b = 0,4$ м. Определить также коэффициент структурного ослабления при размерах обнажения $4,5 \times 1,6$ м.

Решение. 1. Принимая, что истечение сыпучего без зависаний происходит при условии, когда минимальный размер отверстия составляет более 3—4 максимальных размеров куска, получаем:

$$B = 4d = 4b = 4 \cdot 0,4 = 1,6 \text{ м.}$$

Следовательно, минимальная ширина и длина области $1,6 \text{ м} \times 1,6 \text{ м}$.

2. Определим коэффициенты структурного ослабления для размеров $4,5 \times 1,6$ м по рис. 1 (см. главу I), для этого первоначально определим интенсивность трещиноватости (блочности) и при $B/b = 1,6/0,4 = 4$, $K_c = 0,6$; а если $B_1/b = 4,4/0,4 = 11$, тогда $K_c = 0,25$.

Следовательно, с увеличением рассматриваемой области при одинаковых размерах структурного блока K_c уменьшается.

Пример 23. Определить, на какой глубине от поверхности массив горных пород нельзя рассматривать как упругий, если $f = 15$; $K_c = 0,25$; $\xi = 0,7$; $\gamma = 2600 \text{ кг/м}^3$.

Решение. Массив при вертикальном обнажении нельзя считать упругим, если прочность слагающих его пород при длительном стоянии меньше, чем действующие напряжения, т. е.

$$R_{сж} \leq \sigma_z, \quad \sigma_{сж} K_c \xi \leq \gamma H;$$

$$H \geq \sigma_{сж} K_c \xi / \gamma = 15 \cdot 10^6 \cdot 0,27 \cdot 0,7 / 2600 = 1109 \text{ м.}$$

§ 2. ОЦЕНКА НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА КОНТУРЕ И РАСЧЕТ УСТОЙЧИВОСТИ НЕЗАКРЕПЛЕННОЙ ВЫРАБОТКИ

Оценка устойчивости контура выполняется обычно для одноосного напряженного состояния, поскольку для большинства скальных пород отсутствуют экспериментальные данные для сложного напряженного состояния. Такой подход можно считать правомочным, так как в качестве критерия оценки устойчивости применяется запас прочности (устойчивости пород), в котором прочность массива и напряжения принимаются для одноосного напряженного состояния (см. § 3 настоящей главы).

Вблизи пустот, трещин и выработок действующее в массиве горных пород поле напряжений искажается — изменяется величина и направление главных напряжений, однако ортогональность между ними сохраняется. Возникают зоны повышенных и пониженных напряжений; могут появиться растягивающие напряжения. Величина напряжений в значительной мере зависит от конфигурации выработки и расположения ее в массиве.

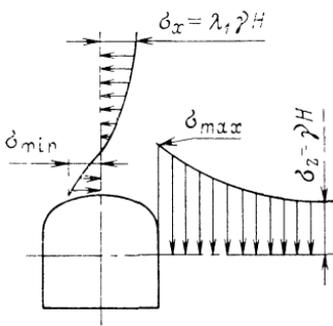


Рис. 11. Характер напряженного состояния пород на контуре горизонтальной выработки

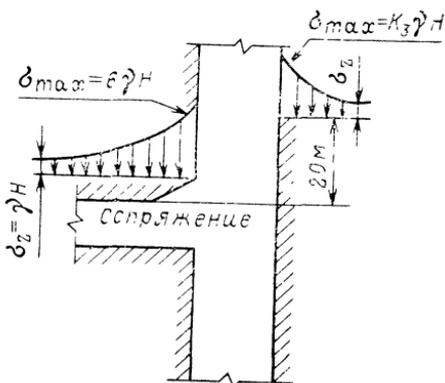


Рис. 12. Эпюры сжимающих напряжений на стенках ствола и на сопряжении

На контуре *горизонтальной и наклонной выработок* в массиве упругих пород напряженное состояние вне зоны влияния очистных работ, крупных пустот и тектонических трещин оценивается величиной максимальных сжимающих (для боков) и минимальных растягивающих напряжений в кровле (рис. 11):

для боков

$$\sigma_{max} = K_1 \gamma H; \quad (2.4)$$

для кровли

$$\sigma_{min} = K_2 \lambda_1 \gamma H, \quad (2.5)$$

где K_1 и K_2 — коэффициенты концентрации сжимающих и растягивающих напряжений. Остальные обозначения прежние. Коэффициент концентрации K_2 принимается в долях от σ_x .

Величины K_1 и K_2 приведены в табл. 3. Таблица составлена по данным моделирования на кафедре горного дела МГРИ. Коэффициенты концентрации растягивающих напряжений зависят от конфигурации свода, а сжимающих — округлены до значения $K_1 = 2$.

В *вертикальных выработках* максимальные вертикальные напряжения на стенке (рис. 12)

$$\sigma_{max} = K_3 \gamma H, \quad (2.6)$$

где K_3 — коэффициент концентрации сжимающих напряжений принимается равным 3 на протяженных участках выработки и равным 6 на сопряжениях с горизонтальными выработками.

Минимальные сжимающие напряжения в горизонтальной плоскости для выработок круглой формы поперечного сечения

$$\sigma_{min} = K_4 \lambda_1 \gamma H, \quad (2.7)$$

где K_4 — коэффициент концентрации напряжений, равный 2.

Таблица 3

Форма выработки	Параметры свода (в долях от ширины выработки)			Коэффициенты концентрации напряжений		Размеры зоны растягивающих напряжений		Примечание
	радиус осевой дуги R	радиус боковой дуги r	высота свода h_0	сжимающих в боках K_1 (в долях от $\lambda_1 H$)	растягивающих в крошле K_2 (в долях от $\lambda_2 H$)	ширина по крошле (в долях ширины выработки)	высота (в долях высоты свода) h_0	
Прямоугольно-сводчатая	0,905	0,173	1/4	2	0,4	0,35	0,3	Для пород с $f > 12$ Для пород с $f < 12$
	0,692	0,262	1/3	2	0,3	0,30	0,1	
	0,5	—	1/2	2	0,25	0,28	0,08	
Параболическая с прямыми стенками	—	—	—	2	0,23	0,25	0,07	Уравнение очертания свода $y = x^2/0,5 B \operatorname{tg} \varphi$; для пород с $\varphi = 39^\circ$
	—	—	—	2	1,0	0,9	0,15	
Трапецевидная	—	—	—	—	—	—	—	Отношение оснований к высоте (при $\alpha = 80^\circ$) 1 : 1,45 : 1,6

В вертикальных выработках прямоугольного сечения могут возникнуть на контуре растягивающие напряжения величиной

$$\sigma_{\min} = K_5 \lambda_1 \gamma H, \quad (2.8)$$

где K_5 — коэффициент концентрации растягивающих напряжений (в долях от сжимающих $\lambda_1 \gamma H$), равный 1.

Контур выработки можно считать устойчивым, если действующие на контуре напряжения не превышают прочности массива на сжатие $R_{сж}$ и растяжение R_p , т. е. должны соблюдаться условия:

$$n_6 = R_{сж}/\sigma_{\max} > 1; \quad n_k = R_p/\sigma_{\min} > 1, \quad (2.9)$$

где n_k, n_6 — запасы прочности (устойчивости).

Для перехода от предельных или нормативных свойств к расчетным пользуются понятием коэффициента безопасности (применительно к прочностным свойствам горных пород этот термин и равный ему термин «коэффициент запаса прочности» отсутствуют). Коэффициент безопасности показывает, во сколько раз прочность, принимаемая в расчетах по предельным состояниям (расчетная прочность), меньше нормативной. В свою очередь, нормативная прочность определяется в долях от предельной, полученной при стандартных испытаниях образцов с учетом коэффициента вариации прочности.

По СНиП II-21—75, например, нормативная кубиковая прочность R^H бетона составляет $R^H = R_{сж} (1 - 1,64 v)$, где $R_{сж}$ — прочность на осевое сжатие; v — коэффициент вариации. Для тяжелого (монолитного) бетона $R^H \approx 0,7 R_{сж}$. Расчетное сопротивление этого бетона $R_p = R^H/K$, где K — коэффициент безопасности по бетону [32], равный 1,5.

Таким образом, общий коэффициент запаса прочности бетона $n_1 = R_{сж}/R_p = 1,5/0,7 = 2$, т. е. расчетное сопротивление в 2 раза меньше кубиковой прочности. В дальнейшем для сокращения записи коэффициент запаса прочности называется *запасом прочности*.

Поскольку данные по запасу прочности массива горных пород отсутствуют, примем его как строительную бетонную конструкцию, работающую на сжатие с учетом дефектов структуры и действующих напряжений на контуре выработки.

Определим запас прочности массива, при котором не потребуются несущая крепь.

Примем запас прочности массива по аналогии с бетонной конструкцией $n_1 = 2$, коэффициент условий работы массива (бетона в подземных условиях) $m = 0,7$, коэффициент перегрузки от горного давления $n_n = 1,2 \div 1,5$.

Условие устойчивости конструкции для горизонтальной выработки будет $R_{сж} m > \sigma_{\max} n_1 n_n$, т. е. $R_{сж} 0,7 > \sigma_{\max} 2 \cdot 1,5$, $R_{сж}/\sigma_{\max} \geq 4$.

Таким образом, для выработки, где можно не ставить несущую крепь, запас прочности массива, работающего на сжатие, должен быть $n \geq 4$.

Принимая рекомендации СНиПа и рассуждая аналогично, приходим к выводу, что для массива, работающего на растяжение, запас прочности $R_p/\sigma_{\min} - n \geq 4$.

Подставив значения $R_{сж}$, R_p , σ_{\max} и σ_{\min} [см. формулы (1.5, 1.6, 2.4, 2.5)], будем иметь значения запасов прочности массива, когда крепь не нужна:

$$n_6 = \frac{R_{сж}}{\sigma_{\max}} = \frac{\sigma_{сж} K_c \xi}{K_1 \gamma H} \geq 4; \quad n_k = \frac{R_p}{\sigma_{\min}} = \frac{\sigma_p K_c \xi}{K_2 \lambda_1 \gamma H} \geq 4. \quad (2.9)$$

Если породы склонны к выветриванию или имеется интенсивная трещиноватость, то потребуется набрызгбетонная крепь толщиной 2,5—3 см для предотвращения выпадения отдельных кусков по трещинам.

Пример 24. Оценить устойчивость выработки прямоугольно-сводчатой формы, имеющей коробовый (трехцентровой) свод и вертикальные стенки, при следующих исходных данных: $f = 10$; $H = 600$ м; $\gamma = 3000$ кг/м³; $\lambda_1 = 0,25$; $K_c = 0,2$; $\xi = 0,8$. Принять решение о необходимости возведения крепи.

Решение. 1. Для выработки с коробовым сводом прямоугольно-сводчатой формы при $f \leq 12$ по табл. 3 находим коэффициенты концентрации напряжений $K_1 = 2$; $K_2 = 0,3$.

2. Определяем величину сжимающих (в боках) и растягивающих (в кровле) напряжений по формулам (2.4) и (2.5):

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 3000 \cdot 600 = 36 \cdot 10^6 \text{ кгс/м}^2 = 36 \cdot 10^6 \text{ Па};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 0,3 \cdot 0,25 \cdot 3000 \cdot 600 = 1,35 \cdot 10^6 \text{ кгс/м}^2 = 1,35 \cdot 10^6 \text{ Па}.$$

3. Определяем пределы прочности породного массива на сжатие и растяжение, принимая $\sigma_{сж} = 10^7 f$, $\sigma_p = 10^6 f$;

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 10^7 \cdot 10 \cdot 0,2 \cdot 0,8 = 1,6 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$R_p = \sigma_p K_c \xi = 1,6 \cdot 10^6 \text{ Па}.$$

4. Определяем запасы прочности пород в боках и в кровле по формулам (2.9):

$$n_6 = R_{сж}/\sigma_{\max} = 1,6 \cdot 10^7 / 36 \cdot 10^7 = 0,44 < 4;$$

$$n_k = R_p/\sigma_{\min} = 1,6 \cdot 10^6 / 1,35 \cdot 10^6 = 1,184 < 4.$$

Бока неустойчивы, кровля относительно устойчива, но требуется крепь.

§ 3. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД И ВЫБОР КРЕПИ

По СНиП II-94—80 оценку устойчивости пород и выбор крепи для горизонтальных и наклонных выработок допускается производить по величине безразмерного показателя, принятого ведомственными нормативными документами [31].

Для глубоких шахт Донбасса с целью выбора крепи рекомендуется пользоваться показателем устойчивости [8] (табл. 4):

Т а б л и ц а 4

Значение P_y	Расположение выработок относительно напластования пород	Рекомендуемая крепь
Не более 0,1	Вкrest простирання (и в однородных без напластования)	Без крепи или набрызгбетонная толщиной 3 см
0,10—0,24	То же	Набрызгбетонная толщиной 3—5 см
Более 0,24	»	Комбинированная из анкеров и набрызгбетона
Не более 0,1	По простиранню напластования	Без крепи или набрызгбетонная толщиной до 3 см
0,10—0,24	То же	Комбинированная, расстояние между анкерами 0,7—1,1 м, толщина набрызгбетонного покрытия 3—5 см
Более 0,24	»	Металлическая арочная податливая. Параметры определяются расчетом

$$P_y = 10\gamma H / \sigma_{сж}. \quad (2.10)$$

При выборе типа крепи следует отдавать предпочтение более экономичным облегченным видам: набрызгбетонной, анкерной или их совместному применению. Крепь не требуется, если $P_y \leq 0,05$.

Близкий параметр устойчивости принят для выбора крепи в Типовых паспортах крепления горных выработок для рудников цветной металлургии (табл. 5):

Т а б л и ц а 5

Значение $P = 10\gamma H / \sigma_d$	Рекомендуемая крепь
Не более 0,1	Без крепи, когда породы устойчивы, или набрызгбетонная толщиной 3—5 см, когда породы склонны к выветриванию
0,1—0,3	Анкерная или комбинированная
Более 0,3 до 0,45	Без обратного свода: монолитная бетонная, деревянная, металлическая податливая. Возможна комбинированная: анкерная в сочетании с монолитной бетонной или металлической

$$P_y = 10\gamma H / (\sigma_{сж} \xi) = 10\gamma H / \sigma_d, \quad (2.11)$$

где σ_d — длительная прочность на сжатие.

Поскольку для скальных пород $f > 6 \div 8$ и коэффициент $\xi = 0,8 \div 0,9$, можно считать обе таблицы равнозначными по параметру устойчивости.

Параметр $P = \gamma H / \sigma_d$ является предварительным; на каждом руднике значение параметра должно быть уточнено [37]. Крепь не требуется, если $P \leq 0,05$.

Пример 25. Выбрать возможный вид крепи, используя параметры устойчивости, при следующих условиях: расчетная глубина заложения выработки $H = 600$ м; плотность пород $\gamma = 3000$ кг/м³; $f = 10$; коэффициент длительной прочности $\xi = 0,8$.

Решение. 1. Определяем параметры устойчивости для рудников Минцветмета и Донбасса [формулы (2.10) и (2.11)]:

$$P_y = \gamma H / \sigma_{сж} = 10\gamma H / (10^7 f) = 10 \cdot 3000 \cdot 600 / (10^7 \cdot 10) = 0,18;$$

$$P_y = \gamma H / \sigma_d = 10\gamma H / (10^7 f \xi) = 10 \cdot 3000 \cdot 600 / (10^7 \cdot 10 \cdot 0,8) = 0,23$$

(цифра 10 в числителе необходима для решения примера в системе СИ).

2. В табл. 4 рекомендована набрызгбетонная крепь толщиной 3—5 см, а в табл. 5 — анкерная или комбинированная крепь (анкерная с набрызгбетоном).

Окончательно вопрос выбора крепи может быть решен после расчета горного давления. На выбор типа крепи в значительной мере влияют интенсивность трещиноватости и запас прочности массива.

Пример 26. Сравнить значения запаса прочности и параметра устойчивости P_y для горизонтальной выработки, бока которой устойчивы. Выработка пройдена в скальных породах с хрупким характером разрушения; коэффициент длительной прочности $\xi = 0,9$; коэффициент структурного ослабления принять равным $K_c = 0,2$; коэффициент концентрации сжимающих напряжений в боках $K_1 = 2$.

Решение. 1. Запас прочности в боках выработки при устойчивом контуре определяется по формуле (2.9)

$$n_6 = R_{сж} / \sigma_{\max} = \sigma_{сж} K_c \xi / (K_1 \gamma H) \geq 4;$$

подставим значения коэффициентов

$$n_6 = \sigma_{сж} 0,2 \cdot 0,9 / (2\gamma H) \geq 4; \quad 0,18\sigma_{сж} \geq 8\gamma H.$$

2. По найденному неравенству определим параметр устойчивости

$$P_y = \gamma H / \sigma_{сж} \leq 0,18/8 \leq 0,0225; \quad P_y \leq 0,0225 < 0,05,$$

следовательно, выработка будет устойчивой, и крепь не потребуется (см. табл. 4).

Таким образом, запас прочности в такой же мере, как и параметр устойчивости, отражает устойчивость контура. Однако параметр устойчивости не отражает структурные особенности массива и менее пригоден для выбора крепи. Поясним ниже расчетом.

3. Определим средний размер структурного блока при высоте выработки $h_1 = B = 3$ м. Для $K_c = 0,2$ отношение $B/d \geq 14$ (см. рис. 1), тогда

$$b \leq B/12 \leq 3/12 \leq 0,21 \text{ м.}$$

При $b \leq 0,21$ возможно выпадение отдельных кусков, если породы склонны к выветриванию. Поэтому, несмотря на то что

контур устойчив, выработка должна покрываться набрызгбетоном небольшой толщины.

Пример 27. Сравнить значение запаса прочности и параметра устойчивости для горизонтальной выработки, кровля которой устойчива. Для расчетов принять условия предыдущего примера (см. пример 26) и дополнительные условия: $K_2 = 0,3$; $\lambda_1 = 0,3$.

Решение. 1. Запас прочности для кровли определяется по формуле (2.9)

$$n_k = \sigma_p K_c \xi / (K_2 \lambda_1 \gamma H) \geq 4;$$

подставим значения коэффициентов и примем $\sigma_p = 0,1 \sigma_{сж}$:

$$n_k = 0,1 \sigma_{сж} 0,2 \cdot 0,9 / (0,3 \cdot 0,3 \gamma H) \geq 4; \quad 0,018 \sigma_{сж} \geq 0,36 \gamma H.$$

2. По найденному неравенству найдем параметр устойчивости

$$P_y = \gamma H / \sigma_{сж} \leq 0,018 / 0,36 \leq 0,05 < 0,1;$$

кровлю можно считать устойчивой и крепь не потребуется (см. табл. 4), если породы не склонны к выветриванию.

Пример 28. Оценить устойчивость горизонтальной выработки и рекомендовать возможные виды крепи, если расчетная глубина заложения $H = 600$ м. Породы однородные, трещиноватые, $f = 15$. коэффициент структурного ослабления $K_c = 0,4$. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму; высота вертикальной стенки $h = 2,5$ м; ширина выработки по кровле $B = 3$ м; плотность пород 2800 кг/м³; коэффициенты: $\xi = 0,8$ и $\lambda_1 = 0,3$.

Решение. 1. Рассчитаем показатели физико-механических свойств по формулам (1.7), (1.2), (1.5), (1.6):

$$\sigma_{сж} = 10^7 f = 15 \cdot 10^7 \text{ Па}; \quad \sigma_p = 0,1 \sigma_{сж} = 1,5 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 15 \cdot 10^7 \cdot 0,4 \cdot 0,8 = 4,8 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$R_p = 4,8 \cdot 10^6 \text{ Па}.$$

2. По табл. 3 находим значение коэффициентов концентрации напряжений для выработки с высотой свода $1/4 B$ $K_1 = 2$, $K_2 = 0,4$ (при $f > 12$) и рассчитываем напряжения на контуре:

$$\text{сжимающие} \quad \sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2800 \cdot 600 \cdot 10^{-6} = 3,36 \cdot 10^7 \text{ Па} = 33,6 \text{ МПа};$$

$$\text{растягивающие} \quad \sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 0,4 \cdot 0,3 \cdot 2800 \cdot 600 \cdot 10^{-6} = 2 \cdot 10^6 \text{ Па} = 2 \text{ МПа}.$$

3. Рассчитываем запасы прочности по формулам (2.9):

$$n_{сж} = R_{сж} / \sigma_{\max} = 4,8 \cdot 10^7 / (3,36 \cdot 10^7) = 1,43 < 4;$$

$$n_k = R_p / \sigma_{\min} = 4,8 \cdot 10^6 / (2 \cdot 10^6) = 2,4 < 4.$$

Выработка имеет недостаточные запасы прочности, возможны отслоения пород или отдельные вывалы.

4. Рассчитываем параметр устойчивости

$$P_y = 10 \cdot \gamma H / \sigma_{сж} = 10 \cdot 2800 \cdot 600 / (15 \cdot 10^7) = 1,68 / 15 = 0,112 > 0,1.$$

* При числовом определении давления и нагрузок в системе единиц СИ в примерах здесь и далее введен множитель 10.

По табл. 4 рекомендуется набрызгбетонная крепь, если выработка пройдена вкрест простирания или по однородным породам. Если выработка проводится по простиранию напластования, то рекомендуется анкерная крепь с набрызгбетоном (расстояние между анкерами 0,7—1,1 м, толщина набрызгбетона 3—5 см).

5. В случае применения анкерной крепи найдем расстояние между анкерами l , исходя из условия невыпадения кусков (отсутствует натяжение анкеров): $l \leq 3b$ (где b — размер структурного блока).

Размер структурного блока определим по графику (см. рис. 1) при $K_c = 0,4$ $B/b = 8$ или $b = B/8 = 3/8 = 0,37$ м; тогда $l \leq 3 \cdot 0,37 = 1,1$ м.

Пример 29. Оценить устойчивость пород на контуре шахтного ствола круглой формы на протяженных участках и на сопряжениях с околоствольными дворами; определить предельные глубины, ниже которых породы переходят в неустойчивое состояние при следующих исходных данных. Первый горизонт расположен на глубине 600 м от поверхности, а второй — 700 м. Средняя плотность пород $\gamma = 2800$ кг/м³. Первое сопряжение заложено в породах, имеющих $f = 10$, $K_c = 0,3$, $\xi = 0,75$, а второе — в породах с $f = 12$, $K_c = 0,25$, $\xi = 0,8$.

Решение. 1. Рассчитываем пределы прочности массива на сжатие по формулам (1.7) и (1.5), (1.6):

$$\sigma_{сж1} = 10^7 f = 10^7 \cdot 10 = 10^8 \text{ Па};$$

$$\sigma_{сж2} = 10^7 f = 10^7 \cdot 12 = 1,2 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$R_{сж1} = \sigma_{сж1} K_c \xi = 10^8 \cdot 0,3 \cdot 0,75 = 2,25 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$R_{сж2} = \sigma_{сж2} K_c \xi = 1,2 \cdot 10^8 \cdot 0,25 \cdot 0,8 = 2,4 \cdot 10^7 \text{ Па}.$$

2. Рассчитываем сжимающие напряжения на глубинах, расположенных до 20 м от сопряжения и на сопряжениях, т. е. $H_1 = 580$ м и $H_2 = 680$ м, по формуле (2.6):
на протяженных участках

$$\sigma_{\max} = K_3 \gamma H_1 = 3 \cdot 580 \cdot 2800 \cdot 10 = 4,87 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

$$\sigma_{\max} = K_3 \gamma H_2 = 3 \cdot 680 \cdot 2800 \cdot 10 = 5,71 \cdot 10^7 \text{ Па};$$

на сопряжениях

$$\sigma_{\max1} = K_3 \gamma H_1 = 6 \cdot 600 \cdot 2800 \cdot 10 = 1 \cdot 10^8 \text{ Па};$$

$$\sigma_{\max2} = K_3 \gamma H_2 = 6 \cdot 700 \cdot 2800 \cdot 10 = 1,17 \cdot 10^8 \text{ Па}.$$

3. Оценим запасы прочности на протяженных участках и сопряжениях:
на протяженных участках

$$n_1 = R_{сж1} / \sigma_{\max1} = 2,25 \cdot 10^7 / (4,87 \cdot 10^7) = 0,46 < 4;$$

$$n_2 = R_{сж2} / \sigma_{\max2} = 2,4 \cdot 10^7 / (5,71 \cdot 10^7) = 0,42 < 4;$$

на сопряжениях

$$n_1 = R_{сж1} / \sigma_{\max 1} = 2,25 \cdot 10^7 / (1 \cdot 10^8) = 0,225 < 4,$$

$$n_2 = R_{сж2} / \sigma_{\max 2} = 2,4 \cdot 10^7 / (1,17 \cdot 10^8) = 0,2 < 4.$$

Контур ствола неустойчив как на протяженных участках, так и на сопряжениях.

4. Проверим устойчивость стенок по предельной глубине для протяженных участков ствола:

$$H_{пр1} = R_{сж1} / (10K_3\gamma) = 2,25 \cdot 10^7 \cdot (10 \cdot 3 \cdot 2800) = 267 \text{ м};$$

$$H_{пр2} = R_{сж2} / (10K_3\gamma) = 2,4 \cdot 10^7 \cdot (10 \cdot 3 \cdot 2800) = 285 \text{ м}.$$

Таким образом, начиная с 267 м породы с $f = 10$ неустойчивы.

§ 4. РАСЧЕТ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

При выборе расчетной схемы величины горного давления учитывают три возможных режима взаимодействия крепи и породного массива [2]: режим заданной нагрузки (величина нагрузки не зависит от деформационных характеристик массива и характеристик несущей способности крепи); режим совместного деформирования массива и крепи; режим заданных деформаций (величина нагрузки определяется деформациями массива и не зависит от характеристики крепи, см. Расчетный метод в СНиП II-94—80).

Здесь рассмотрены расчетные методы горного давления, которые базируются на теории сводообразования и учитывают только активную нагрузку, действующую на крепь. Крепь в этом случае не препятствует сводообразованию. Не учитывается также реактивное давление породного массива на внешнюю поверхность крепи или упругий отпор крепи.

Нагрузка (горное давление) на крепь, если она определяется по теоретическим или эмпирическим формулам, принимается в качестве нормативной. В этом случае расчетная нагрузка определяется путем умножения нормативной на коэффициент перегрузки:

$$Q_p = Q n_p, \quad (2.12)$$

где Q — нормативная нагрузка; n_p — коэффициент перегрузки от горного давления; принимается для камер и других выработок околоствольного двора — 1,5, для остальных выработок — 1,2.

Для выбора метода расчета по заданной нагрузке предложена следующая градация устойчивости пород по запасу прочности пород на контуре выработки: кровля и бока устойчивы ($n \geq 4$); кровля и бока относительно устойчивы ($1 < n < 4$); кровля и бока неустойчивы ($n \leq 1$).

На основе запаса прочности предложена классификация режимов заданной нагрузки для выбора расчетной схемы горного давления в скальных породах, которые не испытывают перед разрушением заметных пластических деформаций (табл. 6). Классификация не-

Таблица 6

№ схемы	Значение запаса прочности кровли и боков	Режим заданной нагрузки на крепь и расчетная схема
0	$n_k \geq 4$ $n_b \geq 4$	Нагрузка на крепь отсутствует и выработка может быть пройдена без крепи. В местах геологических нарушений и в зонах сильной трещиноватости, а также для пород, склонных к выветриванию, необходимо торкретирование выработки или покрытие ее набрызгбетоном на песчаном заполнителе толщиной до 3 см
1	$n_k \leq 1$ $n_b \geq 4$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли от веса пород внутри свода естественного равновесия (обрушения). Бока устойчивы. Применяется расчетный метод М. М. Протодьяконова (рис. 13)
2	$n_k \leq 1$ $n_b \leq 1$	Крепь несет полную нагрузку со стороны кровли и боков; образуется новый контур выработки: в кровле — свод, в боках — призмы сползания. Применяется расчетный метод П. М. Цимбаревича (рис. 14)
3	$1 < n_k < 4$ $1 < n_b < 4$	Крепь не несет постоянной нагрузки, так как кровля и бока относительно устойчивы, но возможны локальные вывалы. Нагрузка определяется по формулам нагрузки от локального вывала или расчетные нагрузки определяются путем деления нормативных нагрузок, полученных по расчетному методу № 2, на коэффициенты запасов прочности
4	$n_k \geq 4$ $n_b \leq 1$	Крепь испытывает полную нагрузку только со стороны боков (кровля устойчива). Нагрузка со стороны боков определяется как боковое давление на подпорную стенку по методам механики сыпучей среды

применима к слабым неустойчивым породам, которые задолго до разрушения склонны к пластическому течению при коэффициенте длительной прочности $\xi \leq 0,5$ (мергель, сланцы, песчано-глинистые породы, соли, глины и др.). В этих породах нагрузка на крепь должна определяться по СНиП II-94—80 [31].

Классификация режимов заданной нагрузки не включает все возможные сочетания показателей (запасов) прочности пород, однако позволяет оценить возможную ситуацию и выбрать расчетную схему применительно к конкретному случаю.

Например, если кровля относительно устойчива ($1 < n_k < 4$), а бока неустойчивы ($n_b \leq 1$), то может применяться расчетная схема № 2. В этом случае нормативную нагрузку (при $1 < n_k < 4$) определяют путем деления нормативной нагрузки при $n_k \leq 1$ на действующий коэффициент запаса прочности n_k , а со стороны боков будет полная нагрузка.

При неустойчивой кровле ($n_k \leq 1$) и относительно устойчивых боках ($1 < n_b < 4$) применяют также расчетную схему № 2 и поступают аналогично вышеописанному. Такой подход к определению нагрузки правомерен, поскольку развитие дефектов в породном массиве, а также деформаций (равно и отслоений) увеличи-

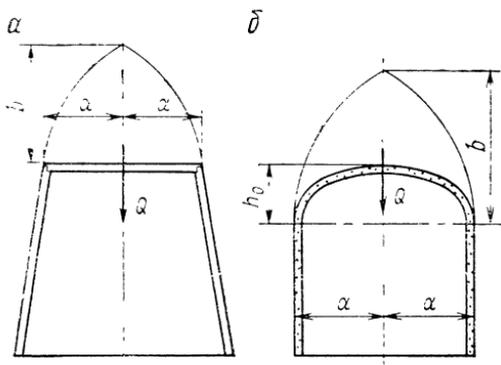
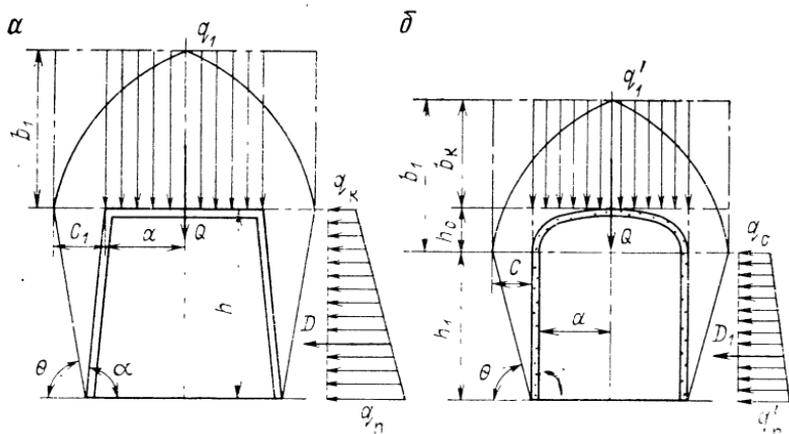


Рис. 13. Схема к расчету горного давления на крепь при неустойчивой кровле и устойчивых боках в выработках формы: а — трапециевидной; б — прямоугольно-сводчатой

Рис. 14. Схема к расчету горного давления на крепь при неустойчивых кровле и боках в выработке формы: а — трапециевидной; б — прямоугольно-сводчатой



ваются с ростом напряжений [42]. Если деформируемые породы не склонны к упрочнению, то деформации и степень нарушенности массива пропорциональны величине действующих в массиве напряжений.

Расчетные формулы для определения нормативного давления на крепь сведены в таблицы. В табл. 7 даны расчетные формулы для выработок, имеющих трапециевидную и прямоугольно-сводчатые формы поперечного сечения, при неустойчивых породах кровли и устойчивых боках ($n_k \leq 1$; $n_b \geq 4$), а также при относительно устойчивой кровле и устойчивых боках ($1 < n_k < 4$; $n_b \leq 4$).

В табл. 8 даны расчетные формулы нормативного давления при неустойчивой кровле и боках ($n_k \leq 1$; $n_b \leq 1$), а также при относительно устойчивой кровле и неустойчивых боках ($1 < n_k < 4$; $n_b \leq 1$) в выработке трапециевидной формы. Для этих же условий устойчивости в табл. 9 приведены расчетные формулы горного давления для выработки прямоугольно-сводчатой формы.

Расчет давления при известной форме и размерах выработки производят в следующей последовательности:

Т а б л и ц а 7

Расчетные параметры	Форма сечения выработки и запасы прочности			
	$n_k \leq 1$	$n_\sigma \geq 4$	$1 < n_k < 4$	$n_\sigma \geq 4$
<i>Трапецевидная</i>				
Высота свода обрушения	$b = a/\operatorname{tg}\varphi$		$b' = a/(n_k \operatorname{tg}\varphi)$	
Интенсивность давления (максимального)	$q_H = b\gamma$		$q'_H = b'\gamma$	
Нагрузка на верхняк крепежной рамы	$Q = \frac{4a^2\gamma L}{3\operatorname{tg}\varphi}$		$Q' = \frac{4a^2\gamma L}{3n_k \operatorname{tg}\varphi}$	
<i>Прямоугольно-сводчатая</i>				
Высота свода обрушения	$b = (a/\operatorname{tg}\varphi) - h_0$		$b' = [a/(n_k \operatorname{tg}\varphi)] - h_0$	
Интенсивность нормативного давления	$q_H = b\gamma$		$q'_H = b'\gamma$	
Нормативная нагрузка (на раму)	$Q = \frac{4}{3}a \left(\frac{a}{\operatorname{tg}\varphi} - h_0 \right) \gamma L$		$Q' = \frac{4}{3}a \left(\frac{a}{n_k \operatorname{tg}\varphi} - h_0 \right) \gamma L$	

Примечание. a — полупролет выработки вчерне (проектный размер в проходке); $\operatorname{tg}\varphi$ — коэффициент внутреннего трения; h_0 — высота искусственного свода по проекту (см. табл. 3); n_k — запас прочности кровли; L — расстояние между рамами.

Т а б л и ц а 8

Расчетные параметры	Трапецевидная форма выработки и запасы прочности	
	$n_k \leq 1; n_\sigma \leq 1;$	$1 < n_k < 4; n_\sigma \leq 1$
Высота свода обрушения	$b_1 = \frac{a + h \operatorname{ctg}\alpha + h \operatorname{ctg} \times (45^\circ + \frac{\varphi}{2})}{\operatorname{tg}\varphi}$	$b_2 = b_1/n_k$
Интенсивность давления со стороны кровли	$q_1 = b_1\gamma$	$q_2 = b_2\gamma$
Нагрузка на верхняк рамы	$Q_1 = 2aq_1L$	$Q_2 = 2aq_2L$
Интенсивность бокового давления у кровли	$q_k = q_1\lambda_2$	$q'_k = b_2\lambda_2$
Интенсивность бокового давления у почвы	$q_n = (b_1 \div h) \gamma \lambda_2$	$q'_n = (b_2 \div h) \gamma \lambda_2$
Боковое давление	$D_1 = 0,5 (q_k \div q_n) h$	$D_1 = 0,5 (q'_k \div q'_n) h$

Примечание. a — полупролет выработки по кровле вчерне; L — угол наклона бока (стойки); φ — угол внутреннего трения пород; L — расстояние между рамами; $\lambda_2 = \operatorname{tg}^2(45^\circ - \varphi/2)$ — коэффициент бокового распора сыпучей среды; h — высота выработки вчерне.

Таблица 9

Расчетные параметры	Прямоугольно-сводчатая форма выработки и запасы прочности	
	$n_K \leq 1; n_G \leq 1$	$1 < n_K < 4; n_G \leq 1$
Высота свода обрушения	$b_K = \frac{a + h_1 \text{ctg} \theta}{\text{tg} \varphi} - h_0$	$b'_K = \frac{a + h_1 \text{ctg} \theta}{n_K \text{tg} \varphi} - h_0$
Высота свода равновесия	$b_1 = b_K + h_0$	$b'_1 = b'_K + h_0$
Интенсивность давления со стороны кровли	$q'_1 = b_K \gamma$	$q'_2 = b'_K \gamma$
Нагрузка на верхняя рамы	$Q = 2aq'_1 L$	$Q' = 2aq'_2 L$
Интенсивность бокового давления на высоте вертикальной стенки	$q_c = b_1 \gamma \lambda_2$	$q'_c = b'_1 \gamma \lambda_2$
Интенсивность бокового давления у почвы	$q_n = (b_1 + h_1) \gamma \lambda_2$	$q'_n = (b'_1 + h_1) \gamma \lambda_2$
Боковое давление	$D_1 = 0,5 (q_c + q_n) h_1$	$D'_1 = 0,5 (q'_c + q'_n) h_1$

Примечание. a — полупролет выработки черне; φ — угол внутреннего трения; градус $\lambda_2 = \text{tg}^{-1} (45 - \varphi/2)$ — коэффициент бокового распора; h_1 — высота вертикальной стенки; h_0 — высота свода по проекту; L — расстояние между рамами; $\theta = (45 + \varphi/2)$.

1) рассчитывают прочностные параметры породного массива (см. § 2 главы I);

2) определяют действующие на контуре напряжения (см. § 2 главы II);

3) рассчитывают запасы прочности и параметр устойчивости (для выбора крепи) и выбирают расчетную схему по табл. 6;

4) рассчитывают нормативные нагрузки по формулам (см. табл. 7, 8, 9);

5) определяют расчетную нагрузку [см. формулу (2.12)].

Пример 30. Выбрать крепь и рассчитать параметры горного давления для выработки, проходимой на расчетной глубине $H = 700$ м в породах, имеющих пределы прочности образцов: $\sigma_{сж} = 160$ МПа; $\sigma_p = 12$ МПа; плотность пород $\gamma = 2800$ кг/м³; коэффициенты: $K_c = 0,3$; $\xi = 0,9$; $\lambda_1 = 0,35$. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму шириной $B_1 = 4$ м; высота коробового свода $h_0 = 1$ м; высота вертикальной стенки $h_1 = 3$ м.

Решение. 1. Рассчитываем физико-механические свойства массива по формулам (1.5), (1.6), (1.11):

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 160 \cdot 0,3 \cdot 0,9 = 43,2 \text{ МПа};$$

$$R_p = \sigma_p K_c \xi = 12 \cdot 0,3 \cdot 0,9 = 3,24 \text{ МПа};$$

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p) = (160 - 12) / (160 + 12) = 0,86;$$

$$\varphi = 40,7^\circ.$$

2. Для выработки прямоугольно-сводчатой формы по табл. 3 (для $f > 12$) принимаем $K_1 = 2$; $K_2 = 0,4$; рассчитываем напряжения, запасы прочности и параметр устойчивости по формулам (2.4), (2.5), (2.9), (2.10):

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2800 \cdot 700 \cdot 10 = 3,92 \cdot 10^7 \text{ Па} = 39,2 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 0,4 \cdot 0,35 \cdot 2800 \cdot 700 \cdot 10 = 2,74 \cdot 10^5 \text{ Па} = 2,74 \text{ МПа};$$

$$n_6 = R_{сж} / \sigma_{\max} = 43,2 / 39,2 = 1,1 < 4;$$

$$n_k = R_p / \sigma_{\min} = 3,24 / 2,74 = 1,18 < 4;$$

$$P_\gamma = 10 \gamma H / \sigma_{сж} = 10 \cdot 2800 \cdot 700 / (160 \cdot 10^6) = 0,12 > 0,1 > 0,05.$$

Кровля и бока относительно устойчивы, но требуется набрызг-бетонная крепь (см. табл. 4), возможно применение анкерной крепи (см. табл. 5).

3. Рассчитываем нормативные нагрузки по расчетной схеме № 2 (см. табл. 6, рис. 14, б) по формулам табл. 9 (для $1 < n_k < 4$; $n_6 \leq 1$) с учетом поправки на $n_6 = 1,1$ и $n_k = 1,18$; высота свода обрушения при $a = B_1 / 2 = 2$ м будет

$$b'_k = \frac{a + h_1 \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{n_k \operatorname{tg} \varphi} - h_0 \frac{2 + 3 \operatorname{ctg}(45^\circ + 40,7^\circ/2)}{1,18 \cdot 0,86} - 1 = 2,54 \text{ м};$$

высота свода возможного обрушения $b'_i = b'_k + h_0 = 3,54$ м (от вертикальной стенки).

Интенсивность давления со стороны кровли

$$q'_2 = b'_k \gamma = 2,54 \cdot 2800 = 71,1 \cdot 10^2 \text{ кгс/м}^2 \cdot 10 = 71,1 \text{ КПа};$$

γ почвы выработки при $\lambda_2 = \operatorname{tg}^2(45^\circ - 40,7^\circ/2) = 0,21$

$$q'_n = (b'_i + h_1) \gamma \lambda_2 = (3,54 + 3) \cdot 2800 \cdot 0,21 = 3846 \text{ кгс/м}^2 \cdot 10 = 38,5 \text{ КПа};$$

$$\gamma \text{ кровли } q'_c = b'_i \gamma \lambda_2 = 3,54 \cdot 2800 \cdot 0,21 \cdot 10 = 20,8 \text{ КПа};$$

линейная нагрузка (без поправки на $n_6 = 1,10$)

$$D'_2 = 0,5 (q'_c + q'_n) h_1 = 0,5 (20,8 + 38,5) \cdot 10^3 \cdot 3 = 88950 \text{ Н/м};$$

с учетом поправки на запас прочности пород в боках выработки

$$D_1 = D'_2 / n_6 = 88950 / 1,10 = 80860 \text{ Н/м}.$$

Интенсивность нагрузки со стороны кровли и боков может быть использована при расчете крепи.

В случае применения анкерной крепи нагрузка со стороны кровли на ряд анкеров (если расстояние между рядами $L = 1$ м) будет равна

$$Q^1 = 2 a q'_2 L = 2 \cdot 2 \cdot 71,1 \cdot 10^3 \cdot 1 = 2,84 \cdot 10^5 \text{ Н} = 284 \text{ кН}.$$

Пример 31. Рассчитать горное давление, предварительно указать возможные виды крепи. Выработка пройдена на глубине $H = 500$ м в породах с $f = 7$; $K_c = 0,25$; $\xi = 0,8$; $\lambda_1 = 0,3$; $\gamma = 2600$ кг/м³. Выработка имеет трапециевидную форму; полупролет по кровле $a = 1,25$ м; высота выработки черне $h = 3$ м; угол наклона стоек $\alpha = 80^\circ$; расстояние между рамами $L = 0,5$ м.

Решение. 1. Рассчитываем физико-механические свойства образцов пород по формулам (1.7) и (1.11):

$$\sigma_{сж} = 10^7 f = 10^7 \cdot 7 \text{ Па} = 70 \text{ МПа}; \quad \sigma_p = 0,1 \sigma_{сж} = 7 \text{ МПа};$$

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p) = (70 - 7) / (70 + 7) = 0,818; \quad \varphi = 39,3;$$

2. Для выработки трапециевидной формы принимаем $K_1 = 2$; $K_2 = 1$ (см. табл. 3) и рассчитываем напряжения на контуре, прочность массива, запасы прочности и параметр устойчивости по формулам (2.4), (2.5), (1.5), (1.6), (2.9), (2.10):

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2600 \cdot 500 \cdot 10 = 26 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 1 \cdot 0,3 \cdot 2600 \cdot 500 \cdot 10 = 3,9 \text{ МПа};$$

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 70 \cdot 0,25 \cdot 0,8 = 14 \text{ МПа}; \quad R_p = 0,1 R_{сж} = 1,4 \text{ МПа};$$

$$n_6 = R_{сж} / \sigma_{\max} = 14 / 26 = 0,538 < 1;$$

$$n_k = R_p / \sigma_{\min} = 1,4 / 3,9 = 0,36 < 1;$$

$$P_y = 10 \gamma H / \sigma_{сж} = 10 \cdot 2600 \cdot 500 / (70 \cdot 10^6) = 0,185.$$

Кровля и бока выработки неустойчивы ($n_k < 1$; $n_6 < 1$), возможно применение комбинированной крепи (см. табл. 4), а также деревянной или металлической крепи (см. табл. 5). Окончательный выбор вида крепи может быть сделан только после расчета горного давления и прочных размеров элементов конструкции.

4. Рассчитываем нормативные нагрузки для выработки трапециевидной формы (для $n_k \leq 1$ и $n_6 \leq 1$) по формулам (табл. 8, рис. 14, а).

Высота свода обрушения

$$b_1 = \frac{a + h \operatorname{ctg} \alpha + h \operatorname{ctg} (45^\circ + \varphi/2)}{\operatorname{tg} \varphi} =$$

$$= \frac{1,25 + 3 \operatorname{ctg} 80^\circ + 3 \operatorname{ctg} (45^\circ + 39,3^\circ/2)}{0,818} = 4 \text{ м.}$$

Интенсивность нагрузки $q_1 = b_1 \gamma = 4 \cdot 2600 \cdot 10 = 1,04 \cdot 10^5$ Н/м² = 0,1 МН/м².

Нагрузка на верхняк $Q_1 = 2a q_1 L = 2 \cdot 1,25 \cdot 0,1 \cdot 0,5 = 0,125$ МН
И интенсивность боковой нагрузки у кровли

$$q_k = q_1 \lambda_2 = q_1 \operatorname{tg}^2 (45^\circ - \varphi/2) = 0,1 \operatorname{tg}^2 (45^\circ - 39,3^\circ/2) = 0,023 \text{ МН.}$$

Интенсивность боковой нагрузки у почвы

$$q_n = (b_1 + h) \gamma \lambda_2 = (4 + 3) 2600 \cdot 0,224 = 40760 \text{ Н/м}^2 = 0,04 \text{ МН.}$$

Боковое давление (см. пример 30)

$$D_1 = 0,5 (q_k + q_n) h = 0,5 (0,023 + 0,04) 3 = 0,0945 \text{ МПа.}$$

В случае применения арочной крепи должна быть составлена расчетная схема, аналогичная рис. 14, б.

§ 5. РАСЧЕТ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

В настоящем параграфе показан расчет устойчивости пород и нагрузок на крепь для вертикальных выработок вне водоносных горизонтов и воздействия очистных работ. Полностью метод расчета изложен в СНиП II-94—80.

Расчет производят в следующей последовательности.

1. Определяют критерий устойчивости пород по формуле

$$C = \frac{k_{сб} H_p}{26,3 + k_{\alpha} R_{сж} (5,25 + 0,0056 k_{\alpha} R_{сж})}, \quad (2.13)$$

где $k_{сб}$ — коэффициент воздействия на ствол других выработок; для протяженных участков $k_{сб} = 1$, для сопряжений $k_{сб} = 1,5$; H_p — расчетная глубина рассматриваемого участка от поверхности ($H_p = Hk$, здесь $k = 1,5$ для районов, подверженных движениям земной коры и в зонах тектонических нарушений; в других случаях $k = 1$); $R_{сж}$ — прочность массива на сжатие, МПа; k_{α} — коэффициент влияния угла залегания пород: для горизонтально залегающих пород $k_{\alpha} = 1$, в остальных случаях k_{α} следует принимать из выражения

$$k_{\alpha} = 1 / (1 + 0,5 \sin \alpha), \quad (2.14)$$

где α — угол залегания пород, градус.

2. По критерию устойчивости оценивают состояние устойчивости пород и принимают категорию устойчивости согласно табл. 10.

3. Определяют нормативное горизонтальное (радиальное) давление пород P_n (кПа) на крепь по формулам:

$$\text{при } C \leq 6 \quad P_n = 10 [(2C - 1) + \Delta]; \quad (2.15)$$

$$\text{при } 10 \geq C > 6 \quad P_n = 10 [(3C - 7) + \Delta], \quad (2.16)$$

где C — критерий устойчивости, рассчитываемый по формуле (2.13); Δ — параметр, учитывающий технологию проходческих работ, принимаемый равным: при последовательной и параллельной технологических схемах — нулю; при совмещенной схеме проходки с передвижной опалубкой при $C \leq 6$ $\Delta = 2$ и при $10 > C > 6$ $\Delta = 3$.

3. Определяют расчетное (радиальное) давление пород по формуле

$$P_n = nm_{\gamma} n_n P_n [1 + 0,1 (r_0 - 3)], \quad (2.17)$$

где r_0 — радиус выработки в свету, м; n — коэффициент перс-

Таблица 10

Категория устойчивости пород	Состояние устойчивости пород	Критерий устойчивости C
I	Устойчивое	Не более 3
II	Среднеустойчивое	3—6
III	Неустойчивое	6—10
IV	Очень неустойчивое	Более 10

Примечание. При $R_{сж} \leq 2$ МПа породы относятся к IV категории устойчивости.

Таблица 11

Угол залегания пород α , градус	Коэффициент n_{II}	
	при последовательной и параллельной схемах проходки	при совмещенной схеме проходки
Не более 10	2,00	1,75
10—35	2,50	2,00
Более 35	2,75	2,25

грузки, равный 1,3; m_y — коэффициент условной работы крепи $m_y = 0,5$ — для набрызгбетонной, $m_y = 0,75$ — для сборной, $m_y = 0,8$ — для монолитной бетонной; n_{II} — коэффициент приведения к расчетному (максимальному) давлению при неравномерной эпюре нагрузок, принимаемый по табл. 11.

Пример 32. Определить расчетную нагрузку на крепь ствола на протяженных участках, исключая наносы; ствол проходит вне водоносных горизонтов и воздействия очистных работ; будет закреплен монолитной бетонной крепью; радиус ствола в свету $r_0 = 3$ м; глубина ствола $H = 1000$ м; проходят по совмещенной схеме и пересекают мощные слои пород с углами залегания α от 0° до 10° .

Характеристика пород приведена в табл. 12.

Решение. 1. Для каждого из слоев рассчитываем предел прочности массива пород на сжатие $R_{сж}$ по формуле (1.5) и критерий устойчивости C по формуле (2.13):

для первого слоя $R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 70 \cdot 0,4 \cdot 0,8 = 22,4$ МПа:

$$C = k_{сг} H_p [26,3 + k_{\alpha} R_{сж} (5,25 + 0,0056 k_{\alpha} R_{сж})] = \\ = 1 \cdot 250 [26,3 + 1 \cdot 22,4 \cdot (5,25 + 0,0056 \cdot 1 \cdot 22,4)] = 1,7.$$

Аналогично рассчитываем $R_{сж}$ и C для остальных слоев, для каждого из которых расчетная глубина определяется как $H_p = m_1 + m_2 + \dots + m_n$ (где m — мощность соответствующего слоя). Результаты расчетов показаны в табл. 12.

Таблица 12

№ слоя	Мощность слоя, м	По геологическим данным						По расчету		Оценка устойчивости
		γ	Плотность пород γ , кг/м ³	φ , градус	Прочность образцы на сжатие $\sigma_{сж}$, МПа	Коэффициент структурного ослабления K_c	λ	$R_{сж}$, МПа	C	
0	Наносов нет									
1	250	7	2650	40	70	0,40	0,8	22,4	1,7	Устойчивый Среднеустойчивый То же »
2	350	8	2700	40	80	0,35	0,85	23,8	3,9	
3	280	10	2800	42	100	0,35	0,9	31,5	4,5	
4	120	12	2900	43	120	0,30	0,9	32,4	4,9	

2. Оцениваем устойчивость слоев по табл. 10. Первый слой устойчив (категория I), так как $C = 1,7 < 3$; остальные слои среднеустойчивые (категория II), результаты расчетов занесены в табл. 12.

3. Определяем нормативное горизонтальное (радиальное) давление P_n на монолитную бетонную крепь.

Для первого слоя давление не определяем, так как породы I категории (см. СНиП II-94—80 п. 3.25).

Для остальных слоев расчет нормативного давления ведем по формуле (2.15), принимая $\Delta = 2$:

для слоя № 2 $P_n = 10 [(2C-1) + \Delta] = 10 [(2 \cdot 3,9-1) + 2] = 88$ МПа;

для слоя № 3 $P_n = 10 [(2 \cdot 4,5-1) + 2] = 100$ кПа;

для слоя № 4 $P_n = 10 [(2 \cdot 4,9-1) + 2] = 108$ кПа.

4. Определяем расчетное радиальное давление по формуле (2.17)

для слоя № 2

$$P_n = nm_y n_n P_n [1 + 0,1(r_0 - 3)] = \\ = 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,75 \cdot 88 [1 + 0,1(3 - 3)] = 160 \text{ кПа};$$

для слоя № 3

$$P_n = 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,75 \cdot 100 [1 + 0,1(3 - 3)] = 182 \text{ кПа};$$

для слоя № 4 $P_n = 1,3 \cdot 0,8 \cdot 1,75 \cdot 108 [1 + 0,1(3 - 3)] = 196,6$ кПа. Расчет крепи по данным этого примера приведен в § 2 главы 4.

§ 6. РАСЧЕТ ГОРНОГО ДАВЛЕНИЯ В НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТКАХ

Наклонные выработки по положению в земной коре занимают промежуточное положение между горизонтальными и вертикальными.

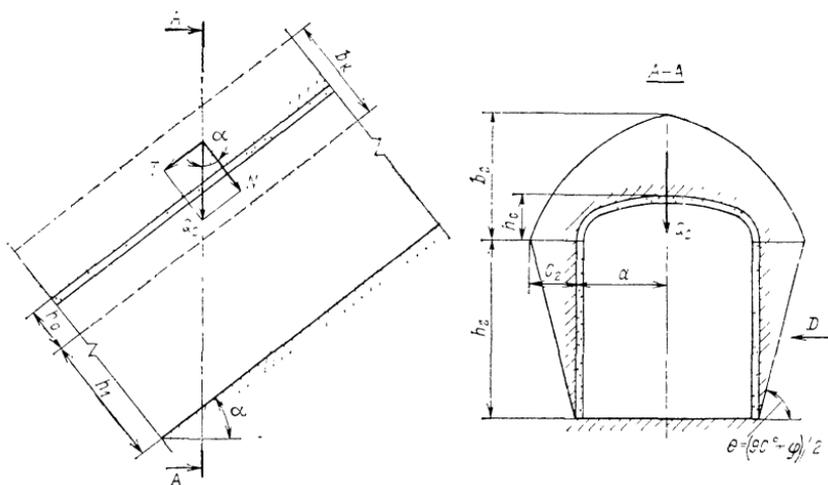


Рис. 15. Схема к расчету горного давления в наклонной выработке

В породах, испытывающих пластические деформации перед разрушением, приводящим к смещению контура выработки более 90—100 мм и размеру зоны неупругих деформаций более 2,5 м, расчет горного давления следует производить по методике, изложенной в СНиП II-94—80 по режиму заданных деформаций, так же как и для горизонтальных выработок [31].

В породах с хрупким характером разрушения, а также в породах, не испытывающих заметных пластических деформаций перед разрушением, расчет горного давления производится в той же последовательности, как и для горизонтальных выработок (см. § 4 настоящей главы), но с учетом угла наклона выработки.

Необходимо иметь в виду, что свод обрушения в слоистых осадочных породах развивается по нормали к напластованию, а в однородных трещиноватых породах — вертикально вверх.

При составлении расчетной схемы определения нагрузок на крепь в наклонной выработке берется вертикальное, а не нормальное ее сечение. Вертикальная высота выработки h_2 определяется как $h_2 = h_1 / \cos \alpha$, где h_1 — нормальная высота, м; α — угол наклона выработки, градус.

Вертикальное нормативное давление Q со стороны свода обрушения раскладывают на две составляющие: нормальную N и тангенциальную T (рис. 15), которые равны $N = Q \cos \alpha$ и $T = Q \sin \alpha$.

Непосредственно на крепь оказывает давление нагрузка N , а T действует вдоль кровли выработки, стремясь опрокинуть рамную или сколоть набрызгбетонную крепь, если модули упругости или деформации γ пород и крепи не совпадают.

Согласно рекомендациям проф. П. М. Цимбаревича, определяют величину горного давления следующим образом. При угле наклона

выработки до 45°

$$N = Q \cos \alpha, \quad (2.18)$$

при угле наклона $45-80^\circ$

$$N = Q \cos 45^\circ \quad (2.19)$$

и при угле наклона $\alpha > 80^\circ$ величину горного давления рекомендуется определять как для вертикальных выработок (см. § 5 настоящей главы, а также СНиП II-94—80).

Величину горного давления Q при слоистой кровле, когда выработка пройдена по напластованию пород, следует определять как для горизонтальных выработок.

В однородных породах, когда увеличивается вертикальная высота выработки и изменяется коэффициент структурного ослабления пород, увеличивается (при неустойчивых боках) также полупролет выработки по кровле. Это приводит к увеличению высоты свода обрушения и, следовательно, к увеличению нормального давления.

Поясним на сравнении (см. рис. 14 и 15). С увеличением высоты h_1 (рис. 14) до вертикальной высоты $h_2 = h_1 / \cos \alpha$ увеличивается полупролет выработки и высота свода. Высота свода при данной расчетной схеме

$$b_2 = \frac{a + h_2 \operatorname{ctg} \theta}{\operatorname{tg} \varphi} - h_c. \quad (2.20)$$

Сравнивая с формулой b_k , приведенной в табл. 9 для $n_k \leq 1$ и $n_\sigma \leq 1$, видим, что $b_2 > b_k$, поскольку $h_2 = h_1 / \cos \alpha > h_1$ и $h_c = h_0 / \cos \alpha > h_0$.

Пример 33. Рассчитать параметры горного давления, предварительно выбрав крепь для наклонного ствола, пройденного под углом $\alpha = 45^\circ$; расчетная глубина заложения $H = 800$ м; прочность образцов $\sigma_{сж} = 150$ МПа и $\sigma_p = 15$ МПа; породы однородные без напластования, плотностью $\gamma = 2800$ кг/м³; коэффициенты: $K_c = 0,35$; $\xi = 0,9$; $\lambda_1 = 0,33$. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму шириной $B_1 = 4$ м; высота свода $h_0 = 1$ м, высота вертикальной стенки $h_1 = 3$ м.

Решение. 1. Рассчитываем физико-механические свойства породного массива по формулам (1.5), (1.6) и (1.11):

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 150 \cdot 0,35 \cdot 0,9 = 47,3 \text{ МПа};$$

$$R_p = \sigma_p K_c \xi = 15 \cdot 0,35 \cdot 0,9 = 4,73 \text{ МПа};$$

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p) = (150 - 15) / (150 + 15) = 0,82;$$

$$\varphi = 39,3^\circ.$$

2. Рассчитываем напряжения на контуре, запасы прочности массива и параметр устойчивости.

Для выработки прямоугольно-сводчатой формы принимаем $K_1 = 2$; $K_2 = 0,4$ (см. табл. 3 для $f > 12$) и рассчитываем напряжения [см. формулы (2.4); (2.5)]:

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2800 \cdot 800 \cdot 10 = 44,8 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 0,4 \cdot 0,33 \cdot 2800 \cdot 800 \cdot 10 = 2,96 \text{ МПа};$$

запасы прочности:

$$n_6 = R_{\text{сж}} / \sigma_{\max} = 47,3 / 44,8 = 1,05 < 4;$$

$$n_k = R_p / \sigma_{\min} = 4,73 / 2,96 = 1,59 < 4;$$

параметр устойчивости:

$$P_y = 10 \gamma H / \sigma_{\text{сж}} = (10 \cdot 2800 \cdot 800) / (150 \cdot 10^6) = 0,149 > 0,1.$$

Согласно градации, кровля и бока относительно устойчивы, но требуется крепление ствола, так как $n_6 < 4$ и $n_k < 4$.

По табл. 4 для горизонтальных выработок при $P_y = 0,1 \div 0,24$ рекомендована набрызгбетонная крепь, а по табл. 5 — анкерная или комбинированная крепь. Учитывая, что наклонный ствол является капитальной выработкой, эксплуатируется весь период работы рудника, принимаем для крепления комбинированную крепь анкерную с набрызгбетоном по металлической сетке.

3. Выбираем расчетную схему. Для горизонтальной выработки, когда $1 < n_k < 4$ и $1 < n_6 < 4$, рекомендуется расчетная схема № 3 (см. табл. 6).

Расчет для наклонной выработки ведем по методу П. М. Цимбаревича (см. формулы табл. 9) для $n_k \leq 1$ и $n_6 \leq 1$ с поправками на запасы прочности и угол наклона выработки.

4. Рассчитываем высоту свода обрушения, предварительно определив вертикальную высоту стенки и высоту искусственного свода (см. рис. 15):

$$h_2 = h_1 / \cos \alpha = 3 / \cos 45^\circ = 4,29 \text{ м};$$

$$h_c = h_0 / \cos 45^\circ = 1 / \cos 45^\circ = 1,43 \text{ м};$$

$$b_2 = \frac{a + h_2 \operatorname{ctg} \theta}{n_k \operatorname{tg} \varphi} - h_c = \frac{2 + 4,29 \operatorname{ctg} 64,6^\circ}{1,59 \cdot 0,82} - 1,43 = 1,63 \text{ м}.$$

5. Определяем вертикальное нормативное давление на крепь (см. формулы табл. 9):
со стороны кровли

$$q_k = b_2 \gamma = 1,63 \cdot 2800 \cdot 10 = 45,6 \text{ кПа};$$

боковое горизонтальное на высоте стенки (при $q_2 = q_k$)

$$q_c = q_2 \lambda_2 = 45,6 \operatorname{tg}^2(45^\circ - 39,3^\circ / 2) = 9,58 \text{ кПа};$$

у почвы выработки

$$q_n = (b_2 + h_2) \gamma \lambda_2 = (1,63 + 4,29) \cdot 2800 \cdot 0,21 \cdot 10 = 34,8 \text{ кПа}.$$

Боковая линейная нагрузка

$$D = 0,5 (q_c + q_n) h_2 = 0,5 (9,58 + 34,8) 4,29 = 95,2 \text{ кН/м}.$$

6. Определяем нормальные давления со стороны кровли

$$q_n = q_2 \cos 45^\circ = 45,6 \cdot 0,7 = 31,9 \text{ кПа.}$$

Примечание. В случае постановки рамной крепи (при $\alpha > 30^\circ$) рекомендуется крепление полными рамами на расстояние 0,5 м одна от другой. Расчетная нормальная нагрузка на одну раму

$$\begin{aligned} N_p &= n_n Q \cos \alpha = n_n 2a q_k L \cos 45^\circ = \\ &= 1,2 \cdot 2 \cdot 2 \cdot 45,6 \cdot 0,5 \cdot 0,7 = 76,6 \text{ кН,} \end{aligned}$$

где n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2.

Нами выбрана комбинированная крепь, поэтому при расчете толщины набрызгбетонной крепи должна быть использована интенсивность давления q_n , поскольку $q_n > q_n$ [см. главу 3, § 4, формула (3.21)].

Задачи к главе 2

1. Рассчитать величину главных напряжений на расчетной глубине 1200 м. Средняя плотность породного массива 2700 кг/м³; коэффициент Пуассона 0,2. Расчет произвести, считая массив упругим.

2. Рассчитать величины главных напряжений вблизи тектонического нарушения, когда породы перешли в неустойчивое состояние, используя понятие «расчетная глубина». Прочности пород в «куске» на сжатие 12 МПа, на растяжение — 1 МПа; рассматриваемая (нормативная) глубина равна 700 м.

3. Определить состояние массива горных пород, используя понятие предельной глубины или сравнивая действующие главные напряжения с прочностью массива при расчетной глубине 1000 м; коэффициент крепости породы $f = 12$; коэффициент структурного ослабления массива 0,3; коэффициент длительной прочности — 0,75; коэффициент Пуассона — 0,25.

4. Определить размеры обнажения массива пород, когда его можно рассматривать, используя понятие «сыпучая среда». Средний размер структурного блока 0,4; породы залегают ниже предельной глубины.

5. Рассчитать, на какой расчетной глубине вблизи тектонического нарушения массив горных пород можно считать упругим, если плотность пород 2800 кг/м³, коэффициент крепости $f = 12$; коэффициенты: структурного ослабления — 0,3, длительной прочности — 0,75.

6. Оценить устойчивость контура выработки трапециевидной формы на расчетной глубине 400 м в породах плотностью 2400 кг/м³, $f = 7$, предварительно определив коэффициент структурного ослабления. Выработка имеет пролет по кровле 2 м, длину боковой стороны 3,2 м, а размер структурного блока 0,3 м. Недостающие для расчета данные принять, руководствуясь крепостью породы и расчетными формулами.

7. Оценить устойчивость контура незакрепленной выработки прямоугольно-сводчатой формы и рекомендовать крепь. Выработка пройдена на глубине 800 м в породах с $f = 13$; средняя плотность налегающих пород 2700 кг/м³; коэффициенты: структурного ослабления 0,25; Пуассона 0,25; длительной прочности 0,8; размеры выработки: ширина 3 м, высота свода коробового 0,75 м, высота стенки 2,2 м.

8. Рассчитать запасы прочности пород в кровле и боках выработки, параметр устойчивости, а также оценить возможность оставить выработку без крепи или рекомендовать крепь. Расчетная глубина заложения 500 м, плотность пород 2540 кг/м³, прочность пород на сжатие 150 МПа, на растяжение 12 МПа; коэффициенты: структурного ослабления — 0,35, длительной прочности — 0,9. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму; высота свода — 0,8 м, ширина — 3,2 м, высота вертикальной стенки 2,4 м.

Недостающие коэффициенты принять или рассчитать.

9. Оценить устойчивость пород на контуре шурфа, имеющего глубину 30 м, диаметр 1,2 м; плотность пород 2700 кг/м³; коэффициенты: крепости $f = 7$, структурного ослабления — 0,35, длительной прочности — 0,75; $\lambda_1 = 0,25$.

10. Выбрать метод расчета горного давления и крепь; рассчитать параметры нагрузок для горизонтальной выработки прямоугольно-сводчатой формы шириной 3 м; высота свода $h_0 = 1$ м, высота вертикальной стенки 2 м. Выработка пройдена на расчетной глубине 750 м в породах, имеющих прочность образцов на сжатие 100 МПа, на растяжение 8 МПа; коэффициенты: структурного ослабления — 0,35, длительной прочности — 0,8, бокового распора — 0,33 (в упругой области).

11. Указать возможные виды крепи и рассчитать горное давление, если выработка прямоугольно-сводчатой формы пройдена на глубине 750 м в породах с $f = 14$, плотностью 2650 кг/м³; коэффициенты: бокового распора $\lambda_1 = 0,3$, длительной прочности — 0,85, структурного ослабления — 0,3. Размеры выработки: ширина 4 м, высота вертикальной стенки 2,5 м, высота свода 1 м.

12. Рассчитать давление на крепь из монолитного бетона в стволе диаметром 6,5 м, пройденного до глубины 600 м в однородных породах, имеющих прочность на сжатие 120 МПа, угол падения пород 35°; ствол проходится по совмещенной схеме; коэффициент структурного ослабления пород 0,3; коэффициент длительной прочности 0,8. При расчетах использовать методику, предложенную СНиП II-98—80.

13. Рассчитать параметры горного давления, предварительно выбрав крепь для наклонного съезда, имеющего угол наклона $\alpha = 11^\circ$; расчетная глубина заложения устья 650 м. Прочность пород на сжатие в образце — 130 МПа, на растяжение — 10 МПа; плотность 2650 кг/м³; коэффициенты: структурного ослабления — 0,25, длительной прочности — 0,35, Пуассона — 0,25. Съезд имеет прямоугольно-сводчатую форму и размеры: ширина 4,5 м, высота коробового свода 1,1 м, высота вертикальной стенки 3 м.

14. Рассчитать горное давление в восстающем, пройденном под углом 60° ; максимально глубина заложения 450 м; размеры $4,5 \times 2,2$ м; прочность пород на сжатие 160 МПа, на растяжение 12 МПа, средняя плотность окружающих пород 2600 кг/м^3 ; коэффициенты: структурного ослабления — 0,25, длительной прочности — 0,9, Пуассона — 0,28.

15. Рассчитать горное давление в наклонной выработке (запасный выход из блока), пройденной под углом 27° . Расчетная глубина заложения 560 м; выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму (ширина 1,8 м, высота 2,2 м). Прочность пород на сжатие 120 МПа, на растяжение 8 МПа, средняя плотность 2900 кг/м^3 ; коэффициенты: структурного ослабления — 0,4, длительной прочности — 0,85, Пуассона — 0,25.

15. Указать возможные виды крепи и рассчитать горное давление в наклонном стволе, пройденном под углом 15° (исключая наносы). Ствол имеет прямоугольно-сводчатую форму, оборудован ленточным конвейером и имеет людской ходок. Размеры выработки: ширина 4,5 м, высота вертикальной стенки 2,5 м, высота свода 1,1 м. Ствол пройден до расчетной глубины 670 м в породах с коэффициентом крепости по М. М. Протодряконову $f = 14$. Породы трещиноватые, коэффициенты: структурного ослабления — 0,3, длительной прочности — 0,85, Пуассона — 0,33.

ГЛАВА 3

РАСЧЕТ КРЕПИ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. ОБЩИЕ ЗАМЕЧАНИЯ К РАСЧЕТУ КРЕПИ

Прочные размеры крепи определяются по расчетным нагрузкам в зависимости от запасов прочности породного массива (см. § 4 главы 2).

Прогрессивными видами крепи являются: набрызгбетонная, анкерная и их комбинация. Для крепления подготовительных выработок на рудниках еще находят применение рамная деревянная крепь, а для капитальных выработок — монолитная бетонная. Выбор типа крепи по параметру устойчивости изложен в § 3 главы 2 (см. табл. 4 и 5).

Согласно требованиям СНиП II-94—80 (п. 2.23), крепи выработок следует рассчитывать, исходя из возможных неблагоприятных сочетаний нагрузок, которые действуют одновременно при строительстве и эксплуатации выработок. В предлагаемых здесь расчетных методах не учитываются временные длительные нагрузки от изменения температуры и воздействия очистных работ, а также влияние других выработок. Не учитываются также динамические нагрузки и сейсмические воздействия.

Расчет конструкций крепей выполняется по несущей способности, а на устойчивость проверяются только сборные рамные крепи.

Расчетные и нормативные характеристики материалов крепи приняты с учетом их работы в подземных условиях по требованию СНиП II-94—80 (п. 2.20), СНиП II-21—75, СНиП II-B.4—71.

Расчет крепи в примерах выполнен с использованием методов строгельной механики; расчетные формулы предлагаются в готовом виде (без вывода).

Расчеты крепи по несущей способности и устойчивости выполнены на основные и особые сочетания нагрузок с применением коэффициентов перегрузки и условий работы конструкции. Расчетные сопротивления материалов приняты по соответствующим главам СНиПа.

§ 2. РАСЧЕТ РАМНОЙ ДЕРЕВЯННОЙ КРЕПИ

1. *Расчет крепи при наличии давления со стороны кровли и отсутствии давления со стороны боков.*

Если кровля неустойчива ($n_k \leq 1$), а бока выработки устойчивы ($n_b \geq 4$), то расчетная нагрузка на крепь определяется по расчетной схеме № 1 (см. табл. 6, рис. 13, а). В этом случае определяют только прочные размеры верхняка и затяжки, поскольку стойки являются малонагруженными элементами и поэтому не рассчитываются. Диаметр стойки по конструктивным соображениям принимают равным диаметру верхняка.

Диаметр верхняка при отсутствии запаса прочности пород кровли ($n_k \leq 1$)

$$d = 1,61a \sqrt[3]{\frac{10\gamma Ln_n}{m \operatorname{tg} \varphi R_n}}, \quad (3.1)$$

где a — полупролет выработки черне по кровле, м; L — расстояние между крепежными рамами, м; R_n — расчетное сопротивление древесины из круглых материалов на изгиб; для сосны по СНиП II-B. 4—71 $R_n = 16$ МПа; m — коэффициент условий работы для шахтной крепи, равный 0,85; n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2.

Диаметр верхняка при относительно устойчивой кровле ($1 < n_k < 4$) определяют по формуле (3.1) с введением поправки на коэффициент запаса прочности пород кровли n_k , который вводится под знак радикала в знаменатель. Толщина затяжки δ из обшпала (для $n_k \leq 1$)

$$\delta = 1,3L \sqrt{\frac{10\gamma a n_n}{m \operatorname{tg} \varphi R_n}}. \quad (3.2)$$

Обозначения в формуле (3.2) те же, что и в формуле (3.1), кроме $R_n = 13$ МПа (для некруглых элементов по СНиП II-B. 4—71).

Толщина затяжки из обрезных досок $\delta_o = 0,67 \delta$, где δ определяется по формуле (3.2).

2. *Расчет крепи при наличии давления со стороны кровли и боков.*

Если кровля и бока неустойчивы, то расчет деревянной крепи при трапециевидной форме сечения выработки ведут в такой последовательности.

1. Определяют высоту свода обрушения b_1 при отсутствии в кровле запаса прочности (см. формулу в табл. 8 для $n_k \leq 1$ и $n_s \leq 1$).

2. Рассчитывают диаметр d верхняка с учетом запаса прочности по формуле

$$d = 1,7 \sqrt[3]{\frac{10b_1\gamma L a^2 n_n}{mR_n n_k}}, \quad (3.3)$$

где n_k — запас прочности пород кровли; при $n_k \leq 1$ в формулу (3.3) следует подставлять $n_k = 1$; остальные обозначения прежние.

Можно рассчитать расстояние между крепежными рамами при известном диаметре верхняка

$$L = \frac{mR_n d^3 n_k}{1,7^3 10 b_1 \gamma n_n a^2} \quad (3.4)$$

3. При заданном расстоянии между рамами определяют расчетную нагрузку на верхняка; нормативную нагрузку Q_1 или Q_2 определяют по формулам, приведенным в табл. 8 (см. § 4 главы 2).

4. Принимают диаметр стойки равным диаметру верхняка и проверяют стойку на сложное сопротивление от силы сжатия и поперечного изгиба под действием боковой силы D (см. рис. 14, а). Боковое давление (нагрузку) D определяют по формулам, приведенным в табл. 8 (см. § 4, глава 2).

5. Определяют осевое расчетное усилие на одну стойку

$$P = 0,5Q_p \sin \alpha = 0,5Q_n \sin \alpha, \quad (3.5)$$

где n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2; α — угол наклона стойки, равный 80—85°.

6. Определяют расчетную длину стойки l_0 и коэффициент продольного изгиба ψ для стойки:

при гибкости $\lambda \leq 75$

$$\psi = 1 - 0,8(\lambda/100)^2, \quad (3.6)$$

при гибкости $\lambda > 75$

$$\psi = 3100/\lambda^2.$$

Гибкость λ цельных элементов определяется по формуле

$$\lambda = l_0/r,$$

где l_0 — расчетная длина элемента (стойки); r — радиус инерции сечения элемента, равный $(J/F)^{\frac{1}{2}}$, где J и F — момент инерции и площадь поперечного сечения. Для круглого сечения $J = 0,1 d^4$.

Расчетную длину l_0 определяют путем умножения действительной длины на коэффициент: при обоих шарнирно закрепленных концах — 1; при одном закрепленном и другом свободно нагруженном конце — 2; при одном защемленном и другом шарнирно

закрепленном конце — 0,8; при обоих защемленных концах — 0,65.

7. Проверяют прочность стойки от продольного изгиба при сжатии и изгибе по формуле

$$\frac{P}{\psi F} + \frac{Dl_0}{4,5W} \leq R_{II}, \quad (3.7)$$

где F — площадь поперечного сечения стойки, m^2 ; W — момент сопротивления стойки, равный $0,1 d^3$, m^3 .

Если условие (3.7) не выдерживается, то необходимо увеличить диаметр стойки.

Пример 34. Рассчитать диаметр верхняка для рамной деревянной крепи; кровля неустойчива ($n_k \leq 1$), бока устойчивы. Плотность пород $\gamma = 2600$ kg/m^3 ; коэффициент внутреннего трения $tg \varphi = 0,82$; полупролет по кровле $a = 1,25$ м.

Решение. 1. Для крепи принимаем сосну с сопротивлением на изгиб $R_{II} = 16 \cdot 10^6$ Па; расстояние между рамами $L = 0,5$ м; коэффициент условий работы крепи $m = 0,85$; коэффициент перегрузки $n_{II} = 1,2$.

2. Рассчитываем диаметр верхняка по формуле (3.1)

$$d = 1,61a \sqrt[3]{\frac{10\gamma Ln_{II}}{m tg \varphi R_{II}}} = 1,61 \cdot 1,25 \times \\ \times \sqrt[3]{\frac{10 \cdot 2600 \cdot 0,5 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 0,82 \cdot 16 \cdot 10^6}} = 0,225 \text{ м.}$$

Принимаем диаметр леса $d = 0,22$ м.

3. Определяем толщину затяжки из обпол по формуле (3.2)

$$\delta = 1,3 \cdot 0,5 \sqrt{\frac{10 \cdot 2600 \cdot 1,25 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 13 \cdot 10^6}} = 0,047 = 0,05 \text{ м,}$$

толщина затяжки δ_0 из пиломатериалов

$$\delta_0 = 0,67\delta = 0,67 \cdot 0,05 = 0,045 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем затяжку из пиломатериалов толщиной 45 мм (см. приложение табл. 26 СНиП II-V. 4—71).

Пример 35. Определить прочные размеры трапециевидной деревянной крепежной рамы при следующих условиях. Высота выработки вчерне $h = 3$ м; полупролет по кровле $a = 1,25$ м; угол наклона стоек $\alpha = 80^\circ$; угол внутреннего трения пород $\varphi = 39^\circ$; $tg \varphi = 0,8$; породы в кровле и боках неустойчивы (при $f = 7$ и $H = 500$ м; $n_b = 0,3$; $n_k = 0,4$); $\gamma = 2400$ kg/m^3 .

Решение. 1. Определяем высоту свода обрушения по формуле (см. табл. 8)

$$b_1 = \frac{a + h ctg \alpha + h ctg (45^\circ + \varphi/2)}{tg \varphi} = \\ = \frac{1,25 + 3 ctg 80^\circ + 3 ctg \left(45^\circ + \frac{39^\circ}{2} \right)}{0,8} = 4 \text{ м.}$$

2. Рассчитываем диаметр верхняка по формуле (3.3), предварительно приняв $L = 0,5$ м; $n_k = 1$,

$$d = 1,7 \sqrt[3]{\frac{10 \cdot 4 \cdot 2400 \cdot 0,5 \cdot 1,25^2 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 16 \cdot 10^6 \cdot 1}} = 0,27 \text{ м.}$$

Если принять сплошную крепь при $L = 0,22$ м, то расчет покажет, что $d = 0,2$ м. Паспортами крепления рекомендуется принимать диаметр верхняка не менее 16 см и не более 22 см.

Принимаем сплошное крепление выработки из расчета 4,5 рамы на 1 м ($d = 0,22$ м).

3. Определяем расчетное давление на 1 раму (при $L = d = 0,22$ м, приняв нормативную нагрузку на верхняк по формулам табл. 8)

$$Q_p = Q_1 n_{11} = 2ab_1 \gamma L n_{11} = 2 \cdot 1,25 \cdot 4 \cdot 2400 \cdot 0,22 \cdot 1,2 \cdot 10 = 63360 \text{ Н.}$$

4. Определяем боковую нагрузку D_1 , предварительно определив интенсивности боковых давлений у кровли и почвы выработки по формулам (см. табл. 8):

$$q_k = q_1 \lambda_2 = b_1 \gamma \text{tg}^2 (45 - \varphi/2) = 4 \cdot 2400 \cdot 10 \text{tg}^2 (45 - 39^\circ/2) = 21840 \text{ Па;}$$

$$q_n = (b_1 + h) \gamma \lambda_2 = (4 + 3) 2400 \cdot 0,227 \cdot 10 = 38140 \text{ Па;}$$

$$D_1 = 0,5 (q_k + q_n) h = 0,5 (21840 + 38140) 3 = 89970 \text{ Н/м.}$$

Боковая сила, действующая на стойку при $d = 0,22$ м:

$$D = D_1 d = 89970 \cdot 0,22 = 19790 \text{ Н.}$$

5. Определяем осевую силу, действующую на стойку, по формуле (3.5)

$$P = 0,5 \cdot 63360 \sin 80^\circ = 31200 \text{ Н.}$$

6. Рассчитываем длину стойки в свету l' и коэффициент продольного изгиба ψ по формуле $l' = (h-d)/\sin \alpha = (3-0,22)/0,985 = 2,82$ м; момент инерции $J = 0,1 d^4 = 0,1 \cdot 22^4 = 23,4 \cdot 10^3 \text{ см}^4$.

Расчетная длина стойки $l_0 = l' \cdot 1 = 282$ см. Радиус инерции $r = (J/F)^{1/2} = (23,4 \cdot 10^3 \cdot 4/3,14 \cdot 22^2)^{1/2} = 7,84$; гибкость стойки $\lambda = l_0/r = 282/7,84 = 35,9 < 75$; тогда $\psi = 1 - 0,8 (\lambda/100)^2 = 1 - 0,8 (35,9/100)^2 = 0,9$.

7. Определяем площадь поперечного сечения стойки F и момент ее сопротивления W :

$$F = 0,25 \pi d^2 = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,22^2 = 0,038 \text{ м}^2;$$

$$W = 0,1 d^3 = 0,1 \cdot 0,22^3 = 0,001 \text{ м}^3.$$

8. Проверяем прочность стойки по формуле (3.7)

$$31200 (0,9 \cdot 0,038) + 19790 \cdot 2,82 / (4,5 \cdot 0,001) \leq 16 \cdot 10^6,$$

$$0,9123 \cdot 10^6 + 12,4 \cdot 10^6 < 16 \cdot 10^6; \quad 13,3 < 16.$$

Стойка будет прочной. Следовательно, сплошную деревянную крепь

в рассматриваемых условиях при заданных размерах выработки можно применять. Можно убедиться дополнительным расчетом, что при сплошной крепи (при $d = 22$ см) крепь будет непрочной, если полупролет выработки по кровле будет более 1,25 м.

§ 3. РАСЧЕТ НАБРЫЗГБЕТОННОЙ КРЕПИ

Толщину набрызгбетонного покрытия определяют по нормативному документу СН 238—73 (Указания по проектированию гидротехнических тоннелей. М., 1974).

При прямоугольно-сводчатой форме выработки, если ширина ее менее 6 м и породы кровли не имеют запаса прочности (когда $n_k \leq 1$), толщину набрызгбетона определяют по формуле

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{q_n n_n}{m_b [\sigma_p]}}; \quad (3.8)$$

при наличии запаса прочности ($n_k > 1$)

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{q_n n_n}{m_b [\sigma_p] n_k}}, \quad (3.9)$$

где q_n — интенсивность нормативного давления со стороны кровли, рассчитываемая в зависимости от метода расчета горного давления (см. табл. 7, 8, 9); n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2; m_b — коэффициент условий работы, равный 0,85 для неармированного набрызгбетона и 1 для армированного; $[\sigma_p]$ — расчетное сопротивление набрызгбетона растяжению для проектных марок 300, 400, 500 соответственно 1,2; 1,4; 1,6 МПа при наличии армирования и 1,0; 1,2; 1,35 МПа при отсутствии армирования. Расчетные сопротивления для других марок тяжелого бетона даны в табл. 13 по СНиП II-21—75.

Формулы, аналогичные по написанию формулам (3.8) и (3.9), применяют для расчета толщины набрызгбетона при наличии давления со стороны боков, только вместо q_n подставляется значение интенсивности бокового давления на уровне почвы выработки q_b , а при наличии запаса прочности в боках вместо n_k ставится значение n_b . Толщину набрызгбетона принимают по расчету, но не менее 30 мм.

Пример 36. Рассчитать толщину набрызгбетонной крепи, если интенсивность давления со стороны кровли $q'_2 = q_n = 71,1 \cdot 10^3$ Па,

Т а б л и ц а 13

Вид сопротивлений	Расчетные сопротивления (МПа) при проектной марке бетона							
	150	200	250	300	350	400	450	500
Сжатие осевое	7	9	11	13,5	15,5	17,5	19,5	21,5
Растяжение осевое	0,63	0,75	0,88	1,0	1,1	1,2	1,28	1,35

интенсивность бокового давления у почвы $q'_n = q_n = 32,5 \cdot 10^3$ Па. Запасы прочности массива: $n_c = 1,1$, $n_k = 1,18$.

Решение. 1. Принимаем набрызгбетонную крепь без армировки из бетона М400, у которого $[\sigma_p] = 1,2$ МПа; коэффициенты: $m = 0,8$; $n_n = 1,2$.

2. Рассчитываем толщину набрызгбетона для кровли по формуле (3.9)

$$\delta_k = 0,35 [(71,1 \cdot 10^3 \cdot 1,2) / (0,85 \cdot 1,2 \cdot 10^6 \cdot 1,18)]^{\frac{1}{2}} = 0,09 \text{ м.}$$

3. Толщина набрызгбетона для боков

$$\begin{aligned} \delta_c &= 0,35 [(q'_n n_n) / (m_c [\sigma_p] n_c)]^{\frac{1}{2}} = \\ &= 0,35 [(32,5 \cdot 10^3 \cdot 1,2) / (0,85 \cdot 1,2 \cdot 10^6 \cdot 1,1)]^{\frac{1}{2}} = 0,06 \text{ м.} \end{aligned}$$

Принимаем толщину набрызгбетона для кровли 9 см, а для боков 6 см. В связи с большой толщиной набрызгбетонной крепи в кровле выработки возможно применение комбинированной крепи — анкерной с набрызгбетоном (см. § 4 настоящей главы).

Пример 37. Определить толщину набрызгбетона для выработки прямоугольно-сводчатой формы, пройденной в породах с $f = 12$ на расчетной глубине $H = 700$ м; породный массив имеет запасы прочности: $n_k = 1,3$; $n_c = 0,6$; $K_c = 0,25$; нормативные нагрузки: со стороны кровли $q_n = 39$ кПа, боков $q_n = 28,36$ кПа.

Решение. 1. Для крепления принимаем бетон М500, имеющий $[\sigma_p] = 1,35$ МПа; $n_n = 1,2$, $m = 0,8$; рассчитываем толщину набрызгбетона для кровли по формуле (3.9)

$$\delta_k = 0,35 [(39 \cdot 10^3 \cdot 1,2) / (0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6 \cdot 1,3)]^{\frac{1}{2}} = 0,06 \text{ м.}$$

Определяем толщину покрытия для боков (поскольку $n_c = 0,6 < 1$, то в расчетную формулу необходимо подставить значения $n_c = 1$)

$$\delta_c = 0,35 [(28,36 \cdot 10^3 \cdot 1,2) / (0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6 \cdot 1)]^{\frac{1}{2}} = 0,06 \text{ м.}$$

Для кровли и боков принимаем толщину покрытия одинаковой — 6 см.

§ 4. РАСЧЕТ АНКЕРНОЙ И КОМБИНИРОВАННОЙ КРЕПЕЙ

1. РАСЧЕТ АНКЕРНОЙ КРЕПИ

Выбор типа анкера можно сделать в зависимости от коэффициента крепости пород по табл. 14.

На рудниках наибольшее распространение имеет железобетонный анкер. Перспективным является применение сталеполномерных анкеров.

Расчет несущей способности железобетонного и сталеполномерного анкеров ведут в следующей последовательности.

Т а б л и ц а 14

Анкера	Коэффициент крепости пород f	Несущая способность, кН	Примечание
Клино-щелевой	6—10	Не более 60—70	При $10 < f < 6$ прочность закрепления замка резко уменьшается
Распорно-конусный и распорно-клиновой	< 4 > 4	Более 60—100, не более 15—20	Практически несущая способность замка при $f > 4$ — 60—80 кН; полное сцепление замков с породой достигается при натяжении 40—50 кН
Железобетонный	2—3 10—15 и более	Около 100 Не более 200—250	Несущая способность дана при полном заполнении шпура бетоном
Сталеполимерный	Любой	140 (средняя)	Заполнение шпура полимербетоном 0,25—0,3 м; начальное натяжение 35—60 кН

Расчетная несущая способность стержня анкера (Н) из условия его прочности на разрыв

$$P_c = FR_p m, \quad (3.10)$$

где F — площадь поперечного сечения стержня, m^2 (рекомендуемый диаметр стержня $d_c = 0,016$ м); R_p — расчетное сопротивление материала стержня растяжению (по СНиП-21—75 с изменениями БСТ 4—78): $R_p = 210$ МПа для горячекатаной круглой гладкой стали класса А—I; $R_p = 270$ МПа — для стали периодического профиля класса А—II; $R_p = 360$ МПа — для стали периодического профиля класса А—III; m — коэффициент условий работы стержня анкера, который в обычных условиях работы можно принять равным 0,9—1.

Расчетная несущая способность стержня анкера (Н) из условия прочности его закрепления в бетоне (или полимербетоне)

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_l m_1, \quad (3.11)$$

где d_c — диаметр арматурного стержня, м; τ_1 — удельное сцепление стержня с бетоном, Па; l_3 — расчетная длина заделки, м; k_l — поправочный коэффициент на длину заделки; m_1 — коэффициент условий работы замка, значение которого принимают при сухой скважине 0,8, при влажной 0,7—0,6.

Экспериментальными работами установлено, что значение τ_1 уменьшается с увеличением длины заделки стержня. Для марки бетона 300—400 $\tau_1 = 11 \div 12$ МПа; для полимербетона на эпоксид-

ной смоле $\tau_1 = 20 \div 24$ МПа. Установлено также, что прочность закрепления стержня периодического профиля диаметром 0,02—0,022 м при длине заделки 0,3—0,4 м в цементном бетоне и 0,2—0,25 м в полимербетоне соответствует его прочности на разрыв. Поэтому расчетную длину заделки принимают для цементного бетона 0,35—0,5 м, для полимербетона 0,25—0,3 м (реже 0,4).

На основании экспериментальных данных величину поправочного коэффициента рекомендуется принимать:

l_3 , м	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
k_l при цементном бетоне	1	0,65	0,62	0,58	0,55
k_l при полимербетоне	1	0,75	0,72	0,68	0,65

Расчетная несущая способность замка (Н) из условия его сдвига относительно стен шпура

$$P'_3 = \pi d_{\text{ш}} \tau_2 l_3 m_1, \quad (3.12)$$

где $d_{\text{ш}}$ — диаметр шпура, м; τ_2 — удельное сцепление бетона или полимербетона с породой, Па; m_1 — коэффициент условий работы замка, равный при сухом шпуре — 0,9; при влажном шпуре — 0,75, при капеже из шпура — 0,6.

При водоцементном отношении 0,5 и марке бетона 500 значения τ_2 с известняками — 1 МПа, порфиритами — 1,1 МПа, гранодиоритами — 1,4 МПа. Сцепление полимербетона с известняками — 3 МПа, со сланцами — 2—2,5 МПа.

В качестве расчетной несущей способности анкера P_a принимается меньшее из значений P_c , P_3 или P'_3 .

Длину анкера определяют с учетом зон возможного обрушения или отслоения пород, зависящих от запаса прочности пород кровли и боков, формы выработки и расчетной схемы горного давления. Высоту зоны возможного обрушения или отслоения пород определяют по формулам, приведенным в табл. 7—9 (см. главу 2, § 4).

Обозначив высоту возможного обрушения пород во всех случаях через l_b (вместо b , b' , b_1 и др.), длину анкера l_a определяют по формуле

$$l_a = l_b + l_{3г} + l_n, \quad (3.13)$$

где l_b — высота зоны возможного обрушения или отслоения пород в зависимости от запаса прочности пород кровли и принятой расчетной схемы горного давления; $l_{3г}$ — величина заглубления анкера в устойчивую зону массива пород, равная 0,3—0,4 м; l_n — длина выступающей из шпура части анкера, зависящая от ее конструкции и толщины опорно-поддерживающих элементов, равная 0,05—0,2 м.

Типовыми паспортами крепления горных выработок для рудников цветной металлургии длину анкера определяют по эмпирической формуле, которую рекомендуем применять при комбинированной крепи:

$$l_a = B_1 / \sqrt{f} + K, \quad (3.14)$$

где B_1 — ширина выработки в черне (проектный размер в проходке),

м; K — коэффициент, принимаемый равным 0,4—0,5 при ширине выработки $B_1 \leq 3,5$ м и 0,15—0,2 при $B_1 > 3,5$ м; f — коэффициент крепости пород по М. М. Протодякову.

Длина анкера принимается равной не менее 1 м и не более 2,5 м (редко 3 м).

Плотность расстановки анкеров s ($1/\text{м}^2$) в кровле выработки

$$s = q_n n_n / P_a, \quad (3.15)$$

где q_n — нормативное давление со стороны кровли (Па), зависящее от расчетной схемы горного давления, формы выработки и запаса прочности пород кровли (см. формулы в табл. 7 и 8); n_n — коэффициент перегрузки, равный 1,2; P_a — расчетная несущая способность анкера (Н), принимается меньшая из значений, определяется по формулам (3.10) — (3.12).

Расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке

$$a_1 = (1/s)^{\frac{1}{2}}. \quad (3.16)$$

Рассчитаем длину и плотность расстановки анкеров в боку выработки.

Необходимую длину анкера при неустойчивых ($n_b \leq 1$) и недостаточно устойчивых ($1 < n_b < 4$) породах в боках выработки l_b рекомендуется определять по формуле

$$l_b = c/n_b + l_{зг} + l_n, \quad (3.17)$$

где C — увеличение длины полупролета выработки за счет сползания породных призм; при прямоугольно-сводчатой форме (см. рис. 14, а) $C = h_1 \text{ctg}(45^\circ + \varphi/2)$, где h_1 — высота прямой стенки, м. Остальные обозначения в формуле (3.17) те же, что и в формуле (3.13). В формулу (3.17) при отсутствии запаса прочности ($n_b \leq 1$) следует подставлять значения $n_b = 1$.

Плотность расстановки ($1/\text{м}^2$) анкеров s' в боку выработки

$$s' = q_n n_n' / P_a, \quad (3.18)$$

где q_n — интенсивность бокового давления у почвы, зависящая от расчетной схемы горного давления, формы выработки и запаса прочности пород (см. формулы в табл. 8, 9); остальные обозначения те же, что и в формуле (3.15).

Расстояние между анкерами a_2 в боку определяется по формуле, аналогичной формуле (3.16).

$$a_2 = (1/s')^{\frac{1}{2}}.$$

Для расчета числа анкеров в кровле n_1 и боках выработки n_2 могут быть использованы формулы:

$$n_1 = q_n n_n B_1 a_1 / P_a; \quad n_2 = q_n h_1 a_2 n_n / P_a, \quad (3.19)$$

где q_n — нормативное давление со стороны кровли (см. формулы

в табл. 8 и 9); h_1 — высота прямой стенки; остальные обозначения прежние.

Количество закрепляющего состава (см³) определяют по формуле

$$V = 0,825 (d_{ш}^2 - d_c^2) l_3, \quad (3.20)$$

где $d_{ш}$, d_c — диаметр соответственно шпура и армирующего стержня см; l_3 — длина заделки анкера в бетон или полимербетон. Длина заделки в полимербетоне принимается равной 20—25 см. Объем одной ампулы полимербетона равен 200 или 250 см³.

Пример 38. Рассчитать анкерную крепь для крепления горизонтальной выработки, имеющей расчетную глубину заложения $H = 800$ м, $\gamma = 2700$ кг/м³; предел прочности пород массива на сжатие $R_{сж} = 50$ МПа, на растяжение $R_p = 4,7$ МПа ($f = 15$); коэффициент бокового распора $\lambda_1 = 0,3$. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму; ширина выработки $B = 4$ м; высота коробового свода $h_0 = 1$ м; высота вертикальной стенки $h_1 = 3$ м.

Решение. 1. Определим возможные виды крепи по параметру устойчивости

$$P_y = 10\gamma H / \sigma_{сж} = 10 \cdot 2700 \cdot 800 / (150 \cdot 10^6) = 0,144 > 0,1;$$

$$\sigma_{сж} = 10f, \text{ МПа} = 10 \cdot 15 = 150 \text{ МПа} = 15 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Согласно табл. 5 рекомендована анкерная или комбинированная крепь, а по табл. 4 возможно применение комбинированной (если выработку проходят по простиранию пород) или набрызг-бетонной крепи (для выработок, проходимых вкрест простирания).

К расчету принимаем анкерную крепь. В табл. 14 для пород с $f = 15$ рекомендованы железобетонный и сталеполимерный анкера; принимаем железобетонный анкер.

2. Определяем действующие на контуре выработки напряжения. По табл. 3 для $f > 12$ принимаем коэффициенты концентрации напряжений $K_1 = 2$; $K_2 = 0,4$ и рассчитываем напряжения по формулам (2.4) и (2.5) (см. главу 2):

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2700 \cdot 800 \cdot 10 = 43,2 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 0,4 \cdot 0,3 \cdot 2700 \cdot 800 \cdot 10 = 2,6 \text{ МПа.}$$

3. Рассчитываем коэффициенты запасов прочности пород на контуре выработки по формулам (2.9) (см. главу 2):

$$n_{\sigma} = R_{сж} / \sigma_{\max} = 50 / 43,2 = 1,15 < 4;$$

$$n_{\kappa} = R_p / \sigma_{\min} = 4,7 / 2,6 = 1,8 < 4.$$

Кровля и бока относительно устойчивы, но запасы прочности недостаточны.

Коэффициент и угол внутреннего трения пород (см. формулу 1.10)

$$\operatorname{tg} \varphi = (R_{сж} - R_p) / (R_{сж} + R_p) = (50 - 4,7) / (50 + 4,7) = 0,83;$$

$$\varphi = 39,6^\circ.$$

4. Выбираем расчетную схему горного давления. Для выработки, имеющей недостаточно устойчивые кровлю и бока (при $1 < n < 144$), рекомендована расчетная схема № 3 (см. табл. 6 и рис. 1, б).

Расчет ведут по формулам для $1 < n_k < 4$ и $n_6 \leq 1$ с поправками на имеющиеся запасы прочности $n_6 = 1,15$ и $n_k = 1,8$ (см. формулы в табл. 9).

1. Высота зоны обрушения с учетом запаса прочности пород кровли

$$b'_k = \frac{a + h_1 \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{n_k \operatorname{tg} \varphi} - h_0 =$$

$$= \frac{2 + 3 \operatorname{ctg}(45^\circ + 39,6^\circ/2)}{1,8 \cdot 0,83} - 1 = 1,28 \text{ м.}$$

2. Интенсивность давления со стороны кровли

$$q'_2 = b'_k \gamma = 1,28 \cdot 2700 \cdot 10 = 34,6 \text{ кПа.}$$

3. Интенсивность бокового давления почвы у выработки с учетом $n_6 = 1,15$

$$q_{\text{п}} = (b'_1 + h_1) \gamma \lambda_2 / n_6 = (2,28 + 3) 2700 \cdot 0,22 \cdot 10 / 1,15 = 27,3 \text{ кПа,}$$

где $b'_1 = b'_k + h_0 = 1,28 + 1 = 2,28 \text{ м;}$

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2(45^\circ - 39,6^\circ/2) = 0,22.$$

5. Рассчитываем железобетонный анкер со стержнем из круглой гладкой стали класса А—I диаметром $d_c = 0,016 \text{ м;}$ расчетное сопротивление стали $R_p = 210 \text{ МПа;}$ бетон М300, имеющий сцепление со стержнем $\tau_1 = 11 \text{ МПа;}$ расчетная длина заделки $l_3 = 0,4 \text{ м;}$ диаметр шпура $d_{\text{ш}} = 0,036 \text{ м;}$ удельное сцепление бетона с породой $\tau_2 = 1 \text{ МПа;}$ шпуры влажные — $m_1 = 0,75$.

Рассчитываем несущие способности стержня по закреплению его в бетоне и из условий сдвига бетона относительно стенок шпура по формулам (3.10) — (3.12):

$$P_c = \pi R_c^2 R_p m = 3,14 \cdot 0,008^2 \cdot 210 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 3,8 \cdot 10^4 \text{ Н;}$$

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 K_1 m_1 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 11 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,55 \cdot 0,75 = 9,1 \cdot 10^4 \text{ Н;}$$

$$P'_3 = \pi d_{\text{ш}} \tau_2 l_3 m_1 = 3,14 \cdot 0,036 \cdot 1,0 \cdot 10^6 \cdot 0,4 \cdot 0,75 = 3,3 \cdot 10^4 \text{ Н.}$$

Дальнейший расчет ведем по наименьшей несущей способности

$$P_a = P'_3 = 3,3 \cdot 10^4 \text{ Н.}$$

6. Определяем длину анкера по формулам (3.13) и (3.14), приняв $l_b = b'_k = 1,28 \text{ м:}$

$$l_a = l_b + l_{3г} + l_{\text{п}} = 1,28 + 0,3 + 0,05 = 1,63 \text{ м,}$$

принимая $l_a = 1,6 \text{ м.}$

7. Плотность расстановки анкеров в кровле по формуле (3.15)

$$S = q'_2 n_{\text{п}} / P_a = 34,6 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / 3,3 \cdot 10^4 = 1,25 \text{ шт/м}^2.$$

8. Расстояние между анкерами в кровле

$$a_1 = (1/s)^2 = (1/1,25)^2 = 0,9 \text{ м.}$$

Принимаем установку анкеров в кровле по сетке $0,9 \times 0,9$ м.

9. Определяем длину анкера в боку выработки по формуле (3.17); предварительно рассчитываем увеличение полупролета выработки

$$C = h_1 \operatorname{ctg} (45^\circ + \varphi/2) = 3 \operatorname{ctg} 64,8^\circ = 1,41 \text{ м;}$$

$$l_6 = C/n_6 + l_{3r} + l_n = 1,41/1,15 + 0,3 + 0,05 = 1,57 \text{ м;}$$

принимаем длину анкеров в боках такую же, как и в кровле $l_a = = 1,6$ м.

10. Рассчитываем плотность расстановки анкеров в боку выработки по формуле (3.18)

$$s' = q_n n_n / P_a = 27,3 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / (3,3 \cdot 10^4) = 0,99 \text{ шт/м.}$$

11. Расстояние между анкерами в боку при расположении их по квадратной сетке

$$a_2 = (1/s')^2 = (1/0,99)^2 = 1 \text{ м.}$$

Принимаем сетку расположения анкеров в боку такую же, как и в кровле ($0,9 \times 0,9$ м).

2. РАСЧЕТ КОМБИНИРОВАННОЙ КРЕПИ

Если выработка закреплена только анкерной крепью, то в местах интенсивной трещиноватости возможны отдельные вывалы или осыпание породы между анкерами. Вывалы возможны, когда размер структурного блока массива в 3—4 раза меньше расстояния между анкерами. В этом случае прибегают к комбинированной крепи. После установки анкеров выработку дополнительно крепят набрызгбетоном; иногда покрытие набрызгбетоном производят по проволочной сетке.

По практическим данным, высота навала между анкерами может достигать половины расстояния между анкерами. Форму вывала принято считать пирамидальной.

Для расчета интенсивности нагрузки на набрызгбетонную крепь со стороны кровли при пирамидальном вывале высотой $0,5 a_1$ и длиной стороны при основании пирамиды a_1 можно использовать формулу

$$q_n = 0,17 a_1 \gamma, \quad (3.21)$$

где a_1 — расстояние между анкерами в кровле при расположении их по квадратной сетке, м.

Если расстояние a_3 между рядами анкеров больше, чем между анкерами в ряду, то в формулу (3.21) вместо a_1 подставляется значение $a_3 > a_1$.

Для расчета толщины покрытия из набрызгбетона применяют формулу (3.8). Толщину покрытия следует принимать не менее 30 мм.

Пример 39. Рассчитать толщину набрызгбетонного покрытия при комбинированной крепи, используя результаты расчета примера 5. Расстояние между анкерами $a_1 = a_2 = 1$ м; запасы прочности пород $n_k = 1,8$, $n_6 = 1,15$. Размер структурного блока $b_6 = 0,25$ м.

Решение. 1. Определяем интенсивность нормативного давления со стороны кровли по формуле (3.21)

$$q_n = 0,17a_1\gamma = 0,17 \cdot 1 \cdot 0 \cdot 2700 = 4,6 \text{ кПа.}$$

2. Толщина набрызгбетонного покрытия [см. формулу (3.8)] из бетона М500, имеющего $[\sigma_p] = 1,35$ МПа, равна

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{q_n n_p}{m_6 [\sigma_p]}} = 0,35 [(4,6 \cdot 10^3 \cdot 1,2) \cdot (0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6)]^{1/2} = \\ = 0,024 \text{ м;}$$

принимаем толщину набрызгбетонного покрытия 30 мм.

§ 5. РАСЧЕТ МЕТАЛЛИЧЕСКОЙ АРОЧНОЙ ПОДАТЛИВОЙ КРЕПИ

Расчет ведется в следующей последовательности.

1. Определяется интенсивность нормативного давления со стороны кровли и боков выработки по расчетной схеме, представленной на рис. 16.

а. Высота свода обрушения при запасе прочности пород кровли $n_k \leq 1$ будет равна

$$b_1 = \frac{0,5l + h_0 \operatorname{ctg} \theta}{\operatorname{tg} \varphi}, \quad (3.22)$$

где h_0 — высота арки, м; l — ширина арки по почве, м.

б. Интенсивность нормативной нагрузки на 1 м ширины выработки со стороны кровли

$$q = b_1 \gamma L, \quad (3.23)$$

где L — расстояние между арками, м.

в. Нормативная боковая нагрузка на арку

$$D = 0,5\gamma L h_0 (2b_1 + h_0) \operatorname{tg}^2 (45^\circ - \varphi/2). \quad (3.24)$$

2. Рассчитывается горизонтальный распор H по формуле

$$H = \frac{ql^2}{8h_0} - \frac{Dr}{h_0}, \quad (3.25)$$

где r — радиус верхней дуги арки, м.

3. Находятся реакции опор

$$A = B = 0,5ql. \quad (3.26)$$

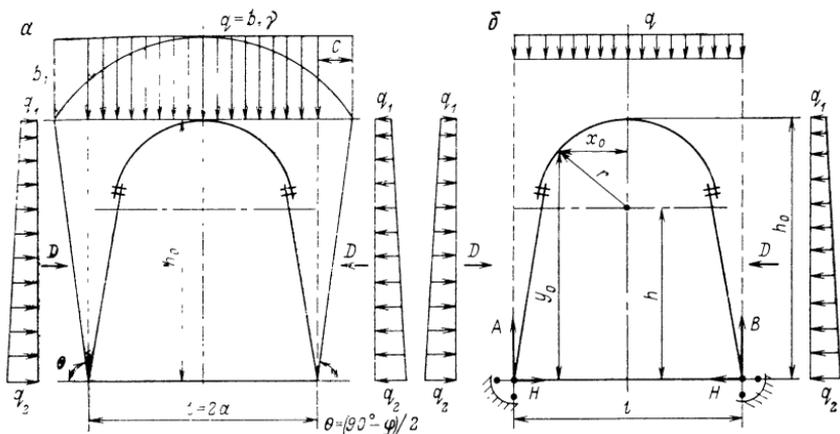


Рис. 16. Схема к расчету арочной податливой крепи:
 а — горного давления; б — элементов крепи

4. Рассчитываются координаты опасного сечения:

$$x_0 = \sqrt{r^2 - \frac{(H + D)^2}{q^2}}; \quad (3.27)$$

$$y_0 = (r^2 - x_0^2)^{\frac{1}{2}} + h. \quad (3.28)$$

5. Рассчитывается максимальный изгибающий момент

$$M_{\max} = A(0,5l - x_0) - 0,5q(0,5l - x_0)^2 - Hy_0 - D(y_0 - h), \quad (3.29)$$

где h — расстояние от почвы выработки до центра вверной дуги.

6. Определяется момент сопротивления

$$W = M_{\max} / [\sigma_n], \quad (3.30)$$

где $[\sigma_n]$ — допускаемое сопротивление на изгиб, Па.

7. Подбирается номер проката спецпрофиля по табл. 15.

8. Определяется сила осевого сжатия

$$N = A \frac{x_0}{r} + q \left(\frac{l}{2} - x_0 \right) \frac{x_0}{r} - H \frac{y_0 - h}{r} - D \frac{y_0 - h}{r}. \quad (3.31)$$

9. Рассчитывается общее напряжение в опасном сечении

$$\sigma = M_{\max} / W + N / F, \quad (3.32)$$

где F — площадь поперечного сечения профиля, см² (табл. 15).

10. Если $\sigma \leq [\sigma_n]$, то арка будет прочной. В противном случае следует уменьшить расстояние между арками или увеличить профиль проката.

Параметры выработок, закрепленных арочной податливой крепью, приведены в табл. 16.

Т а б л и ц а 15

Показатели	Характеристика СВП				
	14	17	19	22	27
Масса 1 м спецпрофиля, кг	14,7	17,1	19,2	21,9	27,0
Высота профиля, см	8,8	9,4	10,2	11,0	12,3
Площадь поперечного сечения, см ²	18,7	21,3	24,4	27,9	34,37
Момент сопротивления относительно оси $x - x$, см ³	40,7	50,3	61,3	74,8	100,2

Пример 40. Рассчитать металлическую арочную податливую крепь при следующих условиях. Площадь поперечного сечения выработки в свету 8,5 м² (см. табл. 16). Ширина арки $l = 3,5$ м, высота арки $h_0 = 2,8$ м, радиус осевой дуги $r = 1,7$ м.

Угол внутреннего трения пород $\varphi = 39^\circ$; $\operatorname{tg} \varphi = 0,8$; породы в кровле и боках неустойчивы (при глубине заложения $H = 500$ м и $f = 7$ запасы прочности составляют $n_6 = 0,3$, $n_k = 0,4$). Плотность пород $\gamma = 2600$ кг/м³. Расстояние между рамами (арками) $L = 0,5$ м.

Решение. 1. Определяем высоту свода обрушения по формуле (3.22)

$$b_1 = \frac{0,5 \cdot 3,5 + 2,8 \operatorname{ctg}(45^\circ + 39^\circ/2)}{0,8} = 2,8 \text{ м;}$$

интенсивность нагрузки со стороны кровли по формуле (3.23)

$$q = 2,8 \cdot 2600 \cdot 0,5 = 36,4 \text{ кН/м;}$$

нормативная боковая нагрузка по формуле (3.24)

$$D = 0,5 \cdot 2600 \cdot 0,5 (2 \cdot 2,8 + 2,8) \operatorname{tg}^2 \cdot (45^\circ - 19,5^\circ) = 2566 \text{ кгс} = \\ = 25,66 \text{ кН.}$$

Т а б л и ц а 16

Площадь поперечного сечения выработки в свету, м ²	Номер профиля	Ширина арки по почве, м	Высота арки, м	Радиус осевой дуги, м	Высота от почвы выработки до центра осевой дуги, м
5,5	14	2,5	2,5	1,2	1,3
6,5	17	3,2	2,6	1,5	1,1
7,5	17	3,2	2,8	1,5	1,3
8,5	19	3,5	2,8	1,7	1,1
10,5	22	4,2	3,1	2,0	1,1
12,0	27	4,7	3,3	2,2	1,1
14,5	27	5,0	3,3	2,3	1,1
17,2	27	5,2	3,4	2,4	1,2

2. Рассчитываем горизонтальный распор по формуле (3.25)

$$H = \frac{36,4 \cdot 3,5^2}{8 \cdot 2,8} - \frac{25,66 \cdot 1,7}{2,8} = 4,5 \text{ кН.}$$

3. Находим реакции опор по формуле (3.26)

$$A = B = 0,5 \cdot 36,4 \cdot 3,5 = 63,7 \text{ кН.}$$

4. Рассчитываем координаты опасного сечения по формулам (3.27) и (3.28):

$$x_0 = \sqrt{1,7^2 - \frac{(4,4 + 25,66)^2}{36,4^2}} = 1,48 \text{ м;}$$

$$y_0 = (1,7^2 - 1,48^2)^{1/2} + 1,1 = 1,94 \text{ м.}$$

5. Находим максимальный изгибающий момент по формуле (3.29):

$$\begin{aligned} M_{\max} &= 63,7(0,5 \cdot 3,5 - 1,48) - 0,5 \cdot 36,4(0,5 \cdot 3,5 - 1,48)^2 - \\ &- 4,5 \cdot 1,94 - 25,66(1,94 - 1,1) = 17,2 - 1,33 - 8,53 - 21,55 = \\ &= -14,21 = 14,21 \text{ кН} \cdot \text{м.} \end{aligned}$$

6. Определяем момент сопротивления по формуле (3.30), в расчете принимаем для стали марки Ст. 5 $[\sigma_n] = 270 \cdot 10^3$ кПа, тогда

$$W = 14,21/270 \cdot 10^3 = 0,0526 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3 = 52,7 \text{ см}^3.$$

7. По полученному моменту сопротивления подбираем по табл. 15 профиль 19 кг/м с моментом сопротивления $W = 61,3 \text{ см}^3$ и $F = 24,4 \text{ см}^2 = 24,4 \cdot 10^{-4} \text{ м}^2$.

8. Определяем силу осевого сжатия по формуле (3.31)

$$\begin{aligned} N &= 63,7 \left(\frac{1,48}{1,7} \right) + 36,4 \left(\frac{3,5}{2} - 1,48 \right) \frac{1,48}{1,7} - 4,4 \left(\frac{1,94 - 1,1}{1,7} \right) - \\ &- 25,66 \left(\frac{1,94 - 1,1}{1,7} \right) = 55,45 + 8,54 - 2,14 - 12,67 = 49,18 \text{ кН.} \end{aligned}$$

9. Общее напряжение в опасном сечении по формуле (3.32)

$$\sigma = \frac{14,21 \cdot 10^3}{61,3 \cdot 10^{-6}} + \frac{49,18 \cdot 10^3}{24,4 \cdot 10^{-4}} = 250 \cdot 10^6 \text{ Па} < [\sigma_n] = 270 \cdot 10^6 \text{ Па.}$$

Арка будет прочной. Окончательно принимаем профиль проката 19 кг/м и расстояние между арками 0,5 м.

§ 6. РАЗРАБОТКА ПАСПОРТА КРЕПЛЕНИЯ ДЛЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ

Типовые паспорта крепления горных выработок на рудниках цветной металлургии введены в действие с 1 июля 1976 г. [37].

Крепь рекомендуется выбирать предварительно по параметру устойчивости (см. табл. 4 и 5). Окончательно выбор крепи может быть сделан после ее расчета.

Для составления паспорта разработана типовая форма, представляющая развернутый лист стандартного формата. На левой стороне листа (в соответствии с § 43 и приложения 2 ЕПБ) располагают графический материал, содержащий конструкцию и размеры крепи в двух проекциях с деталями, на правой — пояснительную записку. При составлении записки к паспорту необходимо изложить характеристику пород и их устойчивость, обосновать выбор типа крепи и размеры конструктивных элементов, сведения о допустимом отставании крепи от забоя и о времени этого отставания, расходе материалов на 1 м выработки, площади поперечного сечения выработки. Наряду со сведениями, предусмотренными ЕПБ, заносятся также сведения о разрушениях и ремонте крепи в период ее эксплуатации.

Пример 41. Разработать паспорт крепления штрека, пройденного на расчетной глубине $H = 700$ м в однородных породах с коэффициентом крепости $f = 12$, плотностью $\gamma = 2800$ кг/м³. Характеристика породы: средний размер структурного блока $b_6 = 0,15$ м; коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$; прочность на сжатие $\sigma_{сж} = 120$ МПа, прочность на растяжение $\sigma_p = 10$ МПа. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму и следующие размеры: ширина в проходке $B_1 = 3$ м; высота вертикальной стенки $h_1 = 2,0$ м; высота коробового свода $h_0 = 1/3 B_1 = 1$ м.

Решение. 1. Определяем коэффициенты структурного ослабления массива для кровли и боков (см. рис. 1):

для боков $h_1/b_6 = 2/0,15 = 13$, $K_c = 0,22$;

для кровли $1,33 B_1/b_6 = 1,33 \cdot 3/0,15 = 26,6$; $K_c = 0,2$;

здесь $1,33B_1$ — длина дуги коробового свода.

Принимаем для кровли и боков $K_c = 0,2$.

2. Определяем пределы прочности массива на сжатие и растяжение по формулам (1.5) и (1.6). Предварительно принимаем коэффициент длительной прочности для пород с хрупким характером разрушения $\xi = 0,85$:

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 120 \cdot 0,2 \cdot 0,85 = 20 \text{ МПа};$$

$$R_p = \sigma_p K_c \xi = 10 \cdot 0,2 \cdot 0,85 = 1,7 \text{ МПа}.$$

3. Определяем действующие в кровле и боках напряжения по формулам (2.4), (2.5), предварительно принимаем $K_1 = 2$ и $K_2 = 0,3$ (см. табл. 3):

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2800 \cdot 700 \cdot 10 = 39 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \frac{\mu}{1 - \mu} \gamma H = 0,3 \frac{0,25}{1 - 0,25} 2800 \cdot 700 \cdot 10 = 1,9 \text{ МПа}.$$

4. Определяем запасы прочности пород кровли, боков и параметр устойчивости:

$$n_k = R_p / \sigma_{\min} = 1,7 / 1,9 = 0,89 < 4 \text{ — неустойчива,}$$

$$n_6 = R_{сж} / \sigma_{\max} = 20 / 39 = 0,51 < 4 \text{ — неустойчивый,}$$

$$P = 10 \gamma H / \sigma_{сж} \xi = 10 \cdot 2800 \cdot 700 / (120 \cdot 10^6 \cdot 0,85) = 0,192.$$

Кровля и бока неустойчивы; согласно табл. 5 (см. главу 2) рекомендована анкерная или комбинированная крепь. Поскольку размер структурного блока $b_6 = 0,15$ м, при креплении анкерами возможно выпадение кусков породы даже в том случае, если анкера будут установлены по сетке 1×1 м, так как размер блока в 6,6 раза больше расстояния между анкерами.

Принимаем к расчету комбинированную крепь. По табл. 13 можно выбрать железобетонный или сталеполимерный анкер. Принимаем к установке сталеполимерные анкера и покрытие из набрызгбетона М500.

5. Рассчитываем параметры горного давления. Для определения нагрузок выбираем расчетную схему № 3 (см. табл. 6, рис. 14, б). Расчет ведем по формулам для $n_k \leq 1$ и $n_6 \leq 1$ (см. табл. 9).

1. Высота свода обрушения

$$b_k = \frac{a + h_1 \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{\operatorname{tg} \varphi} - h_0 = \frac{1,5 + 2 \operatorname{ctg}(45^\circ + 40^\circ/2)}{0,84} - 1 = 1,89 \text{ м,}$$

где $\operatorname{tg} \varphi = (R_{сж} - R_r)/(R_{сж} + R_p) = (20 - 1,7)/(20 + 1,7) = 0,84$;
 $a = 0,5 B_1 = 1,5$ м; $\varphi = 40^\circ$.

Высота свода равновесия $b_1 = b_k + h_0 = 1,89 + 1 = 2,89$ м.

2. Давление со стороны кровли

$$q_1' = b_k \gamma = 1,89 \cdot 2800 \cdot 10 = 52,9 \text{ кПа.}$$

3. Интенсивность бокового давления на уровне почвы выработки

$$q_{п} = (b_1 + h_1) \gamma \operatorname{tg}^2(45^\circ - \varphi/2) = (2,89 + 2) 2800 \cdot 0,217 \cdot 10 = 29,7 \text{ кПа.}$$

6. К расчету принимаем сталеполимерный анкер; стержень $d_c = 0,016$ м из стали класса А-III; $R_p = 360$ МПа; полимербетон имеет $\tau_1 = 20$ МПа; $l_3 = 0,25$ м; $k_l = 0,72$; сцепление породы с полимербетоном $\tau_2 = 3$ МПа. Диаметр шпура $d_{ш} = 0,032$ м. Расчет ведем по формулам (3.10) — (3.12):

$$P_c = \pi r_c^2 R_p m = 3,14 \cdot 0,008^2 \cdot 360 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 65 \text{ кН;}$$

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_l m_1 = 3,14 \cdot 0,008 \cdot 20 \cdot 10^6 \cdot 0,25 \cdot 0,72 \cdot 0,8 = 72,3 \text{ кН;}$$

$$P_3' = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1 = 3,14 \cdot 0,032 \cdot 3 \cdot 10^6 \cdot 0,25 \cdot 0,8 = 60,3 \text{ кН.}$$

Дальнейший расчет крепи будем вести по наименьшей несущей способности $P_a = P_3' = 60,3$ кН.

7. Определяем длину анкера по формулам (3.13) и (3.14), приняв $l_b = b_k = 1,89$ м,

$$l_a = l_b + l_{3г} + l_{п} = 1,89 + 0,3 + 0,05 = 2,24, \text{ принимаем } l_a = 2,25 \text{ м.}$$

8. Плотность расстановки анкеров в кровле по формуле (3.15)

$$s = q_1' n_p / P_a = 52,9 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / (60,3 \cdot 10^3) = 1,05 \text{ шт/м}^2.$$

9. Расстояние между анкерами в кровле

$$a_1 = (1/s)^{1/2} = (1/1,05)^{1/2} = 0,976 \text{ м.}$$

Принимаем установку анкеров 1×1 м.

Число анкеров в кровле выработки по формуле (3.19) при $L = a_1 = 1$ м:

$$n_1 = 2aq_1 a_1 n_n / P_a = 2 \cdot 1,5 \cdot 52,9 \cdot 10^3 \cdot 1 \cdot 1,2 / (60,3 \cdot 10^3) = 3,15,$$

принимая $n_1 = 3$.

Длина дуги свода $l_d = 1,33$ $B_1 = 1,33 \cdot 3 = 4$ м. Расстояние между анкерами по дуге $a_1 = 4/3 = 1,33$ м.

10. Определяем длину анкера в боку выработки по формуле (3.17); предварительно рассчитываем увеличение полупролета выработки на уровне вертикальной стенки

$$C = h_1 \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2) = 2 \operatorname{ctg} 65^\circ = 0,93 \text{ м};$$

$$l_6 = C + l_{3r} + l_n = 0,93 + 0,3 + 0,05 = 1,28 \text{ м}; l_6 = 1,3 \text{ м}.$$

11. Плотность расстановки анкеров в боку [см. формулу (3.18)]

$$s' = q_n n_n / P_a = 29,7 \cdot 10^3 \cdot 1,2 / (60,3 \cdot 10^3) = 0,59 \text{ шт/м}^2.$$

12. Расстояние между анкерами в боку

$$a_2 = (1/s')^{1/2} = (1/0,59)^{1/2} = 1,3 \text{ м}.$$

Принимаем $a_2 = 1,3$ м, определим число анкеров на высоте $h_1 = 2$ м по формуле (3.19)

$$n_2 = q_n h_1 a_2 n_n / P_a = 29,7 \cdot 10^3 \cdot 2 \cdot 1,3 \cdot 1,2 / (60,3 \cdot 10^3) = 1,5 \text{ шт}.$$

Принимаем крепление бока анкерами, расположенными в шахматном порядке: в первом ряду два анкера, через 1,3 м один анкер, который располагается в 1 м от почвы выработки, а в последующем ряду опять два анкера.

13. Определяем количество закрепляющего состава и число ампул полимербетона на один анкер по формуле (3.20):

$$V = 0,825 (d_{ш}^2 - d_c^2) l_3 = 0,825 (3,2^2 - 1,6^2) 25 = 145 \text{ см}^3.$$

Принимаем 1 ампулу объемом 200 см³ на шпур. Определим место установки уплотнения от конца анкера

$$l'_3 = 27 \frac{200}{145} = 37 \text{ см}.$$

14. Рассчитываем толщину набрызгбетонного покрытия из бетона М500 [σ_p] = 1,35 МПа по формуле (3.8); предварительно определяем q_n по формуле (3.21):

для кровли

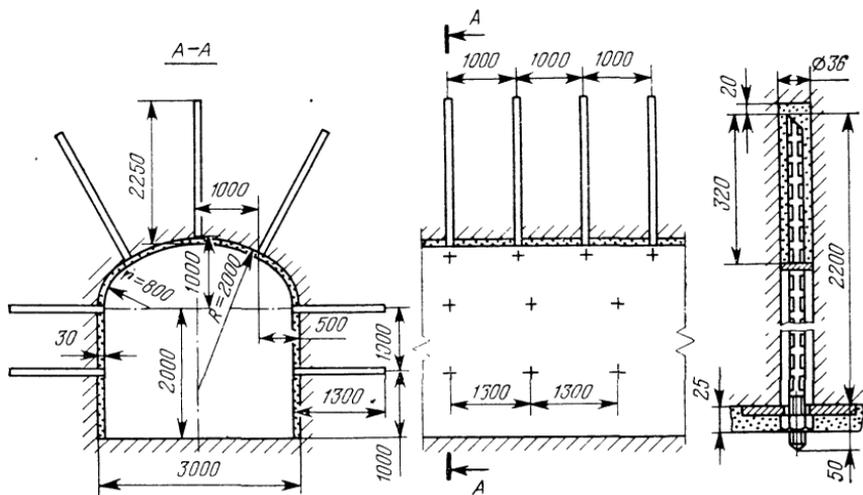
$$q_n = 0,17 a_1 \gamma = 0,17 \cdot 1 \cdot 2800 = 4,76 \text{ кПа};$$

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{q_n n_n}{m_6 [\sigma_p]}} = 0,35 \sqrt{\frac{4,76 \cdot 10^3 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6}} = 0,025 \text{ м};$$

принимая 30 мм.

Для боков принимаем толщину покрытия такой же, как и для кровли — 30 мм.

15. Рассчитываем расход материалов на 1 м выработки.



ис. 17. Крепление выработки комбинированной крепью

1. Сталь класса А-III; $d_c = 16$ мм; $L_c = 3 \cdot 2,25 + 3 \cdot 1,3/1,5 = 9,35$ м; общая масса — 15 кг с учетом накладок и гаек (5 кг); всего — 20 кг.

2. Расход бетона М500 с учетом потерь при отскоке 15 %

$$V_6 = 1,15(2h_1 + 1,33B_1) \delta_k = 1,15(2 \cdot 2 + 1,33 \cdot 3) 0,03 = 0,23 \text{ м}^3.$$

На основании выполненного расчета оформляется паспорт крепления выработки. Чертеж крепи показан на рис. 17.

Задачи к главе 3

1. Рассчитать диаметр верхняка для трапециевидной деревянной крепежной рамы, если кровля выработки недостаточно устойчива ($n_k = 1,3$), а бока устойчивы ($n_6 > 4$). Плотность породного массива $\gamma = 2700$ кг/м³, пролет выработки по кровле 2,8 м; угол внутреннего трения пород 41° .

2. Рассчитать расстояние между крепежными рамами при устойчивых боках и неустойчивой кровле. Крепежные рамы деревянные, трапециевидные; диаметр круглого леса 0,22 м; высота свода обрушения 2,5 м; плотность пород 2650 кг/м³; полупролет выработки по кровле 1,2 м; угол внутреннего трения 42° .

3. Определить прочные размеры трапециевидной деревянной крепежной рамы при следующих условиях. Высота выработки вчерне 3,2 м; полупролет по кровле 2,6 м; угол наклона стоек 85° ; угол внутреннего трения пород 42° ; породы в кровле и боках недостаточно устойчивы; плотность пород 2500 кг/м³; запасы прочности пород: в кровле $n_k = 1,3$; в боках $n_6 = 1,4$. При расчете использовать рекомендации, которые даны в примере 35 настоящей главы.

4. Рассчитать толщину набрызгбетонной крепи, приняв необходимую марку бетона, для следующих условий. Интенсивность нормативной нагрузки со стороны кровли 65 кПа (при запасе прочности пород $n_k = 1,45$); интенсивность нагрузки со стороны боков на уровне почвы 30 кПа (запас прочности пород $n_6 = 1,5$).

5. Рассчитать толщину набрызгбетонной крепи для выработки прямоугольно-сводчатой формы, пройденной на расчетной глубине 650 м в породах с коэффициентом крепости $f = 10$; коэффициент структурного ослабления пород 0,3; запасы прочности пород: $n_k = 1,2$, $n_6 = 0,85$. Нормативная нагрузка со стороны кровли 40 кПа, а боков — 30 кПа.

6. Оценить устойчивость контура, выбрать крепь и рассчитать прочные размеры крепи для выработки прямоугольно-сводчатой формы, проходимой на расчетной глубине 900 м в породах, имеющих прочность на сжатие 160 МПа, на растяжение — 12 МПа; коэффициенты: структурного ослабления — 0,35, длительной прочности — 0,9, бокового распора (упругая среда) — 0,3; плотность пород 2750 кг/м³. Размеры выработки: ширина — 3,6 м, высота вертикальной стенки — 2,2 м, высота коробового свода — 0,9 м.

7. Рассчитать несущую способность железобетонного анкера, установленного из стали класса А—II, на бетоне М500; длина заделки 0,4 м; диаметр шпура 36 мм, шпуры сухие. Недостающие данные принять, руководствуясь рекомендациями § 4 главы 3.

8. Сравнить несущую способность двух анкеров по условию прочности закрепления в бетоне, имеющих одинаковые конструктивные размеры, один из которых установлен на цементном, а второй — на полимерной смоле.

Исходные данные: диаметр стержня — 16 мм, диаметр сухого шпура — 36 мм, сталь — класса А-III, длина заделки — 0,25 м.

9. Рассчитать крепь из железобетонных анкеров для выработки, имеющей прямоугольно-сводчатую форму. Расчетная глубина заложения 800 м; прочность породного массива на сжатие 55 МПа, на растяжение — 5 МПа. Ширина выработки 3,6 м; высота коробового свода 0,9 м; высота вертикальной стенки 2 м. Коэффициент крепости пород $f = 15$.

10. Рассчитать комбинированную крепь (анкерную с набрызгбетоном) для выработки прямоугольно-сводчатой формы при следующих исходных данных: интенсивность нормативного давления со стороны кровли — 36 кПа, а со стороны боков — 20 кПа; высота свода обрушения — 1,35 м; коэффициент структурного ослабления массива — 0,25.

11. Рассчитать толщину набрызгбетонного покрытия при комбинированной крепи, если бока и кровля закреплены по сетке 1,2 × 1,2 м. Запас устойчивости пород кровли 2,2, боков — 1,4.

12. Рассчитать комбинированную крепь и составить паспорт крепления выработки, пройденной на расчетной глубине 800 м в однородных породах с коэффициентом крепости $f = 14$; плотность пород $\gamma = 3000$ кг/м³; средний размер структурного блока $b_6 = 0,2$ м; прочность породных образцов на сжатие 140 МПа, на

растяжение — 12 МПа. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму и следующие размеры: ширина вчерне — 4 м, высота вертикальной стенки — 3 м, высота свода — 1 м.

ГЛАВА 4

РАСЧЕТ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

§ 1. РАСЧЕТ ВЕНЦОВОЙ КРЕПИ

Расчет крепи ведут на изгиб по наибольшей расчетной нагрузке боковых пород для элементов, имеющих максимальный пролет в сечении выработки. Такой пролет чаще всего встречается по короткому элементу венцовой крепи, поскольку длинный элемент имеет дополнительные опоры (рис. 18). Такими опорами в стволе являются прогоны с расстрелами, а в восстающем — поперечные элементы венца, разделяющие его на отделения.

Диаметр венца из круглого леса

$$d \geq 1,08 [(P_n l^2 L)/(m R_n)]^{1/3}, \quad (4.1)$$

где P_n — расчетное давление пород, Па [см. § 5 главы 2 формула (2.17)]; l — наибольший пролет в конструкции венца, м; L — расстояние между венцами, м; m — коэффициент условий работы, равный 0,85; R_n — расчетное сопротивление древесины, равное 16 МПа для круглого леса и 13 МПа для пиленого (см. СНиП, II-В. 4—71).

При сплошной крепи, когда $L = d$, диаметр венца рассчитывают по формуле

$$d \geq 1,12l [P_n/(m R_n)]^{1/2}. \quad (4.2)$$

Если крепь изготовлена из пиломатериалов, то лучше определять момент сопротивления по формуле:

$$W = P_n L l^2 / (8m R_n). \quad (4.3)$$

Для брусьев $W = bh^2/6$, где b и h — ширина и толщина пиломатериалов, м. Зная W , можно найти необходимые размеры брусьев.

Пример 42. Рассчитать диаметр круглого леса и сечение брусьев для крепления вспомогательного ствола с расчетной глубиной $H = 120$ м, пройденного в породах с $f = 4$. Коэффициент структурного ослабления пород $K_c = 0,35$, коэффициент длительной прочности $\xi = 0,8$; плотность пород $\gamma = 2600$ кг/м³. Ствол будет пройден вне зоны влияния очистных работ; водоприток незначительный. Сечение ствола в проходке $2,83 \times 4,91$ м. Максимальный пролет у венца $l = 2,6$ м.

Решение. 1. Рассчитываем пределы прочности породного массива на сжатие

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 10^7 / K_c \xi = 10^7 \cdot 4 \cdot 0,35 \cdot 0,8 = 11 \text{ МПа.}$$

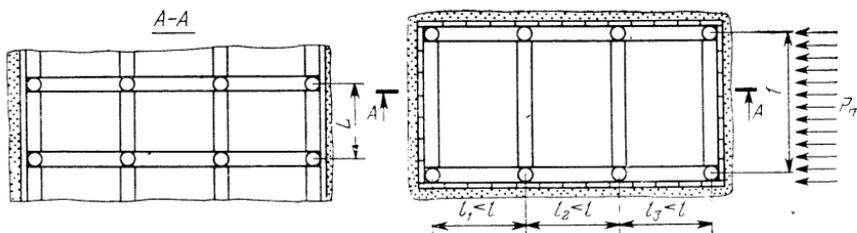


Рис. 18. Схема к расчету венцовой крепи на стойках

2. Определяем критерий устойчивости по формуле (2.13)

$$C = k_{сб} H_p / [26,3 + k_{\alpha} R_{сж} (5,25 + 0,0056 k_{\alpha} R_{сж})] =$$

$$= 1 \cdot 120 / [26,3 + 1 \cdot 11 (5,25 + 0,0056 \cdot 1 \cdot 11)] = 120 / 84,6 = 1,42 < 3;$$

согласно классификации породы относятся к устойчивым (см. табл. 10).

3. Определяем нормативное давление по формуле (2.15) при последовательной схеме проходки

$$P_H = 10 [(2C - 1) + \Delta] = 10 [(2 \cdot 1,42 - 1) + 0] = 18,4 \text{ кПа.}$$

4. Определяем расчетное давление для ствола, проходимого по последовательной схеме для приведенного радиуса $r_0 = 2$ м по формуле (2.17)

$$P_{п} = n m_{\gamma} n_{п} P_H [1 + 0,1 (r_0 - 3)] = 1,3 \cdot 0,85 \cdot 2 \cdot 18,4 = 41 \text{ кПа.}$$

5. Принимаем сплошное крепление венцовой крепью. Определяем диаметр круглого леса по формуле (4.2)

$$d = 1,12 l [P_{п} / (m R_H)]^{1/2} = 1,12 \cdot 2,6 [41 \cdot 10^3 / (0,85 \cdot 16 \cdot 10^6)]^{1/2} = 0,160 \text{ м.}$$

Принимаем круглый лес диаметром 20 см.

6. Определим необходимый размер бруса, если венец будет изготовлен из пиломатериалов.

Момент сопротивления при сплошном креплении (когда $L = b = 0,15$ м) будет

$$W = P_{п} L l^2 / (8 m R_H) = 41 \cdot 10^3 \cdot 0,15 \cdot 2,6^2 / (8 \cdot 0,85 \cdot 13 \cdot 10^6) =$$

$$= 0,47 \cdot 10^{-8} \text{ м}^3 = 470 \text{ см}^3,$$

отсюда

$$h = (6W/b)^{1/2} = (6 \cdot 470 / 15)^{1/2} = 13,7 \text{ см.}$$

Для сплошного крепления можно принять брус сечением 15×15 см (см. ГОСТ 8486—66), но, учитывая недопустимость деформации крепи ствола, принимаем брус размером 20×20 см.

§ 2. РАСЧЕТ МОНОЛИТНОЙ БЕТОННОЙ И НАБРЫЗБЕТОННОЙ КРЕПЕЙ

Расчет крепи вертикальных выработок должен производиться в соответствии с рекомендациями СНиП II-94—80.

Выбор типа и расчет параметров крепи вертикального шахтного ствола производятся отдельно для устья, протяженной части и сопряжений.

Расчет крепи производится на основе расчетного горизонтального (радиального) давления пород (см. § 5 главы 2).

На протяженных участках ствола с жесткой арматурой, а также для участков сопряжений в породах I, II, III категорий устойчивости при отсутствии воздействия очистных работ и водопонижения рекомендовано применять, как правило, монолитную бетонную крепь и бетон не ниже М200 (см. табл. 13).

В породах I категории устойчивости бетонная крепь принимается без расчета по табл. 17.

В породах II и III категорий устойчивости толщину бетонной крепи устанавливают расчетом, но она должна быть не менее величин, указанных в табл. 17.

В породах I категории устойчивости толщина набрызгбетонной крепи на протяженных участках принимается без расчета — по табл. 18, а бетон — не ниже М300.

На сопряжениях и в породах II категории устойчивости толщина набрызгбетонной крепи принимается по расчету. При этом толщина крепи должна быть не менее 150 мм на глубинах до 500 м и 200 мм на глубинах более 500 м.

Расчет бетонной и набрызгбетонной крепей производится в следующей последовательности.

1. Определяется расчетная глубина заложения ствола и прочность массива на сжатие для каждого из пересекаемых слоев по формуле (1.5).

2. Определяется категория устойчивости пород каждого слоя по формуле (2.13).

3. Рассчитывается нормативное и расчетные горизонтальные давления пород по формулам (2.15), (2.16), (2.17).

4. Рассчитывается толщина крепи по формуле (4.4).

Т а б л и ц а 17

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

Т а б л и ц а 18

Глубина расположения участка, м	Толщина набрызгбетонной крепи (мм) при углах залегания пород, градус	
	до 35	более 35
Не более 500	80	120
Более 500	100	150

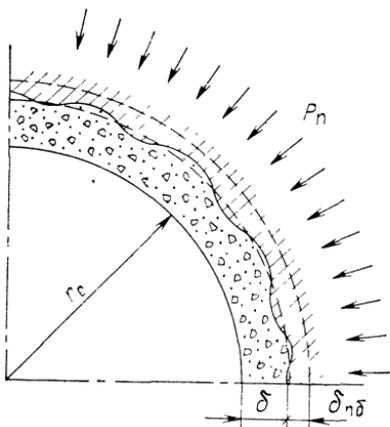


Рис. 19. Схема к расчету бетонной и набрызгбетонной крепей

коэффициент условий работы бетона, определяющий длительность воздействия нагрузки (для монолитного бетона $m_1 = 1$); m_3 — коэффициент, определяющий температурные колебания (переменное оттаивание и замораживание), равный от 0,7 до 0,95; m_7 — коэффициент, учитывающий условия бетонирования (для слоя бетонирования более 1,5 м $m_7 = 0,85$); $R'_{сж}$ — расчетное сопротивление бетона сжатию (см. табл. 13); k_p — коэффициент концентрации напряжений в конструкции крепи принимается $k_p = 1$ на протяженных участках и $k_p = 2 \div 0,05 z$ на сопряжениях, где z — расстояние от узла сопряжения до рассматриваемого сечения, м; P_n — горизонтальное давление, кПа [см. формулу (2.17)]; $\delta_{пб}$ — толщина породобетонной оболочки, образующейся за счет проникновения бетона в окружающие нарушенные породы (для набрызгбетона принимается равной 50 мм, для остальных типов крепи — равной нулю.)

Пример 43. Рассчитать толщину монолитной бетонной и набрызгбетонной крепей для ствола круглой формы на протяженных участках, используя результаты определения нагрузок в примере 32 (см. § 5 главы 2). Исходные данные для расчета сведены в табл. 19.

Дополнительные условия: температурные колебания в стволе $\pm 25^\circ\text{C}$ ($m_3 = 0,7$); используется секционная опалубка, высота бетонирования 3 м ($m_7 = 0,85$); применяется бетон М200, имеющий расчетное сопротивление сжатию $R'_{сж} = 9$ МПа (см. табл. 13).

Решение. 1. В породах I категории устойчивости толщину монолитной бетонной крепи принимаем без расчета — 200 мм до глубины залегания слоя № 1 — 250 м (см. табл. 17).

2. Рассчитываем толщину крепи для остальных слоев по формуле (4.4) при $\delta_{пб} = 0$

$$\delta_2 = m_y r_0 \left(\sqrt{\frac{m_1 m_3 m_7 R'_{сж}}{m_1 m_3 m_7 R_{сж} - 2 k_p P_n}} - 1 \right) - \delta_{пб} =$$

Расчет толщины монолитной бетонной и набрызгбетонной крепей вертикальной выработки δ следует производить по формуле СНиПа II-94—80 с учетом коэффициентов условий работы бетона m_1 , m_3 и m_7 по СНиП II-21—75. Расчетная схема представлена на рис. 19.

$$\delta = m_y r_0 \left(\sqrt{\frac{m_1 m_3 m_7 R'_{сж}}{m_1 m_3 m_7 R_{сж} - 2 k_p P_n}} - 1 \right) - \delta_{пб}, \quad (4.4)$$

где r_0 — радиус вертикальной выработки в свету, мм; m_y — коэффициент условий работы крепи, принимаемый равным 1,25; m_1 —

коэффициент условий работы бетона, определяющий длительность воздействия нагрузки (для монолитного бетона $m_1 = 1$); m_3 — коэффициент, определяющий температурные колебания (переменное оттаивание и замораживание), равный от 0,7 до 0,95; m_7 — коэффициент, учитывающий условия бетонирования (для слоя бетонирования более 1,5 м $m_7 = 0,85$); $R'_{сж}$ — расчетное сопротивление бетона сжатию (см. табл. 13); k_p — коэффициент концентрации напряжений в конструкции крепи принимается $k_p = 1$ на протяженных участках и $k_p = 2 \div 0,05 z$ на сопряжениях, где z — расстояние от узла сопряжения до рассматриваемого сечения, м; P_n — горизонтальное давление, кПа [см. формулу (2.17)]; $\delta_{пб}$ — толщина породобетонной оболочки, образующейся за счет проникновения бетона в окружающие нарушенные породы (для набрызгбетона принимается равной 50 мм, для остальных типов крепи — равной нулю.)

Т а б л и ц а 19

№ слоя	Категория устойчивости пород	Глубина залегания почвы слоя, м	Расчетное давление $P_{п}$, МПа
1	I — устойчивые	250	Не определяется
2	II — среднеустойчивые	600	0,16
3	То же	880	0,182
4	»	1000	0,197

$$= 1,25 \cdot 3000 \left(\sqrt{\frac{1 \cdot 0,7 \cdot 0,85 \cdot 9}{1 \cdot 0,7 \cdot 0,85 \cdot 9 - 2 \cdot 1 \cdot 0,16}} - 1 \right) - 0 = 113 \text{ мм.}$$

Аналогично рассчитывая толщину крепи для слоев № 3 и № 4, получаем: $\delta_3 = 130$ мм; $\delta_4 = 140$ мм.

Согласно рекомендациям СНиП II-94—80 (см. табл. 17 для угла α до 35°) толщина крепи должна быть принята для всех слоев на глубинах более 500 м равной 250 мм.

Окончательно принимаем толщину крепи для слоя № 1—200 мм; для слоя № 2 с глубины 250 м до глубины 500 м — 200 мм, а ниже 500 м для всех слоев — 250 мм.

3. Рассчитываем толщину набрызгбетонной крепи. Принимаем набрызгбетон М300, для которого $R_{сж} = 13,5$ МПа.

Для слоя № 1 толщину набрызгбетона можно принять без расчета равной 80 мм, так как породы I категории устойчивости (см. табл. 18).

Для слоев № 2—№ 4 расчет толщины ведем по формуле (4.4), принимая $\delta_{пб} = 50$ мм.

Для пород слоя № 2

$$\delta_2 = 1,25 \cdot 3000 \left[\left(\frac{1 \cdot 0,7 \cdot 0,85 \cdot 13,5}{1 \cdot 0,7 \cdot 0,85 \cdot 13,5 - 2 \cdot 1 \cdot 0,16} \right)^{1/2} - 1 \right] - 50 = 25 \text{ мм.}$$

Аналогично рассчитывая толщину крепи для слоев № 3 и № 4 получаем: $\delta_3 = 38$ мм; $\delta_4 = 45$ мм.

Согласно СНиПу, в породах II категории толщина набрызгбетонной крепи должна быть не менее 150 мм на глубинах до 500 мм и 200 мм на глубинах более 500 мм. Окончательно принимаем толщину крепи из набрызгбетона для слоя № 1—80 мм; для слоя № 2 с глубины 250 м до глубины 500 м — 150 мм, а с глубины 500 м до 1000 м (для слоев № 2 — № 4) — 200 мм.

§ 3. РАСЧЕТ КОМБИНИРОВАННОЙ КРЕПИ

В эксплуатационных стволах с канатной армировкой, вентиляционных стволах, шурфах, а также в восстающих выработках и рудоспусках, если они пройдены в породах I и II категорий устойчивости по СНиПу, рекомендуется набрызгбетонная крепь либо ком-

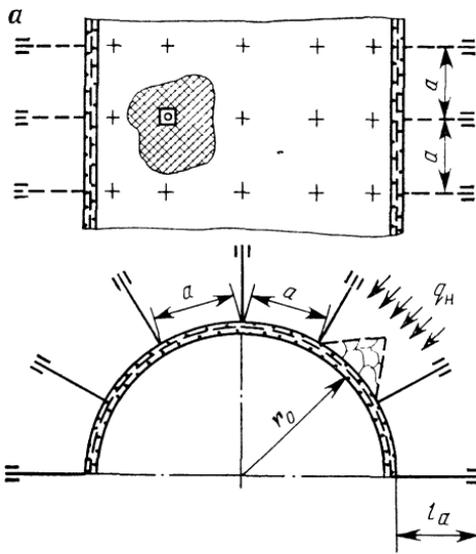
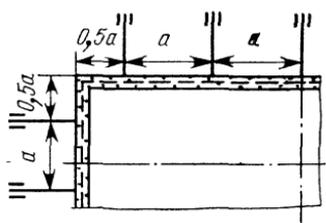


Рис. 20. Схема к расчету комбинированной крепи выработок формы сечения:
 а — круглой; б — прямоугольной



бинированная крепь из анкеров, металлической сетки и набрызг-бетона при водопритоках, не превышающих $5 \text{ м}^3/\text{ч}$ [31].

При притоках более $8 \text{ м}^3/\text{ч}$ в породах I, II и III категорий устойчивости рекомендуется применять монолитную бетонную крепь (см. § 2 настоящей главы).

В комбинированной крепи длину анкеров l_a следует принимать равной 2 м; а расстояние между анкерами $a = 0,7 l_a$. При соответствующем обосновании допускается изменять длину анкеров и расстояния между ними [31]. Длина $l_a = 2 \text{ м}$ предложена из расчета, что из стенок ствола возможны местные вывалы глубиной до 1,5—1,6 м (рис. 20).

Анкеры располагают по контуру выработки равномерно.

Рекомендуем интенсивность нормативной нагрузки рассчитывать по формуле (3.21), а расчетную нагрузку необходимо определять с учетом требований СНиП II-94—80 по формуле (2.17), принимая $P_n = q_n$ (см. § 5 главы 2).

Нагрузка, приходящаяся на один анкер, $Q = q_n a^2$.

Несущая способность анкера должна быть $P_a \geq (2 \div 3) Q$.

Обычно рассчитывают глубину заделки l_a железобетонного анкера по формулам (3.11) — (3.12), принимая за известную величину несущую способность $P_a = 2,0 Q$.

Толщину набрызгбетона при комбинированной крепи можно определить по формуле (4.4). Хорошие результаты, близкие к требованиям практики, дает также формула (3.8), которую необходимо представить в виде

$$\delta = 0,35 \left(\frac{P_n}{m_6 [\sigma_p]} \right)^{1,2}.$$

В работе [43] толщину набрызгбетона в стволах при комбинированной крепи рекомендуется определять по формуле

$$\delta = \frac{aE}{E + E_k} \left(\frac{1,232q_n}{m_6 [\sigma_p]} \right)^{1,2}, \quad (4.5)$$

где E и E_k — модули упругости породы и крепи из набрызгбетона, Па; q_n — нормативное давление, Па. Все остальные обозначения прежние.

Минимальная толщина набрызгбетона при комбинированной крепи в вертикальных выработках принимается 5 см.

Пример 44. Выбрать крепь и определить ее прочные размеры для вертикального восстающего сечением вчерне $2,1 \times 3,5$ м (максимальный размер одного из отделений в свету $1,9 \times 1,2$ м). Восстающий проходится на расчетной глубине $H_p = 750$ м в породах с $f = 15$; коэффициент структурного ослабления пород $K_c = 0,25$; коэффициент длительной прочности $\xi = 0,85$; плотность пород $\gamma = 2750$ кг/м³; породы однородные, без напластования.

Решение. Последовательность расчета принимаем по рекомендациям § 2 настоящей главы.

1. Рассчитываем пределы прочности породного массива на сжатие по формуле (1.5):

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 10^7 f K_c \xi = 10^7 \cdot 15 \cdot 0,25 \cdot 0,85 = 31,8 \cdot 10^6 = 31,8 \text{ МПа.}$$

2. Рассчитываем категорию устойчивости пород по формуле (2.13)

$$C = \frac{k_{сб} H_p}{26,3 + k_{\alpha} R_{сж} (5,25 + 0,0056 k_{\alpha} R_{сж})} = \\ = \frac{1 \cdot 750}{26,3 + 1 \cdot 31,8 (5,25 + 0,0056 \cdot 1 \cdot 31,8)} = 3,76.$$

По табл. 10 находим, что породы относятся к среднеустойчивым и имеют II категорию устойчивости.

3. Определяем нормативное давление для пород II категории устойчивости (если восстающий проходится по последовательной схеме проходки) по формуле (2.15)

$$P_n = 10[(2C - 1) + \Delta] = 10[(2 \cdot 3,76 - 1) + 0] = 65 \text{ кПа.}$$

4. Определяем расчетное давление по формуле (2.17); предварительно определяем приведенный радиус восстающего

$$r_0 = (S/\pi)^{1,2} = ((2,1 \cdot 3,5)/3,14)^{1,2} = 1,5 \text{ м} < 3 \text{ м};$$

тогда

$$P_n = nm_{\gamma} n_n P_n = 1,3 \cdot 0,85 \cdot 2 \cdot 65 = 143,6 \text{ кПа.}$$

5. Оцениваем возможность крепления сплошной венцовой крепью из круглого леса; при размере отделения в свету $l = 1,9$ м определяем диаметр венца по формуле (4.2)

$$d \geq 1,12l \sqrt{\frac{P_n}{mR_n}} = 1,12 \cdot 1,9 \sqrt{\frac{143,6 \cdot 10^3}{0,85 \cdot 16 \cdot 10^6}} = 0,22 \text{ м} > 0,2 \text{ м.}$$

Как видно из расчета, деревянная крепь не пригодна для крепления восстающего. Принимаем решение: крепить восстающий комбинированной крепью из анкеров, металлической сетки и набрызгбетона с последующей навеской расстрелов для устройства отделений. Возможно также сочетание анкерной крепи с деревянной.

Согласно рекомендациям СНиП II-94—80 для вертикальных выработок в комбинированной крепи длину анкеров l_a следует принимать равной 2 м, а расстояние между анкерами $0,7 l_a$; допускается также при соответствующем обосновании изменять длину анкеров и расстояние между ними.

Принимаем к установке железобетонный анкер длиной 2 м, а крепление по сетке $a_1 = 1 \times 1$ м.

6. Нормативное давление определим по формуле (3.21)

$$q_n = 0,17a_1\gamma = 0,17 \cdot 1 \cdot 2750 = 4675 \text{ Па.}$$

7. Расчетное давление определим по формуле (2.17), приняв $q_n = P_n$; $m_y = 0,5$ (для набрызгбетона):

$$P_n = nm_y n_n q_n = 1,3 \cdot 0,50 \cdot 2 \cdot 4675 = 6080 \text{ Па} = 6,08 = \text{кПа.}$$

8. Определим толщину набрызгбетона М500 по формуле (3.8)

$$\delta = 0,35 \left(\frac{P_n n_n}{m_6 [\sigma_p]} \right)^{1,2} = 0,35 \left(\frac{6080 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6} \right)^{1,2} = 0,028 \text{ м,}$$

принимаем толщину набрызгбетона 30 мм.

9. Определим возможность крепления восстающего анкерной крепью с последующей установкой венцовой крепи на стойках. Длину железобетонного анкера принимаем $l_a = 2$ м, крепление анкерами по квадратной сетке $a = 0,7 l_a = 1,4$ м; расстояние между венцами $L = 1$ м.

а) нормативное давление по формуле (3.21)

$$q_n = 0,17a\gamma = 0,17 \cdot 1,4 \cdot 2750 = 6550 \text{ Па;}$$

б) расчетное давление по формуле (3.8)

$$P_n = nm_y n_n q_n = 1,3 \cdot 0,85 \cdot 2 \cdot 6550 = 14475 \text{ Па} = 14,5 \text{ кПа;}$$

в) необходимый момент сопротивления венца из круглого леса по формуле (4.3)

$$\begin{aligned} W &= P_n L l^2 / (8mR_n) = 14500 \cdot 1 \cdot 1,9^2 / (8 \cdot 0,85 \cdot 16 \cdot 10^6) = \\ &= 481 \cdot 10^{-6} \text{ м}^3 = 481 \text{ см}^3; \end{aligned}$$

г) необходимый диаметр круглого леса

$$d = (32W/\pi)^{1/3} = (32 \cdot 481 / 3,14)^{1/3} = 17 \text{ см;}$$

принимаем $d = 18$ см;

д) необходимая толщина затяжки из досок по формуле (4.2), если $l = L$,

$$\delta \geq 1,12L [P_n / (mR_n)]^{1/2} = 1,12 \cdot 1 [6550 / (0,85 \cdot 13 \cdot 10^6)]^{1/2} = 0,027 \text{ м;}$$

следовательно, пригоден пиломатериал толщиной 32 мм.

10. Рассчитываем анкерную крепь.

Для комбинированной крепи к установке принимаем железобетонный анкер: стержень из стали периодического профиля класса А-III диаметром $d_c = 0,016$ м с расчетным сопротивлением растяжению $R_p = 360$ МПа; цементный бетон М400, имеющий сцепление со стержнем $\tau_1 = 12$ МПа; диаметр шпура $d_{ш} = 0,042$ м.

Анкера глубиной $l_a = 2$ м располагаем по сетке $a = 1,4 \times 1,4$ м.

а) нормативное давление, приходящееся на один анкер, $q_n = 6550$ Па;

б) необходимая несущая способность анкера

$$P_a = 2Q = 2q_n a^2 = 2,0 \cdot 6550 \cdot 1,4^2 = 25700 \text{ Н} = 25,7 \text{ кН};$$

в) находим несущую способность стержня анкера по формуле (3.10)

$$P_c = FR_p m = 0,25 \pi d_c^2 R_p m = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,016^2 \cdot 360 \cdot 1 = 0,072 \text{ МН} > 25,7 \text{ кН},$$

следовательно, стержень будет прочным;

г) находим длину заделки анкера, используя формулы (3.11) и (3.12), при $P_3 = P_a = 25,7$ кН

$$l_3 = P_3 / \pi d_c \tau_1 k_1 m_1 = 25,70 \cdot 10^3 / 3,14 \cdot 0,016 \cdot 12 \cdot 10^6 \times \\ \times 0,65 \cdot 0,8 = 0,08 \text{ м}.$$

Принимаем $\tau_2 = 1,1$ МПа = $1,1 \cdot 10^6$ Па, тогда

$$l_3 = P_3' / \pi d_{ш} \tau_2 m_1 = 25,70 \cdot 10^3 / 3,14 \cdot 0,042 \cdot 1,1 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 0,197 \text{ м}.$$

Окончательно принимаем глубину заделки анкера не менее 0,2 м. На практике обычно заполняют бетоном весь шпур.

Таким образом, крепление восстающего возможно только комбинированными крепями: анкерами с сеткой и набрызгбетоном или анкерной и венцовой крепями при установке венцов через 1 м с зажкой боков.

Задачи к главе 4

1. Рассчитать венцовую крепь из круглого леса для восстающего, пройденного на расчетной глубине 500 м в породах плотностью 2800 кг/м^3 с $f = 7$; коэффициенты: структурного ослабления массива — 0,2, длительной прочности — 0,75. Восстающий имеет два отделения; размер вчерне по короткой стороне 1,8 м; размеры отделений вчерне $1,8 \times 1,5$ м и $1,8 \times 1,2$ м.

2. Используя исходные данные задачи 1, рассчитать комбинированную крепь, состоящую из анкерной и набрызгбетонной крепей.

3. Рассчитать сплошную венцовую крепь для шурфа прямоугольного сечения глубиной 20 м в породах с $f = 2$, размером вчерне $2 \times 1,5$ м; плотность пород 2700 кг/м^3 ; коэффициенты: структурного ослабления — 0,25, длительной прочности — 0,7.

4. Рассчитать бетонную крепь для ствола диаметром в свету 6,5 м, глубиной 1200 м, если ствол пересекает три разновидности

Т а б л и ц а 20

№ слоя без насосов	Категория устойчивости пород	Глубина залегания почвы слоя, м	Расчетное радиаль- ное давления $P_{п'}$ МПа
1	I — устойчивые	290	0,220
2	II — среднеустойчивые	800	0,340
3	III — неустойчивые	1200	0,415

пород, характеристика которых дана в табл. 20. Водоприток до $8 \text{ м}^3/\text{ч}$; температурные колебания $\pm 25 \text{ }^\circ\text{C}$; ствол будет проходиться по совмещенной схеме с передвижной опалубкой; высота слоя бетона за опалубкой 3,5 м.

5. Рассчитать комбинированную крепь из анкеров с сеткой и набрызгбетона для ствола, пройденного в породах I и II категорий устойчивости, используя исходные данные предыдущей задачи.

6. Рассчитать комбинированную крепь для вертикального восстающего размером вчерне $2 \times 3 \text{ м}$, пройденного на расчетной глубине 650 м в породах с $f = 12$; коэффициенты породного массива: структурного ослабления — 0,2, длительной прочности — 0,8; плотность пород 2700 кг/м^3 .

7. Оценить возможность крепления восстающего сплошной венцовой крепью (или на стойках) из круглого леса, используя исходные данные предыдущей задачи. Восстающий будет иметь два отделения, максимальный пролет по короткой стороне 1,6 м.

8. Рассчитать сплошную венцовую крепь для запасного выхода, пройденного вертикально. Выработка имеет квадратное сечение размером вчерне $1,8 \times 1,8 \text{ м}$, пройдена на расчетной глубине 600 м в породах с коэффициентом крепости $f = 5$; плотностью 2900 кг/м^3 . Породы трещиноватые, коэффициенты: структурного ослабления — 0,25, длительной прочности — 0,7, Пуассона — 0,33.

9. Рассчитать бетонную крепь для рудоспуска, пройденного вертикально. Рудоспуск размером $1,8 \times 2,2 \text{ м}$ проходится между горизонтами 820 м и 900 м в однородных трещиноватых породах плотностью 2850 кг/м^3 с коэффициентом крепости $f = 9$. Коэффициент структурного ослабления равен 0,35, длительной прочности — 0,75, Пуассона — 0,3.

10. Рассчитать толщину набрызгбетонной крепи для вертикальной выработки диаметром 3 м, пройденной на расчетной глубине 500 м в породах с $f = 13$; плотность 2700 кг/м^3 . Породы трещиноватые, имеющие коэффициенты: структурного ослабления — 0,25, длительной прочности — 0,8, Пуассона — 0,3. Выработка будет оборудована подъемником для людей и материалов.

Указание к расчету: расчет вести как для вертикального ствола, проходимого по совмещенной схеме; недостающие данные принять самостоятельно, руководствуясь указаниями настоящей главы.

§ 1. ВЫБОР БУРИЛЬНЫХ МАШИН И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Выбор бурильных машин и установочных приспособлений для бурения шпуров следует производить согласно СНиП III-11—77 [34].

В табл. 21 даны типы бурильных машин для бурения шпуров в горизонтальных, наклонных и восстающих выработках, которые рекомендуется применять в зависимости от коэффициента крепости пород. Таблица дополнена нами марками серийных бурильных машин, которые устанавливаются на шахтных бурильных установках или на погрузочных машинах типа ПНБ.

В связи с высокой крепостью пород на рудниках преимущественное применение нашли тяжелые ручные перфораторы, бурильные машины ПК-60, ПК-75 и шахтные бурильные установки как на рельсовом, так и на пневмомашинном ходу.

Т а б л и ц а 21

Вид выработки	Тип бурильных машин	Характеристика пород		Марки бурильных машин
		коэффициент крепости f	категория крепости по СНиП	
Горизонтальные и наклонные выработки	Бурильные установки, навесное бурильное оборудование на погрузочных машинах: вращательного действия вращательно-ударного действия	2—6	V—VII	БУЭ; МБЭ-1; МКГ-2 БУ или 110-1-1М ($f < 9$) БГА-1М ($f \leq 11$) ПК-60; ПК-75; ГП-1; ГП-2; ГП-3
		7—11	VIII—IX	
	ударного действия	12 и выше	IX и выше	
	Ручные перфораторы на установках типа УПБ-1	Более 5—4	Выше VII—VIII	ПР-25; ПР-30
Восстающие выработки с углом наклона 60—90°	Телескопные перфораторы или специальные проходческие комплексы (КПВ-6)	Более 5—4	Выше VII—VIII	ПТ-36М ПТ-45 ПК-60 ПК-70

Выбор бурильной установки для бурения шпуров в горизонтальной выработке должен производиться с учетом следующих основных положений:

тип бурильной машины должен соответствовать крепости пород в обуриваемом забое;

размеры зоны бурения должны быть больше или равны высоте и ширине обуриваемого забоя;

наибольшая длина буримых шпуров по технической характеристике бурильной машины (установки) должна быть согласована с максимальной длиной шпуров (по паспорту БВР);

ширина бурильной установки не должна быть больше применяемых транспортных средств (вагонеток, электровозов, погрузочно-транспортных машин).

Бурильные коронки для вращательно-ударного бурения рекомендуется принимать следующих типов: БУ43-25, КУВШ43-25, БУ52С и КДГ, а для ударного бурения — КДП, КТШ, ККП и КЛ.

Гидравлические перфораторы ГП-1, 2, 3 находятся в стадии испытаний.

Лучшими установочными средствами для тяжелых ручных перфораторов ПР-25 и ПР-30 вместо пневмоподдержек следует считать переносные бурильные установки типов УПБ-1 и ЛПК-IV.

Т а б л и ц а 22

Параметры	УБШ-220Д (2БК-2Д)	УБШ-330Д (3БК-3ДМ)	УБШ-530Д (3БК-5Д)	УБШ-221П	УБШ-222П	УБШ-520ДЭВ (2БК-5ДЭВ)	УБШ-510ДЭВ (1БК-А-ДЭВ)
Максимальная высота обуривания забоя шпурами, параллельными оси выработки, м	4,2	4,65	7,0	4,25	4,25	7,0	3,5—8*
Максимальная ширина обуривания забоя, м	6,9	7,6	11,3	6,9	6,9	11,3	—
Коэффициент крепости пород по шкале профессора М. М. Протодяконова	6—20	6—20	6—20	6—20	6—20	3—6	3—6
Число бурильных машин	2	3	3	2	2	2	1
Глубина бурения, м	3	3	4	3	3	5	2
Тип ходовой части	ПМ	ПМ	ПМ	КЛ	КЛ	КЛ	ПМ
Тип привода ходовой части	Д	Д	Д	П	П	Д	Д
Потребляемая энергия	П	П	П	П	П	Э	Э
Транспортные размеры, м:							
высота	2,3	2,5	2,8	1,5	1,5	2,8	2,8
ширина	1,7	2,2	2,5	1,75	1,35	2,5	2,5
длина	9,4	10,6	12,1	10	9	12,1	11
Масса, т	12,5	18	22	10	8	20	18
Год освоения серийного производства	1982	1982	1981	1983	1983	1984	1984

* Установка УБШ-221П портального типа; УБШ-510ДЭВ предназначена для анкерования; ПМ — пневмоколесный ход; КЛ — колесно-рельсовый; Д — дизельный; П — пневматический (ая); Э — электрический.

В табл. 22 дана техническая характеристика новых унифицированных шахтных бурильных установок. Установки относятся к радиально-фронтальному ряду и имеют возможность обуривать не только лобовой забой, но также кровлю и бока выработок. Старые базовые модели установок ряда БК указаны в скобках.

В табл. 23 приведены технические характеристики бурильных установок, выпуск которых продолжается. Установки хорошо зарекомендовали себя на горнопроходческих работах.

Сменную эксплуатационную производительность бурильной установки в шпурометрах с учетом времени на подготовительно-заключительные операции и регламентированные простои по организационным и техническим причинам можно определить по формуле [17]:

$$Q_3 = \frac{T - t_{пз} + t'_{пз} + t_{от} + t_{вз}}{1/(k_0 n v) + (t_{ман} + t_{о.х} + t_k)}, \quad (5.1)$$

где T — продолжительность смены, мин; $t_{пз}$ — время общих подготовительно-заключительных операций, принимается равным 2,5 % от продолжительности смены, мин; $t'_{пз}$ — время подготовительно-заключительных операций при бурении шпуров, принимается равным 9,5 % от продолжительности смены, мин; $t_{от}$ — время на отдых проходчиков, принимается равным 10 % от продолжительности смены, мин; $t_{вз}$ — время на технологический перерыв на взрывные работы, принимается равным 12 % от продолжительности смены, мин; n — число бурильных машин на установке; k_0 — коэффициент одновременности работы бурильных машин, равный 0,78 при $n = 2$ и 0,73 при $n = 3$; $t_{ман}$ — время, затрачиваемое на манипулирование по установке и перестановке бурильных машин, обычно равно 0,25—0,5 мин на 1 м шпура; $t_{о.х}$ — время обратного хода бурильной головки на 1 м шпура, $t_{о.х} = 1/v_{о.х}$, здесь $v_{о.х}$ — скорость обратного хода (м/мин), равная в среднем 20 м/мин; t_k — время на замену коронок, равное 0,1 мин на 1 м шпура; v — чистая скорость бурения (м/мин), зависящая от крепости пород, принимается согласно технической характеристике бурильных машин. Для бурильных машин ударного действия чистую скорость бурения (мм/мин) можно определить по эмпирической формуле

$$v = 13400 A n / (d^2 \sigma_{сж}^{0,59}), \quad (5.2)$$

где v — скорость бурения, мм/мин; A — энергия удара поршня, Дж; n — частота ударов поршня, Гц; d — диаметр шпура, мм; $\sigma_{сж}$ — предел прочности породы на сжатие (МПа · 10).

Поскольку в ЕНВ 1980 г. на горнопроходческие работы отсутствуют нормы выработки на бурение шпуров бурильными установками, считаем необходимым, обобщив данные рудничных временных норм выработки, привести формулу для расчета сменной нормы выработки в шпурометрах

$$H_B = \frac{(T - t_{пз} - t_{об} - t_{лн}) n k_0}{(t_о + t_B)}, \quad (5.3)$$

где $t_{пз}$ — общее время на подготовительно-заключительные операции, равное 40—45 мин; $t_{об}$ — время на обслуживание установки, зависящее от ее конструкции и равное 30 мин для машин с пневматическим приводом и 60 мин для машин с дизельным приводом (включая время на заправку горюче-смазочными материалами и др.); $t_o = 1/v$ — основное время на бурение 1 м шпура, мин/м (здесь v — чистая скорость бурения); t_b — вспомогательное время при бурении, равное 0,5—0,8 мин/м; 1,07 — коэффициент отдыха; $t_{лн} = 10$ мин — личное время рабочего; остальные обозначения те же, что и в формуле (5.1).

Пример 45. Рассчитать сменную эксплуатационную производительность бурильной установки, имеющей две бурильные машины ПК-75, в породах с $f = 15$. Установка имеет дизельный привод и используется в нескольких забоях в течение смены (простой в период ведения взрывных работ исключается $t_{вз} = 0$). Определить также сменную норму выработки, если один рабочий обслуживает одну бурильную установку.

Решение. 1. Принимаем значение входящих в формулу параметров для ПК-75 по технической характеристике; $A = 147$ Дж; $n = 43,3$ Гц; $d = 42$ мм.

Предел прочности породы на сжатие $\sigma_{сж} = 100 f$ (МПа · 10) = 1500. Скорость бурения по формуле (5.2)

$$v = 13400 \cdot 147 \cdot 43,3 / (42^2 \cdot 1500^{0,59}) = 647 \text{ мм/мин} = 0,647 \text{ м/мин.}$$

2. Сменную эксплуатационную производительность определяем по формуле (5.1); для расчета принимаем $T = 360$ мин и рассчитываем другие параметры: $t_{пз} = 0,025 \cdot 360 = 9$ мин; $t_{от} = 0,1 \cdot 360 = 36$ мин; $t'_{пз} = 0,095 \cdot 360 = 34$ мин; $t_{вз} = 0$; $n = 2$; $k_o = 0,78$; $t_{ман} = 0,4$ мин/м; $t_{o. x} = 1/20 = 0,05$ мин/м; $t_k = 0,1$ мин/м, тогда

$$Q_э = \frac{360 - (9 + 34 + 36 + 0)}{1/(2 \cdot 0,78 \cdot 0,647) + (0,4 + 0,05 + 0,1)} = 182,5 \text{ м/смену.}$$

3. Определяем норму выработки по формуле (5.3); принимаем $T = 360$ мин; $t_{пз} = 40$ мин; $t_{об} = 60$ мин; $t_{лн} = 10$ мин; $n = 2$; $k_o = 0,78$; $t_o = 1/0,647 = 1,545$ мин/м; $t_b = 0,5$ мин/м;

$$H_в = \frac{(360 - 40 - 60 - 10) \cdot 2 \cdot 0,78}{(1,545 + 0,5) \cdot 1,07} = 174 \text{ м/смену.}$$

Таким образом, эксплуатационная производительность численно равна норме выработки (отличается не более чем на 10 %).

Пример 46. Выбрать бурильную установку и рассчитать ее сменную производительность для бурения шпуров в выработке, имеющей прямоугольно-сводчатую форму с площадью поперечного сечения $9,5 \text{ м}^2$ в проходке (высотой 3,1 м, шириной 3,3 м). Выработка рассчитана на применение погрузочно-доставочной машины шириной 1,6 м с проходом для людей шириной 1,2 м; коэффициент крепости пород $f = 16$; максимальная длина шпуров в комплекте $l = 2,2$ м.

Решение. 1. Согласно рекомендациям (см. табл. 21), могут быть приняты бурильные машины ударного действия ПК-60 или ПК-75.

Так как выработка не имеет рельсовых путей, то бурильная установка должна иметь пневмошинный ход. Принимая во внимание ширину и высоту выработки ($3,1 \times 3,3$ м) по зоне обуривания, можно применять только установку 2УБН-2П (см. табл. 23). Установки типа УБШ (см. табл. 22) применять нельзя, поскольку их ширина составляет 1,7—2,2 м и превышает ширину погрузочно-транспортной машины. У 2УБН-2П ширина меньше и составляет 1,5 м. Установка 2УБН-2П обладает большей устойчивостью по сравнению с установкой СБКН-2ПМ, имеет достаточную высоту и глубину обуривания (соответственно 3,5 м и 2,5 м).

2. Определяем скорость бурения по формуле (5.2); для расчета принимаем для ПК-60: $A = 90,2$ Дж; $n = 46,7$ Гц; $d = 42$ мм; предел прочности породы на сжатие $\sigma_{сж} = 100$ $f = 100 \cdot 16 = = 1,6 - 1600$ (МПа·10), тогда

$$v = 13400 \cdot 90,2 \cdot 46,7 / (42^2 \cdot 1600^{0,59}) = 412 \text{ мм/мин} = 0,412 \text{ м/мин.}$$

3. Определяем сменную эксплуатационную производительность по формуле (5.1). При продолжительности смены $T = 360$ мин параметры, входящие в формулу (5.1), будут такими же, как в примере 45: $t_{пз} = 9$ мин; $t'_{пз} = 34$ мин; $t_{от} = 36$ мин; $t_{вз} = 0$; $n = 2$; $k_0 = 0,78$; $t_{ман} = 0,4$ мин/м, $t_{о. х} = 0,05$ мин/м, $t_{к} = 0,1$ мин/м, тогда

$$Q_3 = \frac{360 - (9 + 34 + 36 + 0)}{1/(2 \cdot 0,78 \cdot 0,412) + (0,4 + 0,05 + 0,1)} = 134 \text{ м/смену.}$$

§ 2. ВЫБОР БУРОВЫХ СТАНКОВ ДЛЯ БУРЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ СКВАЖИН В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ИХ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

Для бурения скважин с целью отбойки руды в подземных условиях применяют вращательный, вращательно-ударный, ударно-вращательный и ударный способы бурения. Диаметр скважины колеблется от 52—75 мм до 105—200 мм, а глубина бурения от 5—6 м (штанговые скважины) до 50 м.

Выбор бурового станка производится в зависимости от крепости пород, требуемых глубины бурения и диаметра скважины. В табл. 24 указаны станки, выпускаемые серийно, которые с 1983 г. модернизированы (с введением в марку станка буквы «М»).

На станках вращательно-ударного бурения будут установлены колонковые перфораторы ПК-60 (для диаметра скважины 52—65 мм) и ПК-75 (для диаметра 65—75 мм). Станок 2БУ-50С будет иметь две буровые машины с бурильными головками, имеющими энергию удара в 1,5 раза выше, чем у перфоратора ПК-75.

Все станки, исключая перфораторы, требуют размеры камеры от $2 \times 2 \times 2$ до $3 \times 3 \times 3$ м.

Производительность буровых станков определяется мощностью бурильной головки или пневмоударника, числом их на станке и временем, затрачиваемым на производство вспомогательных операций. Производительность бурового станка, при прочих равных

Т а б л и ц а 24

Способ бурения	Буровое оборудование и марки станков	Диаметр скважины, мм	Глубина бурения, м	Коэффициент крепости пород f	Тип ходовой части
Вращательный	Станки для бурения шарошечными долотами: БШ-145М	145	До 100	8—16	Не самоходный Самоходный
	БШ-200С	243	До 100	8—16	
Вращательно-ударный	Станки для бурения коронками (с перфораторами ПК-60 и ПК-75): КБУ-50М	52—65	25	10—14	Не самоходный То же Самоходный То же »
	СБУ-50Э	52—65	25	8—18	
	КБУ-80М	65—75	30	8—18	
	ПБУ-80М 2БУ-50С (опытный)	65—75 65—85	40 40	8—18 8—18	
Ударно-вращательный	Станки с пневмоударниками (в скобках): БМК-4 (М-1900УК)	105	35	8—20	Не самоходный
	ЛПС-3М (П150)	155	35	8—20	
	НКР-100М (П-1-75)	105	50	8—20	
	БА-100 (М-48)	105	50	8—20	
	БМН-5А (М 1900)	105	50	8—20	
	БП160 (П-160)	105—160	50	8—20	
Ударный	Буровые установки с перфораторами и перфораторы для бурения штанговых скважин: «Удар-2»	52—85	15	4—20	
	ПТ-36М	52—65	15	4—20	
	ПТ-45	52—65	15	4—20	

условиях, в значительной мере зависит от диаметра, глубины и направления скважины. С учетом перечисленных особенностей, сменная эксплуатационная производительность бурового станка определяется по сложным аналитическим зависимостям с введением множества взаимозависимых параметров, установление числовых значений которых весьма затруднено. Поэтому на практике при техническом нормировании подземных горных работ используют зависимости, аналогичные формуле (5.3), с установлением средней

скорости бурения по длине скважины через каждые 10—20 м и расчетом среднего основного времени бурения 1 м скважины.

Сменная эксплуатационная производительность (норма выработки) бурового станка ударно-вращательного бурения

$$Q_3 = H_B = \frac{(T - t_{пз} - t_{лн}) K_m}{(t_o + t_B) k_{от}}, \quad (5.4)$$

где t_o — затраты основного времени на бурение 1 м скважины, мин/м (табл. 25); t_B — время на выполнение вспомогательных операций, приходящееся на 1 м скважины:

$$t_B = P(0,5t_1H + t_2) + t_3/h + t_4/H + t_5, \quad (5.5)$$

Т а б л и ц а 25

Коэффициент крепости пород f	Основное время t_o (мин) при угле наклона скважины к горизонтали		Коэффициент крепости пород f	Основное время t_o (мин) при угле наклона скважины к горизонтали	
	0±45°	±45±90°		0±45°	±45±90°
Свыше 20	105,2	131,6	8	9,5	12,4
20	82,6	104,2	7	7,8	9,7
19	64,9	81,3	6	6,2	7,7
18	46,3	57,8	5	4,9	6,0
17—16	33,9	42,6	4	3,9	4,9
15—14	25,2	31,4	3	3,2	4,0
13—12	19,6	24,0	2	2,7	3,1
11—10	15,2	19,0	1	2,3	2,5
9	11,9	15,4			

где P — число опусканий и подъемов бурового инструмента, необходимых для замены затупленных долот (коронки) при бурении 1 м скважины по породам различной крепости (табл. 26); t_1 — время спуска и подъема буровых штанг, приходящееся на 1 м скважины, мин ($t_1 = 0,577$ мин); t_2 — время замены коронки, мин ($t_2 = 2,2$ мин); t_3 — время наращивания одной штанги, мин (табл. 27); h — длина штанги, м (для НКР-100М $h = 1,2$ м); t_4 — время на переход очередной скважины с забуриванием (без перестановки распорной колонки), мин (величина t_4 определена по данным хронометражных наблюдений и составляет 17,1 мин); t_5 — время промывки и продувки скважины, мин (табл. 27); H — глубина скважины, м; $k_{от}$ — коэффициент отдыха при обслуживании буровым мастером одного станка $k_{от} = 1$, при многостаночном обслуживании $k_{от} = 1,05$; K_m — коэффициент увеличения нормы выработки при многостаночном обслуживании (при обслуживании одним рабочим двух станков $K_m = 1,76$; двумя рабочими трех станков — $K_m = 1,45$).

Подготовительно-заключительные операции при бурении станками ударно-вращательного бурения занимают около 40 мин, ($t_{пз} = 40$ мин), а $t_{лн} = 10$ мин.

Т а б л и ц а 26

Коэффициент крепости пород f	Глубина скважины (шпура) при бурении одной коронкой до затупления, м	Среднее число подъемов и опускающий бурового инструмента на 1 м скважины (P)
Свыше 20	Не более 0,29	4,35
20	0,3—0,39	2,9
19—18	0,40—1,16	1,28
17—16	1,17—1,93	0,645
15—14	1,94—3,46	0,37
13—12	3,47—5,23	0,23
11—10	5,24—7,56	0,16
9	7,57—8,93	0,12
8	8,94—10,06	0,105
7—6	10,07—15,53	0,078
5	15,54—20,66	0,055
4	20,67—25,33	0,043
3	25,34—43,66	0,029
2	43,67 и более	0,022

Т а б л и ц а 27

Углы наклона скважины, градус	Время продувки и промывки нисходящих скважин t_3 , мин	Время наращивания штанги, мин	
		на одну операцию t_3	на 1 м скважины
10	1,13	1,091	0,91
20	1,19	1,182	0,98
30	1,27	1,273	1,06
40	1,38	1,364	1,14
50	1,52	1,455	1,21
60	1,73	1,546	1,29
70	1,91	1,637	1,36
80	2,17	1,728	1,44
90	2,55	1,819	1,51

В табл. 25 приведены затраты основного времени на бурение 1 м скважины станком НКР-100М с пневмоударником П-1-75. Для определения времени t_0 при других пневмоударниках и станках рекомендуем воспользоваться ЕНВ—80.

Расчет эксплуатационной производительности одного станка, а также сменной нормы выработки рабочего на нескольких станках при бурении штанговых шпуров (скважин) производится по формуле

$$Q_э = H_в = \frac{(T - t_{пз} - t_{лн} - t_{п}) m}{(t_0 + t_в) k_{от} k_c}, \quad (5.6)$$

где m — число перфораторов, обслуживаемых одним бурильщиком; k_c — коэффициент, учитывающий простои перфораторов из-за совпадения требований на одновременное обслуживание перфорато-

ров, $k_c = 1,25 \div 1,3$ (большее значение следует принимать для менее крепких пород); t_0 — определяется по ЕНВ—80 в зависимости от типа перфоратора [11]; t_n — среднее время простоя перфоратора определяется из выражения $t_n = 4(m + 1)/m$; время на вспомогательные операции определяют по формуле (5.5); остальные обозначения те же, что и в формуле (5.4).

Для станков шарошечного бурения сменная производительность (норма выработки) определяется по формуле (5.4). Средние затраты основного времени на бурение 1 м скважины принимаются по ЕНВ—80 (стр. 26, табл. 7) [11].

Пример 47. Выбрать буровой станок и определить его сменную эксплуатационную производительность (норму выработки для рабочего, обслуживающего один станок) при бурении верхнего полувеера (направление скважины от 0 до $\pm 90^\circ$). Необходимый диаметр скважины 100—150 мм, глубина скважины до 30 м; породы с $f = 12 \div 14$.

Решение. 1. По условию необходимого диаметра выбираем станок ударно-вращательного бурения. Исходя из глубины скважины, могут быть приняты станки НКР-100М, БА-100, БМН-5А или БП-160. Производительность станка в значительной мере определяется маркой пневмоударника и степенью автоматизации операций бурения. Большую скорость бурения имеет пневмоударник М-48, а наибольшая степень автоматизации у станков-полуавтоматов НКР-100М и БМН-5А. Несмотря на то что станок НКР-100М выпускается в комплекте с пневмоударником П-1-75, принимаем решение: использовать для бурения пневмоударник М-48, средняя скорость бурения у которого примерно на 3—5 % больше (при прочих равных условиях).

2. Породы, имеющие $f = 12 \div 14$, относятся к XV—XVI категории буримости (по шкале ЕНВ—80). Для расчета производительности будем принимать XVI категорию.

В XVI категории основное (чистое) время бурения одной скважины диаметром 100—110 мм буровым станком НКР-100М с пневмоударником М-48 составляет: при угле наклона скважин от 0° до $+60^\circ$ $t_0 = 26,4$ мин/м, а от 60° до 90° — $t_0 = 31,68$ мин/м (см. ЕНВ—80, стр. 16, табл. 3).

Расчет производительности будем вести по формуле (5.4). Для расчета принимаем: $P = 0,23$ (см. табл. 25); $t_1 = 0,557$ мин/м; $t_2 = 2,2$ мин; $t_3 = 1,4$ мин (среднее при $\alpha = 45^\circ$ по табл. 26); $h = 1,2$; $t_4 = 17,1$ мин; $t_5 = 1,4$ мин ($\alpha = 45^\circ$); $k_0 = 1$; $K_m = 1$. Среднюю глубину скважины принимаем $H = 15$ м (изменяется от 0 до 30 м). Сначала рассчитаем время на вспомогательные операции по формуле (5.5)

$t_b = 0,23(0,5 \cdot 0,577 \cdot 15 + 2,2) + 1,4/15 + 17,1/15 + 1,4 = 4,13$ мин/м;
тогда (для α от 0° до 60°).

$Q_s = H_b = (360 - 40 - 10) 1/[(26,4 + 4,13) 1,0] = 10$ м/смену,
для α от 60° до 90°

$Q_s = H_b = (360 - 40 - 10) 1/[(31,68 + 4,13) 1,0] = 8,6$ м/смену.

Проверим полученные результаты по ЕНВ—80 для станка НКР-100М с пневмударником М-48 (см. ЕНВ—80, стр. 21, табл. 5). Для $\alpha = 0-60^\circ$ и $H = 0 \div 30$ м $H_v = 11,4$ м/см; а для $\alpha = 60-90^\circ$ — $H_v = 9,6$ м/см.

Таким образом, получены близкие результаты. Разница в производительности объясняется тем, что нами принято среднее время для спуска и подъема буровых штанг и постоянное по глубине скважины. Некоторое упрощение, введенное нами для расчета, позволяет получать близкие результаты, не прибегая к специальной справочной литературе и сложным формулам.

Пример 48. Рассчитать эксплуатационную производительность станка БШ-145М для условий, приведенных в примере 47. Диаметр скважины принимаем равным 145 мм. Станок обслуживается одним рабочим.

Решение. 1. Принимаем основное (чистое) время бурения 1 м скважины при диаметре долота 145 мм в породах XVI категории по ЕНВ-80, которое равно: для углов наклона скважин до $\pm 45^\circ$ и глубиной до 20 м — $t_o = 7,15$ мин; а при углах от $+ 40^\circ$ до $+ 90^\circ$ — $t_o = 7,85$ мин (см. стр. 27, табл. 7 ЕНВ—80).

2. Рассчитываем время на вспомогательные операции по формуле (5.5), для расчета принимаем все параметры такими же, как в примере 3, кроме $h = 0,75$ м и $H = 10$ м (средняя глубина скважины, изменяющейся от 0 до 20 м), тогда

$$t_v = 0,23(0,5 \cdot 0,577 \cdot 10 + 2,2) + 1,4/0,75 + 17,1/10 + 1,4 = 6,15 \text{ мин/м.}$$

Эксплуатационную производительность при углах наклона скважин от 0 до $\pm 45^\circ$ рассчитываем по формуле (5.4)

$$Q_s = (360 - 40 - 10) 1/[(7,15 + 6,15) 1,0] = 23,3 \text{ м/смену.}$$

при углах наклона скважин $45-90^\circ$

$$Q_s = (360 - 40 - 10) 1/[(7,85 + 6,15) 1] = 22,14 \text{ м/смену.}$$

Сравним расчеты с нормами при обслуживании одного станка одним рабочим (см. ЕНВ—80, стр. 31, 32, табл. 9), имеем: для $\alpha = 45^\circ$ $Q_s = 44,2/2 = 22,1$ м/смену и для $\alpha = 90^\circ$ $Q_s = 39,7/2 = 19,85$ м/смену, т. е. получены близкие результаты.

Пример 49. Определить эксплуатационную производительность телескопного перфоратора ПТ-36 при бурении штанговых скважин глубиной $H = 12$ м в породах XVI категории по ЕНВ—80. Перфоратор обслуживается одним рабочим, диаметр коронки 85 мм. Скважины бурят вертикально вверх ($\alpha = 90^\circ$).

Решение. 1. Принимаем следующие параметры для расчета по формуле (5.6): $T = 360$ мин; $t_{пз} = 40$ мин; $t_{дн} = 10$ мин; $m = 1$; $t_{п} = 4(m + 1)/m = 4(1 + 1)/1 = 8$ мин; $t_o = 15,6$ мин/м.

2. Рассчитываем время на вспомогательные операции по формуле (5.5); для расчета принимаем: $P = 0,23$ (см. табл. 25); $t_1 = 0,577$ мин/м; $H = 12$ м; $t_2 = 2,2$ мин; $t_3 = 1,8$ (см. табл. 26

для $\alpha = 90^\circ$); $h = 0,6$ м (величина подачи, м); $t_4 = 17,1$ мин; $t_5 = 2,55$ мин (см. табл. 27 для $\alpha = 90^\circ$);

$$t_b = 0,23 (0,5 \cdot 0,577 \cdot 12 + 2,2) + 1,8/0,6 + 17,1/12 + 2,55 = 8,3 \text{ мин/м.}$$

3. Рассчитываем сменную производительность перфоратора ПТ-36, обслуживаемого одним рабочим, по формуле (5.6)

$$Q_s = (360 - 40 - 10 - 8) / [(15,6 + 8,3) \cdot 1] = 302/23,9 = 12,6 \text{ м/смену.}$$

Сравнивая полученный результат по ЕНВ—80 (см. стр. 40, табл. 13 для диаметра 85 м), при $H > 6$ м имеем для XVI категории пород $H_b = 11,3$ м/смену, а для $H \leq 6$ м $H_b = 14,2$ м/смену, т. е. имеем близкие результаты.

Пример 50. Рассчитать сменную производительность бурильщика при обслуживании им двух перфораторов ПТ-36, используя условия и исходные данные примера 49. (Примечание: нормы выработки при обслуживании двух перфораторов одним рабочим в ЕНВ—80 не приведены.)

Решение. Все параметры, входящие в формулу (5.6), остаются такими же, как в примере 49, кроме: $k_c = 1,25$; $m = 2$; $t_n = 4(2 + 1)/2 = 6$ мин; $k_o = 1,05$, тогда

$$H_b = (360 - 40 - 10 - 6) / [(15,6 + 8,3) \cdot 1,05 \cdot 1,25] = 19,39 \text{ м/смену.}$$

Задачи к главе 5

1. Рассчитать сменную эксплуатационную производительность бурильной установки СБКН-2М при бурении шпуров в породах с $f = 12 \div 14$. Исходные данные принять по табл. 23.

2. Выбрать бурильную установку для бурения шпуров в забое горизонтальной выработки и рассчитать ее производительность. Выработка не имеет рельсовых путей, максимальная длина врубовых шпуров 2,7 м; коэффициент крепости пород $f = 17$. В выработке используется погрузочно-транспортная машина шириной 1,6 м; свободного прохода для людей нет; ширина выработки 2,6 м, высота 2,8 м.

3. Выбрать бурильную машину и установку для бурения шпуров в забое, имеющем рельсовый путь, и рассчитать ее производительность. Коэффициент крепости пород $f = 9$; необходимая глубина бурения 2,5—2,7 м. Максимальная ширина подвижного состава в выработке 0,9 м (ширина бурильной установки не должна быть больше ширины подвижного состава).

4. Рассчитать скорости бурения в породах XV категории по ЕНВ—80 ($f = 11 \div 12$) бурильными машинами БГА-1М, ПК-60, ПК-75 и ПТ-36М, используя формулу (5.2), и построить график зависимости скорости бурения от мощности единичного удара поршня для пород данной категории.

5. Выбрать буровой станок для бурения полного веера скважин глубиной до 20 м в породах с $f = 16$ и рассчитать его производительность. Требуемый диаметр скважины 85 мм.

6. Рассчитать сменную производительность бурового станка «Удар-2» для бурения штанговых скважин глубиной до 12 м в породах с $f = 10 \div 12$.

ГЛАВА 6

ВЗРЫВНЫЕ РАБОТЫ И ПРОВЕТРИВАНИЕ ЗАБОЕВ

§ 1. РАСЧЕТ ВЕЛИЧИНЫ ЗАРЯДОВ И ПАРАМЕТРОВ ВОЗДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА НА ПОРОДНЫЙ МАССИВ

Расчет сосредоточенных зарядов. Сосредоточенным называют заряд, у которого отношение длины заряда к его диаметру менее четырех. Идеальная форма сосредоточенного заряда — шар. При взрыве заряда, имеющего форму шара, образуется зона разрушения, равная примерно 20 радиусам заряда. Если заряд имеет цилиндрическую форму, то приведенный радиус зоны разрушения

$$R_3 = (Q_3 \Delta)^{1/3},$$

где Q_3 — масса заряда, кг; Δ — плотность ВВ, кг/м³ [15].

При размещении сосредоточенного заряда в массиве на глубине меньшей, чем R_3 , образуется конусообразная выемка, которую называют в о р о н к о й в з р ы в а. Показателем действия взрыва n принято считать отношение радиуса воронки r к линии наименьшего сопротивления W (рис. 21, а).

Воронку, у которой $n = r/W = 1$, называют воронкой н о р м а л ь н о г о в ы б р о с а; если $n > 1$, получается воронка усиленного выброса; $n < 1$ — воронка уменьшенного выброса; $n = 0,7$ — воронка рыхления. При показателе действия взрыва $n = 0,75 \div 1,0$ разрушенная порода только частично выбрасывается на поверхность; если $n = 0,4 \div 0,75$ — разрушенная порода не выбрасывается.

При взрыве удлиненного заряда, расположенного на глубине W от поверхности, образуется удлиненная воронка нормального выброса (рис. 21, в), объем которой

$$V_B = W^2 l_3 + 1,05W^3, \quad (6.1)$$

где l_3 — длина заряда, м; W — л. н. с., м.

Объем воронки при взрыве сосредоточенного заряда

$$V_B = 0,33\pi r^2 W, \quad (6.2)$$

где r — радиус воронки взрыва, м.

Объем воронки нормального выброса, у которой $r = W$, будет $V_B = W^3$.

Масса сосредоточенного заряда, необходимого для получения воронки н о р м а л ь н о г о в ы б р о с а,

$$Q_n = q_n W^3,$$

где q_n — нормальный расчетный или удельный расход ВВ, кг/м³.

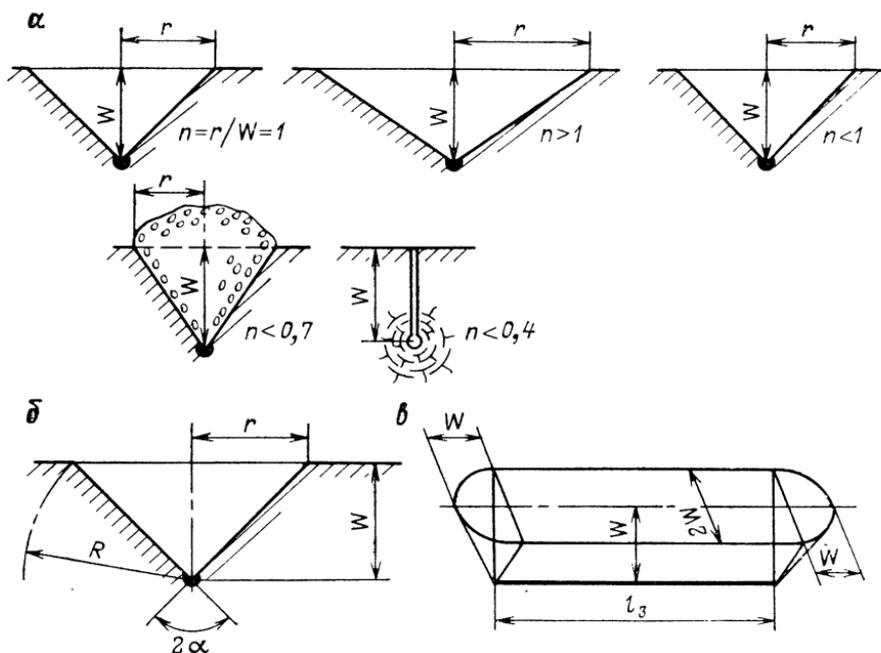


Рис. 21. Воронки взрыва:

a — при различной массе сосредоточенных зарядов; *б* — элементы воронки; *в* — при удлиненном заряде

В табл. 28 приведены приблизительные удельные расходы аммонита № 6ЖВ для зарядов рыхления q_p и нормального выброса q_v . В случае применения других ВВ необходимо соответствующее значение q умножить на коэффициент относительной работоспособности $e = 380/p$, где p — работоспособность принятого ВВ (см^3) [20].

По степени воздействия сосредоточенного заряда на окружающей среде массив при $n < 0,75$, когда разрушенная порода не выбрасывается (видимой воронки не образуется), вводят коэффициент n_m , характеризующий отношение массы принятого заряда на рыхление Q_p к массе заряда нормального выброса Q_n [14]: $n_m = Q_p/Q_n$.

Исходной количественной оценкой действия взрыва является взрыв заряда нормального выброса. Для зарядов камуфлета $n_m \leq 0,2$; для зарядов рыхления $0,2 < n_m < 1$. Значения n_m в пределах $0,2 < n_m < 0,35$ характеризуют заряды уменьшенного рыхления; $n_m = 0,35$ — заряды нормального рыхления; $0,35 < n_m < 1$ — заряды усиленного рыхления; $n_m = 1$ — заряды нормального выброса; $n_m > 1$ — заряды усиленного выброса.

Для определения массы сосредоточенного заряда выброса, а также рыхления и камуфлета можно воспользоваться формулой

$$Q = n_m q_n W^3, \quad (6.3)$$

Порода	Группа (категория) грунтов и пород по СНиПу	Категория крепости пород по ЕНПР	Коэффициент крепости пород k	Средняя плотность пород, кг/м ³	Расчетный удельный расход ВВ, кг/м ³ , для зарядов	
					рыхления q_p	выброса q_b
Песок	I	—	—	1500	—	1,6—1,8
Песок плотный или влажный	I—II	—	—	1650	—	1,2—1,3
Суглинок тяжелый	II	II	—	1750	0,35—0,4	1,3—1,8
Глина ломовая	III	III	—	1950	0,35—0,45	1,2—1,8
Лесс	III	III—IV	—	1950	0,30—0,40	0,9—1,2
Мел, выщелоченный мергель	III—IV	IV	0,8—1	1850	0,20—0,4	0,9—1,2
Гипс	IV	IV—V	1,0—1,5	2250	0,35—0,45	1,1—1,5
Известняк-ракушечник	IV—V	V—VI	1,5—2	2100	0,35—0,6	1,4—1,8
Опока, мергель	IV—VI	IV—V	1—1,5	1900	0,3—0,4	1,0—1,3
Туфы трещиноватые, плотные, тяжелая лемза	V	V	1,5—2	1100	0,35—0,5	1,2—1,5
Конгломерат, брекчий на известковом цементе	IV—VI	V—VI	2,3—3	2200	0,35—0,45	1,1—1,4
Песчаник на глинистом цементе, сланец, глинистый, слюдястый, серицитовый мергель	VI—VII	VI—VII	3—6	2200	0,4—0,55	1,2—1,6
Доломит, известняк, магнезит, песчаник на известковом цементе	VII—VIII	VII—VIII	5—6	2700	0,4—0,6	1,2—1,8
Известняк, песчаник, мрамор	VII—IX	VII	6—8	2800	0,45—0,8	1,2—2,2
Гранит, гранодиорит	VII—X	VII—X	6—12	2800	0,5—0,8	1,7—2,1
Базальт, диабаз, андезит, габбро	IX—XI	IX—XI	6—8	3000	0,6—0,85	1,7—2,2
Кварцит	X	X	12—12	3000	0,5—0,8	1,6—2,0
Порфирит	X	X	16—20	2800	0,6—0,8	2,0—2,3

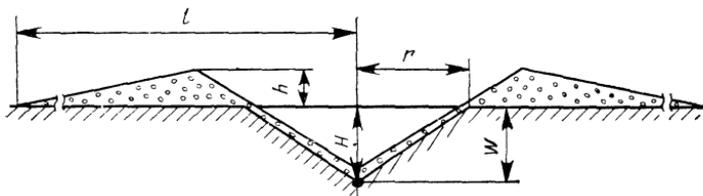


Рис. 22. Воронка выброса и параметры развала выброшенной породы

где q_n — расчетный удельный расход ВВ для зарядов нормального выброса для аммонита № 6ЖВ ($q_n = q_b$ см. в табл. 28).

Для определения массы заряда нормального рыхления можно записать:

$$Q_p = 0,35q_n W^3 = 0,35q_b W^3 = q_p W^3, \quad (6.4)$$

где q_p — расчетный удельный расход для заряда рыхления, кг/м³

Заряды выброса рассчитывают по формуле М. М. Борескова, которая является основной при расчете сосредоточенных зарядов выброса при величине $W \leq 25$ м:

$$Q_b = q_n W^3 (0,4 + 0,6n^3), \quad (6.5)$$

где n — показатель действия взрыва.

Для расчета зарядов выброса, когда $W > 25$ м, используют формулу

$$Q_b = q_n W^3 (0,4 + 0,6n^3) (W/25)^{1,2}. \quad (6.6)$$

При взрыве на выброс в грунтах рассчитывается видимая глубина воронки (м) при значениях $n \leq 2$ по формуле

$$H = 0,45W (2n - 1), \quad (6.7)$$

а в скальных породах

$$H = 0,33W (2n - 1). \quad (6.8)$$

При $n > 2$ видимая глубина воронки выброса равна л. н. с ($H = W$).

Максимальная длина развала выброшенной породы (рис. 22) $l = 5nW$. Высота навала: при нормальном выбросе $h = 0,7 W$; при усиленном выбросе $h = 0,7 W/n$.

При одновременном взрывании серии сосредоточенных зарядов, расположенных вдоль оси проектной выемки, воронки выброса сливаются, образуя сплошную выемку без перемычек.

Расстояние между зарядами

$$a = 0,5W (n + 1). \quad (6.9)$$

Пример 51. Определить величину оптимального показателя действия взрыва сосредоточенного заряда при одной обнаженной поверхности.

Решение. 1. Оптимальным будем считать заряд, при котором объем воронки разрушения (или выброса) будет максимальным. Объем воронки (см. рис. 21, б)

$$V = \frac{1}{3} \pi r^2 W.$$

Из рис. 21, б имеем $r^2 = R^2 - W^2$, тогда

$$V = \frac{1}{3} \pi (R^2 - W^2) W.$$

2. Найдем величину л. н. с., при которой объем воронки будет максимальным. Возьмем производную $\frac{dV}{dW}$ и приравняем ее нулю:

$$\frac{dV}{dW} = \frac{1}{3} (R^2 - W^2) = 0,$$

откуда

$$W = R/\sqrt{3}.$$

3. Найдем значение показателя взрыва $n = r/W$, для этого найдем значение r :

$$r^2 = R^2 - W^2 = R^2 - R^2/3 = 2R^2/3; \quad r = R(2/3)^{1/2},$$

тогда $n = R(2/3)^{1/2}/R/\sqrt{3} = \sqrt{2} = 1,41$.

Таким образом, максимальный объем воронки разрушения будет при показателе $n = 1,41$.

Пример 52. Определить массы сосредоточенного заряда нормального выброса и заряда нормального рыхления, помещенных на глубине $H = W = 2$ м от поверхности в гипсе (IV категории по СНиПу). Расчеты выполнить для аммонита № 6ЖВ и граммонала А-8.

Решение. 1. По табл. 28 для гипса принимаем расчетный удельный расход для зарядов выброса, для аммонита № 6ЖВ (эталонное ВВ) $q_{\text{в}} = q_{\text{н}} = 1,3$ кг/м³; для зарядов рыхления $q_{\text{р}} = 0,4$ кг/м³.

2. Величина заряда нормального выброса по формуле (6.4)

$$Q_{\text{н}} = q_{\text{н}} W^3 = 1,3 \cdot 2^3 = 10,4 \text{ кг.}$$

Величина заряда нормального выброса для $n = 1$ по формуле (6.5)

$$Q_{\text{в}} = q_{\text{н}} W^3 (0,4 + 0,6n^3) = 1,3 \cdot 2^3 (0,4 + 0,6 \cdot 1^3) = 10,4 \text{ кг.}$$

Величину заряда нормального рыхления для тех же условий определяем по формуле (6.4)

$$Q_{\text{р}} = q_{\text{р}} W^3 = 0,4 \cdot 2^3 = 3,2 \text{ кг.}$$

Величину заряда нормального рыхления проверим по формуле (6.3) для $n_{\text{м}} = 0,35$

$$Q_{\text{р}} = n_{\text{м}} q_{\text{в}} W^3 = 0,35 \cdot 1,3 \cdot 2^3 = 3,6 \text{ кг.}$$

Окончательно принимаем $Q_p = 3,6$ кг.

Определяем заряды нормального выброса и нормального рыхления для гранулита АС-8, который имеет работоспособность $p = 430$ см³:

$$Q_v = eQ_p = \frac{360}{430} 10,4 = 0,835 \cdot 10,4 = 8,7 \text{ кг};$$

$$Q_p = eQ_p = 0,835 \cdot 3,6 = 3 \text{ кг}.$$

Пример 53. Определить величину сосредоточенного заряда усиленного выброса для аммонита № 6ЖВ, находящегося на глубине $H = W = 3$ м; максимальную ширину развала, высоту навала породы; параметры воронки при $n = 2$. Взрыв производится в известняках VIII категории по СНиПу ($f = 7$).

Решение. 1. По табл. 28 принимаем среднее значение $q_n = q_v = 1,7$ кг/м³, а показатель действия взрыва $n = 2$.

2. Определяем величину заряда усиленного выброса по формуле (6.5)

$$Q_v = q_n W^3 (0,4 + 0,6n^2) = 1,7 \cdot 3^3 (0,4 + 0,6 \cdot 2^2) = \\ = 45 (0,4 + 4,8) = 235 \text{ кг}.$$

3. Видимая глубина воронки при $n = 2$ $H = W = 3$ м. Радиус воронки $r = nW = 2 \cdot 3 = 6$ м.

Максимальная ширина развала $l = 5nW = 5 \cdot 2 \cdot 3 = 30$ м; высота навала породы $h = 0,7 W/n = 0,7 \cdot 3/2 = 1,05$ м.

Пример 54. Определить массы зарядов нормального выброса и расстояние между ними при проходке канавы глубиной $H = W = 1,5$ м и длиной по дну 15 м в породах VII категории — по СНиПу. Ширина канавы поверху $B = 2r = 3$ м (угол откоса 45°). Определить также максимальную ширину развала, высоту навала выброшенной породы и расстояние между зарядами по длине канавы для аммонита № 6ЖВ.

Решение. 1. По табл. 28 принимаем расчетный удельный расход ВВ для зарядов нормального выброса $q_v = q_n = 1,6$ кг/м³.

2. Определяем требуемый показатель действия взрыва $n = r/W = 1$ и величину заряда нормального выброса по формуле (6.4)

$$Q_v = q_n W^3 = 1,6 \cdot 1,5^3 = 5,4 \text{ кг}.$$

3. Видимая глубина воронки в скальных породах при одиночном заряде [см. формулу (6.8)] для $n < 2$ будет:

$$H = 0,33W (2n - 1) = 0,33 \cdot 1,5 (2 \cdot 1 - 1) = 0,5 \text{ м},$$

т. е. воронка будет засыпана породой на 1 м и потребуется зачистка канавы.

Максимальная высота навала $h = 0,7 W = 0,7 \cdot 1,5 = 1,05$ м; максимальная длина развала $l = 5nW = 5 \cdot 1 \cdot 1,5 = 7,5$ м.

4. Определяем расстояние между зарядами по оси канавы по формуле (6.9)

$$a = 0,5W (n + 1) = 0,5 \cdot 1,5 (1 + 1) = 1,5 \text{ м}.$$

5. Определяем объем полости для размещения заряда, если его плотность $\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$:

$$V = Q_{\text{в}}/\Delta = 5,4/900 = 0,006 \text{ м}^3.$$

Для размещения заряда принимаем цилиндрическую полость диаметром $d = 0,2 \text{ м}$ и определяем ее длину

$$l_3 = 4V/\pi d^2 = 4 \cdot 0,006/3,14 \cdot 0,2^2 = 0,19 \text{ м} \approx 0,2 \text{ м}.$$

Заряд сосредоточенный, так как $l_3/d = 1$.

6. Определяем число зарядов для канавы длиной $L = 15 \text{ м}$ (по дну)

$$N_3 = L/a + 1 = 15/1,5 + 1 = 11.$$

7. Для зарядов одинаковой массы количество ВВ для образования канавы

$$Q_{\text{к}} = N_3 Q_{\text{в}} = 11 \cdot 5,4 = 59,4 \text{ кг}.$$

8. Если принять расход ВВ равным $Q_{\text{к}}$, то удельный расход

$$q = Q_{\text{к}}/V_{\text{к}} = Q_{\text{к}}/(W^2 L + 1,05 W^3) = 59,4/(1,5^2 \cdot 15 + 1,05 \cdot 1,5^3) = \\ = 1,6 \text{ кг/м}^3.$$

Поскольку каждому второму заряду по длине канавы придется открывать в 2 раза меньший объем породы (полный объем равен W^3), то каждый заряд может быть уменьшен в 2 раза. Поэтому принимаем шесть полных и пять половинных зарядов.

9. Определяем требуемое количество ВВ для образования канавы

$$Q_{\text{ф}} = 6 \cdot 5,4 + 0,5 \cdot 5 \cdot 5,4 = 45,9 \text{ кг}.$$

10. Фактический удельный расход

$$q = Q_{\text{ф}}/V_{\text{к}} = 45,9/37,29 = 1,23 \text{ кг/м}^3.$$

Для образования канавы длиной 15 м зарядами нормального выброса окончательно принимаем 11 зарядов, из которых шесть зарядов массой по 5,4 кг и пять зарядов по 2,7 кг.

Пример 55. Определить массы зарядов усиленного выброса и расстояние между ними для тех же условий, что и в примере 54; рассчитать ширину канавы и угол ее откоса.

Решение. 1. Принимаем $q_{\text{н}} = q_{\text{в}} = 1,6 \text{ кг/м}^3$ и $n = 2$, чтобы обеспечить $H = W = 1,5 \text{ м}$.

Видимая воронка выброса одиночного заряда должна быть $H = W$, чтобы исключить зачистку канавы после взрыва.

2. Определяем величину заряда усиленного выброса по формуле (6.5)

$$Q_{\text{в}} = q_{\text{н}} W^3 (0,4 + 0,6n^3) = 1,6 \cdot 1,5^3 (0,4 + 0,6 \cdot 2^3) = 28 \text{ кг}.$$

3. Ширина воронки для одиночного заряда (при $n = r/W = 2$); $B = 2r = 2nW = 2 \cdot 2 \cdot 1,5 = 6 \text{ м}$; а угол откоса

$$\text{tg } \alpha = W/r = 1,5/3,0 = 0,5; \quad \alpha = 26,5^\circ.$$

4. Определим расстояние между зарядами усиленного выброса по оси канавы по формуле (6.9)

$$a = 0,5W(n+1) = 0,5 \cdot 1,5(2+1) = 2,25 \text{ м.}$$

5. Объем полости для размещения одного заряда при плотности ВВ $\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$

$$V = Q_{\text{в}}/\Delta = 28/900 = 0,03 \text{ м}^3.$$

Длина цилиндрической полости диаметром $d = 0,2 \text{ м}$

$$l_3 = 4V/(\pi d^2) = 4 \cdot 0,03/(3,14 \cdot 0,2^2) = 0,95 \text{ м.}$$

Полученная форма заряда имеет соотношение $l_3/d = 0,95/0,2 = 4,75$. Заряд получился удлиненным, так как отношение длины заряда к диаметру больше, чем 4 : 1. Принимаем $d = 0,3 \text{ м}$; тогда $l_3 = 0,42 \text{ м}$.

6. Определяем число зарядов по дну канавы при длине $L = 15 \text{ м}$

$$N_3 = L/a + 1 = 15/2,25 + 1 = 8.$$

Учитывая совместную работу зарядов (см. пример 54), принимаем пять зарядов массой по 28 кг и три заряда по 14 кг, поскольку крайние заряды по концам канавы должны быть полными.

7. Фактический удельный расход ВВ

$$q = Q_{\text{к}}/(W^2L + 1,05W^3) = (5 \cdot 28 + 3 \cdot 14)/(1,5^2 \cdot 15 + 1,05 \cdot 1,5^3) = 4,88 \text{ кг/м}^3.$$

Окончательно принимаем: удельный расход $q = 4,88 \text{ кг/м}^3$; пять зарядов по 28 кг и три заряда по 14 кг.

8. Максимальные длина и высота развала выброшенной породы:

$$l = 5nW = 5 \cdot 2 \cdot 1,5 = 15 \text{ м;}$$

$$h = 0,7W/n = 0,7 \cdot 1,5/2 = 0,5 \text{ м.}$$

Пример 56. Определить массы оптимальных сосредоточенных зарядов выброса и расстояние между ними (исходя из максимального объема разрушения одиночного заряда) для образования канавы глубиной $H = W = 1,5 \text{ м}$ и длиной по дну $L = 15 \text{ м}$. Взрыв производится в породах VII категории СНиП; ВВ — аммонит № 6ЖВ.

Решение. 1. По табл. 28 принимаем расчетный удельный расход ВВ для зарядов нормального выброса $q_{\text{в}} = q_{\text{н}} = 1,6 \text{ кг/м}^3$. Требуемый оптимальный показатель действия взрыва определен равным $n = r/W = 1,41$ (см. пример 51).

2. Величину одиночного заряда определим по формуле (6.5)

$$Q_{\text{в}} = q_{\text{н}}W^3(0,4 + 0,6n^3) = 1,6 \cdot 1,5^3(0,4 + 0,6 \cdot 1,41^3) = 15 \text{ кг.}$$

3. Считая, что каждый из зарядов работает самостоятельно, образуя максимальный объем воронки разрушения, расстояние между зарядами должно быть не менее двух радиусов воронки, образованной одиночным зарядом, тогда

$$a = 2r = 2 \cdot 1,41W = 2 \cdot 1,41 \cdot 1,5 = 4,23 \text{ м.}$$

4. Определяем число зарядов по длине канавы

$$N_3 = L/a + 1 = 15/4,23 + 1 = 4,5 \text{ заряда.}$$

5. Принимаем пять зарядов, тогда расстояние между ними $a = 3,75$ м и показатель действия взрыва поперек канавы не изменится, если будет принята масса заряда $Q_3 = 15$ кг.

6. Фактический удельный расход ВВ для образования канавы

$$q = 5Q_3/V_k = 5Q_3/(W^2L + 1,05W^3) = \\ = 5 \cdot 15/(1,5^2 \cdot 15 + 1,05 \cdot 1,5^3) = 2 \text{ кг/м}^3.$$

Расчет удлиненных зарядов, располагаемых параллельно одной открытой поверхности. Действие взрыва удлиненного заряда вблизи свободной поверхности в плоскости, параллельной его продольной оси, подчиняется тем же закономерностям, что и сосредоточенного заряда, а воронка удлиненного заряда нормального выброса в поперечном сечении будет представлять фигуру, показанную на рис. 21, в.

Объем воронки взрыва нормального выброса определяют по формуле (6.1). Величина заряда нормального выброса при $n = 1$

$$Q_v = q_n V_v = q_n (W^2 l_3 + 1,05W^3). \quad (6.10)$$

В практике часто пользуются массой заряда, приходящейся на 1 м его длины,

$$\rho_n = q_n W^2. \quad (6.11)$$

Если используется заряд усиленного выброса, то

$$\rho_v = q_n W^2 n^2. \quad (6.12)$$

В случае применения нескольких удлиненных зарядов, расположенных параллельно друг другу, линейная масса одного заряда

$$\rho = qWa, \quad (6.13)$$

где q — удельный расход ВВ при взрыве нескольких удлиненных зарядов, кг/м³; a — расстояние между зарядами в ряду, м.

Сравнивая уравнения (6.11), (6.12) и (6.13) для зарядов нормального и усиленного выброса, можем записать массы зарядов, приходящихся на единицу длины, в другой форме:

$$\rho_n = q_n Wa; \quad (6.14)$$

$$\rho_v = q_n n^2 Wa. \quad (6.15)$$

При образовании траншеи, образованной взрывом на выброс нескольких параллельных рядов линейных или сосредоточенных зарядов, дно получается ровным, если расстояние между рядами b не превышает

$$b \leq Wn^{2,3}, \quad (6.16)$$

где n — показатель действия взрыва, равный r/W .

В случае применения нескольких сосредоточенных зарядов выброса, расположенных рядами, массу каждого из зарядов рассчитывают по формулам:

$$\text{масса заряда нормального выброса} \\ Q_n = q_n W a b; \quad (6.17)$$

$$\text{масса заряда усиленного выброса} \\ Q_b = q_n n^2 W a b, \quad (6.18)$$

где a — расстояние между сосредоточенными зарядами в ряду, м; b — расстояние между рядами, м.

Для цилиндрического заряда вместимость 1 м длины при диаметре d

$$\rho = \pi d^2 \Delta / 4,$$

где Δ — плотность заряжания, кг/м³.

Необходимый диаметр заряда нормального выброса найдем, приравнявая уравнение (6.11) и вместимости ρ

$$d_n = 1,12W (q_n / \Delta)^{1/2}, \quad (6.19)$$

а диаметр заряда усиленного выброса

$$d_y = 1,12W n (q_n / \Delta)^{1/2}.$$

При совместной работе удлиненных зарядов, расположенных параллельно открытой поверхности, коэффициент сближения зарядов $m = a/W$ (где a — расстояние между скважинными зарядами в ряду) рекомендуется принимать $m = 2,8$ [21]. Этот вывод можно сделать также, исходя из максимального объема воронки разрушения, рассматривая работу каждого из зарядов отдельно (см. пример 51). Так, максимальный объем воронки разрушения будет при $n = r/W = \sqrt{2} = 1,41$, тогда расстояние между зарядами должно быть равным $a = 2r$. При $W = 1$ (т. е. в случаях, когда величина л. н. с. постоянна) будем иметь $a = 2r = 2 \cdot 1,41 = 2,8$; $a = mW = 2,8 \cdot 1 = 2,8$. Таким образом, для зарядов дробления при $n = \sqrt{2} = 1,41$ можно принимать $a = mW = 2,8/W$.

При отбойке нескольких рядов на вновь образованную открытую поверхность, расположенную параллельно удлиненным зарядам, принимают $b = W$, тогда $m = a/b = 2,8$.

Пример 57. Определить массу заряда нормального выброса, расположенного параллельно одной открытой (земной) поверхности, для образования выемки длиной по дну $L = 15$ м. Глубина заложения $H = W = 1,5$ м. Заряд нормального выброса аммонита № 6 ЖВ расположен в породах VII категории по СНиПу (см. табл. 28). Определить также диаметр заряда и параметры выемки.

Решение. 1. По табл. 28 принимаем расчетный удельный расход ВВ для заряда нормального выброса $q_b = q_n = 1,6$ кг/м³. Плотность заряда принимаем равной $\Delta = 900$ кг/м³.

2. Определим массу ВВ на 1 м длины заряда нормального выброса по формуле (6.11)

$$\rho_n = q_n W^2 = 1,6 \cdot 1,5^2 = 3,6 \text{ кг/м.}$$

3. Определим диаметр заряда

$$d = 1,12W (q_n/\Delta)^{1/2} = 1,12 \cdot 1,5 (1,6/900)^{1/2} = 0,07 \text{ м;}$$

принимая $d = 0,07$ м и уточняем линейную массу заряда при этом диаметре

$$\rho_n = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,07^2 \cdot 900 / 4 = 3,46 \text{ кг/м.}$$

4. Определим массу удлиненного заряда для образования выемки $L = l_3 = 15$ м

$$Q_3 = \rho_n l_3 = 3,46 \cdot 15 = 52 \text{ кг.}$$

5. Размеры канавы поверху $B = 2r = 3$ м; тогда видимая глубина

$$H_B = 0,33W (2n - 1) = 0,33 \cdot 1,5 = 0,5 \text{ м.}$$

6. Объем выемки

$$V = W^2 l_3 + 1,05 W^3 = 1,5^2 \cdot 15 + 1,05 \cdot 1,5^3 = 37,3 \text{ м}^3.$$

7. Фактический удельный расход ВВ при заряде нормального выброса

$$q = Q_3 / V = 52 / 37,3 = 1,4 \text{ кг/м}^3.$$

Пример 58. Для условий примера 57 рассчитать заряд усиленного выброса, расположенный параллельно земной поверхности, и параметры воронки выброса.

Решение. 1. Из примера 57 имеем: $q_n = q_v = 1,6$ кг/м³, $\Delta = = 900$ кг/м³; для заряда усиленного выброса принимаем $n = 2$.

2. Определим массу заряда на 1 м скважины по формуле (6.12)

$$\rho_n = q_n W^2 n^2 = 1,6 \cdot 1,5^2 \cdot 2^2 = 14,4 \text{ кг/м.}$$

3. Определим диаметр заряда усиленного выброса ($n = 2$)

$$d_y = 1,12Wn (q_n/\Delta)^{1/2} = 1,12 \cdot 1,5 \cdot 2 (1,6/900)^{1/2} = 0,14 \text{ м.}$$

4. Уточним массу заряда в 1 м скважины для $d = 0,14$ м

$$\rho_n = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,14^2 \cdot 900 / 4 = 13,8 \text{ кг/м.}$$

5. Определим массу заряда при $L = l_3$

$$Q_3 = \rho_n l_3 = 13,8 \cdot 15 = 207 \text{ кг.}$$

6. Ширина выемки поверху $B = 2r = 2nW = 2 \cdot 2 \cdot 1,5 = 6$ м.

7. Объем выемки при видимой глубине $H = W = 1,5$ м

$$V_B = 0,5BHL + \pi r^2 H / 3 = 0,5 \cdot 6 \cdot 1,5 \cdot 15 + 0,33 \cdot 3,14 \cdot 3^2 \cdot 1,5 = 81,6 \text{ м}^3.$$

8. Длина выемки поверху $L_B = L + 2r = 15 + 6 = 21$ м.

9. Фактический удельный расход ВВ для заряда усиленного выброса

$$q = Q_3 / V_B = 207 : 81,6 = 2,54 \text{ кг/м}^3.$$

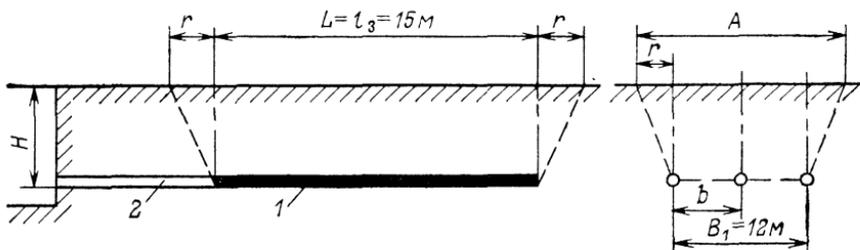


Рис. 23. Схема к расчету удлиненных зарядов выброса:
1 — заряды; 2 — забойка

Пример 59. Рассчитать заряды нормального и усиленного выбросов, а также оптимальный заряд для образования выемки глубиной $H = W = 4$ м. Заряды располагаются параллельно друг другу и открытой поверхности. Необходимая длина выемки $L = 15$ м, ширина по дну $B_1 = 12$ м. Взрывание производится в породах VII категории по СНиПу. Определить также параметры выемки (рис. 23).

Решение. 1. По табл. 28 принимаем удельный расход аммонита № 6ЖВ для заряда нормального выброса $q_v = q_n = 1,6$ кг/м³. Принимаем показатель действия взрыва для усиленного выброса $n = 2$; плотность ВВ $\Delta = 900$ кг/м³.

2. Определяем расстояние между зарядами в ряду по дну выемки по формуле (6.16) для $n_1 = 1$; $n_2 = 2$ и $n_3 = 1,41$:

$$b_1 = a_1 W n_1^{2/3} = 4 \cdot 1 = 4 \text{ м};$$

$$b_2 = a_2 W n_2^{2/3} = 4 \cdot 2^{2/3} = 4 \cdot 1,58 = 6,3 \text{ м};$$

принимаем $b_2 = 6$ м; $b_3 = 2r = 2n_3 W = 2 \cdot 1,41 \cdot 4 = 11,3$ м.

3. Для образования выемки шириной 12 м принимаем следующее число зарядов:

$$\text{нормального выброса } N_1 = B_1/b_1 + 1 = 12/4 + 1 = 4;$$

$$\text{усиленного выброса } N_2 = 12/6,0 + 1 = 3;$$

$$\text{оптимальные } N_3 = 12/11,3 + 1 = 2.$$

4. Определяем массы зарядов, приходящиеся на единицу длины, по формулам (6.17) и (6.18):

$$\rho_n = q_n W b_1 = 1,6 \cdot 4 \cdot 4 = 25,6 \text{ кг/м};$$

$$\rho_v = q_n n_2^2 W b_2 = 1,6 \cdot 2^2 \cdot 4 \cdot 6 = 153,6 \text{ кг/м};$$

$$\rho_0 = q_n n_3^2 W b_3 = 1,6 \cdot 1,41^2 \cdot 4 \cdot 11,3 = 144 \text{ кг/м}.$$

5. Определяем массы каждого из зарядов при длине выемки $L = l_3 = 15$ м:

$$Q_n = \rho_n l_3 = 25,6 \cdot 15 = 384 \text{ кг};$$

$$Q_v = \rho_v l_3 = 153,6 \cdot 15 = 2304 \text{ кг};$$

$$Q_0 = \rho_0 l_3 = 144 \cdot 15 = 2160 \text{ кг}.$$

6. Определяем общие массы зарядов:

$$Q_1 = N_1 Q_n = 4 \cdot 384 = 1536 \text{ кг};$$

$$Q_2 = N_2 Q_b = 3 \cdot 2304 = 6912 \text{ кг};$$

$$Q_3 = N_3 Q_0 = 2 \cdot 2160 = 4320 \text{ кг}.$$

7. Определяем диаметры каждого из зарядов по формуле

$$d = (4p/\pi\Delta)^{1/2};$$

$$d_n = (4 \cdot 25,6/3,14 \cdot 900)^{1/2} = 0,2 \text{ м};$$

$$d_b = 0,47 \text{ м}; \quad d_0 = 0,45 \text{ м}.$$

8. Определяем ширину выемок на уровне открытой поверхности:

$$A_1 = B_1 + 2r = B_1 + 2nW = 12 + 2 \cdot 1 \cdot 4 = 20 \text{ м};$$

$$A_2 = 12 + 2 \cdot 2 \cdot 4 = 28 \text{ м};$$

$$A_3 = 12 + 2 \cdot 1,44 \cdot 4 = 23,5 \text{ м}.$$

9. Объемы выемок с некоторым приближением складываются из объема призмы с основаниями A и B_1 , высотой H , длиной L , а также двух треугольных боковых призм (по торцам выемки) с основанием r , H и длиной A (см. рис. 23):

$$V_1 = 0,5(B_1 + A_1)HL + 2(0,5A_1r_1H) = \\ = 0,5(12 + 20)4 \cdot 15 + 2(0,5 \cdot 20 \cdot 4 \cdot 4) = 960 + 320 = 1280 \text{ м}^3;$$

$$V_2 = 1200 + 896 = 2096 \text{ м}^3;$$

$$V_3 = 1065 + 540 = 1605 \text{ м}^3.$$

10. Фактические удельные расходы:

$$q_n = Q_1/V_1 = 1536/1280 = 1,2 \text{ кг/м}^3;$$

$$q_b = 3,29 \text{ кг/м}^3; \quad q_0 = 2,69 \text{ кг/м}^3.$$

Пример 60. Для условий примера 59 рассчитать сосредоточенные заряды нормального и усиленного выбросов, расположенных перпендикулярно к одной открытой поверхности.

Решение. 1. Из примера 59 принимаем $q_b = q_n = 1,6 \text{ кг/м}^3$; $\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$. Принимаем: расстояния между рядами $b_1 = 4 \text{ м}$, $b_2 = 6 \text{ м}$; число рядов: $n_1 = 4$, $n_3 = 3$.

2. Определяем расстояние между сосредоточенными зарядами в ряду по формуле (6.9) при $n = 1$ и $n = 2$:

$$a_1 = 0,5W(n+1) = 0,5 \cdot 4(1+1) = 4 \text{ м};$$

$$a_2 = 0,5W(n+1) = 0,5 \cdot 4(2+1) = 6 \text{ м}.$$

3. Определяем число сосредоточенных зарядов в ряду при длине выемки $L = 15 \text{ м}$:

$$N_1 = L/a_1 + 1 = 15/4 + 1 = 4,75;$$

$$N_2 = L/a_2 + 1 = 15/6 + 1 = 3,5.$$

Принимаем:

$$N_1 = 5, N_2 = 4.$$

4. Уточняем расстояние между зарядами в ряду:

$$a_1 = L/(N_1 - 1) = 15/4 = 3,75 \text{ м};$$

$$a_2 = L/(N_2 - 1) = 15/3 = 5 \text{ м}.$$

5. Определяем массу каждого заряда по формулам (6.17) и (6.18):

$$Q_n = q_n W a_1 b_1 = 1,6 \cdot 4 \cdot 3,75 \cdot 4 = 96 \text{ кг};$$

$$Q_b = q_n n^2 W a_2 b_2 = 1,6 \cdot 2^2 \cdot 4 \cdot 5 \cdot 6 = 768 \text{ кг}.$$

6. Определяем массы всех зарядов:

$$Q_1 = Q_n n_1 N_1 = 96 \cdot 4 \cdot 5 = 1920 \text{ кг};$$

$$Q_2 = Q_b n_2 N_2 = 768 \cdot 3 \cdot 4 = 9216 \text{ кг}.$$

7. Определяем фактические удельные расходы ВВ, принимая объемы выемок (разрушения) такими же, как в примере 59:

$$q_1 = Q_1/V_1 = 1920/1280 = 1,5 \text{ кг/м}^3;$$

$$q_2 = 9216/2096 = 4,39 \text{ кг/м}^3.$$

8. Определяем длины ребер кубической полости для размещения сосредоточенных зарядов:

$$Q_n = l_1^3 \Delta; \quad l_1 = (Q_n/\Delta)^{1/3} = (960/900)^{1/3} = 0,47 \text{ м}; \quad l_2 = 0,94 \text{ м}.$$

Расчет одиночных зарядов рыхления (дробления). Для расчета зарядов рыхления при отсутствии опытных данных удельный расход q_p принимают по табл. 28 и используют формулы, аналогичные формулам для расчета зарядов выброса [см. формулы (6.10), (6.11), (6.14) — (6.18)]. В этом случае удельный расход ВВ для зарядов рыхления принимают в долях от удельного расхода на выброс, и расчет зарядов различного действия ведут по формулам:

масса единицы длины заряда нормального рыхления

$$\rho_{p, n} = 0,35 q_n W^2;$$

масса заряда усиленного рыхления

$$\rho_{p, y} = 0,75 q_n W^2;$$

масса заряда наибольшего камуфлета

$$\rho_k = 0,2 q_n W^2.$$

С учетом принятого коэффициента при q_n диаметр заряда нормального рыхления

$$d_{p, n} = 1,12 W (0,35 q_n / \Delta)^{1/2}. \quad (6.20)$$

При заданной вместимости 1 м скважины p л. н. с. для удлиненного заряда рыхления, расположенного параллельно открытой

поверхности, определяют по формуле (для $l_3 = W$)

$$W = (p/q_n)^{1/2}; \quad (6.21)$$

$$\text{при } p < q_n \text{ (когда } W < 1 \text{ м), то } W = p/q_n. \quad (6.22)$$

Если длина заряда, вычисленная по формуле (6.21) $l_3 < W$, необходимо определить новую л. н. с. по формуле

$$W_c = (pl_3/q_n)^{1/3}; \quad (6.23)$$

если подкоренное выражение меньше 1, то

$$W_c = (pl_3'/q_n)^{1/2}.$$

Масса удлиненного одиночного заряда $Q = pl_3$.

Если одиночный удлиненный заряд рыхления расположен перпендикулярно к обнаженной поверхности, то способ расчета зависит от того, меньше или больше мощность взрываемого слоя H величины $H_{\text{нр}}$, вычисляемой по формуле

$$H_{\text{нр}} = \left[\frac{2p}{q_n(3 - q_n)} \right]^{1/2}, \quad (6.24)$$

где $q_n = q_p$ — расчетный удельный расход ВВ для зарядов рыхления (см. табл. 28).

Если $H < H_{\text{нр}}$, заряд рассчитывают в следующем порядке: определяют массу заряда по формуле

$$Q = q_p W^3;$$

определяют длину заряда по формуле

$$l_3 = Q/p;$$

устанавливают глубину скважины (шпура)

$$l_c = H + l_n = H + 0,5q_p l_3,$$

где l_n — глубина перебура, м.

Пример 61. Рассчитать массы удлиненных одиночных зарядов нормального выброса, рыхления, усиленного рыхления и камуфлета, расположенных на глубине $H = W = 5$ м перпендикулярно к одной плоскости обнажения в трещиноватых туфах V категории по СНиПу. Определить также ширину выемки и параметры навала выброшенной породы при нормальном выбросе.

Решение. 1. По табл. 28 для аммонита № 6ЖВ принимаем $q_b = q_n = 1,4$ кг/м³; плотность ВВ $\Delta = 900$ кг/м³.

2. Определяем массы ВВ для 1 м зарядов нормального выброса

$$p_b = q_n W^2 = 1,4 \cdot 5^2 = 35 \text{ кг/м;}$$

нормального рыхления

$$p_{p.н} = 0,35q_n W^2 = 0,35 \cdot 1,4 \cdot 5^2 = 12,25 \text{ кг/м;}$$

усиленного рыхления

$$p_{p.у} = 0,75q_n W^2 = 0,75 \cdot 1,4 \cdot 5^2 = 26,25 \text{ кг/м;}$$

наибольшего камуфлета

$$\rho_k = 0,2q_n W^2 = 0,2 \cdot 1,4 \cdot 5^2 = 7 \text{ кг/м.}$$

3. Определяем по формулам (6.19) и (6.20) диаметры зарядов: нормального выброса

$$d_b = 1,12W (q_n/\Delta)^{1/2} = 1,12 \cdot 5 (1,4/900)^{1/2} = 0,22 \text{ м} = 220 \text{ мм};$$

нормального рыхления

$$\begin{aligned} d_{p.н} &= 1,12W (0,35q_n/\Delta)^{1/2} = 1,12 \cdot 5 \cdot (0,35 \cdot 1,4/900)^{1/2} = \\ &= 0,13 \text{ м} = 130 \text{ мм}; \end{aligned}$$

усиленного рыхления

$$d_{p.у} = 1,12 \cdot 5 (0,75 \cdot 1,4/900)^{1/2} = 0,190 \text{ м} = 190 \text{ мм};$$

наибольшего камуфлета

$$d_k = 1,12 \cdot 5 (0,2 \cdot 1,4/900)^{1/2} = 0,099 \text{ м} = 100 \text{ мм.}$$

4. Определяем ширину и глубину выемки и параметры навала выброшенной породы для заряда нормального выброса: ширина выемки поверху

$$B = 2r = 2W = 2 \cdot 5 = 10 \text{ м};$$

видимая глубина выемки

$$h = 0,33W (2n - 1) = 0,33 \cdot 5 (2 \cdot 1 - 1) = 1,65 \text{ м};$$

ширина навала у выемки

$$l = 5nW = 5 \cdot 1 \cdot 5 = 25 \text{ м};$$

максимальная высота навала породы у выемки

$$h = 0,7W = 0,7 \cdot 5 = 3,5 \text{ м.}$$

Пример 62. Используя исходные данные примера 61 для заряда нормального выброса, определяем массу заряда для образования выемки длиной $L = l_3 = 10$ м; объем выброшенной и оставшейся в выемке породы с учетом коэффициента разрыхления $K_p = 1,35$. Заряд расположен по дну выемки параллельно поверхности.

Решение. 1. Для заряда нормального выброса из примера 61 принимаем: $\rho_b = 35$ кг/м; $B = 2W = 10$ м; $W = 5$ м; $d = 220$ мм.

2. Масса удлиненного заряда по дну выемки

$$Q_3 = \rho_b l_3 = 35 \cdot 10 = 350 \text{ кг.}$$

3. Объем воронки взрыва нормального выброса без учета коэффициента разрыхления определяем по формуле (6.1) (см. также рис. 23)

$$V_b = W^3 L + 1,05W^3 = 5^2 \cdot 10 + 1,05 \cdot 5^3 = 380 \text{ м}^3.$$

4. Объем разрыхленной породы, образовавшейся после взрыва,

$$V = V_b K_p = 380 \cdot 1,35 = 513 \text{ м}^3.$$

5. Объем разрыхленной породы, оставшейся в выемке, складывается из объема треугольной призмы длиной L и двух полуворонки высотой $(W-h)$ по торцам выемки:

$$V_{\text{п}} = \frac{1}{2} b (W - h) + \frac{1}{3} \frac{\pi b^2}{4} (W - h),$$

где b — ширина выемки на уровне оставшейся в выемке породы, которую найдем из соотношения

$$B/b = W/(W - h);$$

$$b = 10(5 - 1,65)/5 = 6,7 \text{ м};$$

$$V_{\text{п}} = 0,5 \cdot 6,7(5 - 1,65) 10 + 0,33 \cdot 3,14 \cdot 6,7^2 \cdot 0,25(5 - 1,65) = 152 \text{ м}^3.$$

6. Объем выброшенной породы (с учетом коэффициента разрыхления)

$$V_{\text{в}} = V - V_{\text{п}} = 513 - 152 = 361 \text{ м}^3.$$

Расчет совместной работы удлиненных зарядов рыхления, располагаемых перпендикулярно к одной открытой поверхности. Удлиненные заряды рыхления применяют при проведении открытых горных выработок (заряды располагают в шпурах или скважинах). Основными параметрами взрывных работ являются: удельный расход BV q , глубина взрываемого слоя H , линия наименьшего сопротивления W (л. н. с.), глубина перебура l_1 , длина заряда l_3 , забойки l_{30} , диаметр скважины (шпура) d , коэффициент сближения зарядов m , расстояние между рядами скважин b и между скважинами в ряду a (рис. 24).

При расчете зарядов используются технические правила ведения взрывных работ на земной поверхности [36], а также научные рекомендации по расчету для конкретных горно-геологических условий.

Для выбора метода расчета удлиненных зарядов, расположенных в скважинах, пробуренных перпендикулярно к одной открытой поверхности, определяют предельную глубину взрываемого слоя $H_{\text{пр}}$ по формуле (6.24), в зависимости от предельной и конкретной глубины ведут расчет зарядов.

Расчет зарядов при $H < H_{\text{пр}}$: Параметры одного заряда рассчитывают по следующим зависимостям: масса заряда (кг)

$$Q = q_p W^3 = q_p a b H. \quad (6.25)$$

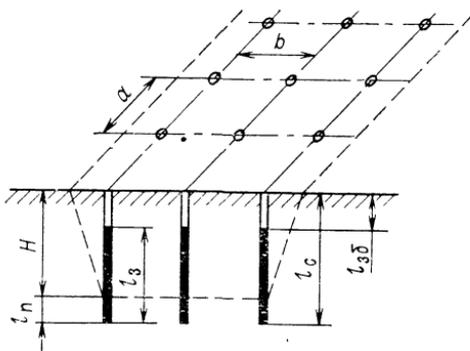


Рис. 24. Схема расположения скважинных зарядов перпендикулярно одной открытой поверхности

Вместимость p определяют по формуле $p = \pi d^2 \Delta / 4$ при известном диаметре скважины d ; длина заряда $l_3 = Q / p$; расстояние между рядами зарядов при порядном короткозамедленном взрывании $b = (0,7 \div 1,0) H$; глубину скважины рассчитывают по формуле

$$l_c = H + l_n = H + 0,5 q_p l_3; \quad (6.26)$$

расстояние между рядами в ряду

$$a = mH, \quad (6.27)$$

где m — относительное расстояние между рядами, принимаемое равным $0,7—1,2$; величина забойки $l_{3б} = l_c - l_3$ должна быть не менее $1/3 l_c$.

Расчет зарядов при $H > H_{пр}$. Параметры взрывных работ определяют по следующим зависимостям:

расстояние между рядами в ряду

$$a = (mp'q)^{1/2}, \quad (6.28)$$

где $m = a/b = 0,7 \div 0,9$ — относительное расстояние между рядами; при многорядном взрывании $b = (0,9 \div 1) a$; длина забойки $l_{3б} = (15 \div 20) d$; длина перебура $l_n = 0,5 q_p a$; глубина скважины $l_c = H + l_n$; масса заряда $Q = p (l_c - l_n)$.

Остальные зависимости при определении параметров взрыва те же, что и при $H < H_{пр}$.

Пример 63. Определить параметры зарядов рыхления, которые расположены перпендикулярно к поверхности, для последующей экскавации породы при проведении траншей глубиной $H = 8$ м, шириной по подошве $B = 8$ м в песчанике IX категории по СНиПу. Диаметр скважины $d = 0,243$ м. Рассчитать сетку скважинных зарядов для гранулита АС-8, имеющего работоспособность $p_{ВВ} = 430$ см³; плотность заряжания $\Delta = 900$ кг/м³.

Решение. 1. Находим удельный расход ВВ для зарядов рыхления для эталонного ВВ $q_p = 0,7$ кг/м³ (табл. 28).

2. Определяем удельный расход ВВ для гранулита АС-8

$$q = 360 q_p / p_{ВВ} = 0,7 \cdot 360 / 430 = 0,5 \text{ кг/м}^3.$$

3. Вместимость 1 м скважины

$$p = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,243^2 \cdot 900 / 4 = 42 \text{ кг/м}.$$

4. Для выбора метода расчета определяем $H_{пр}$ по формуле (6.24)

$$H_{пр} = \left[\frac{2p}{q(3-q)} \right]^{1/2} = \left[\frac{2 \cdot 42}{0,5(3-0,5)} \right]^{1/2} = 8,19 \text{ м}.$$

Расчет будем вести по методике, когда $H < H_{пр}$.

5. Масса одиночного заряда

$$Q = qW^3 = qH^3 = 0,5 \cdot 8^3 = 256 \text{ кг}.$$

6. Длина заряда

$$l_3 = Q/p = 256/42 = 6,1 \text{ м}.$$

7. Глубина перебура

$$l_n = 0,5ql_3 = 0,5 \cdot 0,5 \cdot 6,1 = 1,5 \text{ м.}$$

8. Глубина скважины

$$l_c = H + l_n = 8 + 1,5 = 9,5 \text{ м.}$$

9. Расстояние между скважинами в ряду ($m = 1$)

$$a = mH = 1 \cdot 8 = 8 \text{ м.}$$

10. Расстояние между рядами зарядов

$$b = (0,7 + 1,0)H = 1 \cdot 8 = 8 \text{ м;}$$

для образования выемки шириной по подошве $B = 8$ м необходимо иметь скважин

$$n = B/b + 1 = 8/8 + 1 = 2 \text{ ряда.}$$

11. Проверим длину забойки

$$l_{36} = l_c - l_3 = 9,5 - 6,1 = 3,4 \text{ м.}$$

Длина забойки составляет $l_{36}/l_c = 0,35$, т. е. больше, чем $1/3 l_c$.

Пример 64. Определить параметры зарядов рыхления и их расположение при проведении траншеи глубиной $H = 12$ м, шириной по подошве $B = 8$ м в породах IX категории по СНиПу. Диаметр скважин $d = 0,243$ м. В качестве ВВ принять аммонит № 6ЖВ.

Решение. 1. Принимаем удельный расход для зарядов рыхления $q_p = q = 0,7$ кг/м³; плотность заряжения принимаем равной $\Delta = 900$ кг/м³.

2. Определяем вместимость 1 м скважины по формуле

$$p = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,243^2 \cdot 900 / 4 = 42 \text{ кг.}$$

3. Для выбора метода расчета определим $H_{пр}$ по формуле (6.24)

$$H_{пр} = \left[\frac{2p}{q(3-q)} \right]^{1/2} = \left[\frac{2 \cdot 42}{0,7(3-0,7)} \right]^{1/2} = 7,22 \text{ м.}$$

Расчет будем вести для $H > H_{пр}$.

4. Расстояние между скважинами (зарядами) в ряду по формуле (6.28)

$$a = m(p/q)^{1/2} = 0,9(42/0,7)^{1/2} = 7 \text{ м;}$$

для двухрядного взрывания $b = a/m = 6/0,9 = 7,78$; принимаем $b = 8$ м (т. е. равным ширине траншеи по подошве).

5. Длина забойки

$$l_{36} = 20d = 20 \cdot 0,243 = 4,8 \text{ м.}$$

6. Длина перебура

$$l_n = 0,5qa = 0,5 \cdot 0,7 \cdot 7 = 2,5 \text{ м.}$$

7. Глубина скважины

$$l_c = H + l_n = 12 + 2,5 = 14,5 \text{ м.}$$

8. Масса заряда

$$Q = p(l_c - l_{30}) = 41,7(14,5 - 4,8) = 404 \text{ кг.}$$

9. Число скважин по сечению траншеи

$$i_c = B/b + 1 = 8/8 + 1 = 2.$$

Пример 65. Для тех же условий (см. пример 64) рассчитать сетку расположения зарядов (скважин) для рыхления под траншеей шириной $B = 12$ м.

Решение. 1. Принимаем трехрядное расположение скважин. Расстояние между рядами скважин найдем из условия $b = B/2 = = 12/2 = 6$ м (где 2 — число промежутков между рядами).

2. Принимаем $m = 0,8$, тогда расстояние между скважинами в ряду

$$a = m(p/q)^{1/2} = 0,8(42/0,7)^{1/2} = 6 \text{ м.}$$

3. Масса заряда $Q = qabH = 0,7 \cdot 6 \cdot 6 \cdot 12 = 302$ кг.

4. Длина перебура $l_n = 0,5 qa = 0,5 \cdot 0,7 \cdot 6 = 2,1$ м.

5. Глубина скважины $l_c = l_n + H = 12 + 2,1 = 14,1$ м.

6. Длина заряда $l_3 = Q/p = 302/41,7 = 7,3$ м.

7. Длина забойки $l_6 = l_c - l_3 = (14,1 - 7,3) = 6,8$ м, т. е. составляет больше $1/3l_c$.

§ 2. РАСЧЕТ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ НА УСТУПЕ

Метод скважинных зарядов для рыхления (дробления) породы с целью последующей экскавации применяют в забоях (уступах) высотой более 7 м [35]. Обычно высота уступа составляет 10—20 м и более. Диаметр скважин изменится от 75 до 370 мм. Чем крепче порода и выше уступ, тем большего диаметра применяют скважины (в слабых породах — 100—150 мм, в крепких — 200 мм и более). Чем больше диаметр скважины, тем больше крупность кусков после взрыва (если взрывание осуществляют в одинаковых условиях).

Для улучшения рыхления породы на уровне уступа скважины бурят на глубину, превышающую высоту уступа. Часть скважины, находящаяся ниже подошвы уступа, называют перебуром. Длину перебура принимают равной $(0,2 \div 0,4) W$, W — расчетная линия сопротивления, или линия сопротивления по подошве уступа (л. с. п. п.). Если в подошве уступа залегают слабые породы или заряд в скважине имеет расширенную полость, перебура не делают.

Принцип расчета зарядов при наличии двух открытых поверхностей такой же, как и для совместной работы удлиненных зарядов рыхления, располагаемых параллельно одной открытой поверхности (рис. 25).

Масса заряда зависит от удельного расхода ВВ на рыхление q и объема породы, подлежащей рыхлению (дроблению). При отсутствии практических данных по удельному расходу ВВ можно воспользоваться табл. 28, принимая $q = q_p$.

Масса заряда

$$Q = qV = qSH = qWaH, \quad (6.29)$$

где S — площадь, приходящаяся на один заряд, кг; H — высота уступа, м; a — расстояние между скважинами в ряду, м.

С другой стороны, масса удлиненного заряда $Q = pl_3$, где l_3 — длина заряда; p — вместимость 1 м скважины, кг.

Приравняв массы зарядов, получим $qSH = pl_3$, откуда

$$S = l_3 p / (Hq) \quad \text{или} \quad S = kp/q, \quad (6.30)$$

где $k = l_3/H = 0,6$ для уступов высотой около 10 м и 0,7 м для уступов около 20 м [35].

Обозначив $a/W = m$, получим

$$S = aW = mW^2.$$

Приравняв уравнения площадей получаем:

$$W = [(kp/(mq))^{1/2}], \quad (6.31)$$

$$a = (kpm/q)^{1/2}. \quad (6.32)$$

Порядок расчета предлагается следующий.

Принимают удельный расход $ВВ$ для данного типа $ВВ$ и устанавливают величину m по табл. 29.

По формулам (6.25) — (6.28) определяют p , W , a и S -и вычисляют длину заряда $l_3 = Q/p$, длину перебура l_n , длину скважины l_c и длину забойки l_{36} .

Если длина забойки окажется меньше $0,8 W$, то надо уменьшить значение W или a [35]. Уменьшить длину заряда можно путем применения котлового заряда.

Если длина забойки будет более $1,2 W$, следует увеличить длину заряда, приняв большее значение W или a ; можно также рассредоточить по длине скважины, разделив его на 2—3 части, и, предусмотрев воздушные промежутки l_b длиной от 1 до 2 м. Масса нижней части заряда должна составлять 60—70 % массы всего заряда (60 % — для крепких пород и 70 % — для менее крепких). Длина воздушных промежутков составляет 17—35 % общей длины заряда. При этом длину забойки принимают меньше на 20—30 %, т. е. равной $l_{36} = (0,5 \div 0,7) W$. Длина каждого воздушного промежутка должна быть не менее 1 м.

Пример 66. Рассчитать величину зарядов и их расположение в скважинах диаметром 0,22 м для рыхления уступа высотой 18 м.

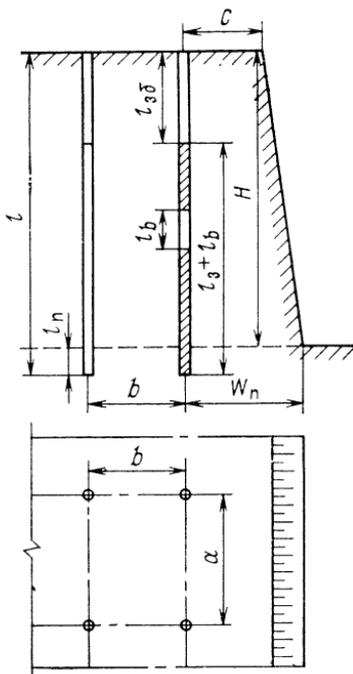


Рис. 25. Схема расположения скважинных зарядов на уступе

Т а б л и ц а 29

Текстура породы	W	a	$m=a/W$
Монолитная. Слоистая или трещиноватая с горизонтальным направлением. Направление слоистости или трещиноватости неясно выражено	$1,1 \sqrt{S}$	$0,8W$	$0,8$
Вертикальная слоистость или трещиноватость, параллельная фронту забоя	$\leq \sqrt{S}$	$\geq W$	≥ 1
Вертикальная слоистость или трещиноватость, перпендикулярная к фронту забоя	$\geq 1,3 \sqrt{S}$	$\approx 0,6W$	$\approx 0,6$

В качестве ВВ применяется гранулит АС-8, имеющий работоспособность $p_{ВВ} = 430 \text{ см}^3$; породы VIII категории по СНиПу (см. табл. 28) породы монолитные, трещиноватость неясно выражена.

Решение. 1. Принимаем удельный расход ВВ для зарядов рыхления для эталонного ВВ $q_p = 0,6 \text{ кг/м}^3$. Плотность заряда принимаем $\Delta = 900 \text{ кг/м}^3$. Определяем удельный расход для гранулита АС-8.

$$q = 360q_p/p_{ВВ} = 360 \cdot 0,6/430 = 0,5 \text{ кг/м}^3.$$

2. По табл. 29 принимаем коэффициент сближения зарядов $m = a/W = 0,8$.

3. Вычисляем вместимость 1 м скважины

$$p = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,22^2 \cdot 900 / 4 = 34,2 \text{ кг/м.}$$

4. Находим площадь на одну скважину по формуле (6.30)

$$S = kp/q = 0,7 \cdot 34,2 / 0,5 = 47,9 \text{ м}^2.$$

5. Определяем величины W и a (см. табл. 29):

$$W = 1,1 \sqrt{S} = 1,1 \sqrt{47,9} = 7,6 \text{ м;}$$

$$a = 0,8W = 0,8 \cdot 7,6 = 6,0 \text{ м.}$$

6. Определяем объем породы, взрываеваемой одним скважинным зарядом,

$$V = WaH = 7,6 \cdot 6 \cdot 18 = 820 \text{ м}^3.$$

7. Масса заряда скважины

$$Q = qV = 0,5 \cdot 820 = 410 \text{ кг.}$$

8. Длина заряда скважины

$$l_3 = Q/p = 410/34,2 = 12 \text{ м.}$$

9. Определяем длину перебура и глубину скважины:

$$l_{п} = 0,35W = 0,35 \cdot 7,6 = 2,7 \text{ м;}$$

$$l_c = H + l_{п} = 18 + 2,7 = 20,7 \text{ м.}$$

10. Вычисляем длину забойки

$$l_{3,6} = l_c - l_3 = 20,7 - 12 = 8,7 \text{ м.}$$

Длина забойки составляет $W/l_3 = 7,6/8,7 = 0,87$ $W > 0,8$ W , т. е. достаточна.

Если при данной длине забойки будет большой выход негабарита, то рекомендуется заряд рассредоточить.

Считаем, что заряд следует рассредоточить, тогда нижний заряд принимаем равным 70 % общей массы ВВ $Q_n = 0,7 Q = 0,7 \cdot 410 = 270$ кг и длиной 7,9 м; оставшееся ВВ распределяем еще между двумя зарядами по 70 кг каждый и длиной по 2 м. Между зарядами оставляем воздушные промежутки по 1,5 м; на забойку остается около 5,7 м; это составляет 0,75 W , т. е. больше, чем $(0,5 \div 0,7) W$. Учитывая, что верхний заряд небольшой мощности, длину забойки можно считать достаточной.

Пример 67. Рассчитать величину зарядов и их расположение, используя исходные данные примера 66. Применить методику, изложенную в работе [23].

Решение. 1. Принимаем относительную длину забойки $k_6 = 25$; относительную длину перебура $k_n = 12$.

2. Определяем оптимальный диаметр заряда при высоте уступа $H = 18$ м

$$d = H / (k_6 + 40 + k_n) = 18 / (25 + 40 + 12) = 0,233 \text{ м.}$$

3. Принимаем диаметр заряда $d = 0,243$ м.

4. Определяем длину перебура $l_n = k_n d = 12 \cdot 0,243 = 2,9$ м.

5. Определяем длину скважины $l_c = H + l_n = 18 + 2,9 = 20,9$ м.

6. Рассчитываем длину забойки $l_6 = k_6 d = 25 \cdot 0,243 = 6$ м.

7. Рассчитываем с. п. п.: $W = 28 d (\Delta/q)^{1/2} = 28 \times \times 0,243 (0,9/0,5)^{1/2} = 5,86$ м ≈ 6 м.

8. Рассчитываем безопасное с. п. п. при угле откоса $\alpha = 80^\circ$, при ширине бермы $c = 3$ м

$$W_6 = H \operatorname{ctg} \alpha + c = 18 \operatorname{ctg} 80^\circ + 3 = 6,17 \text{ м} > 6 \text{ м.}$$

Окончательно принимаем $W = 6,2$ м.

9. Принимаем $a = W = 6,2$ м.

10. Вычисляем вместимость 1 м скважин

$$p = 0,25\pi d^2 \Delta = 0,25 \cdot 3,14 \cdot 0,243^2 \cdot 900 = 41,7 \text{ кг/м.}$$

11. Определяем величину заряда $Q = 40 dp = 40 \cdot 0,243 \cdot 41,7 = 405$ кг.

12. Длина заряда в скважине $l_3 = Q/p = 405/41,7 = 9,7$ м (т. е. равна $40 d$).

13. Поскольку заряд располагается в нижней части уступа и возможен выход негабарита, то заряд рекомендуется рассредоточить.

Принимаем нижний заряд $Q_n = 0,7 Q = 0,7 \cdot 405 = 280$ кг, длиной 6,7 м. Через воздушный промежуток 2 м располагаем второй

заряд массой 125 кг и длиной 3 м. Общая длина заряда вместе с воздушным промежутком будет 11,7 м; длина забойки 9,2 м.

Сравнение и анализ расчета по двум методикам предлагается сделать учащемуся.

§ 3. РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ ПРИ ОТБОЙКЕ РУДЫ СКВАЖИННЫМИ ЗАРЯДАМИ В ПОДЗЕМНЫХ УСЛОВИЯХ

При подземной разработке месторождений применяют для отбойки руды скважины диаметром от 42 до 250 мм. Скважины располагают параллельно друг другу, веером или в виде пучков. Наибольшее распространение получило веерное расположение скважин.

В подземных условиях несколько увеличивается удельный расход ВВ для зарядов рыхления по сравнению с зарядами, взрывааемыми близко от поверхности земли. Некоторые трудности в подземных условиях связаны с установлением л. н. с., выбором рационального диаметра скважины и оптимальным выходом руды с 1 м скважины по сравнению с расчетом зарядов на поверхности.

Для выбора диаметра скважины целесообразно руководствоваться следующим. Скважинные заряды диаметром более 125 мм применяют при отбойке крепкой руды при разработке мощных месторождений системами с массовой отбойкой и с доставкой руды погрузочно-транспортными машинами при размере кондиционного куска более 0,7 м [23].

Отбойка скважинными зарядами диаметром 85—125 мм наиболее рациональна на месторождениях средней мощности, а зарядами уменьшенного и малого диаметра (менее 85 мм) — при разработке месторождений средней и малой мощности системами разработки с поэтажной выемкой при размере кондиционного куска 0,4—0,6 м.

Окончательный выбор диаметра скважины может быть сделан только на основе технико-экономического сравнения по стоимости бурения 1 м скважины.

Удельный расход на отбойку принимается по опытным данным или может быть определен из следующего выражения:

$$q = q_3 e k_1 k_2 k_3 k_4 k_5, \quad (6.33)$$

где q_3 — эталонный расход патронированного аммонита № 6ЖВ на рыхление (дробление) руды, кг/м³; e — коэффициент работоспособности применяемого ВВ; k_1 — коэффициент, учитывающий трещиноватость массива, $k_1 = (l/b)^{1/2}$, где l и b — соответственно расстояние между трещинами и размер кондиционного куска; k_2 — коэффициент расположения скважин, принимается равным 1,1—1,2 при веерном, 1,4—1,5 при ярусном и 1,0 при параллельном расположении; k_3 — коэффициент, учитывающий условия действия зарядов; при отбойке на одну обнаженную плоскость $k_3 = 1$, на две поверхности — 0,7—0,9, на разрушенную породу (зажатую среду) — 1,2—1,3; k_4 — коэффициент плотности заряжания; при зарядке

патронированным ВВ вручную равен 1, при пневматическом зарядании россыпным ВВ $k_4 = 0,9 \div 0,95$, при использовании водонаполненных ВВ $k_4 = 0,85 \div 0,9$, а прессованных патронированных ВВ $k_4 = 0,8 \div 0,85$; k_5 — коэффициент диаметра скважины, равный 1 при диаметре скважин 105 мм; при другом диаметре $k_5 = (d/0,105)^n$, где $n = 1 \div 0,5$; в крепких монолитных породах $k_5 = 1$.

Значения эталонного удельного расхода ВВ (патронированного аммонита № 6ЖВ) в зависимости от коэффициента крепости f приведены ниже:

f	6—8	8—10	10—12	12—14
$q_{э}, \text{ кг/м}^3$	0,4—0,5	0,5—0,6	0,6—0,7	0,7—0,9
f	14—16	16—18	18—20	20 и выше
$q_{э}, \text{ кг/м}^3$	0,9—1	1—1,2	1,2—1,3	1,3—1,5

Л. н. с., исходя из оптимальной работы зарядов, может быть определена следующим образом. При расчете зарядов рыхления (дробления), расположенных параллельно одной открытой поверхности, можно воспользоваться формулами, приведенными для удлинённых зарядов выброса [формулы (6.13), (6.14)], взяв за расчетный удельный расход ВВ для заряда рыхления [см. формулу (6.33)].

Ранее было показано, что оптимальная и эффективная совместная работа зарядов будет при коэффициенте сближения зарядов $m \doteq 2,8$ (см. § 1 настоящей главы). К такому же выводу, исходя из поля скоростей, приходят и в работе [21].

Воспользуемся этими выводами и определим рациональную л. н. с. W , исходя из удельного расхода ВВ q , вместимости 1 м скважины p .

Из ранее приведенных зависимостей имеем:

$$p = qWa; \quad m = a/W; \quad a = mW;$$

после подстановки получим $p = qW^2m$, отсюда

$$W = [p/(qm)]^{1/2}. \quad (6.34)$$

Оптимальным будем считать коэффициент сближения зарядов $m = 2,8$.

Имеются различные рекомендации и по расчету параметров взрывных работ в подземных условиях [23, 18]. Можно также применить зависимости, приведенные ранее для зарядов рыхления. Расчет зарядов в параллельных скважинах особых трудностей не вызывает. Трудности возникают лишь при расчете скважинных зарядов в веере, поскольку расстояние между зарядами в веере — величина переменная.

Предлагаем следующий порядок расчета скважинных зарядов для подземных условий.

1. Рассчитывается удельный расход ВВ по формуле (6.33) и принимается диаметр скважины.

2. Определяется л. н. с. при известном коэффициенте сближения зарядов $m = 2,8$ по формуле (6.34).

3. Определяется расстояние между скважинами в ряду (при параллельном их расположении) или между концевыми частями скважин в веере по формуле $a = mW$. Фактическое расхождение в расстояниях не должно превышать расчетное более чем на 15 %.

4. Рассчитывается необходимая масса всех зарядов для рыхления (дробления) одного слоя по формуле

$$Q = BWhq = SWq, \quad (6.35)$$

где B , h — ширина и высота отбиваемого слоя; S — площадь слоя при неправильной форме.

5. При известной вместимости 1 м определяется необходимая суммарная длина скважинных зарядов, равная $L_s = Q/p$.

6. Графически определяется расположение скважин (в веере) и длина заряда в каждой скважине.

7. Определяется суммарная длина всех зарядов и сравнивается с расчетной величиной. Фактическая длина зарядов обычно не должна превышать расчетную более чем на 10—15 % при веерных и на 10 % при параллельных скважинах.

8. Рассчитывается фактический удельный расход BV и выход руды с 1 м скважины в кубических метрах.

П о с т р о е н и е в е е р а скважин и графическое определение длины заряда в каждой скважине рекомендуется производить в следующей последовательности (рис. 26). В выбранном масштабе вычерчивается слой и буровая выработка. Из центра выработки (точка O) проводят ось скважины № 1 так, чтобы ее забой отстоял от точки A на расстоянии $0,5 a$. Из точки пересечения скважины № 1 с границей отбиваемого слоя (точка B) восстанавливают перпендикуляр BC , на котором откладывается расчетное расстояние между скважинами, равное a (точка D).

Через точку D и ось выработки O проводят ось скважины № 2. Аналогичное построение продолжается до скважины № 4.

Положение забоя скважины № 5 (в точке E) определяется таким образом, чтобы длина перпендикуляра, опущенного из точки E на скважину № 4, составляла a . Положение забоя скважины № 6 находится аналогично. Забой скважины № 6 должен отстоять от вертикальной границы слоя на расстоянии не более $0,5 a$ и не менее W .

Безусловно, что построения, выполненные для скважин № 2 — № 4 и № 5, — не аналогичны, так как длина перпендикуляра, опущенного из точки B на скважину № 2 (перпендикуляр BP), несколько меньше, чем расстояние BD , равное a . Однако выполнение более сложного построения не приводит к улучшению расположения скважин в натуре в связи с некоторыми ошибками при их забуривании и отклонении скважин в процессе бурения.

Д л и н а з а р я д а в веерных скважинах определяется графически с соблюдением следующих основных положений. Заряды в скважинах, пробуренных вдоль границ блока на расстояниях не более $0,5 a$ и не менее W , должны иметь наибольший коэффи-

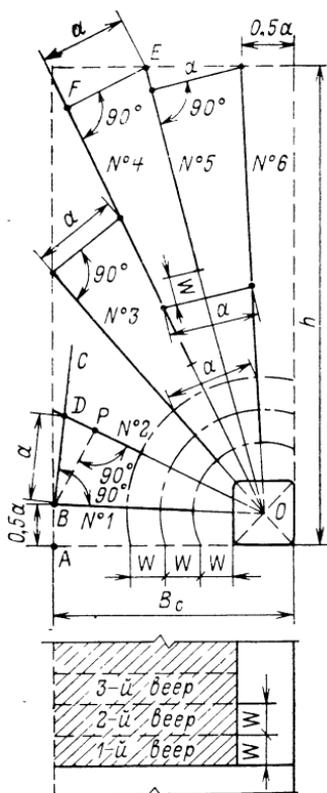


Рис. 26. Схема построения веера скважин

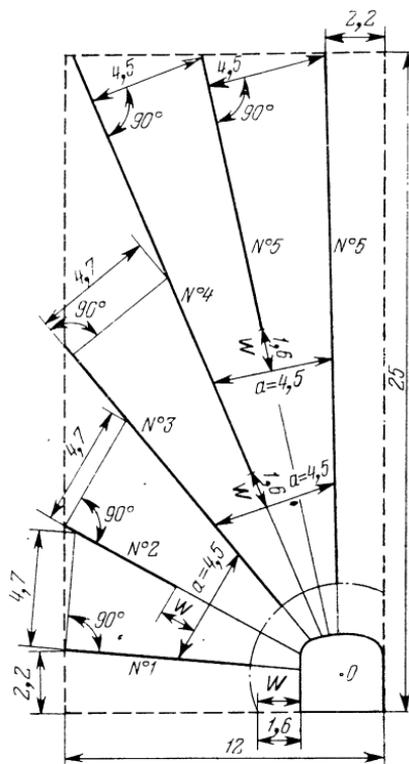


Рис. 27. Схема расположения скважинных зарядов в веере

циент заполнения и не доходить до буровой выработки или обнаженной плоскости на расстояние, равное W , во избежание пересхода ВВ.

Для облегчения графических построений при определении длины заряда вокруг буровой выработки проводят дугу (с центром в точке O) на расстояниях W (см. рис. 26).

Построение веера скважин может начинаться также от скважины № 4, имеющей наибольшую длину, с соблюдением вышеизложенных требований.

Пример 68. Рассчитать параметры взрывных работ при веерном расположении скважин для отбойки слоя на зажатую среду (ранее отбитую руду) при одной обнаженной плоскости. Слой высотой $h = 25$ м и шириной $B = 12$ м с коэффициентом крепости $f = 12 \div 14$ отбивается гранулитом АС-8В работоспособностью $360\text{—}380$ см³. Скважины диаметром $d = 105$ мм бурят из выработки сечением 3×3 м, расположенной на границе блока в ниж-

ней части слоя (рис. 27). Расстояние между трещинами $l = 0,5$ м; необходимый размер кондиционного куска $b = 0,4$ м.

Решение. 1. Принимаем эталонный удельный расход $q_э = 0,88$ кг/м³ для патронированного аммонита № 6ЖВ и определяем удельный расход для гранулита АС-8В по формуле (6.33) с учетом поставленной задачи.

Принимаем $e = 1$ (так как работоспособности эталонного и принятого ВВ близки) и рассчитываем необходимый удельный расход ВВ

$$q = q_э k_1 k_2 k_3 k_4 k_5 = 0,88 \cdot 1,0 \cdot 1,1 \cdot 1,25 \cdot 0,9 \cdot 1 = 1,09, \text{ кг/м,}$$

где $k_1 = (l/b)^{1/2} = (0,5/0,4)^{1/2} = 1,1$.

2. Рассчитываем вместимость 1 м скважины и л. н. с. при коэффициенте сближения зарядов $m = 2,8$:

$$p = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,105^2 \cdot 900 / 4 = 7,8 \text{ кг/м;}$$

$$W = [p/(qm)]^{1/2} = [7,8/(1,09 \cdot 2,8)]^{1/2} = 1,6 \text{ м.}$$

3. Расстояние между скважинами в веере вдоль периметра слоя (между концевыми частями зарядов)

$$a = mW = 2,8 \cdot 1,6 = 4,5 \text{ м.}$$

4. Необходимая масса всех зарядов для рыхления слоя

$$Q = BWhq = 12 \cdot 1,6 \cdot 25 \cdot 1,09 = 523 \text{ кг.}$$

5. Необходимая длина всех скважинных зарядов

$$L_э = Q/p = 523/7,8 = 67 \text{ м.}$$

6. В масштабе 1 : 100 намечаем расположение скважин; графически определяем длины зарядов и забойки согласно приведенным выше рекомендациям (см. рис. 26); результаты сводим в табл. 30.

7. Выход руды с 1 м скважины

$$V_1 = BWh/L = 12 \cdot 1,6 \cdot 25 / 101,6 = 4,72 \text{ м}^3.$$

Т а б л и ц а 30

Номер скважины	Параметры			
	длина заряда, м	масса заряда, г	длина забойки, м	длина скважины, м
1	6,7	52,3	2,0	8,7
2	4,5	35,1	5,5	10,0
3	12,7	99,0	1,7	14,4
4	17,0	132,6	7	24,0
5	10,5	82,0	12,0	22,5
6	20	156	2,0	22,0
Итого	71,4	557	30,2	101,6

8. Выход руды с 1 м длины заряда

$$V_2 = BWh/L_3 = 12 \cdot 1,6 \cdot 25 / 71,4 = 6,72 \text{ м}^3.$$

9. Фактический удельный расход ВВ

$$q = Q_{\Phi} / (BWh) = 557 / (12 \cdot 1,6 \cdot 25) = 1,16 \text{ кг/м}^3.$$

Фактический удельный расход ВВ отличается от расчетного на 10,6 %.

Примечание. При построении веера скважин № 1 — № 4 высота перпендикуляра, восстановленного от забоя меньшей по длине скважины в сторону большей, принята равной 4,7 м для того, чтобы расстояние между скважинами приблизить к $a = 4,5$ м. Расстояние a для остальных скважин веера определялось как длина перпендикуляра, опущенного из забоя меньшей скважины на скважину большей длины.

Пример 69. Рассчитать параметры параллельных скважинных зарядов для отбойки руды на открытое очистное пространство. Скважины бурятся из подсечной выработки высотой 2,5 м; диаметр скважины 65 мм; высота отбиваемого слоя $h = 12$ м, а ширина $B = 10$ м. В качестве ВВ применяется гранулит АС-8В. Расстояние между трещинами $l = 0,6$ м; требуемый размер кондиционного куска $b = 0,4$ м; коэффициент крепости пород $f = 14 \div 16$.

Решение. 1. Определяем удельный расход ВВ по формуле (6.33), предварительно приняв: $q_3 = 1 \text{ кг/м}^3$; $e = 1$; $k_1 = (e/b)^{1/2} = (0,6/0,4)^{1/2} = 1,22$; $k_5 = (d/0,105)^1 = 0,065/0,105 = 0,65$; $q = q_3 e k_1 k_2 k_3 k_4 k_5 = 1 \cdot 1 \cdot 1,22 \cdot 1,0 \cdot 0,8 \cdot 0,95 \cdot 0,65 = 0,6 \text{ кг/м}^3$.

2. Вместимость 1 м скважины и л. н. с.:

$$p = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,065^2 \cdot 900 / 4 = 3,0 \text{ кг/м};$$

принимая $m = 2,8$; тогда

$$W = [p/(qm)]^{1/2} = [3/(0,6 \cdot 2,8)]^{1/2} = 1,35 \text{ м}.$$

3. Расстояние между скважинами в ряду

$$a = mW = 2,8 \cdot 1,35 = 3,8 \text{ м}.$$

4. Необходимая масса всех зарядов и их длина для рыхления слоя:

$$Q = BhWq = 10 \cdot 12 \cdot 1,35 \cdot 0,65 = 105 \text{ кг};$$

$$L_3 = Q/p = 105/3 = 35 \text{ м}.$$

5. По расположению принимаем на слой три скважины (рис. 28). Крайние скважины располагаем от контакта слоя на расстоянии, равном $W = 1,35$ м, тогда расстояние между скважинами

$$a = 10 - 2 \cdot 1,35 / 2 = 3,65 \text{ м}.$$

Заряд в скважине принимаем длиной $l_3 = h - W = 12 - 1,35 = 10,65$ м; общая длина всех зарядов $L_3 = 3 l_3 = 32$ м, т. е. составляет 91,4 % от расчетного, равного 35 м.

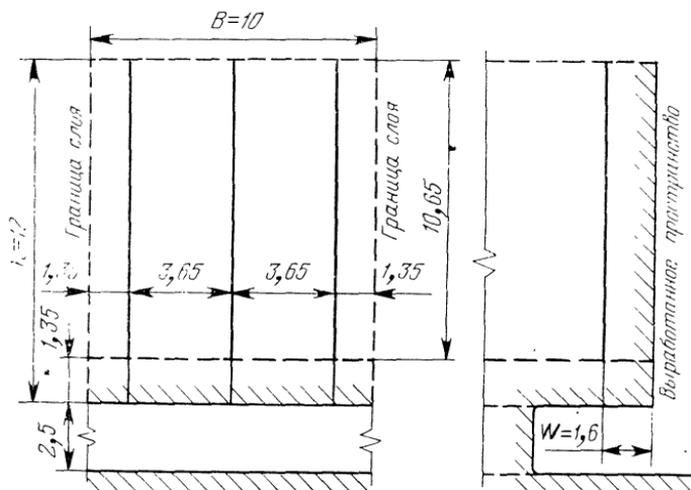


Рис. 28. Расположение параллельных скважинных зарядов в слое

6. Выход руды с 1 м скважины

$$V_1 = BWh/L = 10 \cdot 1,35 \cdot 12/36 = 4,5 \text{ м}^3.$$

7. Выход руды с 1 м длины заряда $V_2 = 5,06 \text{ м}^3$.

8. Фактический удельный расход ВВ

$$q = p/V_2 = 3/5,06 = 0,59 \text{ кг/м}^3.$$

§ 4. ПРОЕКТИРОВАНИЕ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТКАХ

Проектирование взрывных работ производят в следующей последовательности.

1. Выбор ВВ. Выбор ВВ производится по перечню рекомендуемых промышленных взрывчатых веществ [25]. Наибольшее распространение на рудниках Министерства цветной металлургии СССР получили аммиачно-селитренные ВВ порошкообразные в патронированном виде и гранулированные.

Из патронированных ВВ детонит М и скальный аммонит № 1 рекомендуется применять для весьма крепких пород ($f > 14 \div 16$), а также для трудно взрываемых. При отбойке пород средней крепости и крепких применяют аммонит № 6ЖВ. Из гранулированных ВВ граммонал А-8 рекомендуется для весьма крепких пород, а гранулит АС-8В — для средней крепости и крепких.

2. Удельный расход ВВ определяют по данным практики, рассчитывают по эмпирическим формулам или принимают по табличным данным (по временным нормам отрасли или СНиПу).

Для ориентировочных расчетов удельный расход ВВ в породах ниже средней крепости может определяться, например, по формуле М. М. Протодьяконова

$$q = 1,1e (f/S_ч)^{1,2}, \quad (6.36)$$

где f — коэффициент крепости пород; $S_ч$ — площадь поперечного сечения выработки вчерне (проектный размер в проходке); e — коэффициент работоспособности ВВ, равный $e = 525/\rho_{ВВ}$ (здесь $\rho_{ВВ}$ — работоспособность применяемого ВВ).

Значения q для аммонита № 6ЖВ в выработках площадью поперечного сечения 5—6,5 м² в зависимости от коэффициента крепости пород можно принимать в следующих пределах:

f	22—19	18—15	14—13	12—11	10—8	8—7	6—4	Менее 4
q , кг/м ³	3,8	3,5	3,0	2,6	2,4	2,0	1,2	0,9

В выработках других площадей поперечных сечений для величины q принимают следующие поправочные коэффициенты [23]:

$S_ч$, м ²	2,5—5	5—6,5	6,5—10	10—15	Более 15
Поправочный коэффициент k	1,3	1	0,85	0,8	0,75

3. Средняя глубина шпуров может быть определена, исходя из месячной скорости проведения выработки или срока ее сооружения:

$$l_{ш} = L/(25t_м n_{см} n_{ц} \eta), \quad (6.37)$$

где L — длина выработки; m ; 25 — число рабочих дней в месяце; $n_{см}$ — число смен в сутки; $n_{ц}$ — число циклов в смену; η — к. и. ш., равный 0,85—0,9.

Глубина шпуров в прямых клиновых врубах обычно составляет 1,2—2,2 м; а в прямых врубах специальных конструкций может достигать до 3,5—4 м. Большую глубину шпуров обычно применяют в менее крепких и хорошо взрываеваемых породах. С учетом напряженно-деформированного состояния пород в массиве забоя глубина шпуров может быть определена по рис. 29 [12]. В случае необходимости иметь большую глубину шпуров, чем та, которая получается по графикам, необходимо применять прямой вруб.

4. Число шпуров в забоях всех выработок надлежит определять по формуле (СНиП III-11—77)

$$N = 1,27qS_ч/(\Delta d^2 K_з), \quad (6.38)$$

где Δ — плотность ВВ в шпуре или патроне, кг/м³; d — диаметр патрона ВВ или диаметр шпура при непатронированном ВВ, м; $K_з$ — коэффициент заполнения шпуров.

В шахтах, не опасных по газу и пыли, в горизонтальных и наклонных выработках $K_з$ следует принимать по рекомендации СНиП III-11—77 (табл. 31).

Большее значение следует принимать для патронов меньшего диаметра.

Окончательное число шпуров принимается после выбора типа вруба и принятого расположения шпуров в забое.

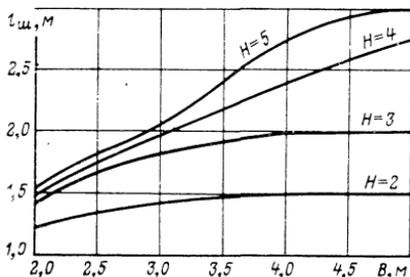


Рис. 29. Зависимость глубины шпуров от ширины и высоты выработки

Таблица 31

Диаметр патрона ВВ, мм	K_1 при коэффициенте крепости пород f	
	3—9	10—20
24, 28	0,35—0,7	0,75—0,85
32, 36	0,3—0,6	0,6—0,85
40	0,3—0,5	0,5—0,75

5. Выбор типа вруба и предварительное распределение шпуров в комплекте.

В породах любой крепости применяют как клиновые (одно-, двух- и трехклиновые), так и прямые врубы. Для клиновых врубов число врубовых шпуров n_v , отбойных n_o и оконтуривающих $n_{ок}$ шпуров определяют из соотношения 1 : 0,5 : 1,5 или 1 : 0,5 : 2.

Рекомендуемые параметры клиновых врубов приведены в табл. 32 [15].

Рекомендации табл. 32 выполнимы для крепких пород только при глубине шпуров не более 1—1,2 м, так как

$$l_v \leq B \operatorname{tg} \alpha/4,$$

где B — ширина выработки, м.

Для расчета параметров клиновых врубов при более глубоких шпурах могут быть использованы зависимости, приведенные для расчета удлиненных зарядов рыхления, располагаемых перпендикулярно к одной открытой поверхности, когда расстояние между зарядами в ряду $a = m (\rho/q)^{1/2}$ [см. формулу (6.28)].

Для шпуров, сходящихся на клин, это будет среднее расстояние между зарядами. Расстояние между устьями сходящихся врубовых шпуров можно приближенно определить по формуле $a_v = 2(a-b)/K_3$ (где b — расстояние между забоями шпуров, сходящихся на клин; K_3 — коэффициент заполнения шпуров). Расстояние между парами шпуров по высоте выработки может быть принято также равным a .

При глубине врубовых шпуров 1,5—1,85 м применяют обычно одинарные клиновые врубы, а при большей глубине — клиновые врубы с разрезными шпурами или двойные клиновые врубы (если позволяет площадь забоя). Расстояние b между забоями сходящихся под углом врубовых шпуров принимают 0,2—0,3 м. Расстояние между оконтуривающими шпурами в зависимости от крепости пород принимают равным 0,6—1 м.

При контурном взрывании расстояние между шпурами принимают 0,3—0,5 м, а расстояние между отбойными шпурами — 0,8—1,2 м.

Т а б л и ц а 32

Коэффициент крепости пород f	Расстояние между парами врубовых шпуров (см) при диаметре патронов 36—37 мм в зависимости от работоспособности ВВ (см ³)		Угол наклона шпуров к плоскости забоя α , градус	Число шпуров во врубе n_B
	350—395	400—450		
7—8	46—48	49—51	62—64	4—6
9—10	43—45	46—48	59—61	6—8
11—13	40—42	43—45	56—58	6—8
14—18	37—39	40—42	53—55	8—10
19—20	34—37	37—39	50—53	8—12

Клиновые врубы, как правило, применяют при бурении ручными перфораторами. При бурении наклонных шпуров бурильными установками длина бурильной машины должна вписываться между забоем и стенкой (боком) выработки.

В стесненных условиях, а также при бурении бурильными установками применяют чаще всего прямые врубы. Прямые врубы требуют строгой параллельности между шпурами.

В прямых врубах различных конструкций заряжают все шпуры, часть шпуров или используют врубовые скважины (или шпуры повышенного диаметра), которые обычно не заряжают.

В прямых врубах расстояние между заряжаемыми шпурами составляет 10—30 см, а в очень крепких породах — 5—10 см. Расстояние между центрами холостого и заряженного шпуров не должно превышать $a = (2 \div 3) d$ (здесь d — диаметр холостого шпура при изменении f от 16—18 до 10—12).

Число компенсационных шпуров в прямом врубе

$$N_0 = (\eta l_{ш} / A)^3 / V_0, \quad (6.39)$$

где η — к. и. ш.; $l_{ш}$ — глубина шпура, см; $A = 9,35$ — масштабный коэффициент принят из работы [3]; V_0 — объем холостого шпура, см³.

Зная N_0 , можно принять соответствующую конструкцию вруба (рис. 30). При диаметре шпуров от 42 до 56 мм глубина вруба всех шпуров при этих конструкциях может быть принята от 2,2 до 3 м [3].

Т а б л и ц а 33

Коэффициент крепости пород f	Л. п. с. (м) в зависимости от работоспособности ВВ, см ³	
	350—395	400 и выше
7—8	0,66—0,70	0,72—0,80
9—11	0,60—0,64	0,66—0,70
12—14	0,52—0,50	0,60—0,64
15—18	0,45—0,50	0,52—0,60
19—20	0,42—0,45	0,45—0,56

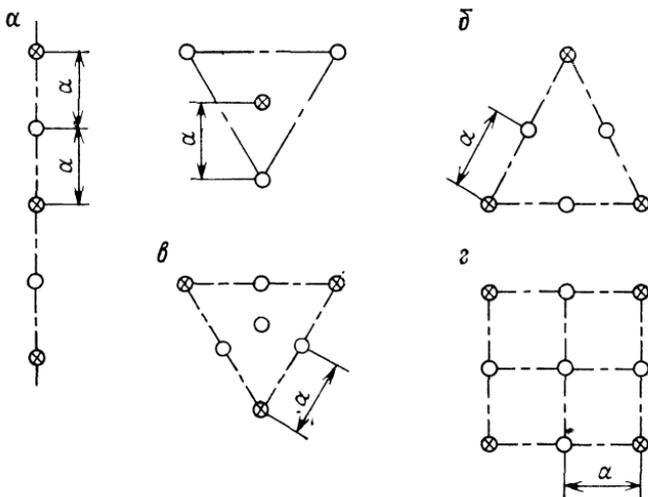


Рис. 30. Схемы расположения шпуров в прямых врубах с компенсационными шпурами

Для расширения врубовой полости в прямых врубах применяют вспомогательные шпуры, которые должны располагаться на расстоянии, не превышающем диаметра этой полости или л. н. с. При размещении в забое вспомогательных шпуров л. н. с. можно принять по табл. 33.

Расстояние между оконтуривающими и отбойными шпурами можно рассчитать по ранее приведенной формуле (6.34), приняв коэффициент сближения зарядов $m = 1$ и определив вместимость 1 м шпура.

6. Определяют длины шпуров в комплекте, исходя из средней глубины шпуров, углов их наклона к плоскости забоя и величины перебура (для врубовых шпуров). Рассчитывают суммарную длину всех шпуров.

7. Определяют расход ВВ на расчетную величину подвигания забоя за цикл

$$Q = qS_{\text{ш}}l_{\text{ш}}, \quad (6.40)$$

где $l_{\text{ш}}$ — глубина шпуров, м; остальные обозначения прежние.

8. Рассчитывают массы зарядов в шпурах и определяют фактический суммарный расход ВВ, исходя из целого числа патронов.

Пример 70. Рассчитать параметры шпурового комплекта и зарядов для выработки площадью поперечного сечения $S_{\text{ч}} = 7,56 \text{ м}^2$ в породах с $f = 14 \div 15$. Длина выработки $L = 600 \text{ м}$; срок сооружения $t_{\text{м}} = 5$ мес. Ширина выработки $B = 3 \text{ м}$, высота $H = 2,75 \text{ м}$, диаметр шпура $d = 42 \text{ мм}$.

Решение. 1. В качестве основного ВВ выбираем гранулит АС-8В, для патронов-боевиков — детонит М. Работоспособность гранулита АС-8В $\rho_{\text{ВВ}} = 360 - 380 \text{ см}^3$, а детонита $\rho_{\text{ВВ}} = 460 - 500 \text{ см}^3$.

2. Определяем удельный расход АС-8В. По табличным данным имеем: для выработки $S_q = 5 \div 6,5 \text{ м}^2$ и $f = 13 \div 14 \text{ г} = 3 \text{ кг/м}^3$, а при $f = 18 \div 15 \text{ г} = 3,5 \text{ кг/м}^3$. Принимаем для эталонного ВВ $\sigma = 3,2 \text{ кг/м}^3$, с учетом площади поперечного сечения выработки ($k = 0,85$ при $S_q > 6,5 \text{ м}^2$) $q = 3,2 \cdot 0,85 = 2,7 \text{ кг/м}^3$. Поскольку у гранулата АС-8В работоспособность такая же, как и у аммонита УЖВ, окончательно принимаем $q = 2,7 \text{ кг/м}^3$.

3. Глубину шпуров определяем по формуле (6.37); для расчета принимаем: $t_m = 5$ мес; $n_{cm} = 4$; $n_{ц} = 1$; $\eta = 0,85$, тогда

$$l_{ш} = L / (25t_m n_{cm} n_{ц} \eta) = 600 / (25 \cdot 5 \cdot 3 \cdot 1 \cdot 0,87) = 1,85 \text{ м.}$$

Согласно графикам (см. рис. 29), для выработки шириной 3 м и высотой около 3 м глубина шпуров должна быть около 1,75—1,8 м. Окончательно принимаем $l_{ш} = 1,85 \text{ м}$.

Длина заходки: $l_y = l_{ш} \eta = 1,85 \cdot 0,87 = 1,6 \text{ м}$.

4. Определяем число шпуров по формуле (6.38); для расчета принимаем: $d = 0,042 \text{ м}$; $K_3 = 0,75$; $\Delta = 1000 \text{ кг/м}^3$, тогда

$$N = 1,27qS_q / (\Delta d^2 K_3) = 1,27 \cdot 2,7 \cdot 7,56 / (1000 \cdot 0,042^2 \cdot 0,75) = 20.$$

Окончательно число шпуров принимаем по их расположению.

5. Принимаем прямой вруб с компенсационными шпурами. Число компенсационных шпуров определим по формуле (6.39)

$$N_0 = (\eta l_{ш} / A)^3 / V_0 = (0,87 \cdot 1,85 / 9,35)^3 / 2560 = 2,$$

где

$$V_0 = \pi d^2 l_{ш} / 4 = 3,14 \cdot 4 \cdot 2^2 \cdot 1,85 / 4 = 2560 \text{ см}^3.$$

Конструируем призматический (прямой) вруб из 6 шпуров (два из которых компенсационные). Расстояние между холостым и заряженным шпуром $a = 2,5 \cdot d = 100 \text{ мм}$; между заряжаемыми шпурами $b = 5 \cdot d = 200 \text{ мм}$; между холостыми шпурами $h = 2d = 85 \text{ мм}$.

Вспомогательные шпуры (№ 5—8) располагаем на расстоянии л. н. с. от вруба, равном 0,5 м (см. табл. 33). Л. н. с. между оконтуривающими и отбойными шпурами определим по формуле (6.34), приняв коэффициент сближения зарядов $m = 1$:

$$W = [p / (qm)]^{1/2} = [1,38 / (2,7 \cdot 1)]^{1/2} = 0,71 \text{ м,}$$

где p — вместимость 1 м шпура, равная $\pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,042^2 \times 1000 / 4 = 1,38 \text{ кг/м}$, тогда расстояние $a_0 = mW = 0,71 \text{ м}$.

Учитывая форму выработки и различные условия работы зарядов, принимаем следующее расположение оконтуривающих шпуров. Расстояние между шпурами у почвы 0,67 м, по бокам — 0,7 м, по кровле — 0,9 м и 1 м (так как зарядам в кровле работать легче, чем у почвы).

Окончательно по расположению принимаем $N_{\phi} = 23$ заряжаемых шпура, из них 4 врубовых, 4 вспомогательных (№ 5—8), 2 отбойных (№ 9 и № 10) и 13 оконтуривающих (см. рис. 31).

Расстояние от контура выработки оконтуривающих шпуров 0,15 м. Забои оконтуривающих шпуров должны выходить за будущий контур выработки не более 5—7 см.

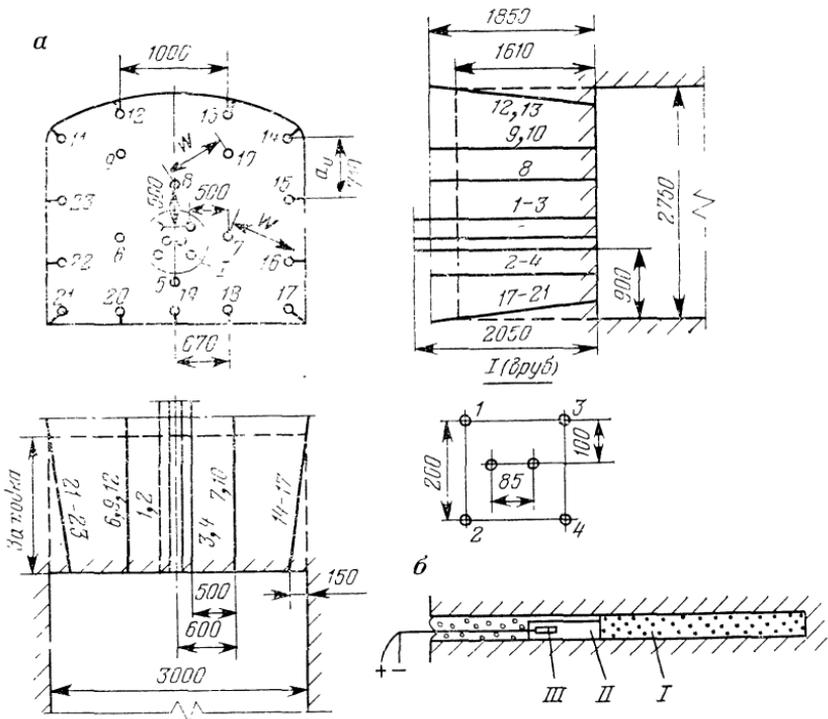


Рис. 31. Схема расположения шпуров в забое с прямым врубом (а) и конструкция заряда (б):

I — гранулит АС-8В; II — детонит М; III — ЭДКЗ

6. Определяем суммарную длину $L_{ш}$ шпуров. Длина врубовых шпуров $l_{в} = 6(l_{ш} + 0,2) = 6(1,85 + 0,2) = 12,3$ м. Часто глубину врубовых шпуров в прямых врубах принимают равной средней глубине шпура (в нашем случае 1,85 м). Учитывая небольшое число и трудную работу зарядов врубовых шпуров (одна обнаженная плоскость, отсутствие наклона шпуров к забою), принимаем увеличенную длину врубовых шпуров на 0,2 м. Таким образом, будет обеспечен более высокий к. и. ш.

Длины вспомогательных и отбойных шпуров $l_0 = 6 \cdot 1,85 = 11,1$ м; оконтуривающих $l_{ок} = 13(l_{ш}/\sin 85^\circ) = 13(1,85/0,99) = 24,6$ м. Суммарная длина всех шпуров

$$L_{ш} = 12,3 + 11,1 + 24,6 = 48 \text{ м.}$$

7. Определяем требуемый расход ВВ

$$Q = qS_{ч}l_{ш} = 2,7 \cdot 7,56 \cdot 1,85 = 37,8 \text{ кг.}$$

8. Средняя масса заряда на один шпур

$$q_c = Q/N_{\phi} = 37,8/23 = 1,64 \text{ кг.}$$

Массу заряда во врубовых шпурах принимаем на 20 % больше $q_{\text{в}} = 1,2 q_{\text{с}} = 1,2 \cdot 1,64 = 2,0$ кг, из них: 1,8 кг гранулита и 0,2 кг детонита. Масса заряда во вспомогательных и отбойных шпурах $q_{\text{о}} = q_{\text{с}} = 1,6$ кг; в отбойных шпурах, расположенных у кровли, $q_{\text{ок}} = 0,8 q_{\text{с}} = 1,3$ кг, у почвы — 1,8 кг; в боках — 1,6 кг.

В каждом заряде располагается патрон-боевик из детонита массой 0,2 кг, остальную массу заряда составляет гранулит АС-8В.

Фактический расход ВВ составит

$$Q_{\text{ф}} = (4 \cdot 1,8 + 6 \cdot 1,4 + 4 \cdot 1,1 + 5 \cdot 1,6 + 4 \cdot 1,4) + 23 \cdot 0,2 = 38,2 \text{ кг.}$$

Пример 71. Рассчитать параметры шнурового комплекта зарядов с использованием клинового вруба для тех же условий, что в примере 70. Исходные данные для расчета: ВВ — гранулит АС-8В и детонит для патронов-боевиков; $q = 2,7$ кг/м³; $l_{\text{ш}} = 1,85$ м; число шпуров по расчету $N = 20$; $\eta = 0,87$; $K_3 = 0,75$; $\rho = 1,38$ кг/м; $Q = 37,8$ кг.

Решение. 1. Предварительно определяем число врубовых $n_{\text{в}}$, отбойных $n_{\text{о}}$ и оконтуривающих $n_{\text{ок}}$ шпуров для клинового вруба из соотношения 1 : 0,5 : 1,5 при общем числе расчетных шпуров $N = 20$:

$$n_{\text{в}} = 1 N/3 = 1 \cdot 20/3 = 7, \text{ принимаем } 6 \text{ шпуров;}$$

$$n_{\text{о}} = 0,5 \cdot 20/3 = 3, \text{ принимаем } 3 \text{ шпура;}$$

$$n_{\text{ок}} = 11.$$

2. Среднее расстояние между зарядами во врубовых шпурах, сходящихся на клин при $m = 0,7$ [см. формулу (6.28)]:

$$a = m(\rho/q)^{1/2} = 0,7(1,38/2,7)^{1/2} = 0,5 \text{ м;}$$

это же расстояние принимаем между парами врубовых шпуров по высоте выработки.

Расстояние между устьями врубовых шпуров, сходящихся на клин,

$$a_{\text{в}} = 2(a - b)/K_3 = 2(0,5 - 0,15)/0,75 = 0,9 \text{ м;}$$

угол наклона врубовых шпуров к плоскости забоя

$$\text{tg } \alpha = (l_{\text{ш}} + 0,2)/(0,5a_{\text{в}}) = 2,05/(0,5 \cdot 0,9) = 4,55;$$

$$\alpha = 78^\circ,$$

где $(l_{\text{ш}} + 0,2)$ — глубина врубовых шпуров, равная 2,05 м.

Длина врубового шпура

$$l_{\text{в}} = 2,05/\sin \alpha = 2,05/\sin 78^\circ = 2,1 \text{ м.}$$

Так как $l_{\text{в}} > 1,85$ м, принимаем два разрезных шпура длиной

$$l_{\text{р}} = 0,75l_{\text{в}} = 0,75 \cdot 2,1 = 1,5 \text{ м.}$$

Расстояния между оконтуривающими шпурами и их расположение принимаем такими же, как и в предыдущем примере. Эти шпуры должны располагаться на расстоянии не более л. н. с. от обнаженной плоскости, образованной взрывом предыдущих зарядов (см. табл. 33).

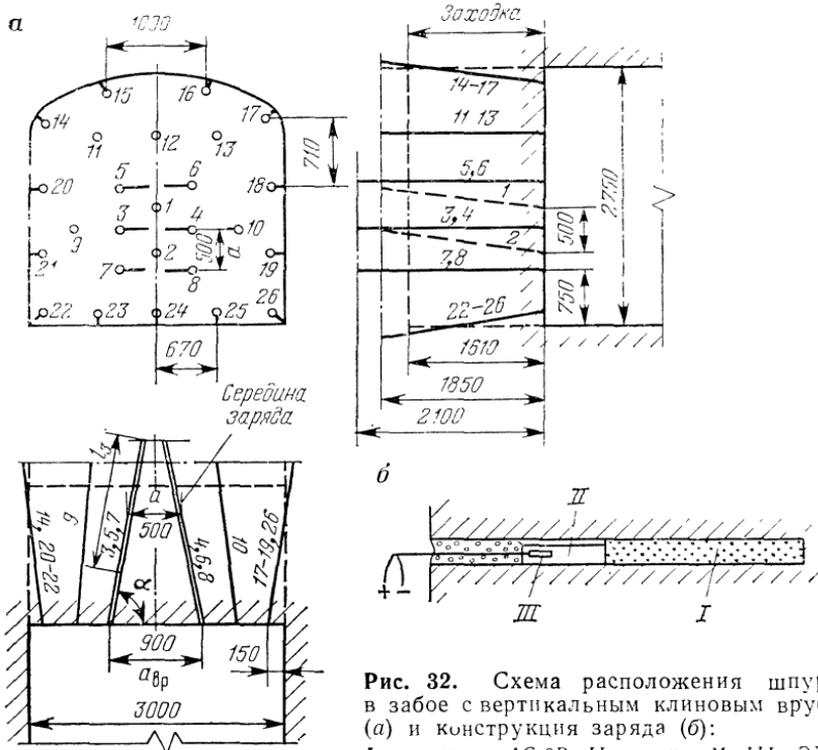


Рис. 32. Схема расположения шпуров в забое свертикальным клиновым врубом (а) и конструкция заряда (б): I — гранулит АС-8В; II — детонит М; III — ЭДКЗ

3. Всего по расположению окончательно принимаем $N_{\phi} = 26$ заряжаемых шпуров, из них: 6 врубовых, 2 разрезных, 2 вспомогательных, 3 отбойных и 13 оконтуривающих (рис. 32).

4. Суммарная длина шпуров

$$L_{ш} = 6 \cdot 2,1 + 2 \cdot 1,5 + 2 \cdot 1,89 + 3 \cdot 1,85 + 13 \cdot 1,89 = 49,5 \text{ м.}$$

5. Средняя масса заряда на один шпур

$$q_c = Q/N_{\phi} = 37,8/24 = 1,6 \text{ кг.}$$

Массы зарядов: во врубовых шпурах $q_v = 1,2$ $q_c = 1,2 \cdot 1,6 = 1,9$ кг; в разрезных — 1,4 кг; в отбойных и вспомогательных $q_o = q_c = 1,6$ кг; в оконтуривающих: у кровли $q_{ок} = 0,8$ $q_c = 0,8 \cdot 1,6 = 1,3$ кг; у почвы и в боках $q_{ок} = q_c = 1,6$ кг. В каждом заряде предусматриваем патрон-боевик из детонита массой 0,2 кг, остальная масса заряда будет представлена гранулитом.

6. Фактический расход ВВ

$$Q_{\phi} = 6 \cdot 1,9 + 2 \cdot 1,4 + 5 \cdot 1,6 + 4 \cdot 1,3 + 9 \cdot 1,6 = 41,8 \text{ кг;}$$

из них 5,2 кг детонита и 36,6 кг гранулита.

§ 5. ВЫБОР СРЕДСТВ ВЗРЫВАНИЯ, РАСЧЕТЫ ИНТЕРВАЛОВ ЗАМЕДЛЕНИЯ И ВЗРЫВНЫХ СЕТЕЙ

При проведении горизонтальных выработок в шахтах, не опасных по газу и пыли, применяют огневой, электроогневой или электрический способы взрывания, а при проведении наклонных и вертикальных выработок — электроогневой или электрический способы. При взрывной отбойке руды скважинными зарядами в подземных условиях наибольшее распространение получил электрический способ взрывания.

Поскольку теоретически вопросы выбора интервалов замедления разработаны еще недостаточно, для приближенных расчетов интервал замедления можно определить по формуле $t = AW$, где A — коэффициент замедления, зависящий от крепости пород, мс/м; W — л. н. с., м.

Для зарядов выброса в скальных породах IV—V категорий по СНиПу ($f = 1,5 \div 3$) $A = 10 \div 12$ мс/м; для пород VI—XI категорий ($f = 4 \div 20$) $A = 6 \div 8$ мс/м.

Для зарядов рыхления (дробления) $3 \leq A \leq 6$ мс/м, для гранитов $A = 3$ мс/м, для угля и сланца $A = 6$ мс/м.

Интервалы замедления ЭД даны в табл. 34.

Таблица 34

Электродеганагры, номер на бирке	Наружный диаметр, мм	Длина, мм	Число серий замедления	Номинальное замедление, мс	Условия применения
ЭДКЗ-25, 1—6	7,2	72	6	25; 50; 75; 100; 150; 250	Для горных пород средней крепости
ЭДКЗ-ПМ-15, 1ПМ-8ПМ	7,2	72	8	15; 30; 45 60; 75; 90 105; 120	Непредохранительные Для горных пород средней крепости и крепких
ЭДКЗ-ПМ-25, 1П—4П	7,7	72	4	25; 50; 75; 100	Предохранительные Для слабых (мягких) горных пород.
ЭДЗД, 1—29	7,2	72—80	9	500; 750; 1000; 1500; 2000; 4000; 6000; 8000; 10 000	Предохранительные Для вязких и мерзлых горных пород всех категорий, кроме шахт, опасных по газу или пыли
ЭДЗН, 12Н—20Н	7,2	72	20	20—200 (№ 1Н до 10Н через 20 мс) 225 (№ 11Н) 250—700 (через 50 мс) № 12Н—20Н	Для пород всех категорий, кроме шахт, опасных по газу или пыли

Таблица 35

Марка прибора	Исполнение	Масса, кг	Напряжение на заряде конденсаторе, В	Допустимое сопротивление последовательной взрывной сети, Ом	Допустимое число последовательно соединенных ЭД
Конденсаторные взрывные приборы					
КВП-1,100М	РВ	2,0	600	320	100
ПВВ-100М	РВ	2,7	600	320	100
СВМ-2	Нормальное	5,0	600	150	50
Конденсаторные взрывные машинки					
КПМ-1А	Нормальное	2,3	1500	300	100
ВМК-500	То же	11,0	3000	2100	800

В зависимости от мостика накаливания электродетонаторы имеют сопротивления от 2 до 4,2 Ом. При расчете электровзрывной сети необходимо руководствоваться следующим:

1. При взрывании переменным током на каждый электродетонатор (ЭД) должно приходиться не менее 2,5 А, а при взрывании постоянным током — 1,3 А.

2. Все ЭД, входящие в группы, должны иметь одинаковое сопротивление и быть одной партии.

3. Сечение магистральных медных проводов должно быть не менее 0,75 мм², а участковых и соединительных проводов — 0,5 мм².

4. В боевике шпурового заряда предусматривается один ЭД; в боевике скважинного заряда должно быть не менее двух ЭД (для основной и дублирующей сетей).

Кроме приведенных электродетонаторов замедленного и короткозамедленного взрывания, нашли применение электродетонаторы мгновенного действия типа ЭД-8.

Электровзрывная сеть при массовых взрывах в блоках подсоединяется к двум фазам участковой подстанции с применением магнитного пускателя или контактора; в других случаях чаще пользуются автономными приборами взрывания — взрывными машинками и взрывными приборами.

При пользовании конденсаторной взрывной машинкой расчетное сопротивление электровзрывной сети должно соответствовать паспортному сопротивлению машинки. Основные данные об автономных приборах взрывания приведены в табл. 35.

Расчет взрывной сети. Электровзрывная сеть включает магистральную взрывную кабель, соединительные провода, участковые провода и электродетонаторы (ЭД). Сеть состоит из двух цепей: основной и дублирующей. Каждая цепь монтируется в следующем порядке. Концевые провода, отходящие от каждого ЭД,

подсоединяются к участковым проводам, которые идут по скважине и выходят в выработку. После проверки проводимости участковых проводов (вместе с ЭД) последние соединяются между собой в группы (обычно последовательно), а затем группы подключают к соединительным проводам. Перед подключением группы к соединительным проводам замеряется проводимость цепи. Соединительные провода каждой из цепей подключают к магистральному кабелю параллельно.

При расчете взрывной сети определяют общее сопротивление сегмента R_0 и силу тока i , проходящую через ЭД, которая должна быть не менее гарантийного тока. После расчета сети делается проверочный расчет по падению напряжения на каждом из участков цепи.

Общее сопротивление сети при последовательном соединении

$$R_0 = R_m + R_c + r_y + n_d r_d,$$

где R_m и R_c — сопротивления магистральных и соединительных проводов; r_y — сопротивление участковых проводов; r_d — сопротивление одного ЭД; n_d — число последовательно соединенных ЭД.

При параллельном соединении ЭД общее сопротивление сети

$$R_0 = R_m + R_c + (r_y + r_d) \cdot n,$$

где n — число ЭД.

При параллельно-последовательном соединении ЭД (параллельно в группах, а группы между собой последовательно) общее сопротивление равно

$$R_0 = R_m + R_c + m_d (r_y + r_d) / n_d,$$

где m_d — число групп ЭД; n_d — число ЭД в группе.

При последовательно-параллельном соединении (последовательно в группах, а группы с магистралью или соединительными проводами — параллельно) общее сопротивление

$$R_0 = R_m + R_c + (r_y + n_d r_d) \cdot m_d.$$

Сопротивление магистральных соединительных и других проводов рассчитывают по формуле

$$R = \rho 2l / s,$$

где ρ — удельное сопротивление материала провода, Ом мм²/м; l — длина провода, м; s — площадь поперечного сечения провода, мм².

Пример 72. Рассчитать интервалы замедления между рядами веерных зарядов при отбойке руды в блоке. Условия взрывания: способ взрывания электрический; скважинные заряды в веере взрываются в одну стадию; число вееров — 7; л. н. с. между веерами $W = 1,6$ м; коэффициент крепости руды $f = 14$.

Решение. При $f = 14$ (IX категория по СНиП III-11—77) для зарядов рыхления $A = 6$ мс/м; интервал замедления будет: $t = AW = 6 \cdot 1,6 = 10$ мс; принимаем ближайшее $t = 15$ мс и элек-

тротелонаторы ЭДКЗ-ПМ-15 № 1ПМ—7ПМ с замедлениями от 15 до 105 мс (см. табл. 34).

Пример 73. Принять интервалы замедления между зарядами шестью врубовых шпуров клинового вруба, если $W_1 = 1,5$ м, и четырьмя отбойными шпурами, находящимися на расстоянии $W_2 = 0,6$ м от образовавшейся полости. Способ взрывания электрический; породы имеют $f = 16$. Подобрать также интервалы замедления для оконтуривающих зарядов.

Решение. 1. $f = 16$ (X категория по СНиПу) для зарядов в бросе $A_1 = 8$ мс/м, а для зарядов дробления — $A_2 = 6$ мс/м. Определяем интервалы замедления для первой и второй очередей взрывания:

$$t_1 = A_1 W_1 = 8 \cdot 1,5 = 12 \text{ мс}; \quad t_2 = A_2 W_2 = 6 \cdot 0,6 = 3,6 \text{ мс}.$$

2. В первую очередь взрываем заряды во врубовых шпурах попарно, для которых принимаем ЭДКЗ-ПМ-15 № 1ПМ—3ПМ с интервалом замедления через 15 мс (от 15 до 60 мс). Во вторую очередь при $t_2 = 3,6$ мс ЭД должен иметь замедление $t = 60 + 3,6 = 63,6$ мс. Принимаем для всех отбойных шпуров интервалы замедления 75 мс и электродетонаторы одной серии замедления ЭДКЗ-ПМ-15 № 4ПМ (см. табл. 34).

3. Если заряды в оконтуривающих шпурах располагаются на расстояниях $W_3 = 0,6$ м от полости, образованной после взрыва отбойных шпуров, то интервал замедления этих шпуров должен быть $t = 75 + 3,6 = 78,6$ мс. Ближайшая степень замедления, равная 90 мс, у ЭДКЗ-ПМ-15 № 6ПМ. Электродетонатор этой серии может быть принят для инициирования всех зарядов, находящихся в оконтуривающих шпурах.

Практика показывает, что лучшие результаты взрыва при электрическом способе взрывания получаются в том случае, если в забое не менее 12 степеней замедления. Поэтому заряды в оконтуривающих шпурах лучше взрывать в несколько стадий: в первую стадию — заряды, расположенные в боках выработки, во вторую — у кровли, в третью — у почвы. Взрывание зарядов у почвы в последнюю стадию обеспечит немного вытянутый по длине выработки развал горной массы, при этом улучшаются условия ее погрузки.

Таким образом, для взрыва зарядов в боках выработки можно применить ЭДКЗ-ПМ-15 № 7ПМ, в кровле — ЭДКЗ-ПМ-15 № 8ПМ (степень замедления 120 мс), а у почвы — ЭДКЗ-25 № 5 (150 мс).

Пример 74. Выбрать схему соединения и рассчитать взрывную сеть. Взрыву подлежат 200 скважинных зарядов, расположенных на двух участках (по 100 зарядов в каждом), находящихся на расстоянии 120 м друг от друга. Оба участка находятся на одинаковом расстоянии от места укрытия взрывника. К участкам подходит взрывной кабель длиной 300 м. В качестве источника тока применяется конденсаторный взрывной прибор ПИВ-100М (см. табл. 35).

Заряды находятся в скважинах, пробуренных веером; число скважин в веере — 10; максимальная длина скважины 25 м; мини-

максимальная длина заряда в скважине 10 м. Схема взрывной сети показана на рис. 33.

Решение. 1. Взрывная сеть будет иметь четыре цепи: две основные и две дублирующие, подходящие к двум участкам; цепи подсоединяются параллельно к взрывному кабелю. Поскольку по числу скважин и их расположению участки одинаковы, расчет будем вести только одной цепи.

Сопротивление одного ЭД вместе с концевыми проводами 3,5 м. В качестве магистрального принят кабель ГРШС с сечением жилы 10 мм²; соединительные провода ВМВ-0,75 площадью поперечного сечения 0,75 мм²; участковые ВМВ-0,5 площадью поперечного сечения 0,5 мм².

2. Максимальная длина участкового провода в скважине равна разности максимальной длины скважины и длины заряда:

$$l_y = 25 - 10 = 15 \text{ м.}$$

При последовательном соединении ЭД в веере (группе зарядов) максимальная длина участковых проводов для одной группы зарядов

$$L_y = 10l_y = 10 \cdot 15 = 150 \text{ м.}$$

3. Сопротивление участковых медных проводов в одной группе

$$r_y = \rho 2L_y / s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 150 / 0,5 = 11 \text{ Ом.}$$

4. Сопротивления соединительных проводов и магистрального кабеля:

$$R_c = \rho 2L_c / s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 60 / 0,75 = 2,9 \text{ Ом;}$$

$$R_m = \rho 2L_m / s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 300 / 10 = 1,1 \text{ Ом.}$$

5. Выбираем схему соединения электровзрывной цепи. Соединение ЭД в группе принимаем последовательным. Возможны последовательное и параллельное подсоединения групп к соединительным проводам. Наиболее предпочтительно последовательное соединение всех групп между собой, так как имеется возможность контролировать качество монтажа замером сопротивлений как в группах, так и цепи в целом.

При последовательном соединении всех ЭД в одной цепи сопротивление на участке (до магистрального кабеля) составит

$$R_{п.ч} = R_c + m_{д} r_y + m_{д} r_{д} n_{д} = 2,9 + 10 \cdot 11 + 10 \cdot 3,5 \cdot 10 = 463 \text{ Ом.}$$

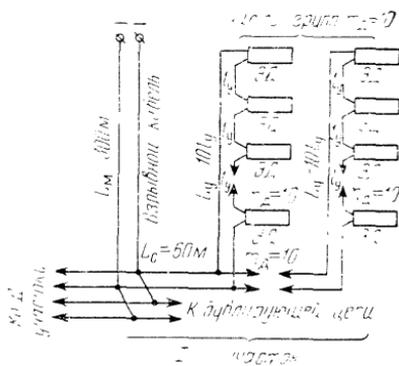


Рис. 33. Принципиальная схема взрывной сети при отбойке руды скважинными зарядами

При подключении четырех таких цепей (двух основных и двух дублирующих параллельно к магистральному кабелю) общее сопротивление взрывной сети

$$R_o = R_m + R_{п.с}/4 = 1,1 + 463/4 = 116,9 \text{ Ом.}$$

Ток, проходящий по магистральному кабелю,

$$I_m = U/R_o = 600/116,9 = 5,13 \text{ А.}$$

Ток, проходящий в каждой цепи (по соединительным проводам) и через каждый ЭД,

$$I_c = i = I_m/4 = 5,13/4 = 1,28 < 1,3 \text{ А.}$$

Ток, проходящий через каждый ЭД, меньше гарантийного, следовательно, последовательное соединение всех ЭД в одной цепи неприемлемо.

6. Проверяем возможность применения последовательно-параллельного соединения (см. рис. 33): ЭД в группе соединяются последовательно, а группы к соединительным проводам — параллельно. Соединительные провода, идущие от участков, подключаются к магистральному кабелю параллельно. Так же как и в последовательной схеме, предусматриваем отдельные соединительные провода для дублирующих цепей.

Сопротивление одной цепи на участке

$$R_{п.п} = R_c + (r_y + r_{дn_d})/m_d = 2,9 + (11 + 3,5 \cdot 10)/10 = 7,5 \text{ Ом.}$$

Общее сопротивление сети при параллельном подключении к магистральному кабелю четырех одинаковых цепей (идущих от двух участков)

$$R_o = R_m + R_{п.п}/4 = 1,1 + 7,5/4 = 2,97 \text{ Ом.}$$

Ток, проходящий по магистральным проводам,

$$I_m = U/R_o = 600/2,97 = 202 \text{ А.}$$

Ток, проходящий в каждой из цепей по соединительным проводам,

$$I_c = I_m/4 = 202/4 = 50,5 \text{ А.}$$

Ток, проходящий по участковым проводам и через каждый ЭД,

$$I_y = i = I_c/m_d = 50,5/10 = 5,05 \text{ А} > 1,3 \text{ А.}$$

Следовательно, последовательно-параллельное соединение можно применять.

7. Проверяем возможность применения параллельно-последовательного соединения: ЭД в группе соединены параллельно, а группы подключены к соединительным проводам последовательно

Сопротивление одной группы

$$r_r = (r_y + r_d)/n_d = (11 + 3,5)/10 = 1,45 \text{ Ом.}$$

Сопротивление одной цепи до магистральных проводов

$$R_{п.п} = R_c + m_d r_r = 2,9 + 10 \cdot 1,45 = 17,4 \text{ Ом.}$$

Общее сопротивление сети при подключении четырех цепей к магистральному кабелю

$$R_0 = R_m + R_n/4 = 1,1 + 17,4/4 = 5,45 \text{ Ом.}$$

Ток, проходящий по магистральному кабелю,

$$I_m = U/R_0 = 600/5,45 = 110 \text{ А};$$

ток, проходящий по соединительным проводам в каждой из цепей,

$$I_c = I_m/4 = 110/4 = 27,5 \text{ А};$$

ток, проходящий по участковым проводам и через каждый ЭД,

$$I_y = i = I_c/n_d = 27,5/10 = 2,75 \text{ А} > 1,3 \text{ А.}$$

Следовательно, параллельно-последовательный монтаж цепи также возможен.

Окончательно выбираем последовательно-параллельную схему соединения взрывной цепи на участке, поскольку в период монтажа возможен контроль проводимости цепи в каждой из групп (следовательно, и каждого детонатора в группе).

Проверочный расчет последовательно-параллельной схемы соединения взрывной цепи. 1. Определяем падение напряжения в магистральном кабеле и напряжение перед соединительными проводами:

$$\Delta U_m = I_m R_m = 202 \cdot 1,1 = 222,2 \text{ В};$$

$$U_c = U - \Delta U_m = 600 - 222,2 = 377,8 \text{ В.}$$

2. Сила тока в соединительных проводах

$$I_c = U_c/R_{\text{с. п.}} = 377,8/7,5 = 50,4 \text{ А.}$$

3. Падение напряжения в соединительных проводах и напряжение перед участковыми проводами:

$$\Delta U_c = I_c R_c = 50,4 \cdot 2,9 = 146,0 \text{ В};$$

$$U_y = U_c - \Delta U_c = 377,8 - 146 = 231,8 \text{ В.}$$

4. Ток, проходящий по участковым проводам и через каждый ЭД в группе:

$$I_y = i = U_y/(r_y + r_d n_d) = 231,8/(11 + 3,5 \cdot 10) = 5,03 \text{ А.}$$

Проверка показывает, что схема соединения взрывной сети выбрана и рассчитана правильно.

Пример 75. Рассчитать электровзрывную сеть для взрыва зарядов в двух ортах, расположенных на расстоянии 50 м друг от друга. Место укрытия взрывника находится на штреке в 75 м от первого забоя. Длина каждого из ортов 50 м. В первом забое 40 зарядов, во втором — 45. В качестве источника тока применяется взрывной прибор КПВ-1/100М.

Решение. 1. Принимаем последовательные соединения ЭД в обоих забоях. От каждого из забоев до сопряжения со штреком предусматриваем участковые провода длиной 55 м. Участковые

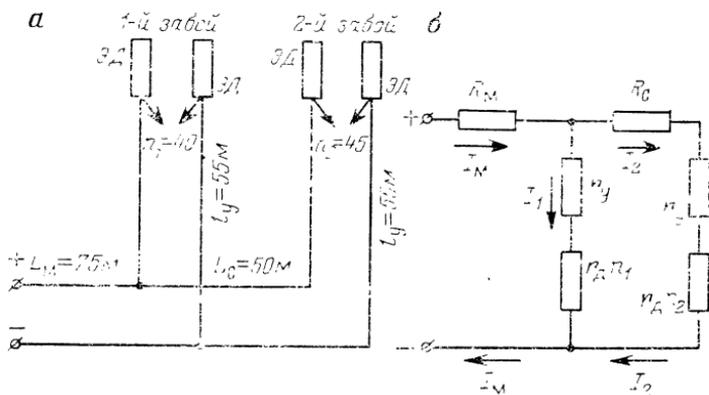


Рис. 34. Схемы взрывной сети:
а — монтажная; б — электрическая

провода, идущие от забоев, подсоединяем к соединительным проводам параллельно.

Сопротивление одного ЭД вместе с концевыми проводами 3,5 Ом. В качестве магистральных проводов принимаем провод ВМВ-0,75, а соединительных и участковых — ВМВ-0,5. Монтажная и электрические схемы показаны на рис. 34.

2. Определяем сопротивления соединительных, магистральных и участковых проводов:

$$R_m = \rho 2L_m / s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 75 / 0,75 = 3,68 \text{ Ом};$$

$$R_c = \rho 2L_c / s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 50 / 0,5 = 3,68 \text{ Ом};$$

$$r_y = \rho 2l_y / s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 55 / 0,5 = 4,05 \text{ Ом}.$$

3. Общее сопротивление взрывной сети

$$R_0 = R_m + \frac{(r_d n_1 + r_y)(R_c + r_y + r_d n_2)}{(r_d n_1 + r_y) + (R_c + r_y + r_d n_2)} = 3,68 + \frac{(3,5 \cdot 4,0 + 4,05)(3,68 + 4,05 + 3,5 \cdot 4,5)}{(3,5 \cdot 4,0 + 4,05) + (3,68 + 4,05 + 3,5 \cdot 4,5)} = 3,68 + 76,95 = 80,64 \text{ Ом}$$

4. Ток, проходящий по магистральным проводам,

$$I_m = U / R_0 = 600 / 80,64 = 7,44 \text{ А}.$$

5. Падение напряжения в магистральных проводах

$$\Delta U_m = I_m R_m = 7,44 \cdot 3,68 = 27,3 \text{ В}.$$

6. Ток, проходящий по участковым проводам и через каждый ЭД в первом забое,

$$I_1 = i_1 = (U - \Delta U_m) / (r_d n_1 + r_y) = (600 - 27,3) / (3,5 \cdot 4,0 + 4,05) = 3,975 \text{ А} > 13 \text{ А}$$

— обеспечивается безотказное взрывание.

7. Падение напряжения в первом забое (напряженне перед соединительными проводами)

$$\Delta U_1 = I_1(r_{\text{д}}n_1 + r_y) = 3,975(3,5 \cdot 40 + 4,05) = 572,6 \text{ В.}$$

8. Ток в соединительных, участковых проводах и проходящий через каждый ЭД второго забоя

$$I_2 = i_2 = \Delta U_1 / (R_c + r_y + r_{\text{д}}n_2) = 572,6 / (3,68 + 4,05 + 3,5 \cdot 45) = \\ = 3,465 \text{ А} > 1,3$$

— ток выше гарантийного — обеспечено безогказное взрывание.

9. Проверка: $I_{\text{м}} = I_1 + I_2 = 3,975 + 3,465 = 7,44 \text{ А}$; расчет выполнен правильно.

§ 6. РАЗРАБОТКА ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ ДЛЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК

Паспорт буровзрывных работ является одним из основных документов на производство взрывных работ при проведении подземных выработок. Паспорт БВР включает: схему расположения шпуров в трех проекциях с указанием их нумерации и расстояния между ними; схему конструкции заряда; таблицу к схеме, которая содержит данные о длинах и углах наклона шпуров, массе зарядов в каждом шпуре и очередности их взрывания; таблицу технико-экономических показателей с указанием сечения выработки, крепости породы; наименование и число бурильных машин, тип и расход ВВ и др.

Разработку паспорта БВР производят в следующей последовательности:

1. Обосновываются и выбираются типы ВВ, СВ и способ взрывания; принимается или рассчитывается удельный расход ВВ; определяется число шпуров, выбирается тип вруба, глубина и длины шпуров в комплекте; определяется общий расход ВВ, масс зарядов в каждом шпуре, фактический расход ВВ и суммарная длина шпуров и др. (см. § 4 настоящей главы и примеры 70—71).

2. Рассчитывают интервалы замедления и взрывную сеть (см. § 5 настоящей главы и примеры 73, 75).

3. Рассчитывают технико-экономические показатели БВР. Разработанный паспорт БВР проверяется в подземных условиях, корректируется и утверждается главным инженером рудника.

Пример 76. В качестве примера продолжим разработку паспорта БВР, начатую в примере 70 (см. § 4 настоящей главы). Исходные данные: в качестве основного ВВ выбраны гранулит АС-8В, а для патронов-боевиков — детонит М; удельный расход ВВ $q = 2,7 \text{ кг/м}^3$; глубина шпуров $l_{\text{ш}} = 1,85 \text{ м}$; вруб прямой — с четырьмя заряжаемыми шпурами и двумя холостыми (см. рис. 31), л. н. с. $W_1 = 0,71 \text{ м}$.

Общее число заряжаемых шпуров $N = 23$; расход шпурометров на забой $L_{\text{ш}} = 48 \text{ м}$; подвигание забоя на взрыв (длина заходки) $l_y = 1,85 \cdot 0,87 = 1,6 \text{ м}$; фактический расход ВВ $Q_{\text{ф}} = 38,2 \text{ кг}$.

Решение. 1. Выбираем электрический способ взрывания: ЭД короткозамедленного действия, обеспечивающие лучшее дробление пород в забое и высокий коэффициент использования шпуров (к. и. ш.).

2. Рассчитываем интервалы замедления; подбираем ЭД (см. § 5 настоящей главы). В прямых врубах хорошие результаты обеспечиваются как при одновременном (по-видимому, объясняется разбросом срабатывания ЭД во времени), так и при последовательном взрывании зарядов. Принимаем последовательное взрывание зарядов во врубе, считая, что возможна запрессовка породы.

Породы с $f = 16$ относятся к X категории по СНиПу, для которых коэффициент замедления для зарядов выброса принимаем равным $A_1 = 8$ мс/м, а для зарядов рыхления $A_2 = 6$ мс/м. При л. н.с. $W = l_{ш} = 1,85$ м интервал замедления составит

$$t_1 = A_1 W = 8 \cdot 1,85 = 14,8 \text{ мс.}$$

Принимаем интервал замедления $t = 15$ мс и ЭДКЗ-ПМ-15 (см. табл. 34). При поочередном взрывании четырех зарядов во врубе (согласно нумерации на рис. 31) принимаем по табл. 34 № 1ПМ ÷ 4ПМ (замедления 15—60 мс).

Для отбойных шпуров интервал замедления должен составлять

$$t_2 = A_2 W_1 = 6 \cdot 0,71 = 4,26 \text{ мс.}$$

Поскольку такой интервал замедления промышленными ЭДКЗ обеспечить нельзя, принимаем решение использовать ЭДКЗ-15 № 5ПМ — 8ПМ (для зарядов в шпурах № 5—8, имеющих замедление 75—120 мс), а для зарядов в шпурах № 9—10 — ЭДЗН № 7 и 8 с замедлениями 140 и 160 мс.

Для зарядов в оконтуривающих шпурах принимаем ЭДЗН. В первую очередь взрываем заряды в шпурах, имеющих № 15, 16, 22 и 23, применив ЭДЗН № 9Н (180 мс), затем — № 11—14, применив № 10Н (200 мс), и в последнюю очередь — № 17—21, применив № 11Н (225 мс).

3. Рассчитываем взрывную сеть. Применяем последовательное соединение ЭД в забое. Сопротивление ЭД с соединительными проводами $r_d = 3,50$ м; в качестве магистрального используем провод ВМВ-0,75 площадью поперечного сечения $0,75 \text{ мм}^2$; место укрытия взрывника располагается на расстоянии 100 м; длина магистрального провода с учетом запаса на катушке 200 м; для сохранения магистрального провода во время взрыва предусматриваем участковые провода длиной 15 м, используя провод ВМВ-0,5. В качестве источника тока применяется взрывной прибор ПИВ-100М.

Сопротивления магистральных и участковых проводов составят:

$$R_m = \rho 2L_m/s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 200/0,75 = 9,81 \text{ Ом;}$$

$$r_y = \rho 2l_y/s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 15/0,5 = 1,1 \text{ Ом.}$$

всасывающего трубопровода определяется по формуле [29]

$$Q_{зв} = \frac{2,13}{60t} \sqrt{AbS(15 + 0,2A)}. \quad (6.46)$$

Обозначения в формуле (6.46) те же, что и в формуле (6.41).

После определения $Q_{зв}$ рассчитывается производительность всасывающего вентилятора Q_v в том же порядке, как и для нагнетательного способа проветривания. Подача нагнетательного вентилятора принимается $Q_n \geq 0,8 Q_v$.

Пример 77. Выбрать вентилятор для нагнетательной схемы (предварительно рассчитав требуемую подачу и напор) с целью проветривания тупиковой выработки после взрывных работ. Длина выработки $L = 600$ м; площадь поперечного сечения в свету $S = 7$ м²; ВВ — гранулит АС-8; количество одновременно взрываемого ВВ $A = 38,2$ кг. Выработка сухая ($k = 0,8$).

Решение. 1. При нагнетательном способе проветривания применяются прорезиненные трубы диаметром $d_r = 600$ мм; время проветривания $t = 30$ мин; газовость ВВ $b = 40$ л/кг.

2. Принимаем коэффициент утечек $p = 1,35$ и рассчитываем количество воздуха по формуле (6.41)

$$Q_3 = \frac{2,25S}{60t} \sqrt[3]{\frac{kAbL^2}{Sp^2}} = \frac{2,25 \cdot 7}{60 \cdot 30} \sqrt[3]{\frac{0,8 \cdot 38,2 \cdot 40 \cdot 600^2}{7 \cdot 1,35^2}} = 2,85 \text{ м}^3/\text{с}.$$

3. Проверяем минимальную скорость движения воздуха по выработке

$$v = Q_3/S = 2,85/7 = 0,4 \text{ м/с} > 0,25 \text{ м/с}.$$

4. Определяем требуемую подачу (производительность) вентилятора

$$Q_v = pQ_3 = 1,35 \cdot 2,85 = 3,85 \text{ м}^3/\text{с}.$$

5. Определяем аэродинамическое сопротивление трубопровода по формуле (6.43)

$$R = 10 \cdot 6,5\alpha L/d_r^5 = 65 \cdot 0,00045 \cdot 600/0,6^5 = 226 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

6. Рассчитываем депрессию трубопровода (напор вентилятора) по формулам (6.44) и (6.45). Предварительно определяем скорость движения воздуха по трубопроводу $v_r = Q_3/\pi r_r^2 = 2,85/3,14 \cdot 0,3^2 = 10,1$ м/с; тогда:

$$H_c = pRQ_3^2 = 1,35 \cdot 226 \cdot 2,85^2 = 2480 \text{ Па};$$

$$H_m = 0,2H_c = 0,2 \cdot 2480 = 496 \text{ Па};$$

$$H_d = v_r^2\gamma/2 = 10,1^2 \cdot 1,2/2 = 61 \text{ Па};$$

$$H_v = H_c + H_m + H_d = 2480 + 496 + 61 = 3037 \text{ Па}.$$

7. Подбираем вентиляторы, исходя из значений: $Q_v = 3,85$ м³/с = 230 м³/мин и $H_v = 3037$ Па. Принимаем вентилятор ВМ-6М, который при $Q_v = 230$ м³/мин обеспечит давление $H = 3100$ Па (см. график на рис. 36 для вентилятора ВМ-6М).

Задачи к главе 6

1. Определить величину сосредоточенного заряда оптимального выброса для аммонита № 6ЖВ, находящегося на глубине 2 м; максимальную ширину и высоту навала выброшенной породы. Взрыв производится в доломитах VII категории по СНиПу.

2. Рассчитать массы зарядов нормального выброса и расстояние между ними для проходки водоотводной канавы глубиной 1,2 м, длиной 25 м в породах V категории по СНиПу; определить ширину канавы и параметры развала выброшенной породы.

3. Рассчитать массы зарядов усиленного выброса и их расположение для образования котлована глубиной 2,5 м и размером по дну 4 × 4 м. Разрыв должен быть произведен таким образом, чтобы исключить зачистку котлована после взрыва.

Котлован должен быть сооружен в породах VI категории по СНиПу. В качестве ВВ принять гранулит.

4. Определить массы оптимальных сосредоточенных зарядов выброса и расстояние между ними для образования канала глубиной 2 м и длиной 50 м для сброса воды; породы X категории по СНиПу; В качестве ВВ принять гранулит.

5. Определить массы зарядов нормального выброса для образования траншей в днище блока, подсечка которого уже произведена.

Размеры траншей: длина 15 м, ширина поверху 8 м, глубина 2 м. Заряды должны быть расположены в скважинах диаметром 105 мм, пробуренных параллельно плоскости подсечки; породы IX категории по СНиПу. В качестве ВВ можно принять аммонит № 6ЖВ.

6. Определить массы зарядов рыхления и их расположение при проведении траншей с последующей уборкой породы экскаватором. Размеры траншеи: глубина 10 м, ширина по подошве 6 м; породы — доломит VIII категории по СНиПу. Для размещения зарядов используются скважины диаметром 145 мм. В качестве ВВ принять гранулит АС-8.

7. Рассчитать величину зарядов рыхления (дробления) и их расположение в скважинах диаметром 243 мм на уступе высотой 16 м. Породы IX категории по СНиПу, трещиноватые.

8. Рассчитать параметры взрывных работ при веерном расположении скважин для отбойки руды на зажатую среду (ранее отбитую руду) при одной обнаженной вертикальной поверхности. Высота отбиваемого слоя 30 м, ширина 10 м; применяются скважины диаметром 80 мм, которые бурятся из выработки сечением 2,5 × 2,5 м, расположенной в центре отбиваемого слоя. Руды имеют $f = 8 \div 10$; расстояние между трещинами 0,4—0,5 м. Необходимый размер кондиционного куска руды 0,4 м. В качестве ВВ применяют гранулит.

9. Рассчитать параметры параллельных скважинных зарядов для отбойки слоя на ранее отбитую руду (зажатая среда). Скважины пробурены из верхней буровой выработки высотой 2,5 м.

диаметр скважин 105 мм. Высота отбиваемого слоя 25 м, ширина 12 м. Коэффициент крепости руды $f = 12 \div 14$; руды трещиноватые; среднее расстояние между трещинами 0,5 м; необходимый размер кондиционного куска 0,4 м; в качестве ВВ применяют порошкообразный аммонит № 6ЖВ.

10. Рассчитать параметры шпуровых зарядов для рыхления руды в горизонтальном слое высотой 1,8 м и длиной 40 м при одной обнаженной плоскости в породах с $f = 10 \div 12$, имеющих среднее расстояние между трещинами 0,3–0,4 м; глубина шпуров 2 м. В качестве ВВ применяют гранулит.

11. Рассчитать параметры шпурового комплекта и взрывных работ (вруб прямой) при проведении штрека по руде с $f = 14 \div 16$. Бурение шпуров диаметром 40 мм производится бурильной установкой (с бурильными машинами ПК-60); возможная максимальная глубина шпуров 2,5 м. Длина выработки 500 м; размеры в проходке: ширина 3,4 м, высота вертикальной стенки 2,3 м, высота выработки 2,9 м; площадь поперечного сечения 8,37 м². Срок сооружения выработки 4 месяца.

12. Для тех же условий, что в примере 71, рассчитать шпуровой комплект и заряды для вертикального клинового вруба. Бурение шпуров диаметром 40 мм производится перфораторами ПР-30 на установках типа УПБ-1; возможная максимальная глубина шпуров 2 м.

13. Рассчитать интервалы замедления между рядами зарядов для отбойки руды в блоке при электрическом способе взрывания. Расстояние между рядами скважин (зарядами) 2 м, коэффициент крепости руды $f = 16$.

14. Рассчитать интервалы замедления между зарядами во врубовых, отбойных и оконтуривающих шпурах в породах с $f = 12 \div 14$, если л. н. с. для зарядов врубовых шпуров 1,8 м, отбойных шпуров — 0,5 м, оконтуривающих шпуров — 0,64 м.

15. Выбрать схему монтажа и рассчитать взрывную сеть для электрического способа взрывания 120 скважинных зарядов, находящихся на расстоянии 100 м от участкового силового трансформатора напряжением 380 в. Заряды расположены в скважинах. Максимальная длина скважины 40 м, а длина заряда — 30 м; в каждом ряду 6 скважин.

16. Рассчитать взрывную сеть при последовательном соединении электродетонаторов в каждом из 3 забоев, находящихся друг от друга на расстоянии 50 м. В первом забое 50, во втором 40 и в третьем 30 зарядов. Расстояние от места укрытия взрывника до первого забоя составляет 60 м. В качестве источника тока применяют взрывной прибор, который необходимо выбрать, пользуясь характеристиками, приведенными в табл. 35.

17. Разработать паспорт буровзрывных работ для проведения двухэтажного квершлага площадью поперечного сечения 14,1 м² (ширина 4,8 м, высота 3,5 м) в породах с $f = 10$. Удельный расход гранулита АС-8 составляет 1,81 кг/м³. Способ взрывания элек-

трический. Для бурения шпуров используется шахтная бурильная установка типа УБШ с максимальной глубиной бурения 2,5 м (бурильные машины ПК-60). Необходимая скорость проведения выработки 150 м/мес.

18. Выбрать способ и рассчитать проветривание тупиковой выработки длиной 600 м. Выработка площадью поперечного сечения в проходке 10 м² и в свету 8,5 м² располагает местом для размещения двух ставов труб диаметром до 600 мм. Транспортирование руды осуществляется электровозом. Одновременно в забое работают шесть проходчиков и вспомогательных рабочих. Расход ВВ за цикл 64 кг (аммонит № 6ЖВ). Максимальное время проветривания, предусмотренное графиком организации работ, составляет 15 мин. Выработка сухая.

19. Выбрать способ и рассчитать проветривание тупиковой выработки, где уборка породы производится погрузочной машиной 2ПНБ-2 и автосамосвалом МоАЗ-6401—9585. Площадь поперечного сечения выработки в свету 16,22 м², в проходке 17,05 м². Длина выработки 500 м, возможно размещение двух ставов труб диаметром 600 мм. Одновременно взрывается 62 кг ВВ. Проветривание после взрыва должно закончиться через 30 мин.

ГЛАВА 7

УБОРКА ПОРОДЫ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТКАХ

Уборка породы состоит из ряда операций: погрузки ее погрузочными машинами в рудничные или самоходные вагоны непосредственно или через конвейеры-перегрузатели, откатки груженных вагонов до обменного пункта или к пунктам разгрузки, обмена груженных вагонов на порожние, а также из подготовительно-заключительных операций.

Для уборки породы из забоя при наличии рельсовых путей в выработке применяют погрузочные машины в сочетании с рудничными вагонами типа ВГ, проходческими вагонами типа ВПК и бункер-поездами.

Наивысшая производительность уборки в этом случае достигается тогда, когда в забое отсутствует обмен составов или груженных вагонов на порожние и всю горную массу грузят сразу в вагоны ВПК или бункер-поезд.

При отсутствии в выработке рельсовых путей погрузку породы производят погрузочными машинами на гусеничном ходу в сочетании с самоходными вагонами типа ВС или самосвалами. Широко применяют погрузочно-транспортные машины типов ПТ и ПД, которые имеют автономный привод и пневмоколесный ход.

При уборке породы из горизонтальных выработок небольшой протяженности (до 60 м) и при проведении наклонных выработок

(с углами наклона до 35°) получили применение скреперные установки. В выработках, имеющих угол наклона до $\pm 18^\circ$, для уборки породы рекомендуется машина 2ПНБ-2У в сочетании с самоходными вагонами, самосвалами, конвейерами и вагонетками. В сочетании с вагонетками и скипами можно применять машину ППН-7 ($\alpha = 23^\circ$).

§ 1. ВЫБОР ПОГРУЗОЧНЫХ КОМПЛЕКСОВ ПРИ РЕЛЬСОВОМ ТРАНСПОРТЕ И РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

А. ВЫБОР ПОГРУЗОЧНОЙ МАШИНЫ ДЛЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ НАЛИЧИИ РЕЛЬСОВЫХ ПУТЕЙ

На выбор машины влияют крепость и крупность погружаемой породы, а также размеры выработки (табл. 38).

При выборе машины ковшового типа на рельсовом ходу необходимо руководствоваться следующими параметрами машины, зависящими от размеров выработки:

1. Ширина фронта погрузки не должна быть меньше ширины выработки в черне (в проходке) по почве во избежание ручной уборки породы у боков выработки. Разница ширины фронта погрузки и ширины выработки по почве допускается не более чем на 20 %.

2. Высота машины в рабочем положении (максимальная высота) должна быть меньше высоты выработки от головки рельсов до кровли (при отсутствии крепи) или до крепи не менее чем на 5 см.

3. Ось выработки в призабойной зоне должна совпадать с осью временного рельсового пути для использования у погрузочной машины всего фронта погрузки.

4. Крепость пород не влияет на выбор машины ковшового типа.

На выбор погрузочных машин типа ПНБ (непрерывного действия с нагребными лапами) в значительной мере влияют крепость и крупность погружаемой породы (см. табл. 38). Высота выработки 1,8 м является достаточной для всех погрузочных машин этого типа (при отсутствии навесного бурильного оборудования), а наличие рельсовых путей не препятствует их применению. Благодаря гусеничному ходу фронт погрузки неограничен. Применяются, в основном, в двухпутных выработках, так же как и машины ковшового типа со ступенчатой погрузкой, имеющие большой фронт погрузки (2ППН-5П, ППМ-4П).

Б. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ПОГРУЗОЧНОЙ МАШИНЫ ПРИ УБОРКЕ ПОРОДЫ

Сменяющую эксплуатационную производительность погрузочной машины в плотной массе при уборке породы в одиночные вагоны и состав (при наличии перегружателя) можно определить по формуле

$$Q_3 = \frac{T - t_{из} - t_{л}}{k_{от} k_p \left(\frac{k_{кр}}{Q_T} + t_B + \frac{2L}{60V_B K_3 v_{нБ}} \right)}, \quad (7.1)$$

Тип погрузочной машины	Марка машины	Техническая прочность, длительность, м/мин	Фронт погрузки, м	Коэффициент крепости пород	Крупность загружаемого материала, мм, не более	Размеры, м		Минимальные размеры выработки, м
						ширина	высота рабочей (максимальная)	
Ковшового типа прямой погрузки	ПНН-1	0,5	2,0	Любой	300	1,05*	1,9	2,0×2,0
	ПНН-1с	1,0	2,2	»	350	1,32*	2,25	2,1×2,4
	ПНН-2	1,0	2,5	»	400	1,59*	2,35	2,2×2,4
	ПНН-2Г	1,0	—	»	400	1,75*	2,5	2,6×2,6
	ПНН-3	1,25	3,2	»	600	1,8	2,8	2,6×3,0
	2ПНН-5П	1,0	3,0	»	450	1,7	1,35	2,0×2,5
	ПНМ-4П	0,8	4,8	»	360	1,4	1,85	2,3×1,9
	ПНБ-1	1,45	—	Не более 6	300	1,15	—	2,0×1,5
	ПНБ-2	2,0	—	6	400	1,6	3,0	2,5×1,8
	2ПНБ-2	2,0	—	10—12	400	1,8	3,3	2,5×1,8
Ковшового типа со ступенчатой погрузкой	ПНБ-2К	2,5	—	12	400	1,8	3,3	2,5×1,8
	ПНБ-3К	3,0	—	16	600	2,0	3,4	3×1,7
	ПНБ-3Д	3,5	—	16	600	2,5	3,4	3×1,8
	ПНБ-4	6,0	—	16	800	2,7	3,9	3×1,8
	2ПНБ-2У	1,25**	2,5	12	400	1,45	3,3	от 8,4 м ²

* Ширина с подпояской для машиниста.

** В выкатной выработке при $\alpha = 18^\circ$.

где T — продолжительность смены, мин; $t_{\text{пз}}$ — время на подготовительно-заключительные операции: для горизонтальных выработок — 20—30 мин, для наклонных — 40—50 мин; $t_{\text{л}}$ — личное время рабочего, равное 10 мин; $k_{\text{от}}$ — коэффициент отдыха, равный 1,05 при уборке двумя рабочими; $K_{\text{р}}$ — коэффициент разрыхления горной массы, равный 1,5—1,8; $k_{\text{кв}}$ — коэффициент, учитывающий крупность кусков породы и ее свойства, равный 1,3, если крупность кусков выше предусмотренной конструкцией машины; $Q_{\text{т}}$ — техническая производительность машины, м³/мин; L — расстояние до обменного пункта вагонеток, м; $V_{\text{в}}$ — объем вагонетки, м³; $K_{\text{з}}$ — коэффициент заполнения вагонетки, равный 0,9; v — средняя скорость откатки вагонетки или состава с учетом маневров, перецепки вагонетки, составов и др., равная 0,6 м/с (по данным практики) при одиночном обмене и 0,9 м/с при обмене составами; $n_{\text{в}}$ — число вагонеток в составе, входящих под перегружатель (при одиночном обмене $n_{\text{в}} = 1$); $t_{\text{в}}$ — удельные затраты времени на вспомогательные операции, не связанные с обменом вагонеток;

$$t_{\text{в}} = t_{\text{к}} + t_{\text{о.в}},$$

где $t_{\text{к}}$ — удельные затраты времени на кайловку и перекидку породы с периферии к центру выработки, мин/м³; $t_{\text{о.в}}$ — удельные затраты времени на очистку путей и выдвигание рельсов, мин/м³.

Для выработок, ширина которых равна фронту захвата ковшом погрузочной машины, удельные затраты времени $t_{\text{в}}$ постоянны и равны 1,5 мин/м³ для ковшовых машин и 1 мин/м³ для машин типа ПНБ. Если фронт погрузки у ковшовых машин меньше в 1,5—2 раза ширины выработки, то $t_{\text{в}} = 3,3 \div 6,9$ мин/м³ [30].

Пример 78. Выбрать погрузочную машину и рассчитать ее производительность при уборке породы при следующих условиях:

1. Уборка производится в одиночные вагоны ВГ-2,2 с объемом кузова $V_{\text{в}} = 2,2$ м³ (длина по буферам $l_{\text{в}} = 2,95$ м); обмен осуществляется в тупиковом заезде электровозом 4КР-750; среднее расстояние до обменного пункта $L = 50$ м.

2. Уборка породы производится в состав вагонеток ВГ-2,2 через перегружатель ПСК-1 (длина консоли перегружателя $l_{\text{к}} = 11$ м); обмен составов на замкнутой разминовке, среднее расстояние до которой 100 м.

3. Уборка породы производится в проходческие вагоны ВПК-10. Общая вместимость вагонов соответствует объему взорванной породы; обмен отсутствует.

Минимальная высота выработки для вагонов ВПК — 2,85 м. Дополнительные условия: крупность кусков не превышает 400 мм; коэффициент крепости пород $f = 16$; коэффициент разрыхления $K_{\text{р}} = 1,7$; шифр выработки по паспорту крепления 1Н-1200Р-2,0 (однопутная с расширенным проходом — 1,05 м; ширина по почве в проходке $B_1 = 3$ м; высота в проходке — 2,88 м; закреплена набрызгбетоном).

Решение. 1. По табл. 38 для уборки породы в выработке, исходя из фронта погрузки, крупности кусков и коэффициента крепости

пород, можно применить погрузочные машины: ППН-3; 2ППН-5П; ППМ-4П и ПНБ-3К. Все эти машины подходят также и по рабочей высоте (см. табл. 38). Принимаем решение: применять машину ППН-3, как более надежную в эксплуатации (отсутствует разгрузочный конвейер), имеющую меньшую массу, чем машины ППН-4П и ПНБ-3К, а следовательно, и менее дорогую. Техническая производительность у машины ППН-3 составляет $Q_T = 1,25 \text{ м}^3/\text{мин}$.

2. Расчет будем вести по формуле (7.1), для этого принимаем общие данные для всех условий погрузки: $T = 360 \text{ мин}$; $t_T = 10 \text{ мин}$; $k_{от} = 1,05$; $K_p = 1,7$; $k_{кп} = 1$; $Q_T = 1,25 \text{ м}^3/\text{мин}$; $V_B = 2,2 \text{ м}^3$; $K_3 = 0,9$; $v = 0,6 \text{ м/с}$; $t_B = 1,5 \text{ мин}/\text{м}^3$.

3. Рассчитываем производительность машины при погрузке в слипучные вагоны, для этого принимаем дополнительные данные: $L = 50 \text{ м}$; $n = 1$; $t_{пз} = 20 \text{ мин}$, тогда

$$Q_3 = \frac{360 - 20 - 10}{1,05 \cdot 1,7 \cdot \left(\frac{1}{1,25} + 1,5 + \frac{2 \cdot 50}{60 \cdot 2,2 \cdot 0,9 \cdot 0,6 \cdot 1} \right)} = 50 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

4. Рассчитываем производительность машины при наличии перегружателя ПСК-1. Предварительно определим число вагонов, которые можно установить под перегружатель $n_B = l_k \cdot l_b + 1 = 11,2,95 + 1 = 5$; $L = 100 \text{ м}$; $t_{пз} = 30 \text{ мин}$; $v = 0,9 \text{ м/с}$, тогда

$$Q_3 = \frac{360 - 30 - 10}{1,05 \cdot 1,7 \cdot \left(\frac{1}{1,25} + 1,5 + \frac{2 \cdot 100}{60 \cdot 2,2 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 5} \right)} = 67 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

5. Рассчитываем производительность машины при погрузке в состав из вагонов ВПК-10. Так как обмен вагонов отсутствует, то формула (7.1) приобретает вид

$$Q_3 = \frac{T - t_{пз} - t_{л}}{k_{от} K_p (k_{кп}/Q_T + t_B)} = \frac{360 - 30 - 10}{1,05 \cdot 1,7 (1/1,25 + 1,5)} = 78 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Время на подготовительно-заключительные операции при вагонах ВПК равно 30 мин.

Учитывая, что вагоны ВПК-10 применяют при $f \leq 16$ (в связи с сильным износом донного конвейера) и производительность машины увеличивается всего на 16 % (по сравнению с перегружателем), принимаем окончательное решение — применять перегружатель ПСК-1.

§ 2. ВЫБОР ПОГРУЗОЧНО-ТРАНСПОРТНЫХ МАШИН И РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

При проведении подэтажных выработок небольшого сечения на рудниках большое применение нашел *погрузочно-доставочный комплекс*, состоящий из погрузочной машины ППН-2Г (на гусеничном ходу, см. табл. 38) и самоходного вагона ВС-5П1 (грузоподъемность 5 т, ширина 1,4 м, высота 1,5 м, объем кузова 2 м³). Рациональная длина доставки до 100 м; минимальная площадь поперечного сечения в свету 5,8 м².

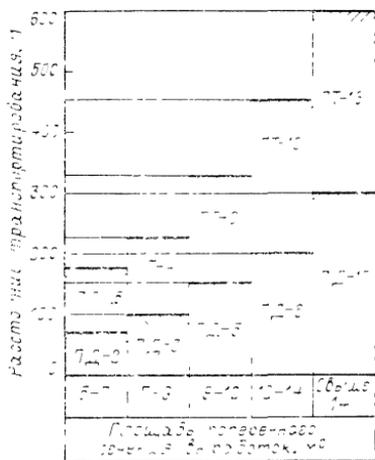


Рис. 37. Диаграмма преимущественных областей применения погрузочно-транспортных машин

Для выработок, имеющих площадь поперечного сечения более 14 м², применяют комплекс, состоящий из погрузочной машины ПНБ-3К и самосвала МоАЗ-6401-9585 (с неограниченной длиной транспортирования).

Для проведения подготовительных выработок различного назначения применяют погрузочно-транспортные машины типов ПТ и ПД в основном I—IV типоразмеров (табл. 38). Машины ПТ имеют погрузочный ковш небольшого объема для загрузки кузова и предназначены для транспортировки горной массы на большие расстояния, чем погрузочно-доставочные машины ПД такого же типоразмера, но имеющие грузонесущий ковш.

В типовых паспортах скоростного проведения горных выработок на рудниках определены рациональные расстояния транспортирования для каждой из машин. На рис. 37 показана диаграмма преимущественных областей применения погрузочно-транспортных машин различных типов. По этой диаграмме производится выбор машины в зависимости от площади поперечного сечения выработки и необходимого расстояния транспортирования.

1. Сменную эксплуатационную производительность комплекса, состоящего из погрузочной машины ППН-2Г и самоходного вагона ВС-5, определяют по формуле [30]:

$$Q_3 = \frac{(T - t_{пз} - t_p) V K_3}{[V K_3 t_u / (V_k K_{3-k}) + t_b] k_0 + (2L/v_c) + t_p}, \quad (7.2)$$

где Q_3 — сменная производительность, м³/смену (в рыхлой массе); V — объем вагона, м³; K_3 — коэффициент заполнения вагона, равный 0,9; V_k — объем ковша, равный 0,32 м³; K_{3-k} — коэффициент заполнения ковша, равный 0,75; t_u — продолжительность цикла черпания, равная 0,3 мин; t_b — время дробления негабаритных кусков, равное 3,1 мин на вагон; L — расстояние транспортирования, м; v_c — средняя скорость передвижения вагона, равная 50 м/мин; t_p — время разгрузки вагона в рудоспуск, равное 0,5 мин. Остальные обозначения в формуле (7.2) те же, что и в формуле (7.1).

2. Сменную эксплуатационную производительность комплекса, состоящего из погрузочной машины типа ПНБ и автосамосвала МоАЗ, можно определить по формуле

$$Q_3 = \frac{(T - t_{пз} - t_p) V K_3}{[(V K_3 / Q_т) + t_n] k_0 + (2L/v_c) + t_p}, \quad (7.3)$$

где Q_s — сменная эксплуатационная производительность, $\text{м}^3/\text{смену}$ (в разрыхленном состоянии); Q_T — техническая производительность погрузочной машины, $\text{м}^3/\text{мин}$; остальные обозначения те же, что и в формуле (7.2), которые необходимо принимать равными $V = 8 \text{ м}^3$; $K_3 = 0,9$; $t_B = 10 \div 15 \text{ мин}$; $k_0 = 1,05$; $v_c = 80 \text{ м/мин}$ по подготовительным выработкам и 160 м/мин по транспортным магистральным выработкам; $t_p = 1 \text{ мин}$.

3 При уборке породы погрузочно-транспортными машинами типов ПТ и ПД сменную производительность (норму выработки) определяют по формуле

$$Q_{\text{см}} = \frac{(T - t_{\text{пз}} - t_{\text{п}}) V K_3}{(t_0 + t_B) k_0 K_p}, \quad (7.4)$$

где $Q_{\text{см}}$ — сменная производительность (в плотной массе), $\text{м}^3/\text{смену}$; $t_{\text{пз}}$ — продолжительность подготовительно-заключительных операций, зависящая от типа машины и равная $30\text{—}70 \text{ мин}$ на смену; K_p — коэффициент разрыхления горной массы, равный $1,5\text{—}1,8$; t_B — время вспомогательных операций, связанных с маневрами машины, штабелевкой горной массы, ее кайлением и разбивкой негабаритов, равное $0,8\text{—}3 \text{ мин/рейс}$ (большее время относится к машинам типа ПТ); t_0 — время основных операций на рейс;

$$t_0 = (2L/v_c) + t_{\text{п}} + t_p,$$

здесь L — расстояние транспортирования, м ; v_c — средняя скорость транспортирования, равная $75\text{—}80 \text{ м/мин}$; t_p — время разгрузки, в среднем равное 1 мин ; $t_{\text{п}}$ — время погрузки, равное для машин типа ПД для наполнения ковша $0,9\text{—}1,4 \text{ мин}$ (в среднем $1,1 \text{ мин}$), а для машин типа ПТ

$$t_{\text{п}} = VK_3 t_{\text{ц}} / (V_k K_{3, \text{к}}),$$

здесь V и V_k — соответственно объемы кузова и ковша; K_3 и $K_{3, \text{к}}$ — коэффициенты заполнения кузова $0,9$ и ковша $0,75$; $t_{\text{ц}}$ — продолжительность цикла черпания, равная $0,8 \text{ мин}$. Остальные обозначения в формуле (7.4) те же, что и в формуле (7.2).

Пример 79. Определить эксплуатационную сменную производительность комплекса при уборке породы из забоя (в плотной массе). Комплекс состоит из погрузочной машины ППН-2Г и самоходного вагона ВС-5; коэффициент разрыхления породы $K_p = 1,6$; длина транспортирования 100 м ; разгрузка в рудоспуск.

Решение. Сменную производительность при уборке породы (в разрыхленном состоянии) определяем по формуле (7.2), для расчета принимаем: $T = 360 \text{ мин}$; $t_{\text{пз}} = 20 \text{ мин}$; $t_{\text{п}} = 10 \text{ мин}$; $t_B = 3,1 \text{ мин}$; $k_0 = 1,05$; для ВС-5 $V = 2 \text{ м}^3$; $K_3 = 0,9$; $v_c = 50 \text{ м/мин}$; $t_p = 0,5 \text{ мин}$; для погрузочной машины ППН-2Г $V_k = 0,32 \text{ м}^3$; $K_{3, \text{к}} = 0,75$; $t_{\text{ц}} = 0,3 \text{ мин}$, тогда

$$Q_s = \frac{(360 - 20 - 10) 2 \cdot 0,9}{[2 \cdot 0,9 \cdot 0,3 / (0,32 \cdot 0,75) + 3,1] 1,05 + 2 \cdot 100 / 50 + 0,5} = 65,4 \text{ м}^3/\text{смену (в разрыхленном состоянии)}.$$

Производительность комплекса в плотной массе

$$Q = Q_3 / K_p = 65,4 / 1,6 = 40,9 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Пример 80. Определить сменную производительность комплекса ПНБ-3К — МоАЗ-6401 при уборке породы (в плотной массе); расстояние доставки — 400 м; крупность кусков не превышает 400 мм; коэффициент разрыхления $K_p = 1,6$. Выработка горизонтальная с хорошим дорожным покрытием.

Решение. Сменную производительность при уборке породы, находящейся в разрыхленном состоянии, определяем по формуле (7.3); для машины ПНБ-3К принимаем $Q_1 = 3 \text{ м}^3/\text{мин}$ (см. табл. 38); для МоАЗ-6401 — $V = 8 \text{ м}^3$; $K_3 = 0,9$; $v_c = 160 \text{ м}/\text{мин}$; $t_p = 1 \text{ мин}$. Сетальные значения: $T = 360 \text{ мин}$; $t_{пз} = 30 \text{ мин}$; $t_{л} = 10 \text{ мин}$; $k_0 = 1,05$; $t_b = 10 \text{ мин}$, тогда

$$Q_3 = \frac{(360 - 30 - 10) 8 \cdot 0,9}{(8 \cdot 0,9 + 10) 1,05 + 2 \cdot 400 / 160 + 1} = 121 \text{ м}^3/\text{смену}$$

(в разрыхленном состоянии).

Производительность комплекса в плотной массе

$$Q = Q_3 / K_p = 121 / 1,6 = 75,6 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Пример 81. Выбрать погрузочно-транспортную машину и определить ее сменную производительность при уборке породы из забоя горизонтальной выработки. Расстояние транспортирования до 200 м. Коэффициент разрыхления породы $K_p = 1,6$. Площадь поперечного сечения выработки около 12 м^2 . Разгрузка в рудоспуск.

Решение. 1. Согласно диаграмме (см. рис. 37), при длине транспортирования 200 м и площади поперечного сечения выработки 12 м^2 можно применить машину ПТ-6 (рациональная длина транспортирования от 150 до 325 м) и машину ПД-8 (расстояние транспортирования от 0 до 200 м), которая относится к IV-типоразмеру, имеет большие размеры, чем ПТ-6 (см. табл. 39).

Принимаем решение применить машину ПТ-6, которая более маневренна и имеет дизель-электрический привод.

2. Определяем сменную производительность машины ПТ-6 по формуле (7.4) (в плотной массе); для расчета, согласно техническим данным (см. табл. 39), принимаем: $V = 2,5 \text{ м}^3$; $K_3 = 0,9$; $v_c = 80 \text{ м}/\text{мин}$; $v_k = 0,5 \text{ м}^3$; $K_{з.к} = 0,75$; $t_{ц} = 0,8 \text{ мин}$; $t_p = 1 \text{ мин}$; $t_{п} = 2,5 \cdot 0,9 \cdot 0,8 (0,5 \cdot 0,75) = 4,8$; остальные значения в формуле: $T = 360 \text{ мин}$; $t_{п.з} = 60 \text{ мин}$ (с поездкой на склад); $t_{л} = 10 \text{ мин}$; $k_0 = 1,05$; $K_p = 1,6$; $t_b = 1,9 \text{ мин}$, тогда $t_0 = 2 \cdot 200 \cdot 80 + 4,8 + 1 = 32000,8 \text{ мин}$,

$$Q_{с.м} = \frac{(360 - 60 - 10) 2,5 \cdot 0,9}{(10,8 + 1,9) 1,05 \cdot 1,6} = 30,6 \text{ м}^3/\text{смену в плотной массе.}$$

Производительность при уборке породы с учетом коэффициента разрыхления будет $30,6 \cdot 1,6 = 49 \text{ м}^3/\text{смену}$.

§ 3. УБОРКА ПОРОДЫ СКРЕПЕРНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ И РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ

При проведении горизонтальных выработок уборка скреперной установкой производится с доставкой горной массы в рудоперпускные отделения восстающего (с последующей погрузкой из люка в вагонетки).

При проведении наклонных выработок применяют скреперные комплексы:

а) с непосредственной погрузкой в вагонетку или скип через скреперный полук (комплексы СКУ-1 и СКМ-600);

б) с погрузкой через полук на скребковый или ленточный конвейер (комплексы СКБ-1, СКУ-КТ, МПДК-3 и др.).

Практически на всех комплексах устанавливаются лебедки 17ЛС-2П и скреперы СГ-0,5 и СГ-0,45 объемом 0,5 м³ или 0,45 м³. В горизонтальных выработках в основном применяют лебедки: 17ЛС-2П, 30ЛС-2П, 55ЛС-2П или 17ЛС-2С, 30ЛС-2С и гребковые скреперы СГ-0,3, СГ-0,45, СГ-0,5 и СГ-0,8. Все перечисленные скреперные лебедки имеют среднюю скорость движения рабочего каната 1,1 м/с, а холостого — 1,5 м/с. Длина скреперования определяется канатоемкостью барабана скреперных лебедок и составляет: у лебедок 17ЛС-2 — 60 м; 30ЛС-2 — 90 м и 55ЛС-2П — 100 м.

1. Сменную производительность скреперных установок при разгрузке горной массы в рудоспуск или на конвейер (в плотной массе) определяют по формуле

$$Q_3 = \frac{(T - t_{пз} - t_{п}) V k_3}{(l/v_r + l/v_{п} + t_{з.р}) k_0 K_p}, \quad (7.5)$$

где V — объем скрепера, м³; k_3 — коэффициент заполнения скрепера (равный для крупнокусковой горной массы 0,5—0,7, для средней 0,7—0,8 и для мелкой 0,8—1); l — расстояние скреперования, м; $v_r = 66$ м/мин — скорость движения груженого и $v_{п} = 90$ м/мин — скорость движения порожнего скрепера; $t_{з.р}$ — время загрузки и разгрузки скрепера с учетом пауз на переключение и неравномерность хода скрепера, равное от 0,3 до 0,7 мин; остальные обозначения в формуле прежние; $t_{пз} = 40$ мин (с учетом смазки, опробования лебедки, закреплением блокча и др.).

2. Сменную производительность скреперных установок при разгрузке горной массы в одиночные вагоны через полук или в скипы с подъемом (или опусканием) их по наклонной выработке, с последующей разгрузкой (или заменой) скипов (или вагонеток) можно определить по формуле

$$Q_3 = \frac{(T - t_{пз} - t_{п}) V_n K_3}{\frac{V_n K_3}{V k_3} \left(\frac{l}{v_r} + \frac{l}{v_{п}} + t_{з.р} \right) k_0 + \frac{2L}{v_c} + t_p}, \quad (7.6)$$

где Q_3 — сменная эксплуатационная производительность скреперного комплекса, м³/смену (в разрыхленной массе); V_n — объем

вагонетки (или скипа), м³; K_3 — коэффициент заполнения вагонетки (скипа), равный 0,9; L — длина транспортирования по наклонной выработке, м; v_c — средняя скорость транспортирования (подъема) вагонетки (скипа), равная 90—120 м/мин; $t_n = 1$ мин (для вагонетки) и $t_r = 0,5$ мин (для скипа) — время разгрузки. Остальные обозначения в формуле (7.6) такие же, как и в формуле (7.5).

Пример 82. Определить производительность скреперной установки (в плотной массе), состоящей из лебедки 30ЛС-2П и скрепера СГ-0,5, при уборке породы из забоя подэтажной выработки. Разгрузка горной массы производится в рудоспуск, средняя длина доставки 30 м. Коэффициент разрыхления породы $K_p = 1,6$. Порода средней крупности.

Решение. Рассчитываем сменную производительность скреперной установки по формуле (7.5), для расчета принимаем: $T = 360$ мин; $t_{пз} = 40$ мин; $t_{л} = 10$ мин; $V = 0,5$ м³; $l = 30$ м; $v_r = 66$ м/мин; $v_{п} = 90$ м/мин; $k_3 = 0,7$; $t_{3.p} = 0,4$ мин; $k_0 = 1,05$; $K_p = 1,6$, тогда

$$Q_3 = \frac{(360 - 40 - 10) 0,5 \cdot 0,7}{(30 \cdot 66 + 30 \cdot 90 + 0,4) 1,05 \cdot 1,6} = 54,8 \text{ м}^3/\text{смену (в плотной массе)}.$$

Пример 83. Определить сменную производительность скреперного комплекса СКУ-КТ (старая марка МПДК-2), состоящего из скреперного полка, лебедки БС-4П-2 (или 17ЛС-2ПД) и телескопического ленточного конвейера, установленного в наклонной выработке ($\alpha = +16^\circ$); порода средней крупности; $K_p = 1,6$.

Решение. 1. Принимаем, что скреперный полк находится от забоя на расстоянии, не превышающем $l = 15$ м. Согласно характеристике комплекса имеет скрепер СГ-0,5; у лебедки БС-4П-2 скорости составляют: $v_r = 1,1$ м/с (66 м/мин); $v_{п} = 1,5$ м/с (90 м/мин).

2. Рассчитываем производительность комплекса по формуле (7.5); принимаем: $T = 360$ мин; $t_{пз} = 40$ мин; $t_{л} = 10$ мин; $V = 0,5$ м³; $k_3 = 0,7$; $t_{3.p} = 0,3$ мин; $k_0 = 1,05$; $K_p = 1,6$, тогда

$$Q_3 = \frac{(360 - 40 - 10) 0,5 \cdot 0,7}{(15 \cdot 66 + 15 \cdot 90 + 0,3) 1,05 \cdot 1,6} = 92,3 \text{ м}^3/\text{смену}$$

(в плотной массе).

Пример 84. Определить сменную производительность проходческого комплекса СКУ-1, установленного в наклонной выработке ($\alpha = 25^\circ$); транспортирование породы осуществляется в вагонетках ВГ-2,2 тягальной лебедкой, имеющей среднюю скорость движения $v_c = 2$ м/с; кусковатость пород средняя; $K_p = 1,7$. Расстояние транспортирования 30 м.

Решение. 1. Согласно технической характеристике комплекс СКУ-1 имеет скреперный полк, лебедку 17ЛС-2ПД, скрепер СГ-0,5 объемом $V = 0,5$ м³; $v_r = 66$ м/мин; $v_{п} = 80$ м/мин. Скреперный полк устанавливаем на расстоянии, не превышающем $l = 15$ м; объем вагонетки $V_в = 2,2$ м³; $K_3 = 0,9$ и $k_3 = 0,75$ — коэффициенты заполнения вагонетки и скрепера.

2. Расчет сменной производительности ведем по формуле (7.6), для этого дополнительно принимаем: $T = 360$ мин; $t_{\text{пз}} = 40$ мин; $t_{\text{л}} = 10$ мин; $t_{\text{ср}} = 0,4$ мин; $k_0 = 1,05$; $L = 50$ м; $v_c = 120$ м/мин; $\tau = 1$ мин, тогда

$$Q_{\text{с}} = \frac{(360 - 40 - 10) \cdot 2,2 \cdot 0,9}{\frac{2 \cdot 2 \cdot 0,9}{0,5 \cdot 0,75} \left(15 \cdot 0,6 + 15 \cdot 0,9 + 0,4 \right) \cdot 1,05 + \frac{2 \cdot 50}{120} + 1} = 98 \text{ м}^3 \text{ смену (в разрыхленной массе).}$$

Производительность комплекса СКУ-1 в плотной массе

$$Q_{\text{с}} \cdot K_{\text{р}} = 98/1,7 = 57,6 \text{ м}^3 \text{ смену}$$

Задачи к главе 7

1. Выбрать погрузочную машину и рассчитать ее сменную производительность. Уборка породы производится в двухпутной выработке шириной 3,8 м и высотой 3,2 м в вагоны ВПК-10 (объем вагона 10 м³) без обмена. Крупность кусков не превышает 500 мм, коэффициент разрыхления горной массы 1,7.

2. Выбрать погрузочную машину и рассчитать ее сменную производительность, если уборка породы производится в однопутной выработке шириной 2,8 м и высотой 2,6 м в вагоны ВГ-1,2 с использованием перегружателя ПСК-1. Крупность кусков не превышает 350 мм; коэффициент разрыхления 1,65. Обмен составов под перегружателем осуществляется электровозом 4КР-600; расстояние до замкнутой рамниовки 200 м.

3. Выбрать погрузочную машину и рассчитать ее сменную производительность, если уборка породы производится в выработке шириной 2,5 м и высотой 2,2 м в вагоны ВГ-1,2, обмен которых осуществляется с помощью перекачной платформы, находящейся на расстоянии 50 м от забоя; откатка вагонов вручную.

4. Выбрать погрузочно-транспортную машину и рассчитать ее сменную производительность при уборке породы в подэтажном штреке площадью около 7 м²; среднее расстояние транспортирования до рудоспуска составляет 175 м. Породы крупностью до 400 мм; коэффициент разрыхления 1,7.

5. Выбрать погрузочно-транспортную машину для уборки породы в наклонном съезде, имеющем площадь 12 м², угол наклона $\alpha = 10^\circ$, расстояние транспортирования 350 м; коэффициент разрыхления породы 1,65.

6. Выбрать погрузочно-транспортный комплекс для уборки породы в слоевом штреке и рассчитать его сменную производительность. Площадь поперечного сечения штрека около 6 м², расстояние до ближайшего рудоспуска не превышает 50 м; коэффициент разрыхления 1,55.

7. Рассчитать сменную производительность погрузочно-транспортного комплекса, состоящего из погрузочной машины 2ПНБ-2 и самоходного вагона ВС-10, при уборке марганцевой руды в па-

нтельном штреке. Максимальное расстояние транспортирования составляет 300 м.

8. Рассчитать сменную производительность скреперной установки, состоящей из скреперной лебедки 55ЛС-2П и скрепера СГ-0,8, при доставке руды по наклонному восстающему, длина которого 100 м. Разгрузка руды осуществляется на вибропитатель, который грузит ее в вагонетки ВГ-9,5 (объем 9,5 м³); в составе 5 вагонеток. Обмен составов производится электровозом К14-750; расстояние до обменного пункта 200 м. Руда крупнокусковая.

9. Рассчитать сменную производительность скреперного комплекса СКМ-600, состоящего из скреперного полка, скипа объемом 2,5 м³, скреперной лебедки 17ЛС-2П и скрепера объемом 0,45 м³. Уборка породы производится в наклонной выработке длиной 150 м; кускавость средняя; коэффициент разрыхления 1,55.

10. Рассчитать сменную производительность скреперного комплекса СКБ-1, состоящего из скреперного полка, скребкового конвейера, скреперной лебедки 17ЛС-2П и скрепера объемом 0,5 м³. Уборка породы производится в наклонной выработке, порода мелкая с коэффициентом разрыхления 1,4. При расчете принять, что производительность скребкового конвейера превышает производительность скреперной установки.

11. Рассчитать сменную производительность скреперной установки, состоящей из лебедки 30ЛС-2П, скрепера объемом 0,45 м³, которая установлена в горизонтальной рассечке длиной 30 м. Руда крупнокусковая с коэффициентом разрыхления 1,65.

12. Подобрать скреперную установку для уборки породы, работающую в комплексе с погрузочной машиной 2ПНБ-2, которая насыпает породу на скреперную дорожку. Объем породы, подлежащей уборке, 10 м³ (в разрыхленном состоянии). Погрузочная машина и скреперная установка начинают работать одновременно. Оставшаяся на скреперной дорожке порода должна быть убрана в течение 1,5 ч после прекращения работы погрузочной машины. Порода скреперуется на расстояние до 20 м; мелкокусковая с коэффициентом разрыхления 1,35.

ГЛАВА 8

УБОРКА ПОРОДЫ В ВЕРТИКАЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

§ 1. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ГРЕЙФЕРНЫХ ПОГРУЗЧИКОВ С РУЧНЫМ ВОЖДЕНИЕМ

Процесс погрузки породы в вертикальной выработке подразделяют на две основные фазы. В первой фазе отбитая взрывом порода хорошо разрыхлена и лопасти грейфера хорошо внедряются, разбирать породу не требуется. Во второй фазе в связи с увеличением плотности горной массы (за счет слеживания и недостаточного

дробления) лопасти грейфера полностью в породу не внедряются и требуется ее разборка ручными инструментами. В этой фазе производительность грейферных погрузчиков резко снижается. С увеличением емкости грейфера возрастает объем горной массы, требующей разборки.

По опытным данным, усредненная высота породы, подлежащей уборке во вторую фазу, составляет для погрузчиков с ручным вождением от 0,1 до 0,2 м, а для ствольных погрузчиков машин 0,3—0,45 м [30].

Техническая характеристика погрузчика с ручным вождением КС-3

Объем грейфера, м ³	0,22
Масса погрузчика, кг	900
Число лопастей	6
Диаметр раскрытого грейфера, мм	1670
Диаметр закрытого грейфера, мм	1124
Продолжительность цикла погрузки $t_{ц}$, мин	0,75

Выбор погрузчика и условия производительной работы. Погрузчики с ручным вождением применяют для уборки породы в вертикальных выработках площадью поперечного сечения не менее 10 м² и глубиной до 300 м.

Погрузчики подвешиваются на канате с помощью пневматических лебедок ПЛП-1,5 или ЛППК, устанавливаемых на подвесной полке или натяжной раме с высотой подвески не менее 10—12 м. Диаметр бады должен быть не менее 60 % диаметра раскрытого грейфера.

Оптимальная площадь забоя на один погрузчик ГП-2 составляла 10—13 м², а для КС-3 — 12—18 м.² Соответственно этому площадь забоя должна быть условно разделена на сектора, в каждом из которых работает один погрузчик. При этом ось его подвески должна быть расположена в центре обслуживаемого сектора. Перед взрывными работами погрузчик должен быть поднят вместе с полком на высоту 20—25 м.

Определение производительности погрузчика. При уборке породы в вертикальной выработке в состав работы входят следующие операции: осмотр забоя и приведение его в безопасное состояние; спуск и подготовка пневмопогрузчиков к работе, их осмотр и опробование; погрузка породы в бадью с помощью погрузчика; разборка и разбивка крупных кусков породы; обборка стен; зачистка забоя и перекидка породы вручную; прицепка и отцепка бадей; подача сигналов и направление бады в начальной стадии подъема; выдача бадьями воды и обслуживание забойного насоса, а также заключительные операции, связанные с окончанием работ и подготовкой забоя к бурению. Сменную производительность погрузчика (в плотной массе) при уборке породы с зачисткой без учета времени на замену бадей можно определить по формуле

$$Q_3 = \frac{T - t_{пз} - t_{г}}{[t_{ц} K_p / (V K_3) + t_3 / (l_{шп})] k_{от}}, \quad (8.1)$$

где Q_3 — сменная производительность погрузчика, м³/смену (разрыхленной породы); T — продолжительность смены, мин; $t_{пз}$ —

подготовительно-заключительные операции, равные 100 мин; $t_{ц}$ — продолжительность цикла погрузки (для КС-3), мин; K_p — коэффициент разрыхления породы; V — объем грейфера, м³; K_3 — коэффициент заполнения грейфера, принимается в среднем 0,85 для обеих фаз погрузки; t_1 — время на зачистку 1 м² площади, равное 27,2 мин (на одного человека); $l_{ш}$ — глубина шнуров, м; η — коэффициент использования шнуров; k_0 — коэффициент отдыха рабочего, равный 1,12.

Техническая характеристика бадей приведена в табл. 40.

Таблица 40

Типоразмер бадей	Вместимость, м ³	Грузоподъемность, т	Масса, кг
Несамопрокидывающиеся			
ВПН-0,75/350	0,3; 0,75; 1,0	1,0; 1,5; 2,0	190; 320; 490
ВПН-1/1150	1,0	2	400
Самопрокидывающиеся			
БПС-1/1150	1,0	2	400
БПС-1,5/1300	1,5	3	650
БПС-2/1400	2,0	4	700
БПС-2,5/1600	2,5	5	878
БПС-3/1600	2,5; 3,0; 4,0	6	920; 1050; 1550
БПС-4/1600	4,0	8	1550
БПС-5/2050	5,0	9	1700
БПС-6,5/2050	6,5	11,5	2035

Пример 85. Определить производительность погрузчика КС-3 при уборке породы в вертикальной выработке. Коэффициент разрыхления породы 1,6. Глубина применяемых шнуров 2,2 м; к. и. ш. — 0,87.

Решение. 1. По техническим данным погрузчик КС-3 имеет объем грейфера $V = 0,22$ м³, диаметр раскрытого грейфера $d_r = 1,67$ м; продолжительность цикла погрузки $t_{ц} = 0,75$ мин. Для выдачи породы должны быть применены бадей диаметром не менее $d = 0,6 \cdot d_r = 0,6 \cdot 1,67 = 1,0$ м. Принимаем самопрокидывающуюся бадью БПС-1/1150, имеющую вместимость 1 м³ и диаметром 1,15 м (см. табл. 40).

2. Определяем производительность погрузчика КС-3 по формуле (8.1); для этого принимаем: $T = 360$ мин; $t_{п.з} = 100$ мин; $t_1 = 10$ мин; $t_{ц} = 0,75$ мин; $K_3 = 0,85$; $t_3 = 27,2$ мин; $l_{ш} = 2,2$ м; $\eta = 0,87$; $k_0 = 1,12$; если погрузчик не простаивает в ожидании бадей, тогда

$$Q_3 = \frac{360 - 100 - 10}{[0,75 \cdot 1,6 \cdot (0,22 \cdot 0,85) + 27,2 \cdot (2,2 \cdot 0,87)] \cdot 1,12} = 11,06 \text{ м}^3/\text{см.спу}$$

(в плотной массе). Поскольку при уборке породы на один КС-3

принимается звено из двух человек, один из которых занят на вспомогательных операциях, норма на одного рабочего будет 5,53 м/смену.

§ 2. РАСЧЕТ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ СТЕВЛОВЫХ ПОГРУЗОЧНЫХ МАШИН

Стевеловые погрузочные машины имеют механическое вождение грейфера по забою и применяются в стевловых проходческих комплексах при прокладке шахтных стволов диаметром от 4 до 9 м в высоту и глубиной более 300 м. До диаметра 5—6,5 м применяют одну погрузочную машину КС-2у/40 или КС-1МА, а при диаметрах 6,5—9 м две машины, тогда они получают наименование 2КС-2у/40 и 2КС-1МА.

Техническая характеристика погрузочных машин приведена в табл. 41.

таблица 41

Показатели	Тип погрузочной машины	
	КС-2у/40	КС-1МА
Объем грейфера, м ³	0,65	1,25
Грузоподъемность грейфера, кгс	5000	5000 · 2
Скорость радиального перемещения грейфера, м/с	До 0,5	До 0,13
Высота подъема грейфера, м	10,0	10,0
Скорость подъема грейфера, м/с	0,175	0,475
Масса машины с гидроприводом и монорельсом,	15—16,3	21,6
Продолжительность цикла погрузки $t_{ц}$, мин	0,85	0,90
Диаметр раскрытого грейфера, м	2,5	2,9

Расчет производительности стевловых погрузочных машин производится по формуле (8.1). В случае применения бурильных установок типа БУКС-1у, имеющих устройство, позволяющее бурить шпуров при незачищенном забое, после уборки породы зачистка забоя не производится, и при определении производительности погрузочной машины следует принять $t_3 = 0$.

Пример 86. Определить сменную производительность стевловой погрузочной машины КС-2у/40, входящей в стевловой проходческий комплекс КС-2у, при проходке ствола диаметром 5 м. Глубина шпуров 3,5 м; к. и. ш.— 0,9; бурение шпуров производится бурильной установкой БУКС-2м. Зачистка забоя перед бурением обязательна.

Решение. 1. По данным табл. 40, стевловая погрузочная машина КС-2у/40 имеет объем грейфера $V = 0,65$ м³, диаметр раскрытого грейфера $d_r = 2,5$ м; продолжительность цикла погрузки $t_{ц} = 0,85$ мин. Для выдачи породы необходима бадейка диаметром

$d = 0,6$ $d_r = 0,6 \cdot 2,5 = 1,5$ м, принимаем. самопрокидывающую бадью БПС-2,5.1600 вместимостью $2,5 \text{ м}^3$ (см. табл. 46), имеющую диаметр 1,6 м.

2. Определяем сменную производительность КС-2у/40 по формуле (8.1), для этого принимаем: $T = 360$ мин; $t_{п.з} = 100$ мин; $t_3 = 10$ мин; $K_3 = 0,85$; $t_{ц} = 0,85$ мин; $t_3 = 27,2$ мин; $l_{ц} = 3,5$ м; $\eta = 0,9$; $k_0 = 1,05$, тогда

$$Q_3 = \frac{360 - 100 - 10}{[0,85 \cdot 1,6 (0,65 \cdot 0,85) + 27,2 / (3,5 \cdot 0,9)] 1,05} = 21,5 \text{ м}^3 \text{ смену}$$

(в плотной массе); норма на одного проходчика $10,75 \text{ м}^3/\text{смену}$.

Пример 87. Определить сменную производительность погрузочной машины КС-2у/40 при тех же условиях, что и в примере 86, но бурение шпуров производится бурильной установкой БУКС-1у, имеющей устройство, требующее зачистки забоя после уборки породы.

Решение. Сменную производительность определяем по формуле (8.1), принимая $t_3 = 0$:

$$Q_3 = \frac{360 - 100 - 10}{[0,85 \cdot 1,6 / (0,65 \cdot 0,85)] 1,05} = 96,9 \text{ м}^3/\text{смену}$$

(в плотной массе).

Задачи к главе 8

1. Определить число погрузчиков с ручным вождением грейфера и их суммарную производительность при уборке породы в стволе, имеющем диаметр в проходке 4,5 м. Бурение шпуров производится глубиной 2 м ручным перфоратором ПР-30; к. и. ш. 0,9; зачистка забоя необходима. Бадьи подобрать по выбранному погрузчику. Коэффициент разрыхления породы 1,65.

2. Рассчитать сменную производительность погрузчика КС-3 при уборке породы в вертикальной выработке; выбрать бадью для подъема породы. Бурение шпуров производится глубиной до 2,2 м перфораторами ПР-30; к. и. ш. 0,87; коэффициент разрыхления породы 1,65.

3. Определить суммарную сменную производительность двух погрузочных машин КС-2у/40, входящих в состав проходческого комплекса 2КС-2у, при уборке породы в стволе диаметром 8 м в свегу. Выбрать бадью. Бурение шпуров производится бурильной установкой БУКС-1м (зачистка забоя перед бурением обязательна); глубина шпуров 3 м; к. и. ш. 0,9; коэффициент разрыхления породы 1,6.

4. Рассчитать сменную производительность стволовой погрузочной машины КС-1МА, входящей в состав комплекса КС-1м/6,2, при уборке породы в стволе диаметром 6,2 м в проходке. Выбрать бадью. Бурение шпуров глубиной 4 м производится установкой БУКС-1м; к. и. ш. 0,9; коэффициент разрыхления породы 1,7.

§ 1. РАСЧЕТ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК С РЕЛЬСОВЫМ И БЕЗРЕЛЬСОВЫМ ТРАНСПОРТОМ

Размеры поперечного сечения выработки зависят от ее назначения и определяются на основе габаритов подвижного состава или погрузочно-транспортной машины с учетом необходимых зазоров, предусмотренных правилами безопасности.

Расчет размеров поперечного сечения выработки трапецевидной формы с рельсовым транспортом. Расчетные формулы для определения сечений выработок трапецевидной формы с рамной крепью (рис. 38) (деревянной, металлической, железобетонной и др.) следующие.

Пример 88. Определить размеры поперечного сечения однопутной выработки с деревянной крепью на прямолинейном участке. Диаметр леса 200 мм, рамы установлены вразбежку; толщина затяжки 50 мм. Транспортирование горной массы осуществляется контактным электровозом 14КР-2А (ширина 1340 мм, высота по кабине 1550 мм; ширина колеи 750 мм); вагонетки ВГ-2,2 (ширина 1200 мм, высота 1300 мм). Высота подвески контактного провода $h_{к.п.} = 2000$ мм. По выработке должно поступать воздуха $Q = 40$ м³/с.

Решение. Расчет будем вести по наибольшим размерам подвижного состава — по электровозу, имеющему $A = 1340$ мм; $h = 1550$ мм.

Для укладки принимаем рельсы Р33 (так как объем вагонетки более 2 м³), тогда $h_b = 390$ мм; $h_5 = 200$ мм; $h_a = h_b - h_5 = 390 - 200 = 190$ мм.

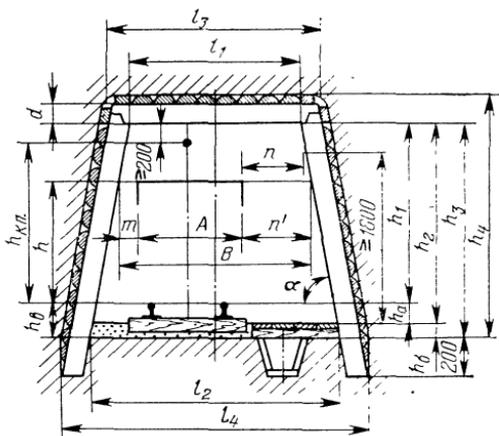


Рис. 38. Сечение выработки трапецевидной формы с деревянной крепью и рельсовым транспортом

Высота электровоза (вагонетки) от головки рельсов	h
Высота от балластного слоя до головки рельсов	h_a
Высота балластного слоя	h_5
Высота от почвы выработки до головки рель-	

сов	$h_p = h_a + h_c$
Высота выработки от головки рельсов до верхняка	h_1
То же, до осадки (при деревянной крепи)	$h'_1 = h_1 + 100$
Высота выработки от балласта до верхняка	$h_2 = h_1 + h_a$
То же, до осадки (при деревянной крепи)	$h'_2 = h_2 + 100$
Высота выработки от почвы до верхняка	$h_3 = h_1 + h_b$
То же, до осадки (при деревянной крепи)	$h'_3 = h_3 + 100$
Проектная высота выработки по высоте (высота вчерне)	$h_4 = h'_3 + d + 50$
То же, до осадки	$h'_4 = h_4 + 50$
То же при сплошной крепи без затяжек	$h_4 = h'_3 + d$
Высота подвески контактного провода от головки рельсов	$r_{\text{кв}} = 1800; 2000; 2200 \text{ мм}$
Ширина электропровода	A
Угол наклона стоек крепи	$\alpha = 80^\circ$
Размер прохода на высоте 1800 мм от уровня балластного слоя	n (не менее 700 мм)
Размер прохода на уровне подвижного состава	$n' = n + [1800 - (h + h_c)] \operatorname{ctg} \alpha$
Размер зазора на уровне подвижного состава	$B = m + A + n'$
Ширина одноступенчатой выработки в свету на уровне подвижного состава	$B = m + 2A + r + n$
То же, двухступенчатой выработки	p (не менее 100 мм)
Зазор между составами	$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} \alpha$
Ширина выработки в свету по кровле	$l_2 = B + 2(h + h_c) \operatorname{ctg} \alpha$
Ширина выработки в свету по балластному слою	$l_3 = l_1 + 2d + 100$
Проектная ширина выработки по кровле в проходке (ширина вчерне по кровле)	$l_3 = l_1 + 2d$
То же, при креплении рамами вплотную	$B + \frac{2[\cos \alpha (h + h_b) + d + 50]}{\sin \alpha}$
Проектная ширина выработки по почве в проходке (ширина вчерне по почве)	$l_1 - B + \frac{2[\cos \alpha (h - h_p) + d]}{\sin \alpha}$
То же, при креплении рамами вплотную	$l_1 - B + \frac{2[\cos \alpha (h - h_p) + d]}{\sin \alpha}$
Площадь сечения выработки в свету после осадки	$S_{\text{св}} = 0.5(l_1 + l_2)h_2$
Проектная площадь сечения выработки в проходке (площадь вчерне) до осадки	$S_0 = 0.5(l_3 + l_1)n'$
Периметр выработки после осадки	$P = l_1 + l_2 + 2h_2 \sin \alpha$

Размер прохода на уровне подвижного состава

$$n = n + [1800 - (h + h_c)] \operatorname{ctg} \alpha = 700 + [1800 - (1550 + 190)] \operatorname{ctg} 80 = 710 \text{ мм.}$$

Размер зазора на уровне подвижного состава для деревянной крепи $m = 250$ мм.

При размещении трубопроводов сжатого воздуха и воды со стороны прохода (на высоте ниже 1800 мм от уровня балластного слоя или в местах посадки людей в пассажирские поезда) предусматриваем увеличение зазора со стороны прохода на 300 мм, тогда $n' = 710 + 300 = 1010$ мм.

Ширина выработки на уровне подвижного состава

$$B = m + A + n' = 250 + 1340 + 1010 = 2600 \text{ мм.}$$

Высота выработки от головки рельсов до верхняка после осадки

$$h_1' = h_{к.п} + 200 = 2000 + 200 = 2200 \text{ мм;}$$

то же, но до осадки

$$h_1 = h_1' + 100 = 2300 \text{ мм.}$$

Ширина выработки в свету по кровле

$$l_1 = B - 2(h_1 - h) \operatorname{ctg} 80^\circ = 2600 - 2(2200 - 1550) 0,176 = 2370 \text{ мм.}$$

Ширина выработки в свету по балластному слою

$$\begin{aligned} l_2 &= B + 2(h + h_a) \operatorname{ctg} 80^\circ = \\ &= 2600 + 2(1550 + 190) 0,176 = 3215 \text{ мм.} \end{aligned}$$

Высота выработки от балластного слоя до верхняка после осадки

$$h_2 = h_1 + h_a = 2200 + 190 = 2390 \text{ мм.}$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету после осадки

$$S_{св} = 0,5(l_1 + l_2)h_2 = 0,5(2,37 + 3,215) 2,39 = 6,67 \text{ м}^2.$$

Проектная ширина выработки (ширина вчерне) по кровле при репелении вразбежку с затяжкой боков

$$l_3 = l_1 + 2d + 100 = 2370 + 2 \cdot 200 + 100 = 2870 \text{ мм.}$$

Проектная ширина выработки по почве в проходке (вчерне) при репелении вразбежку

$$l_4 = B + \frac{2[\cos 80^\circ (h - h_p) + d - 50]}{\sin 80^\circ} =$$

$$2600 + \frac{2[0,174(1550 - 390) + 200 - 50]}{0,984} = 3197 \text{ мм} \approx 3200 \text{ мм.}$$

Проектная высота выработки от почвы до верхняка до осадки

$$h_3 = h_3' + 100 = h_1 + h_a + 100 = 2200 + 390 + 100 = 2690 \text{ мм.}$$

Проектная высота выработки в проходке (высота вчерне) до осадки при наличии затяжки

$$h_4 = h_3 + d + 50 = 2690 + 200 + 50 = 2940 \text{ мм.}$$

Проектная площадь поперечного сечения выработки в проходке (площадь вчерне) до осадки

$$S_4 = 0,5(l_3 + l_4)h_4 = 0,5(2,87 + 3,2) 2,94 = 8,92 \text{ м}^2.$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету $S_{св}$ должна удовлетворять требованиям § 111 «Единых правил безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений

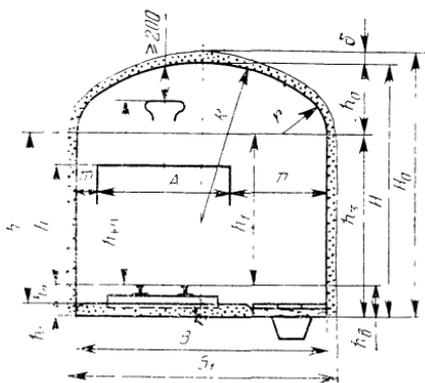


Рис. 39. Сечение выработки прямоугольно-сводчатой формы с набрызг-бетонной крепью

Расчет размеров поперечного сечения выработки прямоугольно-сводчатой формы с рельсовым транспортом. Расчетные формулы для определения сечения выработки прямоугольно-сводчатой формы при отсутствии крепи (рис. 39), а также с набрызгбетонной, анкерной и комбинированной (анкерная с набрызгбетоном) крепями следующие:

Высота электровоза от головки рельсов
 Высота стенки выработки от головки рельсов
 Высота балластного слоя
 Высота от балластного слоя до головки рельсов
 Высота от почвы выработки до головки рельсов
 Высота стенки выработки от балласта
 Высота стенки выработки от почвы
 Высота подвески контактного провода от уровня головки рельсов
 Высота коробового свода при коэффициенте крепости пород $f \leq 12$
 То же, при $f > 12$
 Проектная высота выработки в проходке при наличии крепи

То же, при отсутствии крепи
 Ширина электровоза (вагонетки)
 Минимально допустимый зазор для прохода людей на уровне кромки и высоте не менее 1800 мм от балластного слоя
 Зазор между стенкой и габаритом подвижного состава
 Ширина однопутной выработки в свету
 Ширина двухпутной выработки в свету
 Зазор между составами
 Радиус осевой дуги коробового свода при $f \leq 12$

$$h_1 = 1800 - h_a$$

$$h_2 = h_1 - h_a$$

$$h_3 = h_2 + h_5 = h_1 + h_5 - h_a$$

$$h_0 = B \cdot 3$$

$$h_0 = B \cdot 4$$

$$H_0 = h_3 - h_0 - \delta$$

$$H = h_3 - h_0$$

$$h_0 = 1800 - h_a$$

$$h_2 = h_1 - h_a$$

$$h_3 = h_2 + h_5 = h_1 + h_5 - h_a$$

$$h_{кп} (1800, 2000, 2200 \text{ мм})$$

$$h_0 = B \cdot 3$$

$$h_0 = B \cdot 4$$

$$H_0 = h_3 - h_0 - \delta$$

$$(\delta \geq 50 \text{ мм})$$

$$H = h_3 - h_0$$

$$n \text{ (не менее 700 мм)}$$

$$m \text{ (не менее 200 мм)}$$

$$B = m - A + n$$

$$B = m + 2A - p + n$$

$$p \text{ (не менее 100 мм)}$$

$$R = 0,692B$$

подземным способом» по допустимым скоростям движения воздуха по выработкам.

Проверка площади поперечного сечения выработки по допустимой скорости движения воздуха v :

$$v \leq Q S_{св},$$

где Q — количество воздуха, которое должно поступать по выработке, $\text{м}^3/\text{с}$.

В нашем примере

$$v = 40 : 6,67 = 6 \text{ м/с} < 8 \text{ м/с},$$

в кварцитах, вентиляционных и главных откаточных штреках скорость должна быть не более 8 м/с.

То же, при $f > 12$	$R = 0,905B$
Радиус боковой дуги коробового свода при $f \leq 12$	$r = 0,262B$
То же, при $f > 12$	$r = 0,173B$
Площадь поперечного сечения выработки в свету при $f \leq 12$	$S_{св} = B (h_2 - 0,26B)$
То же, при $f > 12$	$S_{св} = B (h_2 - 0,173B)$
Проектная площадь сечения выработки при отсутствии крепи (площадь вчерне)	$S_ч = S_{св} + Bh_0$
Ширина выработки при наличии набрызгбетонной, анкерной и комбинированной (анкерная с набрызгбетоном) крепи	$B_1 = B - 2\delta$
Проектная площадь сечения выработки при набрызгбетонной, анкерной и комбинированной крепи при $f \leq 12$	$S_ч = B_1 (h_3 + 0,26B_1)$
То же, при $f > 12$	$S_ч = B_1 (h_3 + 0,173B_1)$
Проектный периметр выработки в проходке (вчерне) при $f \leq 12$	$P_ч = 2h_3 + 2,33B_1$
То же, при $f > 12$	$P_ч = 2h_3 + 2,219B_1$
Периметр выработки в свету при $f \leq 12$	$P_св = 2h_2 + 2,33B$
То же, при $f > 12$	$P = 2h_2 + 2,219B$

Пример 89. Определить размеры поперечного сечения однопутной выработки с набрызгбетонной крепью, используя условия примера 88 (электровоз 14КР-2А, вагонетка ВГ-2,2, высота подвески контактного провода 1800 мм). Дополнительные условия: выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму, проходится в породах с $f = 14$; толщина набрызгбетонной крепи 50 мм. По выработке должно поступать 40 м³/с воздуха.

Решение. Расчет будем вести по габаритам электровоза: $A = 1340$ мм; $h = 1550$ мм, используя формулы, приведенные выше. Для рельсового пути принимаем: рельсы Р33; $h_в = 390$ мм; $h_с = 200$ мм; $h_н = 190$ мм.

Необходимые зазоры: $m = 200$ мм (жесткая крепь), $n = 1000$ мм (так как трубопроводы располагаем со стороны свободного прохода на высоте до 1800 мм).

Высота стенки выработки:
от головки рельсов

$$h_1 = 1800 - h_в = 1800 - 190 = 1610 \text{ мм;}$$

от балласта

$$h_2 = h_1 + h_с = 1800 \text{ мм;}$$

от почвы

$$h_3 = h_2 + h_с = 1800 + 200 = 2000 \text{ мм.}$$

Ширина однопутной выработки в свету

$$B = m + A + n = 200 + 1340 + 1000 = 2540 \text{ мм.}$$

Ширина выработки при наличии крепи

$$B_1 = B + 2\delta = 2540 + 2 \cdot 50 = 2640 \text{ мм.}$$

Высота коробового свода при $f > 12$

$$h_0 = B/4 = 2540/4 = 635 \text{ мм.}$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету при $f > 12$

$$S_{св} = B (h_2 - 0,175B) = 2,54 (1,8 - 0,175 \cdot 2,54) = 5,7 \text{ м}^2.$$

Проектная площадь поперечного сечения выработки (площадь в черне)

$$S_ч = B_1 (h_3 - 0,175B_1) = 2,64 (2,0 - 0,175 \cdot 2,64) = 6,5 \text{ м}^2.$$

Радиусы осевой и боковой дуг в свету:

$$R = 0,905B = 0,905 \cdot 2,540 = 2300 \text{ мм};$$

$$r = 0,173B = 0,173 \cdot 2,540 = 440 \text{ мм}.$$

Проектный периметр выработки в проходке

$$P_ч = 2h_3 + 2,219B_1 = 2 \cdot 2,0 + 2,219 \cdot 2,64 = 9,86 \text{ м}.$$

Длина контура в сечении выработки, покрытая набрызгбетоном

$$L = 2h_3 + 1,219b_1 = 2 \cdot 2,0 + 1,219 \cdot 2,64 = 7,22 \text{ м}.$$

Проектная высота выработки в проходке (в черне)

$$H_0 = h_3 + h_0 + \delta = 2000 + 635 + 50 = 2685 \text{ мм};$$

проверим достаточность зазора от точки подвески контактного провода до кровли (в свету), который должен быть не менее 200 мм.

По центру выработки зазор

$$c = h_1 + h_0 - h_{кп} = 1610 + 635 - 1800 = 435 \text{ мм},$$

т. е. высота подвески по оси рельсового пути будет более 200 мм.

Проверим площадь сечения выработки в свету на допустимую скорость движения воздуха

$$v = Q S_{св} = 40 \cdot 5,7 = 7 \text{ м с} < 8 \text{ м с},$$

т. е. скорость допустима.

Рассчитанное сечение выработки показано на рис. 44.

Расчет размеров выработки при самоходном оборудовании на пневмошинном ходу должен производиться с соблюдением требований «Инструкции по безопасному применению самоходного оборудования в подземных рудниках».

При скорости движения более 10 км/ч рекомендуется производить расчет ширины проезжей части с учетом рекомендаций, изложенных в работе [27].

В транспортных выработках с интенсивностью движения более 100 машин в сутки устраивают дорожное покрытие и тротуар (или пешеходную дорожку). При меньшей интенсивности движения пешеходную дорожку не делают, а при необходимости сооружают ниши для укрытия людей через каждые 50 м.

В подэтажных выработках, имеющих относительно небольшой срок службы, дорожное покрытие не предусматривают. Выработкам придают прямоугольно-сводчатую форму и расчет площади поперечного сечения ведут по формулам, приведенным выше.

Сечение транспортной выработки с большой интенсивностью движения, с дорожным покрытием и тротуаром и при скоростях превышающих 10 км/ч показано на рис. 40. При наличии бордюра у водоотводной канавки зазор может быть принят равным $b = 300$ мм вместо 600 мм по инструкции. При наличии тротуара с бордюром ширина пешеходной дорожки может быть также уменьшена и составлять $a = 800$ мм (вместо 1000 или 1200 мм). Однако в этом случае необходимо определять ширину проезжей части A , которая больше ширины вагона d по формуле

$$A = d + 1,5C + 12v, \quad (9.1)$$

где C — ширина профиля покрывки, мм; v — скорость движения машины, км/ч.

Ширина выработки в свету

$$B = a + A + b.$$

Если бордюр у канавки отсутствует, а вместо тротуара имеется пешеходная дорожка, не огражденная бордюром, и скорость движения машины не превышает 10 км/ч, то ширина выработки

$$B = a + d + b, \quad (9.2)$$

где d — ширина машины, мм; $a = 1200$ мм и $b = 500$ мм.

Если в выработке не предусмотрено постоянное нахождение людей, то пешеходная дорожка отсутствует, ширина выработки в свету (см. рис. 41)

$$B = d + 2b,$$

где $b = 500$ или 600 мм.

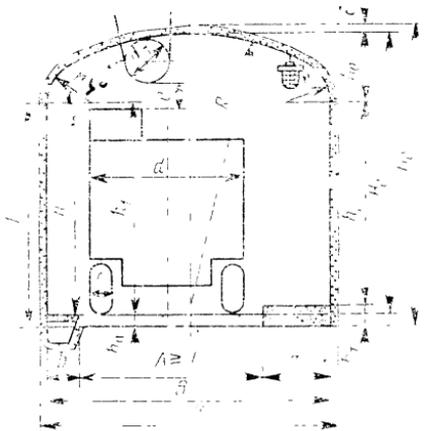


Рис. 40. Сечение транспортной выработки прямоугольно-сводчатой формы при безрельсовом транспорте с набрызгбетонной крепью

Наименование показателей

Размер, м

Максимальное расстояние от сиденья машиниста погрузочно-доставочного оборудования до наиболее выступающей части кровли при его эксплуатации в условиях закрепленной и устойчивой кровли выработки	1,3
Минимальный зазор между наиболее выступающей частью машины и кровлей выработки	$e = 0,5$
Минимальные зазоры между наиболее выступающей частью транспортного средства и стенкой (крепью) выработки или размещенном в выработке оборудованием:	
со стороны прохода людей	$a = 1,2$

с противоположной стороны	$e = 0,5$
Минимальный зазор со стороны свободного прохода людей при устройстве пешеходной дорожки высотой 0,3 м и шириной 0,8 м или при устройстве ниш через 25 м	$a = 1,0$
Минимальные размеры раздвижных итн:	
высота	1,8
ширина	1,2
глубина	0,7
Минимальный зазор между транспортным средством и стенкой выработки при исключении возможности нахождения в этих выработках людей при движении со скоростью:	
до 10 км/ч	$\delta = 0,5$
более 10 км/ч	$\delta = 0,6$
Минимальная высота свободного прохода по всей ширине выработки от почвы	$h_2 = 1,8$
Ширина машины	d
Ширина проезжей части при движении со скоростью:	
до 10 км/ч	$A = d$
более 10 км/ч	$A > d$
Уширение выработки на поворотах	0,3—0,5
Толщина дорожного покрытия в транспортных выработках с интенсивностью движения до 100 единиц в сутки и более	$h_n = 0,3$

Пример 80. Определить размеры и площадь поперечного сечения транспортной выработки с интенсивностью движения МоАЗ-6401-9585 до 500 машин в сутки и скоростью 20 км/ч. Выработка прямоугольно-сводчатой формы, закреплена набрызгбетоном толщиной 50 мм; коэффициент крепости пород $f = 15$.

Решение. По технической характеристике МоАЗ-6401-9585 имеет ширину $d = 2850$ мм, высоту по кабине $h = 2680$ мм; ширину профиля покрышки $c = 430$ мм.

В выработке предусматриваем дорожное покрытие II типа общей толщиной $h_n = 300$ мм. В выработке сооружается тротуар высотой от почвы $h_T = 500$ мм (с таким расчетом, чтобы образовался бордюр высотой 200—300 мм).

Со стороны канавки бордюр не предусматриваем, тогда $b = 600$ мм (см. рис. 40).

Ширину проезжей части определяем по формуле (9.1)

$$A = d + 1,5c + 12v = 2850 + 1,5 \cdot 430 + 12 \cdot 20 = 3735 \text{ мм.}$$

Ширина выработки в свету с учетом скорости движения

$$B = a + A + b = 800 + 3735 + 600 = 5135 \text{ мм.}$$

Ширина выработки при наличии крепи

$$B_1 = B + 2\delta = 5135 + 2 \cdot 50 = 5235 \text{ мм.}$$

Высота коробового свода при $f > 12$

$$h_0 = B/4 = 5235/4 = 1310 \text{ мм.}$$

Минимальная высота выработки по оси в свету должна быть см. рис. 40) не менее

$$H_c = h + e + d_T = 2680 + 500 + 600 = 3780 \text{ мм.}$$

$d_7 = 600$ мм — диаметр вентиляционной трубы; $e = 500$ мм (см. стр.173).

Высота вертикальной стенки от уровня дорожного покрытия

$$h_1 = H_c - h_0 = 3780 - 1310 = 2470 \text{ мм.}$$

Высота вертикальной стенки со стороны тротуара

$$h_2 = h_1 - 200 = 2470 - 200 = 2270 \text{ мм,}$$

т. е. зазор $a = 800$ мм будет соблюдаться на высоте более 1800 мм.

Высота вертикальной стенки от почвы выработки

$$h_3 = h_1 + h_n = 2470 + 300 = 2770 \text{ мм.}$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету (без учета возвышения тротуара над дорожным покрытием) при $f > 12$

$$S_{св} = B(h_2 + 0,175B) = 5,135(2,47 + 0,175 \cdot 5,135) = 17,3 \text{ м}^2.$$

Проектная площадь сечения выработки (вчерне)

$$S_ч = B_1(h_3 + 0,175B_1) = 5,235(2,77 + 0,175 \cdot 5,235) = 19,3 \text{ м}^2.$$

Радиусы осевой и боковой дуг в свету (при $f > 12$):

$$R = 0,905B = 0,905 \cdot 5135 = 4650 \text{ мм;}$$

$$r = 0,173 \cdot B = 0,173 \cdot 5135 = 890 \text{ мм.}$$

Высота выработки в проходке (вчерне)

$$H_0 = h_3 + h_0 + \delta = 2770 + 1310 + 50 = 4130 \text{ мм.}$$

Пример 91. Определить размеры и площадь поперечного сечения штрека, если транспортирование горной массы производится машиной ПТ-6; интенсивность движения до 100 машин в сутки со скоростью до 10 км/ч. По выработке возможно постоянное хождение людей (предусмотреть пешеходную дорожку). Выработка закреплена анкерной крепью, выступающая в выработку часть анкера $\delta = 50$ мм; коэффициент крепости $f = 10$. Диаметр вентиляционной трубы $d_7 = 600$ мм.

Решение. По технической характеристике машина ПТ-6 имеет ширину $d = 2120$ мм; высоту по кабине $h = 2360$ мм (см. табл. 39).

В выработке необходимо дорожное покрытие I типа толщиной $h_n = 300$ мм; бордюры и тротуары не предусматриваем, а только пешеходную дорожку шириной $a = 1200$ мм, а зазор $b = 500$ мм.

При скорости движения до 10 км/ч ширину выработки определяем по формуле (9.2)

$$B = a + b + d = 1200 + 2120 + 500 = 3820 \text{ мм.}$$

Ширина выработки при наличии крепи (вчерне)

$$B_1 = B + 2\delta = 3820 + 2 \cdot 50 = 3920 \text{ мм.}$$

Высота коробового свода при $f < 12$

$$h_0 = B/3 = 3920/3 = 1310 \text{ мм.}$$

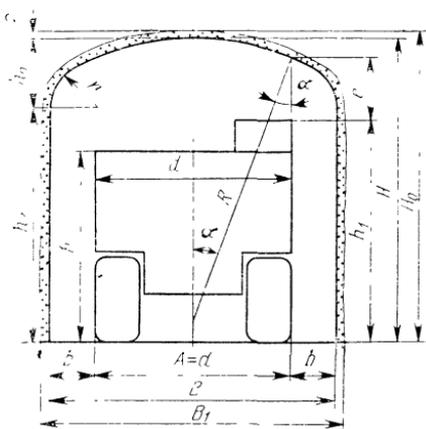


Рис. 41. Сечение подэтажной выработки прямоугольно-сводчатой формы при безрельсовом транспорте с набрызгбетонной крепью

Минимальная высота по оси выработки в свету должна быть (см. рис. 40) не менее

$$H_c = h + e + d_T = 2360 + 500 + 600 = 3460 \text{ мм,}$$

где $d_T = 600$ мм — диаметр вентиляционной трубы; $e = 500$ мм — зазор между трубой и кабиной.

Высота вертикальной стенки от уровня дорожного покрытия

$$h_1 = H_c - h_0 = 3460 - 1310 = 2150 \text{ мм (более 1800 мм)}$$

Высота вертикальной стенки от почвы выработки

$$h_3 = h_1 + h_n = 2150 + 300 = 2450 \text{ мм.}$$

Площадь поперечного сечения выработки в свету при $f < 12$ (см. стр. 171).

$$S_{св} = B (h_1 + 0,26B) = 3,82 (2,15 + 0,26 \cdot 3,82) = 12 \text{ м}^2.$$

Проектная площадь выработки в проходке (вчерне)

$$S_ч = B_1 (h_3 + 0,26B_1) = 3,92 (2,45 + 0,26 \cdot 3,92) = 13,6 \text{ м}^2.$$

Радиусы осевой и боковой дуг при $f < 12$:

$$R = 0,692B = 0,692 \cdot 3820 = 2640 \text{ мм;}$$

$$r = 0,262B = 0,262 \cdot 3820 = 1000 \text{ мм.}$$

Высота выработки в проходке (вчерне)

$$H_0 = h_3 + h_0 + \delta = 2450 + 1310 + 50 = 3810 \text{ мм.}$$

Пример 92. Определить минимальные размеры и площадь поперечного сечения подэтажного штрека, если уборка производится комплексом, состоящим из погрузочной машины ППН-2Г-1 и самоходного взгона ВС-5П1. Выработку крепят набрызгбетоном толщиной $\delta = 50$ мм, проходят в породах с $f = 15$. Скорость движения до 10 км/ч, постоянное хождение людей исключено.

Решение. По технической характеристике ширина вагона ВС-5П1 равна $A = 1400$ мм, высота $h = 1,5$ м; при нахождении машиниста в кабине высота машины на уровне его головы составляет $h_1 = 1,9$ м (рис. 41).

Дорожное покрытие не предусматриваем. При скорости движения до 10 км/ч и отсутствии пешеходной дорожки минимальная ширина выработки в свету при $b = 500$ мм:

$$B = A + 2b = 1400 + 2 \cdot 500 = 2400 \text{ мм.}$$

Ширина выработки при наличии крепи (вчерне)

$$B_1 = B + 2\delta = 2400 + 2 \cdot 50 = 2500 \text{ мм.}$$

Высота свода при $f > 12$

$$h_0 = B/4 = 2400/4 = 600 \text{ мм.}$$

Высоту вертикальной стенки предварительно принимаем равной $h_3 = 1900$ мм, тогда высота выработки в свету

$$H = h_3 + h_0 = 1900 + 600 = 2500 \text{ мм.}$$

Полученная высота выработки равна максимальной рабочей высоте машины ППН-2Г, равной 2,5 м, что недостаточно.

Проверим, соблюдается ли зазор $e \geq 500$ мм над головой машиниста:

$$e = (H - h) - R(1 - \cos \alpha) = (2500 - 1900) - 2170(1 - 0,946) = 482 \text{ мм,}$$

где R — радиус большой дуги; $R = 0,905 B = 0,905 \cdot 2400 = 2170$ мм.

Угол α найден из соотношения $\sin \alpha = A/2R = 1400/2 \cdot 2170 = 0,322$; $\alpha = 18,78^\circ$.

Видим, что зазор менее 500 мм. Увеличиваем высоту вертикальной стенки на 100 мм, тогда окончательно: $h_3 = 2000$ мм;

$$H = h_3 + h_0 = 2000 + 600 = 2600 \text{ мм.}$$

Радиус малой дуги $r = 0,173 B = 0,173 \cdot 2400 = 415$ мм.

Высота выработки в проходке (вчерне)

$$H_0 = H + \delta = 2600 + 50 = 2650 \text{ мм.}$$

Ширина в проходке $B_1 = B + 2\delta = 2500$ мм.

Площадь поперечного сечения выработки в свету

$$S_{\text{св}} = B(h_3 + 0,175B) = 2,4(2 + 0,175 \cdot 2,4) = 5,8 \text{ м}^2.$$

Проектная площадь выработки в проходке (вчерне)

$$S_{\text{п}} = B_1(h_3 + 0,175B) = 2,5(2 + 0,175 \cdot 2,5) = 6,1 \text{ м}^2.$$

§ 2. РАСЧЕТ РАЗМЕРОВ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ КРУТОНАКЛОННЫХ ВОССТАЮЩИХ РАЗЛИЧНОГО НАЗНАЧЕНИЯ

Согласно СНиП II-94—80 (п. 3.11) углы наклона рудоспусков (породоспусков) и восстающие необходимо принимать не менее: для породы — 60° , для неслеживающихся руд — $60—70^\circ$. Капитальные рудоспуски и породоспуски предприятий горнорудной промышленности допускается проектировать без ходового отделения.

Участковые восстающие (породоспуски) следует проектировать двумя параллельными выработками (грузовой и ходовой), которые сбивают между собой через каждые 10—15 м ходками или предусматривать в восстающем два отделения, разделенные между собой сплошной стенкой, а в отдельных случаях — трех отделений:

грузового (породо- или рудоперепускного), вентиляционного (материального) и лестничного.

В стенке, разделяющей грузовое и лестничное отделения, на расстоянии 5000 мм друг от друга должны быть предусмотрены закрываемые на задвижки окна размером 200 × 200 мм.

Минимальные поперечные размеры рудоспусков (породоспусков) грузовых отделений восстающих надлежит принимать равными трехкратным размерам наибольших кусков транспортируемого материала, но не менее 1000 × 1500 мм.

Над грузовым отделением должна быть решетка с ячейками размером до 400 × 400 мм для пропуска кондиционных кусков, а устье ходового отделения должно быть ограждено со стороны прохода людей.

Лестничные отделения должны иметь лестницы шириной 400 мм, устанавливаемые под углом не более 80° к горизонтالي, иметь лаз размером не менее 600 × 700 мм. Основание лестницы должно отстоять от стенки восстающего на расстоянии не менее 600 мм. Лестница должна возвышаться над полком не менее 1000 мм или на этом расстоянии должны быть укреплены скобы (для удобства выхода на полком). Расстояние между полками 3—4 м.

Определение минимальных размеров отделений в свету. Минимальный размер ходового отделения в свету по короткой стороне вертикального восстающего может определяться по формуле

$$A = \frac{(a + h) + b \operatorname{tg} 80^\circ}{\operatorname{tg} 80^\circ}, \quad (9.3)$$

где h — расстояние между полками, м; a — длина выступающей части лестницы над полком (не менее 1 м); b — расстояние от основания лестницы до стенки восстающего, равное не менее 0,6 м; 80° — угол наклона лестницы.

Минимальный размер ходового отделения в свету по длинной стороне восстающего равен двойной ширине лаза, т. е. 1200 мм.

Минимальный размер грузового отделения в свету по длинной стороне восстающего равен $3d$ (где d — размер наибольших кусков транспортируемого материала); размер отделения в свету по короткой стороне восстающего равен размеру A , но не менее 1500 мм.

Минимальный размер материального или вентиляционного отделения по длинной стороне восстающего колеблется от 400 до 1000 мм в зависимости от его назначения, а по короткой стороне восстающего размер отделения равен A .

Площадь поперечного сечения восстающего определяется графоаналитически в зависимости от числа отделений, вида крепи, способа проходки и условий его эксплуатации.

Пример 93. Определить площадь поперечного сечения восстающего, проходимого в устойчивых породах (без крепи) с помощью комплекса типа КПВ-1А. Угол наклона восстающего 90°. После проходки восстающий должен иметь два отделения: ходовое и рудо-

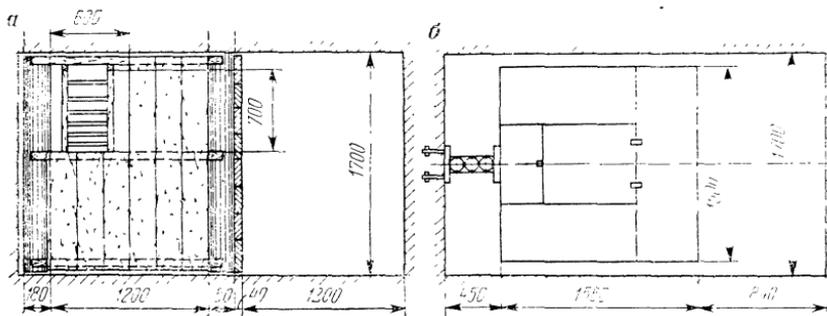


Рис. 42. Сечение восстающего на два отделения:

a — после армировки; *б* — в период проходки

перепускное для транспортировки руды с размером кондиционного куска $d = 400$ мм.

Решение. Определяем минимальные размеры ходового отделения в свету по короткой стороне восстающего по формуле (9.3), для этого принимаем: расстояние между полками $h = 3000$ мм (длина лестницы 4 м); $a = 1000$ мм; $b = 600$ мм, тогда

$$A = \frac{(3000 + 1000) + 600 \operatorname{tg} 80}{\operatorname{tg} 80} = 1300 \text{ мм.}$$

Поскольку восстающий проходится с помощью комплекса КПВ-1А, ширина которого 1500 мм и при этом необходимо оставить зазоры не менее чем по 100 мм на каждую сторону, принимаем окончательно размер $A = 1500 + 200 = 1700$ мм. Ширина ходового отделения 1200 мм.

Ширина рудоперепускного отделения равна

$$3d = 3 \cdot 400 = 1200 \text{ мм.}$$

Проектируем сечение восстающего (рис. 42). Полки сооружаются на двух распорках диаметром 180 мм, которые укрепляются для надежности скобами, заделанными в стенки восстающего.

Для отшивки грузового отделения пробиваются распорки через 1 м по вертикали; толщина доски 40 мм.

Положение полка в период проходки восстающего показано на рис. 42, б, а на рис. 42, а приведено сечение восстающего после оборудования отделений. Проектная ширина восстающего в проходке

$$B = 2 \cdot 1200 + 2 \cdot 180 + 40 + 50 = 2850 \text{ мм,}$$

где размер 50 мм является припуском для установки распорки.

Проектная площадь поперечного сечения восстающего в проходке

$$S_{\text{ч}} = 1,7 \cdot 2,85 = 4,85 \text{ м}^2.$$

§ 3. ОПРЕДЕЛЕНИЕ ОСНОВНЫХ ПАРАМЕТРОВ СЕЧЕНИЯ СТВОЛА ШАХТЫ

Диаметр основного ствола в свету определяют графически с учетом размещения подъемных сосудов, пропневесов, армировки, лестничного отделения, труб, кабелей. Затем найденное сечение проверяется по условию вентиляции рудника.

Диаметр вспомогательного ствола зависит от габаритов клетей, в которых производится спуск и подъем материалов, вагонеток с горной массой, а также рабочих.

Наибольшее распространение имеет круглая форма стволов. Диаметры сечений в свету круглых стволов в горнорудной промышленности СССР типизированы от 4 до 8 м с интервалами через 0,5 м.

Гироцветметом разработаны типовые сечения стволов для рудников цветной металлургии производственной мощностью от 30 до 8000 тыс. т/год руды.

При определении диаметра ствола с жесткой или канатной армировкой необходимо руководствоваться § 388 и 390, а также таблицами и приложениями ЕПБ при разработке месторождений полезных ископаемых [45].

Порядок определения размеров и выбора сечения ствола предлагается следующий. Для определения типа и числа клетей или скипов необходимо определить величину груза, поднимаемого по стволу за один подъем.

Оптимальная грузоподъемность подземных сосудов, при которой суммарные годовые расходы на амортизацию и эксплуатацию являются минимальными, определяется по формуле проф. Г. М. Еланчика:

для двухсосудного подъема

$$Q_2 = \frac{A_T k (4 \sqrt{H} - T)}{3600 n_d \cdot n_{\text{ч}}}, \quad (9.4)$$

для однососудного подъема

$$Q_1 = \frac{2 A_T k (4 \sqrt{H} - T)}{3600 n_d n_{\text{ч}}}, \quad (9.5)$$

где A_T — годовая производственная мощность шахты по горной массе, т; k — коэффициент неравномерности поступления горной массы к стволу, равный 1,1—1,3; H — высота подъема; m ; T — пауза между двумя подъемами, равная для клетевого 15—20 с, для скипового — 30 с; n_d — число рабочих дней в году (при прерывной неделе — 300 дней); $n_{\text{ч}}$ — число часов работы подъема в сутки по выдаче горной массы.

В соответствии с параметрическим рядом скипы с неопрокидным кузовом и секторными затзорами делятся на четыре типоразмера (табл. 42).

Конструкции скипов разработаны применительно к боковому двустороннему расположению проводников.

Таблица 42

Номер	Объем скипов, м	Размеры в плане, мм	
		длина	ширина по резе
I	5; 7; 9,5; 11	1850	1540
II	11; 15; 20	2250	1740
III	20; 25; 35	2350	1900
IV	20; 25; 35	2800	2000

Направление продольных осей скипов в стволе зависит от направления загрузки и разгрузки, которое определяется технологическими схемами, принятыми в околостеольном деоре и на поверхности.

Основные размеры в плане неопрокидных клетей приведены в табл. 43.

Таблица 43

Тип вагонетки и колея	Размеры в плане, мм		Скосы по углам, мм
	длина	ширина	
ВГ-0,7 — ВГ-1,4* (колея 600 мм)	2550	1022	90×90
ВГ-1,6* (колея 600 мм)	3000	1022	90×90
ВГ-2,2 или ВБ-2,5 (колея 750 мм и 600 мм):	3600	1400	125×125
ВГ-2,5 (колея 900 мм); ВГ-4,3* (колея 900 мм)	4000	1500	200×200
ВГ-4,5 (колея 750 и 900 мм)	4500	1500	200×200

* Вагонетки, не рекомендуемые для применения во вновь строящихся шахтах.

Указанные в табл. 42 размеры скипов не характеризуют еще в полной мере их ширину, так как у скипов за пределы приводимых размеров выступают элементы рамы, направляющие устройства, разгрузочные ролики затворов. Размеры этих узлов должны обязательно учитываться при разработке армировки стволов [28].

Пример 94. Выбрать сечение основного ствола в свету для выдачи 2500 тыс. т год горной массы (из них 2300 тыс. т руды и 200 тыс. т породы). Плотность руды 2900 кг м³, породы — 2750 кг м³; коэффициент разрыхления при загрузке в скипы составляет 1,9. Высота подъема $H = 792$ м (глубина ствола 650 м).

Решение. В основном стволе клетевой подъем и ходовое отделение не предусматриваем. Для выдачи руды принимаем двухсосудный скиповой подъем, а для руды — однососудный (также скиповой).

Для расчета принимаем: для руды $A_r = 2\,300\,000$ т; для породы $A_p = 200\,000$ т; число часов работы подъема в сутки — 14; $k = 1,3$; $T = 30$ с [см. формулу (9.4)].

Грузоподъемность рудного скипа определяем по формуле (9.4) для двухсосудного подъема

$$Q_2 = \frac{A_r \cdot k (4 \sqrt{H} + T)}{3600 n_d \cdot n_c} = \frac{2,3 \cdot 10^6 \cdot 1,3 (4 \sqrt{792} + 30)}{3600 \cdot 300 \cdot 14} = 28,19 \text{ т.}$$

Грузоподъемность породного скипа (однососудный подъем)

$$Q_1 = \frac{2 \cdot 2 \cdot 10^5 \cdot 1,3 (4 \sqrt{792} + 30)}{3600 \cdot 300 \cdot 14} = 4,9 \text{ т.}$$

Объемы скипов:

$$V_2 = Q_2 / K_p = 28,19 / 1,9 = 14,8 \text{ м}^3 \text{ (рудного);}$$

$$V_1 = 4,9 / 1,9 = 2,6 \text{ м}^3 \text{ (породного).}$$

Принимаем по табл. 42 объемы скипов для руды 15 м^3 (размеры 2230×1740) и для породы 5 м^3 (размером 1850×1540).

Для армировки принимаем расстрелы в виде коробчатых балок размером $250 \times 100 \times 10$ и проводники — $200 \times 190 \times 16$ и $160 \times 160 \times 12$ мм. Зазоры между скипами и расстрелами принимаем по ЕПБ (§ 388, 390) [45].

Построение с целью определения диаметра ствола в свету и принятия стандартного осуществляем графически в масштабе $1 : 50$.

Центр окружности ствола находим таким образом, чтобы от скошенных углов подъемных сосудов до окружности ствола в свету было не менее 200 мм.

Напротив скошенных углов отмечаем точки A , а затем по двум известным точкам C находим центр окружности O . На рис. 43 линии построения показаны цифрой 1 (на двух пересекающихся отрезках находится центр окружности, проходящий через точки A).

Графическое построение показывает, что можно принять ствол диаметром 6000 мм. Диаметр ствола в проходке определяется с учетом толщины бетонной или других видов крепи.

Такое сечение может быть использовано также для рудных скипов объемом 11 и 20 м^3 и породных скипов объемом 7 ; $9,5$ и 11 м^3 , поскольку эти скипы имеют такие же размеры в плане и отличаются только высотой.

Пример 95. Для условий примера 94 принять диаметр скипо-

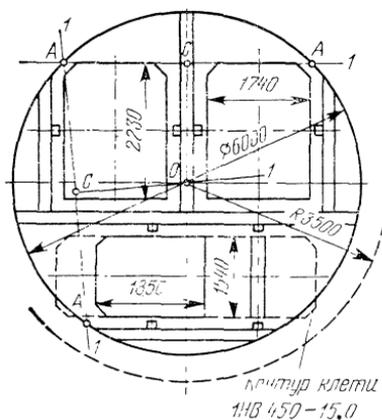


Рис. 43. Схема к определению диаметра шахтного ствола

клетевого ствола с учетом, что порода будет выдаваться в вагонетках. Клеть также предназначена для спуска материалов.

Решение. По результатам предыдущего расчета для выдачи породы должна быть принята вагонетка объемом около $2,6 \text{ м}^3$ (равная объему породного скипа). Можно было бы принять ближайшую по объему вагонетку ВГ-3,3, но она не рекомендуется для вновь строящихся рудников. Поэтому принимаем вагонетку ВГ-4,5. Для вагонетки ВГ-4,5 (объем $4,5 \text{ м}^3$) принимаем клеть по табл. 43 размером в плане $4500 \times 1500 \text{ мм}$. Размер клетки $1НВ \times 450-15$ наложен пунктиром на рис. 43. Построение показывает, что в этом случае диаметр ствола в свету должен быть принят 7 м. В сечении такого ствола свободно размещаются трубо-кабельные, ходовое отделение, а также отделение для противовеса клетки (см. Типовое сечение Гипроцветмета).

§ 4. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ С РЕЛЬСОВЫМ ТРАНСПОРТОМ

Технологию проведения горизонтальных выработок при любом виде транспорта рекомендуется разрабатывать в следующей последовательности.

1. Определяют размеры поперечного сечения выработки (см. § 1 настоящей главы).

2. Рассчитывают физико-механические свойства породного массива (§ 2 главы 1).

3. Оценивают напряженное состояние на контуре незакрепленной выработки, рассчитывают параметры устойчивости и выбирают крепь (см. § 1—3 главы 2).

4. Выбирают метод расчета и рассчитывают горное давление (см. § 4 главы 2).

5. Рассчитывают прочные размеры элементов крепи, разрабатывают паспорт крепления (см. главу 3), выбирают машину для возведения крепи.

6. Выбирают бурильные машины и определяют их производительность (см. § 1 главы 5).

7. Разрабатывают паспорт буровзрывных работ (см. § 4—6 главы 6).

8. Рассчитывают проветривание выработки (см. § 7 главы 6).

9. Выбирают погрузочный комплекс для уборки породы и рассчитывают его производительность (см. § 1, 2 главы 7).

10. Разрабатывают график организации работ.

Разработка графика организации работ производится в следующей последовательности.

1. Зная объемы по каждому виду работы (процесса) V_i на цикл, определяют сменную трудоемкость N_i по формуле

$$N_i = V_i / H_i, \quad (9.6)$$

где H_i — сменная норма выработки на одного проходчика (или сменная эксплуатационная производительность машины, входя-

щаяся на одного рабочего) в соответствующих единицах измерения.

2. Путем суммирования трудоемкостей по всем видам работ находят суммарную трудоемкость цикла $\Sigma N_{ц}$, по которой устанавливается явочное число рабочих $n_{я}$. Делением $\Sigma N_{ц}$ на $n_{я}$ находится коэффициент выполнения нормы $K_{н}$, который должен находиться в пределах $1,0 \leq K_{н} \leq 1,1$. При курсовом проектировании допускается принимать $K_{н} = 1,15$; это означает, что рабочие перевыполняют установленную норму выработки на 15 %.

3. Определяют комплексную сменную норму выработки на одного рабочего в метрах по формуле

$$H = l_y / \Sigma N_{ц}.$$

4. Рассчитывают продолжительность каждого вида работы (процесса) по формуле

$$t_i = T_{см} N_i \alpha / (n K_{н}), \quad (9.7)$$

где t_i — продолжительность работы (процесса), ч; N_i — трудоемкость данной работы, чел.-смена; $T_{см}$ — продолжительность смены, ч; n — число рабочих, занятых выполнением данного вида работы; $K_{н}$ — коэффициент выполнения нормы выработки; α — коэффициент, учитывающий затраты времени на зарядание, взрывание и проветривание выработки, если эти операции выполняются в течение рабочей смены, а не приурочены к междуменному перерыву. Этот коэффициент

$$\alpha = (T - t_3 - t) / T, \quad (9.8)$$

где T — продолжительность смены или цикла, ч; t_3 — время на зарядание и взрывание, ч; t — время проветривания, ч.

Если зарядание, взрывание и проветривание производят в междуменном перерыве, то $\alpha = 1$. Если в работе по заряданию и взрыванию участвуют одни проходчики (имеющие Единую книжку взрывника), то трудоемкость этой операции следует учесть в трудоемкости цикла, а при определении α принять $t_3 = 0$. При зарядании шпуров проходчиками совместно с взрывниками, не входящими в бригаду, необходимо часть трудоемкости зарядания отнести на счет бригады.

5. Разрабатывают график организации работ (циклограмму). При составлении графика необходимо стремиться к тому, чтобы основные операции в течение смены выполнялись последовательно, а вспомогательные операции — параллельно с ними.

Если суточным графиком предусмотрена трехсменная работа в забое (при продолжительности смены 6 ч), то необходимо предусмотреть двухчасовые перерывы между сменами, и в это время производить работы по заряданию, взрыванию и проветриванию выработки. В этом случае цикл в новой смене будет начинаться с уборки породы.

Пример 96. Разработать технологию проведения горизонтальной выработки (штрека) с рельсовым транспортом. Откавка породы

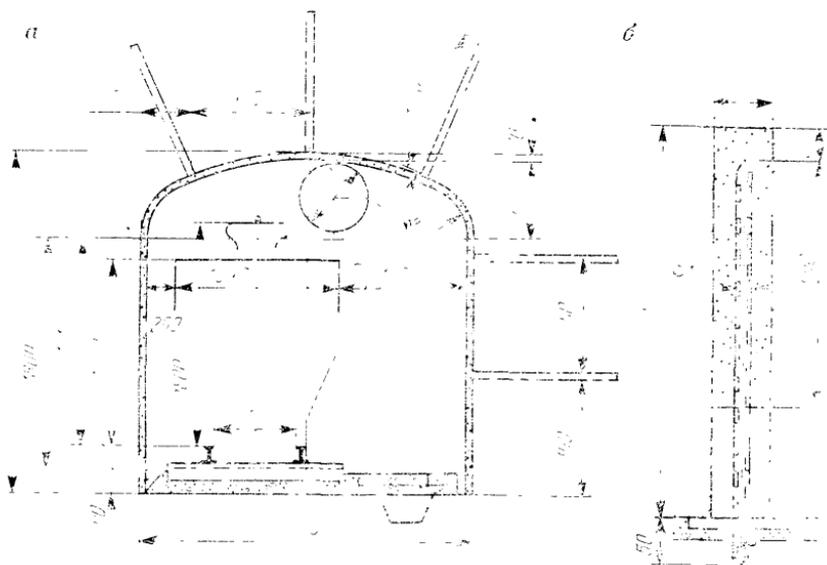


Рис. 44. Сечение выработки прямоугольно-сводчатой формы с рессовым транспортом и комбинированной крепью (а) и конструкция анкера (б)

производится электрогозом 14КР-2А в вагонетках ВГ-2,2. Расчетная глубина заложения выработки 700 м, коэффициент крепости пород $f = 14$. Длина выработки 700 м. Выработка должна быть пройдена за 3,5 мес. Средние размеры структурного блока, слагающего массив, $b = 0,2$ м; плотность пород $\gamma = 2800$ кг/м³; коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$.

Решение. 1. Определяем размеры поперечного сечения выработки прямоугольно-сводчатой формы.

Расчет размеров выработки для электрогоза 14КР-2А выполнен в примере 89 настоящей главы и получены размеры: площадь сечения выработки в свету $S_{св} = 5,7$ м²; в черне — $S_ч = 6,5$ м². Ширина выработки в свету $B = 2540$ мм, в черне — $B_1 = 2640$ мм; высота выработки в проходке $H_0 = 2685$ мм (рис. 44).

2. Рассчитываем физико-механические свойства пород

Коэффициент структурного ослабления K_c определяем по рис. 1, для $B_1/b = 2,64/0,2 = 13$ $K_c = 0,23$.

Принимаем для крепких пород ($f = 14$) коэффициент длительной прочности $\xi = 0,8$.

Рассчитываем пределы прочности образцов горных пород на сжатие и растяжение:

$$\sigma_{сж} = 10^7 f = 14 \cdot 10^7 \text{ Па} = 140 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{р} = 0,1 \sigma_{сж} = 14 \text{ МПа}.$$

Рассчитываем пределы прочности массива на сжатие и растяжение по формулам (1.5) и (1.6):

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 140 \cdot 0,23 \cdot 0,8 = 25,76 \text{ МПа};$$

$$R_p = \sigma_p K_c \xi = 14 \cdot 0,23 \cdot 0,8 = 2,576 \text{ МПа}.$$

Рассчитываем коэффициент и угол внутреннего трения пород по формуле (1.11):

$$\operatorname{tg} \varphi = (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p) = (140 - 14) / (140 + 14) = 0,82; \quad \varphi = 39,3^\circ.$$

3. Оцениваем напряженное состояние пород на контуре выработки по формулам (2.4) и (2.5); для расчета по табл. 3 принимаем для выработки, имеющей прямоугольно-сводчатую форму (при $f > 12$): $K_1 = 2$; $K_2 = 0,4$; $\lambda_1 = \mu / (1 - \mu) = 0,25 / (1 - 0,25) = 0,33$, тогда

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2800 \cdot 700 \cdot 10 = 39,2 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 0,4 \cdot 0,33 \cdot 2800 \cdot 700 \cdot 10 = 2,59 \text{ МПа}.$$

Рассчитываем запасы прочности породного массива в кровле и боках выработки по формулам (2.9):

$$n_{\sigma} = R_{сж} / \sigma_{\max} = 25,76 / 39,2 = 0,66 < 4;$$

$$n_{\kappa} = R_p / \sigma_{\min} = 2,576 / 2,59 = 0,99 < 4;$$

запасы прочности в боках и кровле отсутствуют — необходима крепь. Кровля и бока неустойчивы.

Рассчитываем параметры устойчивости для выбора типа крепи по формулам (2.10) и (2.11):

$$P_y = 10 \gamma H / \sigma_{сж} = 10 \cdot 2800 \cdot 700 / (14 \cdot 10^7) = 0,14;$$

$$P = 10 \gamma H / \sigma_{сж} \xi = 10 \cdot 2800 \cdot 700 / (14 \cdot 10^7 \cdot 0,8) = 0,175.$$

По табл. 4 для выработки, пройденной по простиранию пород, при $P_y = 0,1 \div 0,24$ должна применяться комбинированная крепь (анкерная с набрызгбетоном), а согласно табл. 5 при $P = 0,1 \div 0,3$ рекомендована анкерная крепь или анкерная в сочетании с набрызгбетоном.

Окончательный выбор вида крепи сделаем после расчета горного давления и прочных размеров крепей.

4. Выбираем метод расчета горного давления по табл. 6; для $n_{\kappa} \leq 1$ и $n_{\sigma} \leq 1$ применим расчетный метод проф. П. М. Цимбаревича.

Расчет давления ведем для выработки, имеющей прямоугольно-сводчатую форму, по формулам, приведенным в табл. 9: расчетная схема представлена на рис. 14, б.

Высота свода обрушения

$$b_{\kappa} = \frac{a + h \operatorname{ctg}(45^\circ - \varphi/2)}{\operatorname{tg} \varphi} - h_0 =$$

$$= \frac{1,32 + 2 \operatorname{ctg}(45^\circ - 39,3^\circ/2)}{0,82} - 0,635 = 2,1 \text{ м},$$

где принято: $a = 0,5$ $B_1 = 0,5 \cdot 2640 = 1320$ мм = 1,32 м; $h_1 = h_3 = 2$ м (высота вертикальной стенки от почвы выработки); $h_0 = 0,635$ м (высота свода в выработке).

Интенсивность давления со стороны кровли

$$q = b_k \gamma = 2,1 \cdot 2800 \cdot 10 = 58,8 \text{ кПа.}$$

Интенсивность давления у почвы выработки

$$q_n = (b_1 - h_1) \gamma \lambda_2 = (2,735 - 2) \cdot 2800 \cdot 0,225 \cdot 10 = 39,8 \text{ кПа,}$$

где принято: $b_1 = b_k + h_0 = 2,1 + 0,635 = 2,735$ м; $h_1 = h_3 = 2$ м;

$$\lambda_2 = \text{tg}^2(45^\circ - \varphi/2) = \text{tg}^2(45^\circ - 39,2^\circ/2) = 0,225.$$

5. Оценим возможность применения набрызгбетона, для этого рассчитываем толщину покрытия по формуле (3.8): принимаем $q_n = q'_1 = 58,8$ кПа, так как интенсивность боковой нагрузки меньше, принимаем бетон М500, имеющий $[\sigma_p] = 1,35$ МПа; $n_n = 1,2$; $m_y = 0,85$, тогда

$$\delta_k = 0,35 \sqrt{\frac{q_n n_n}{m_y [\sigma_p]}} = 0,35 \sqrt{\frac{58,8 \cdot 10^3 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6}} = 0,086 \text{ м.}$$

Расчет показывает, что толщина набрызгбетона должна быть 8,6 см. Такая толщина покрытия в практике проведения подготовительных выработок практически не встречается. Анкерную крепь в связи с интенсивной трещиноватостью также применять нельзя. Принимаем решение: крепить выработку комбинированной крепью (анкерной с набрызгбетоном).

Рассчитываем сначала анкерную крепь (см. § 4 главы 3).

Согласно табл. 14, к установке применяем железобетонный анкер из стали периодического профиля класса А—III диаметром $d_c = 0,016$ м, имеющий расчетное сопротивление $R_n = 360$ МПа, $m = 0,9$; бетон М500, имеющий $\tau_1 = 12$ МПа; расчетная длина заделки анкера $l_3 = 0,8$ м; диаметр шпура $d_{ш} = 0,036$ м; удельное сцепление бетона с породой $\tau_2 = 1,0$ МПа; шпуры влажные $m_1 = 0,75$. Конструкция анкера показана на рис. 44.

Рассчитываем несущие способности стержня по закреплению стержня в бетоне и из условий сдвига бетона относительно стенок шпура по формулам (3.10) — (3.12):

$$P_c = \pi r_c^2 R_n m = 3,14 \cdot 0,008^2 \cdot 360 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 65,1 \text{ кН;}$$

$$P_3 = \pi d_c \tau_1 l_3 k_1 m_1 = 3,14 \cdot 0,016 \cdot 12 \cdot 10^6 \cdot 0,8 \cdot 0,55 \cdot 0,75 = 199,0 \text{ кН;}$$

$$P'_3 = \pi d_{ш} \tau_2 l_3 m_1 = 3,14 \cdot 0,036 \cdot 1 \cdot 10^6 \cdot 0,8 \cdot 0,75 = 67,8 \text{ кН.}$$

Дальнейший расчет будем вести по наименьшей несущей способности анкера $P_n = P_c = 65,1$ кН.

Поскольку кроме анкеров применяем покрытие из набрызгбетона, расчет длины анкеров ведем по формуле (3.14)

$$l_a = B_1 / \sqrt{f} + K = 2,64 / \sqrt{14} + 0,45 = 1,15 \text{ м,}$$

принимаем анкер длиной $l_a = 1,2$ м.

Плотность расстановки анкеров в кровле по формуле (3.15)

$$s = q_{\text{н}} n_{\text{н}} P = 53,8 \cdot 10^3 \cdot 1,2 (33,1 \cdot 10^3) = 1,03 \text{ шт./м}^2.$$

Расстояние между анкерами в кровле по формуле (3.16)

$$a_1 = (1 s)^{-1/2} = (1 \cdot 1,03)^{-1/2} = 0,96 \text{ м.}$$

Принимаем крепление по сетке $a_1 = 0,95 = 0,95$ м как кровли, так и боков одинаковой, хотя интенсивность нагрузки со стороны боков несколько меньше.

Скончательно принимаем по расположению в сечении пять анкеров, из них: три в кровле на расстоянии 0,9 м (от центрального анкера) и два анкера в боку на расстоянии 1 м от почвы и 0,95 м друг от друга. По оси выработки ряды анкеров располагаем через 0,95 м (см. рис. 44). Пояснительная записка к паспорту крепления дана в приложении № 1.

Рассчитываем интенсивность нагрузки на набрызгбетонную крепь по формуле (3.21)

$$q_{\text{н}} = 0,17 a_1 \gamma = 0,17 \cdot 0,95 \cdot 2800 \cdot 10 = 4520 \text{ Па,}$$

где толщина покрытия из набрызгбетона по формуле (3.8) (см. также пункт 3 этого примера)

$$\delta_{\text{к}} = 0,35 \sqrt{\frac{4520 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6}} = 0,024 \text{ м,}$$

окончательно принимаем толщину набрызгбетона 30 мм для кровли и боков выработки.

Для бурения шпуров под анкера рекомендуем установку «Удар-2» с перфораторами ПТ-36М. Для заполнения шпуров бетоном применяем пневмонагнетатель ПН-1, а для набрызгбетонирования — бетономашину БМ-60 (или БМ-68).

Определяем объемы работ по креплению на один цикл. Число анкеров в сечении выработки $n = 7$; длина шпуров под анкера $l = 1,25$ м; расстояние между рядами анкеров по длине выработки $a_1 = 0,95$ м; длина заходки $l_y = 2$ м, тогда число анкеров на один цикл составит

$$n_a = nl_y/a_1 = 7 \cdot 2 \cdot 0,95 = 14,74 \text{ шт.};$$

общая длина шпуров под анкера

$$L_a = nll_y/a_1 = 7 \cdot 1,25 \cdot 2 \cdot 0,95 = 18,4 \text{ м.}$$

Объем работ по креплению набрызгбетоном при толщине $\delta = 30$ мм и длине контура, покрываемого набрызгбетоном, $L = 7,22$ м, на один цикл составит:

$$S = Ll_y = 7,22 \cdot 2 = 14,44 \text{ м}^2;$$

$$V_6 = S_{\text{н}} \delta = 14,44 \cdot 0,03 = 0,433 \text{ м}^3.$$

6. Для бурения шпуров в забой применяем портальную установку УБЩ-222П (см. табл. 22) с двумя бурильными машинами ПК-66; глубина бурения до 3 м. Эта установка позволяет пропу-

скать через свой портал погрузочно-транспортное оборудование. Установка может бурить шпуры под анкера, однако в нашем случае, в связи с малой высотой выработки (менее 3,2 м), не может быть использована.

Рассчитываем чистую скорость бурения бурильной машиной ПК-60 в породах с $f = 14$ ($\sigma_{сж} = 1100$ кгс/см²) по формуле (5.2) для расчета принимаем: $A = 90,2$ Дж; $n = 46,7$ Гц; $d = 42$ мм:

$$v = 13400 \cdot A \cdot n \cdot (v \cdot \sigma_{сж})^{0,79} = 13400 \cdot 90,2 \cdot 46,7 \cdot 12^2 \cdot 14^{0,79} = 445 \text{ мм/мин} = 6,445 \text{ м/мин.}$$

Определяем сменную эксплуатационную производительность бурильной установки УБШ-222П по формуле (5.1) при продолжительности смены $T = 360$ мин; рассчитываем: $t_{пз} = 0,025 \cdot 360 = 9$ мин; $t_0 = 0,1 \cdot 360 = 36$ мин; $t'_{пз} = 0,095 \cdot 360 = 34$ мин; $t_{вз} = 0$; $n = 2$; $K_0 = 0,78$; $t_{мвп} = 0,4$ мин/м; $t_{ох} = 1,20 = 0,05$ мин/м; $t_{с} = 0,1$ мин/м, тогда

$$Q_s = \frac{T - (t_{пз} + t'_{пз} + t_{ох} + t_{вз})}{1 + (K_0/n) + (t_{мвп} + t_{ох} + t_{с})} = \frac{360 - (9 + 34 + 36)}{1 + (0,78 \cdot 2 / 0,445) + (0,4 + 0,05 + 0,1)} = 140 \text{ м/смену.}$$

7. Разрабатываем паспорт буровзрывных работ (в последовательности, указанной в § 6 главы 6).

1. В качестве основного ВВ выбираем гранулит АС-8В, для патронов-боевиков — детонит М. По рекомендации (см. § 4 главы 6), удельный расход эталонного ВВ (аммонита № 6ЖВ) в породе с $f = 13 \div 14$ $q = 3$ кг/м³.

Работоспособность гранулита АС-8В и аммонита № 6ЖВ одинакова — $\rho = 380$ см³. Поправка удельного расхода ВВ с учетом площади сечения выработки $S_ч = 6,5$ м² равна единице, значит, окончательно принимаем $q = 3$ кг/м³.

2. Определяем глубину шпуров по формуле (6.37)

$$l_{ш} = L \cdot (25 \cdot n_{сч} \cdot n_{ц} \cdot \eta) = 700 \cdot (25 \cdot 3,5 \cdot 4 \cdot 1 \cdot 0,87) = 2,3 \text{ м,}$$

здесь принято: $L = 700$ м; $l = 3,5$ мес; $n_{сч} = 4$; $n_{ц} = 1$; $\eta = 0,87$.

Бурильная установка УБШ-222П позволяет бурить шпуры глубиной до 3 м.

3. Принимаем коэффициент заполнения шпуров по табл. 31: при диаметре заряда 40 мм $K_3 = 0,75$.

Рассчитываем число шпуров по формуле (6.38)

$$N = 1,27qS_ч(\Delta d^2 K_3) = 1,27 \cdot 3 \cdot 6,5 (1000 \cdot 0,04^2 \cdot 0,75) = 21 \text{ шпур,}$$

здесь принято: $\Delta = 1000$ кг/м³ — плотность ВВ; $d = 0,04$ м — диаметр заряда рассыпного ВВ (равный диаметру шпура).

Окончательно число шпуров принимаем по их расположению (см. ниже).

4. Выбираем прямой вруб с компенсационными (холостыми) шпурами, позволяющий исключить необходимость перебура.

Число компенсационных шпуров определяем по формуле (6.39)

$$N_0 = (\eta l_{ш} A)^3 V_0 = \frac{(0,87 \cdot 230 \cdot 9,35)^3}{2900} = 3,3.$$

где

$$V_0 = \pi d l_{ш}^2 A = 3,14 \cdot 4,0^2 \cdot 230,4 = 2900 \text{ см}^3.$$

Принимаем вруб, имеющий три заряжаемых и три компенсационных шпура (см. рис. 30, б). Расстояния между холостым шпуром и зарядом во врубовом шпуре принимаем $a = 2,5 d = 2,5 \cdot 40 = 100$ мм; между заряжаемыми шпурами расстояние $b = 5 d = 200$ мм.

Вспомогательные шпуры для расширения вруба располагаем на расстоянии л. н. с., равном 500 мм (см. табл. 33).

Л. н. с. между отбойными и оконтуривающими зарядами определяем по формуле (6.34)

$$W = [p/(qm)]^{1/2} = [1,26/(3 \cdot 1)]^{1/2} = 0,65 \text{ м},$$

здесь p — вместимость 1 м шпура, которая равна

$$p = \pi d^2 \Delta \cdot 4 = 3,14 \cdot 0,04^2 \cdot 1000/4 = 1,26 \text{ кг/м};$$

$m = 1$.

Расстояние между отбойными и оконтуривающими зарядами

$$a_0 = mW = 1 \cdot 0,65 = 0,65 \text{ м}.$$

Такое же среднее расстояние принимаем и между шпурами, расположенными по контуру выработки. Однако, учитывая разную степень трудности работы зарядов в кровле и почве выработки, шпуры располагаем на расстояниях: в кровле через 850 мм; в боках — 600 мм; у почвы — 540 мм.

Окончательно принимаем по расположению 24 заряжаемых шпура и плюс один для рыхления почвы под водоотводную канавку, итого 25 шпуров. Кроме заряжаемых, нами принято три компенсационных шпура, всего — 28 шпуров.

Забой оконтуривающих шпуров выводим за контур выработки на 50—70 мм во избежание уменьшения сечения выработки в крепких породах (рис. 45).

По схеме принято: врубовых шпуров — 6, вспомогательных — 4 (№ 4—7), отбойных — 3 (№ 8—10) и оконтуривающих — 13 (№ 17—24) и один шпур № 23 под канавку. Длину всех шпуров, кроме оконтуривающих, принимаем равной глубине шпура $l_{ш} = 2,3$ м; длина оконтуривающего шпура $l_0 = l_{ш} \sin 85^\circ = 2,3/0,99 = 2,33$ м.

5. Подвигание забоя за взрыв составит

$$l_y = l_{ш} \eta = 2,3 \cdot 0,87 = 2 \text{ м}.$$

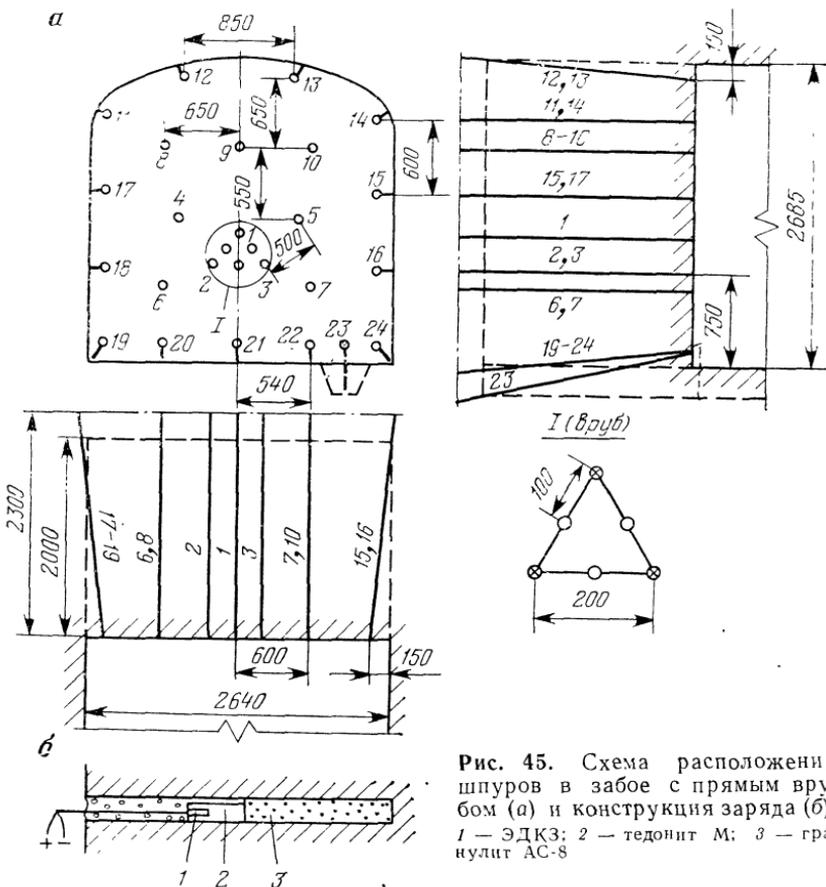


Рис. 45. Схема расположения шпуров в забое с прямым врубом (а) и конструкция заряда (б): 1 — ЭДКЗ; 2 — тедонит М; 3 — гранулит АС-8

6. Суммарная длина всех шпуров

$$L_{\text{ш}} = 6 \cdot 2,3 + 4 \cdot 2,3 + 3 \cdot 2,3 + 13 \cdot 2,33 + 2,5 = 62,7 \text{ м,}$$

где 2,5 — длина шпура для образования канавки.

7. Требуемый расход ВВ на цикл

$$Q = q S_{\text{ч}} l_{\text{ш}} = 3 \cdot 6,5 \cdot 2,3 = 44,8 \text{ кг.}$$

Средняя масса заряда на заряжаемый шпур (без учета шпура № 23)

$$q_{\text{с}} = Q/24 = 44,8/24 = 1,87 \text{ кг;}$$

масса зарядов:

во врубовом шпуре $q_{\text{в}} = 1,2$ $q_{\text{с}} = 1,2 \cdot 1,87 = 2,25 \text{ кг;}$

во вспомогательном и отбойном шпурах $q_{\text{ов}} = q_{\text{с}} = 1,87 \text{ кг} \approx 1,9 \text{ кг,}$

в оконтуривающих по кровле и в боках (№ 11—18) $q_{\text{о}} = 0,9$ $q_{\text{с}} = 0,9 \cdot 1,87 = 1,7 \text{ кг;}$

в почвенных шпурах $q_n = 1,1$ $q_c = 1,1 \cdot 1,87 = 2,0$ кг.

Фактический расход ВВ (с учетом заряда на рыльце под канатку -- 0,8 кг) составит

$$Q_{\text{ф}} = 3 \cdot 2,2 + 7 \cdot 1,9 + 8 \cdot 1,7 + 5 \cdot 2 + 0,8 = 44,3 \text{ кг,}$$

из них 4,8 кг детонита М (из расчета 0,2 кг на каждый шпур для патронов-босшюр).

Зарядку шпуров ведем порционным пневмозарядчиком ЗП-2.

8. Выберем средства взрывания и рассчитываем взрывную сеть.

Принимаем электрический способ взрывания, так как он обеспечивает хорошее дробление породы и высокий к. и. ш. в крепких породах.

Раск. интервалов замедления ведем согласно рекомендаций (см. § 5 главы). Породы, включая $f = 14$, относятся к IX категории СНД III-11—77, для которых коэффициент замедления $A_1 = 7$ мс. Тогда интервал замедления для грубых шпуров составит $t_1 = A_1 l_{\text{ш}} = 7 \cdot 2,3 = 16$ мс.

Принимаем поочередное взрывание зарядов во врубе согласно нумерации (см. рис. 45) с интервалами через 15 мс электродетонаторами ЭДКЗ-ПМ-15 (№ 1ПМ—3ПМ), поскольку возможна запрессовка породы во врубовой полости.

Для вспомогательных и отбойных шпуров интервал замедления для зарядов рыхления $A_2 = 3$ мс.м, тогда $t_2 = A_2 W = 3 \cdot 0,55 = 1,65$ мс. Поскольку такой интервал замедления электродетонаторами обеспечить нельзя, применяем ЭДКЗ-ПМ-15 (№ 4ПМ—7ПМ для зарядов в шпурах № 4 до № 7), а для зарядов в шпурах № 8—10 — ЭДЗН (№ 6Н—8Н с замедлениями от 120 до 160 мс).

Заряды в оконтурирующих шпурах ЭДЗН с № 11 по № 18 инициируем ЭДЗН № 11Н (замедление 225 мс), а заряды почвенных шпуров — № 12Н (замедление 250 мс).

Электродетонаторы и интервалы замедления приведены в табл. 34.

Рассчитываем взрывную сеть. Применяем последовательное соединение ЭД в забое. Сопротивление ЭД $r_{\text{д}} = 3,50$ Ом; место укрытия взрывника находится в 75 м от забоя. Магистральный провод — БМВ-0,75 сечением 0,75 мм². Длина магистрального провода с учетом запаса на катушке — 250 м. Для сохранения магистрального провода предусматриваем участковые провода длиной 12 м, используя провод БМВ-0,5.

В качестве источника тока принимаем взрывной прибор ГНВ-100М.

Сопротивление медных магистральных $R_{\text{м}}$ и участковых $r_{\text{уч}}$ проводов:

$$R_{\text{м}} = \rho \cdot 2L_{\text{м}}/s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 250/0,75 = 12,3 \text{ Ом;}$$

$$r_{\text{уч}} = \rho 2l_{\text{уч}}/s = 0,0184 \cdot 2 \cdot 12/0,5 = 0,9 \text{ Ом.}$$

Ток, проходящий через каждый ЭД, составит

$$I = i = U / (R_m + r_y + r_d N) = 600 / (12,3 + 0,9 + 3,5 \cdot 24) = 5 \text{ А,}$$

что более гарантийного, равного 1,3 А.

9. Рассчитываем технико-экономические показатели буровзрывных работ.

Расход ВВ на 1 м и 1 м³ выработки:

$$q_1 = Q_{\Phi} / l_y = 44,3 / 2 = 22,15 \text{ кг/м;}$$

$$q_2 = q_1 / S_{\text{ч}} = 22,15 / 6,5 = 3,4 \text{ кг/м}^3.$$

Число шпурометров на 1 м выработки

$$l = L_{\text{ш}} / l_y = 62,7 / 2 = 31,35 \text{ м/м.}$$

Расход ЭДКЗ и ЭДЗН на 1 м и 1 м³ выработки:

$$n_1 = N / l_y = 24 / 2 = 12 \text{ шт/м;}$$

$$n_2 = n_1 / S_{\text{ч}} = 12 / 6,5 = 1,85 \text{ шт/м}^3.$$

Выход породы за взрыв (в массиве)

$$V = S_{\text{ч}} l_y = 6,5 \cdot 2 = 13 \text{ м}^3.$$

Расход буровых штанг при $f = 12 \div 14$ составляет 180 кг, а расход коронок — 33 шт. на 1000 м шпуров [44]. Определяем расходы на 1 м выработки:

$$C = 180 \cdot 62,7 / (2 \cdot 1000) = 5,6 \text{ кг/м;}$$

$$K = 33 \cdot 62,7 / (2 \cdot 1000) = 2 \text{ шт/м.}$$

Составляем таблицы к расположению шпуров и технико-экономических показателей (табл. 44 и 45), которые вместе с рис. 45 будут составлять паспорт БВР.

8. Расчет проветривания выработки ведем с учетом рекомендаций, изложенных в главе 6 (см. § 7). В связи со значительной длиной выработки ($L = 700$ м) рациональным является комбинированный способ проветривания. Однако при $S_{\text{ч}} = 6,5$ м² невозможно разместить два става вентиляционных труб (см. рис. 44). Принимаем нагнетательный способ проветривания, прорезиненные трубы диаметром 500 мм, время проветривания 20 мин.

Коэффициент утечек при $L = 700$ м составит $p = 1,39$.

Расчет количества воздуха ведем по формуле (6.41). Из предыдущих расчетов имеем: $A = Q_{\Phi} = 44,3$ кг; $S_{\text{св}} = 5,7$ м²; принимаем $k = 0,6$ (выработка влажная); $b = 40$ кг/л, тогда

$$Q_3 = 2,25 S (60t)^{-1} [kAbL^2 / (Sp^2)]^{1/3} =$$

$$= 2,25 \cdot 5,7 (60 \cdot 20)^{-1} [0,6 \cdot 44,3 \cdot 40 \cdot 700^2 / (5,7 \cdot 1,39^2)]^{1/3} = 3,62 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Проверяем на минимальную скорость движения воздуха по выработке

$$v = Q_3 / S = 3,62 / 5,7 = 0,63 \text{ м/с} > 0,3 \text{ м/с.}$$

Т а б л и ц а 44

№ шпуров, взрывааемых за один прием	Длина каждого шпура, м	Угол наклона шпуров (градус) в проекциях		Масса заряда каждого шпура, кг	Очередность взрывания зарядов и степень замедления, мс
		II	III		
1—3.	2,3	90	90	2,2	I — 15; 30; 45 II — 60; 75; 90
4—7	2,3	90	90	1,9	
8—10	2,3	90	90	1,9	III — 120; 140; 160
11—18	2,33	85	85	1,7	IV — 225
19—24	2,33	85	85	2,0	V — 250

Т а б л и ц а 45

№ п/п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Категория шахты — не опасна по газу и пыли		
2	Площадь поперечного сечения <u>в свету</u> вчерне	м ²	5,7 <u>6,5</u>
3	Коэффициент крепости пород	f	14
4	Бурильная установка 2УБШ-222П с машинами ПК-60	шт.	1
5	Диаметр коронки ККП-40	мм	40
6	Число шпуров на цикл (в том числе заряжаемых)	шт.	28 (24)
7	Глубина шпуров	м	2,3
8	Число шпурометров на цикл	м	62,7
9	Коэффициент использования шпура	к. и. ш.	0,87
10	Расход — гранулит АС-8М и детонит М на цикл	кг	44,3
11	Типы электродетонаторов — ЭДКЗ-ПМ-15 и ЭДЗН		
12	Расход ЭД: на цикл	шт.	24
	на 1 м выработки	шт.	12
13	Расход коронок на 1 м выработки	шт.	2
14	Расход буровой стали на 1 м	кг	5,6
15	Подвигание забоя за цикл	м	2,0
16	Выход породы за цикл (в массиве)	м ³	13
17	Тип взрывного прибора ПИВ-100М	шт.	1

Определяем требуемую подачу (производительность) вентилятора

$$Q_v = \rho Q_3 = 1,39 \cdot 3,62 = 5 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Рассчитываем аэродинамическое сопротивление трубопровода по формуле (6.43)

$$R = 6,5\alpha L/d_r^5 = 6,5 \cdot 45 \cdot 10^{-3} \cdot 700/0,6^5 = 25,57 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

Рассчитываем депрессию трубопровода (напор вентилятора) по формулам (6.44) и (6.45), предварительно определив скорость движения воздуха в трубопроводе

$$v_r = Q_3/\pi r^2 = 3,62/(3,14 \cdot 0,3^2) = 12,8 \text{ м/с},$$

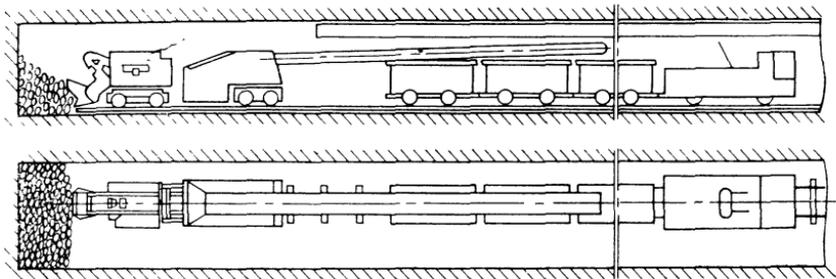


Рис. 46. Схема расположения оборудования при погрузке

тогда

$$H_c = pRQ_3^2 = 1,39 \cdot 25,7 \cdot 3,62^2 = 468 \text{ кгс/м}^2 = 4680 \text{ Па};$$

$$H_m = 0,2H_c = 0,2 \cdot 4680 = 940 \text{ Па};$$

$$H_d = v_t^2 \gamma / 2 = 12,8^2 \cdot 1,2 / 2 = 98 \text{ Па};$$

$$H_b = H_c + H_m + H_d = 4680 + 940 + 98 = 5718 \text{ Па}.$$

Выбираем вентилятор по значениям: $Q_b = 5 \text{ м}^3/\text{с} = 300 \text{ м}^3/\text{мин}$ и $H_b = 5718 \text{ Па}$, руководствуясь графиками на рис. 36.

Так как вентилятор ВМ-6М при $Q_b = 300 \text{ м}^3/\text{мин}$ обеспечивает напор только 3000 Па, то принимаем решение: второй вентилятор ВМ-6М установить каскадно с первым после проходки выработки на длину 300—350 м (см. рис. 35, б).

9. Выбираем погрузочный комплекс, руководствуясь главой 7 (см. § 1, 2).

Поскольку в призабойной зоне выработки будут укладываться временные рельсовые пути (и выдвигные рельсы) высотой не более 200 мм (без балластного слоя) и ось пути будет совпадать с осью выработки, высота выработки от головки рельсов составит 2,48 м.

По табл. 38 выбираем погрузочную машину ППН-2, имеющую подачу $Q_t = 1 \text{ м}^3/\text{мин}$, фронт погрузки $\Phi = 2,5 \text{ м}$; рабочая высота машины — 2,35 м.

При ширине выработки $B_1 = 2,64 \text{ м}$ отношение $\Phi/B_1 = 2,5/2,64 = 0,95 > 0,8$ является приемлемым. Для сокращения обменных операций в забое используем консольный перегружатель ПСК-1 (длина консоли $l_k = 11 \text{ м}$). Обмен составов производим электровозом на замкнутой разминковке, среднее расстояние до которой 100 м. Расположение оборудования при погрузке показано на рис. 46.

Рассчитаем эксплуатационную производительность комплекса по формуле (7.1); для расчета принимаем: $T = 360 \text{ мин}$; $t_{пз} = 30 \text{ мин}$; $t_{л} = 10 \text{ мин}$; $k_0 = 1,05$; $K_r = 1,7$; $k_{кр} = 1$; $Q_t = 1 \text{ м}^3/\text{мин}$; $V_b = 2,2 \text{ м}^3$ (вагонетка ВГ = 2,2); $K_3 = 0,9$; $v =$

$= 0,9$ м/с; $L = 100$ м; число вагонетов под перегружателем $n_B = 5$, тогда

$$Q_3 = \frac{T - t_{пз} - t_{т}}{k_{от} K_p \left(\frac{k_{кп}}{Q_{т}} + t_B + \frac{2L}{60V_B K_3 n_B} \right)} =$$

$$= \frac{360 - 30 - 10}{1,05 \cdot 1,7 \left(\frac{1}{1} + 1,5 + \frac{2 \cdot 100}{60 \cdot 2,2 \cdot 0,9 \cdot 0,9 \cdot 5} \right)} = 62,4 \text{ м}^3/\text{см}$$

(в массиве).

Для уборки всей породы необходимо иметь вагонеток

$$n_B = VK_p / (V_B K_3) = 13 \cdot 1,7 / (2,2 \cdot 0,9) = 11.$$

Для уборки породы минимальное число рабочих в звене два человека. Производительность проходчика на уборке породы $31,2$ м³/смену.

10. Разрабатываем график организации работ по рекомендациям, изложенным в настоящем параграфе.

Объемы работ по каждому процессу рассчитаны выше.

Определим трудоемкость заряджания шпуров при использовании пневмозарядчика. Зарядке подлежит 24 шпура длиной 2,3 м, всего 55 м.

Норма выработки на звено из трех человек при высоте забоя до 4 м составляет 363 м, а на одного — 121 м/смену. Породы, имеющие $f = 14$, относятся к XVI категории по ЕНВ—80 [11].

Рассчитаем трудоемкость каждой операции по формуле (9.6), и результаты расчета заносим в табл. 46.

Как видно из табл. 46, в обязанности звена вменяется заряджание шпуров и электровозная откатка породы, чтобы не задалживать на этих операциях вспомогательных рабочих, особенно при небольших объемах работ при подготовке новых горизонтов.

При расчете трудоемкости цикла не учтены такие работы, как получение ВМ на складе, подготовка порталной бурильной установки к бурению шпуров и другие работы. Поэтому в расчет трудоемкости цикла введены неучтенные (прочие) работы, составляющие 10 % от суммы трудоемкостей основных операций.

Согласно трудоемкости цикла принимаем явочный штат звена $n_{я} = 3$ человека, тогда коэффициент выполнения нормы

$$K_n = N_{ц} / n_{я} = 3,086 / 3 = 1,03.$$

При определении глубины шпуров, исходя из скорости (срока сооружения) выработки, нами принято в сутки 4 шестичасовые смены и один цикл в смену (см. выше). Поэтому проветривание выработки после взрывных работ будет осуществляться в период смены.

Таблица 46

№ п.п.	Вид работы (процесса)	Объем работы на цикл	Норма выработки на одного рабочего	Трудоемкость, чел.-смен	Примечание к норме
1	Бурение шпуров (в заброс установкой УБШ-22П), м	62,7	140	0,448	По расчету
2	Бурение шпуров под анкера установкой «Удар-2М», с ПТ-36М, м	18,4	50,64	0,363	По ЕНВ—80, табл. 25
3	Зарядание шпуров, м	55	121	0,455	По ЕНВ—80, табл. 52
4	Уборка породы комплексом ППН-2—ПСК-1—ВГ-2,2, м ³	13	31,2	0,417	По расчету
5	Крепление железобетонными анкерами, шт.	14,74	38,2	0,386	По ЕНВ—80, табл. 103
6	Крепление набрызгбетонном установкой БМ-60, м ²	14,44	35,4	0,41	По ЕНВ—80, табл. 113
7	Настилка временных рельсовых путей (Р24), м	2,0	12,5	0,16	По ЕНВ—80, табл. 158
8	Устройство водоотливной канавки площадью поперечного сечения 0,15 м ² , м ³	0,3	3,29	0,09	По ЕНВ—80, табл. 155
9	Навеска вентиляционных труб диаметром 0,6 м, м	2	100	0,02	По ЕНВ—80, табл. 143
10	Откатка породы электровозом 14КР в вагонетках ВГ-2,2, т	51,5	592	0,087	По ЕНВ—80, табл. 86
11	Неучтенные (прочие) работы (10 % от трудоемкости основных)			0,25	

Суммарная трудоемкость цикла $N_{ц} = 3,086$ чел.-смен

Определяем коэффициент α , учитывающий затраты времени (в данном случае только на проветривание, продолжающееся 0,3 ч), по формуле (9.8)

$$\alpha = (T - t) / T = (6 - 0,3) / 6 = 0,95.$$

Определяем время зарядания шпуров по формуле (9.7)

$$t_3 = N_3 T \alpha / (n K_n) = 0,455 \cdot 6 \cdot 0,95 / (3 \cdot 1,03) = 0,84 \text{ ч.}$$

Аналогично рассчитываем продолжительность остальных операций. Результаты расчета приведены в табл. 47.

На основе расчетов построен график организации работ (рис. 47). Определяем комплексную норму выработки на одного проходчика

$$H = l_y / N_{ц} = 2,3,086 = 0,648 \text{ м, или } 4,2 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Фактическая производительность 4,33 м³/смену готовой выработки на одного проходчика.

При четырехсменном режиме работы и 25 рабочих днях скорость проведения выработки

Т а б л и ц а 47

№ п/п	Вид работы (процесса)	Трудоемкость, чел-смен	Число рабочих на данной работе	Продолжительность работы, ч
1	Бурение шпуров в забое	0,448	1	2,48
2	Бурение шпуров под анкера	0,363	2	1,00
3	Заряжание шпуров и взрывание	0,455	3	0,84
4	Уборка породы	0,417	2	1,3
5	Крепление анкерами	0,386	2	1,07
6	Крепление набрызгбетоном	0,41	2	1,13
7	Настилка временных путей	0,16	3	0,3
8	Устройство водоотводной канавки	0,09	1	0,49
9	Навеска вентиляционных труб	0,02	2	0,06
10	Откатка породы электровозом	0,087	1	0,48
11	Неучтенные (прочие) работы	0,25	1	1,16

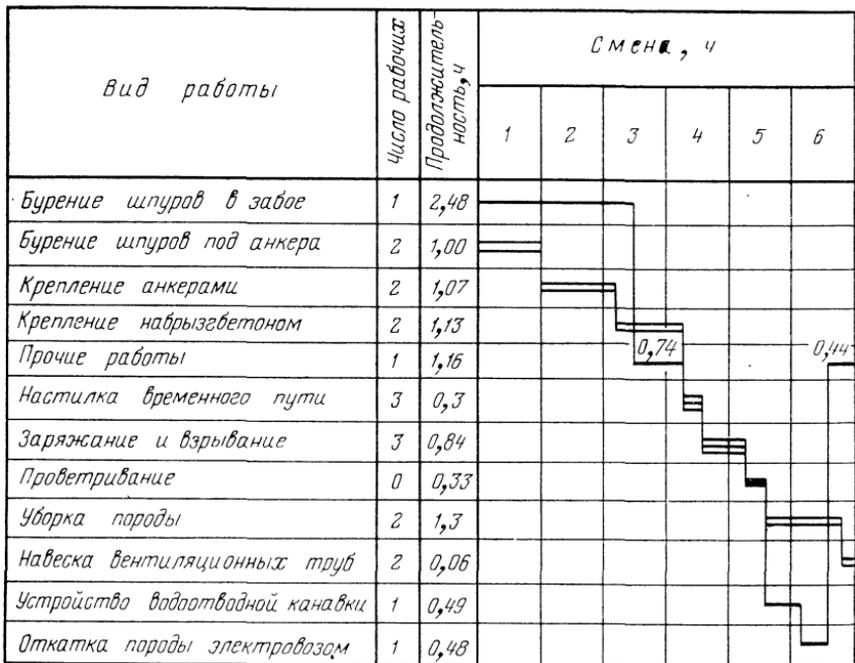


Рис. 47. График организации работ

$$v = 25l_{y}n_{см}n_{ц} = 25 \cdot 2 \cdot 4 \cdot 1 = 200 \text{ м/мес.}$$

Время сооружения выработки:

$t = L/v = 700/200 = 3,5$ мес, т. е. выработка будет пройдена в запланированный срок.

Общая организация работ в забое. Выработку проводит комплексная бригада из 12 человек по прерывной рабочей неделе с одним выходным днем. Режим работы — четырехсменный.

Наращивание коммуникаций и замена временного пути на постоянный, а также профилактический ремонт оборудования осуществляются рабочими соответствующих служб в выходной день.

Явочный штат звена — 3 человека. Каждый проходчик имеет Единую книжку взрывника и имеет соответствующее квалификационное удостоверение для работы на горнопроходческих машинах, поскольку в обязанность бригады входят также работы по зарядке шпуров и откатке породы электровозом. График организации работ в каждой смене аналогичен (см. рис. 47).

Числом линий на графике показано участие каждого рабочего в данном процессе.

График предусматривает выполнение основных и вспомогательных операций параллельно.

В начале смены один из проходчиков приступает к бурению шпуров установкой УБШ-222П, а два человека бурят шпур под анкера бурильными установками типа «Удар-2М», оснащенных перфораторами ПТ-36М. Бурение под анкера, установка железобетонных анкеров и покрытие выработки набрызгбетоном производятся с отставанием от забоя на 30—40 м (поскольку сразу за порталной бурильной установкой размещается погрузочный комплекс, состоящий из ППН-2, ПСК-1 и 5 вагонеток ВГ-2,2).

Машина для нанесения набрызгбетона БМ-60 располагается на замкнутой разминовке или в тупиковом заезде под восстающим. Сухая бетонная смесь доставляется к месту бетонирования по гибкому шлангу. На креплении выработки постоянно занято два проходчика в течение 3,2 ч (см. график).

После обустройства забоя проходчик отводит бурильную установку от забоя на расстояние 20—25 м и готовит ее к пропуску в забой погрузочного оборудования (на графике это время показано в виде прочих работ).

После окончания работ по креплению и устройству портала все проходчики последовательно выполняют работы по настилке временных путей и зарядке забоя.

Для зарядки шпуров гранулитом применяется порционный пневмозарядчик, а патроны-боевики выполняются из патронированного детонита М. Способ взрывания — электрический. После проветривания выработки два проходчика приступают к погрузке породы, а третий занят устройством водоотводной канавки и по мере надобности участвует в уборке породы (меняет состав под перегружателем и др.). В конце смены производится наращивание прорезиненных вентиляционных труб.

Приведенный график отвечает реальным условиям, обеспечивает скорость проведения выработки 200 м/мес при производительности одного проходчика 4,33 м³/смену (готовой выработки).

§ 5. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОВЕДЕНИЯ ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ С САМОХОДНЫМ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИМ ОБОРУДОВАНИЕМ

Порядок расчета технологии проведения горизонтальной выработки с любым видом горнопроходческого оборудования изложен в § 4 настоящей главы. Руководствуясь рекомендациями параграфа, приведем пример расчета технологии проведения подэтажной выработки.

Пример 97. Разработать технологию проведения подэтажного штрека, если уборка породы производится комплексом, состоящим из погрузочной машины ППН-2Г и самоходного вагона ВС-5П1 (рис. 48).

Расчетная глубина заложения выработки 500 м, длина 150 м; срок сооружения выработки 0,5 мес. Средний размер структурного блока в рудном массиве $b = 0,25$ м; плотность руды $\gamma = 2900$ кг/м³; коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$; коэффициент крепости $f = 15$.

Решение. 1. Принимаем размеры поперечного сечения выработки по расчету, выполненному для комплекса ППН-2Г — ВС-5П1 в § 1 настоящей главы (см. пример 92). Проектная площадь поперечного сечения выработки в проходке (площадь вчерне) $S_4 = 6,1$ м²; ширина $B_1 = 2,5$ м; высота выработки $H_0 = 2,65$ м; высота вертикальной стенки $h_3 = 2$ м; высота коробового свода $h_0 = 0,6$ м. Указанные размеры обозначены на рис. 41.

2. Рассчитываем физико-механические свойства пород.

Коэффициент структурного ослабления определяем по рис. 1; для $B_1/b = 2,5/0,25 = 10$; $K_c = 0,3$; принимаем для упругих пород ($f = 15$) коэффициент длительной прочности $\xi = 0,85$.

Рассчитываем пределы прочности образцов руды на сжатие и растяжение:

$$\sigma_{сж} = 10^7 f = 15 \cdot 10^7 \text{ Па} = 150 \text{ МПа};$$

$$\sigma_p = 0,1 \sigma_{сж} = 15 \text{ МПа}.$$

Рассчитываем пределы прочности рудного массива по формулам (1.5) и (1.6):

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 150 \cdot 0,3 \cdot 0,85 =$$

$$= 38,30 \text{ МПа};$$

$$R_p = 3,83 \text{ МПа}.$$

Коэффициент и угол внутреннего трения руды рассчитываем по формуле (1.11):

$$\begin{aligned} \operatorname{tg} \varphi &= (\sigma_{сж} - \sigma_p) / (\sigma_{сж} + \sigma_p) = \\ &= (150 - 15) / (150 + 15) = 0,82; \end{aligned}$$

$$\varphi = 39,3^\circ.$$

3. Оцениваем напряженное состояние пород на контуре вы-

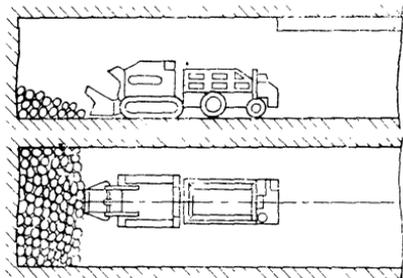


Рис. 48. Схема размещения оборудования при уборке породы комплексом, состоящим из ППН-2Г и ВС-5П1

работки по формулам (2.4) и (2.5), для этого по табл. 3 принимаем (при $f > 12$): $K_1 = 2$; $K_2 = 0,4$; $\lambda_1 = \mu/(1-\mu) = 0,33$, тогда:

$$\sigma_{\max} = K_1 \gamma H = 2 \cdot 2900 \cdot 500 = 29 \text{ МПа};$$

$$\sigma_{\min} = K_2 \lambda_1 \gamma H = 0,4 \cdot 0,33 \cdot 2900 \cdot 500 = 1,9 \text{ МПа}.$$

Рассчитываем запасы прочности рудного массива в кровле и боках выработки по формулам (2.9):

$$n_{\sigma} = R_{\text{сж}}/\sigma_{\max} = 38,3/29 = 1,32 < 4;$$

$$n_{\kappa} = R_{\text{r}}/\sigma_{\min} = 3,83/1,9 = 2 < 4.$$

Кровля и бока недостаточно устойчивы — необходима крепь.

Рассчитываем параметры устойчивости для выбора типа крепи по формулам (2.10) и (2.11):

$$P_{\gamma} = 10 \gamma H / \sigma_{\text{сж}} = 10 \cdot 2900 \cdot 500 \cdot (15 \cdot 10^7) = 0,0966 \approx 0,1;$$

$$P = P_{\gamma} / \xi = 0,1/0,85 = 0,12.$$

По табл. 4 — набрызгбетонная крепь, а по табл. 5 — анкерная или комбинированная крепь. Принимаем предварительно набрызгбетонную крепь, так как в случае применения анкерной крепи возможны вывалы структурных блоков между анкерами (поскольку при расстоянии между анкерами около 1 м и размере структурного блока $b = 0,25$ м их отношение будет равно 4).

4. Выбираем метод расчета горного давления по табл. 6. Для случая $1 < n < 4$ крепь не несет постоянной нагрузки (расчетная схема № 3). Расчет нормативной нагрузки будем вести по схеме № 2 (когда $n_{\sigma} \leq 1$; $n_{\kappa} \leq 1$) с учетом запасов прочности. Расчетные формулы для $n_{\kappa} \leq 1$ и $n_{\sigma} \leq 1$ приведены в табл. 9, поправку на запас прочности будем вводить по мере расчета.

Высота свода обрушения с учетом запаса прочности пород кровли при $h_1 = h_3$ (h_3 высота вертикальной стенки) и $a = 0,5 B_1$

$$b'_k = \frac{0,5 B_1 + h_3 \operatorname{ctg}(45^\circ + \varphi/2)}{n_{\kappa} \operatorname{tg} \varphi} - h_0 =$$

$$= \frac{0,5 \cdot 2,5 + 2 \operatorname{ctg}(45^\circ + 39,3^\circ/2)}{2 \cdot 0,82} - 0,6 = 0,74 \text{ м}.$$

Интенсивность нагрузки со стороны кровли

$$q'_2 = b'_k \gamma = 0,74 \cdot 2900 \cdot 10 = 21500 \text{ Па}.$$

Интенсивность боковой нагрузки у почвы выработки

$$q'_n = (b'_k + h_3) \gamma \lambda_2 = (0,74 + 2,0) 2900 \cdot 0,22 \cdot 10 = 17500 \text{ Па},$$

где

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2(45^\circ - 39,3^\circ/2) = 0,22.$$

5. Поскольку интенсивность боковой нагрузки у почвы выработки меньше, чем у кровли, расчет толщины крепи [по формуле (3.8)] ведем для кровли; принимаем: $q_n = q'_2$, бетон М500, у ко-

торого $[\sigma_p] = 1,35 \text{ МПа}$; $m_6 = 0,85$, тогда

$$\delta_k = 0,35 \left(\frac{q_n n_p}{m_b [\sigma_p]} \right)^{1,2} = 0,35 \left(\frac{21500 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 1,35 \cdot 10^6} \right)^{1,2} = 0,05 \text{ м.}$$

Принимаем толщину набрызгбетона 50 мм. Для нанесения набрызгбетона используем бетономашину типа БМ-60, располагая ее в специальной камере. Машина будет обслуживать участок подготовительных работ на подэтаже. Транспортирование бетонной смеси будет осуществляться по резиновому шлангу.

Объем работ на возведение крепи $S_n = L l_y = 6,5 \cdot 1,51 = 9,8 \text{ м}^2$, где L длина контура выработки, покрываемая набрызгбетоном. Пояснительная записка к паспорту крепления приведена в приложении № 2.

6. Для бурения шпуров в забое применяем установку 2УБН-2П, обладающую большей устойчивостью, чем СБКН-2ПМ, имеющую две бурильные машины ПК-60.

Рассчитываем чистую скорость бурения машиной ПК-60 в породах с $f = 15$ ($\sigma_{сж} = 1500 \text{ кгс/см}^2$) по формуле (5.2) (для расчета принимаем $A = 90,2 \text{ Дж}$; $n = 46,7 \text{ Гц}$; $d = 42 \text{ мм}$):

$$v = \frac{13400 A n}{d^2 \sigma_{сж}^{0,59}} = \frac{13400 \cdot 90,2 \cdot 46,7}{42^2 \cdot 1500^{0,59}} = 427 \text{ мм/мин} = 0,427 \text{ м/мин.}$$

Определяем сменную эксплуатационную производительность установки по формуле (5.1) при продолжительности смены $T = 360 \text{ мин}$, тогда $t_{пз} = 0,025 \cdot 360 = 9 \text{ мин}$; $t_o = 0,1 \cdot 360 = 36 \text{ мин}$; $t'_{пз} = 0,095 \cdot 360 = 34 \text{ мин}$; $t_b = 0$ (установка не простаивает); $n = 2$; $K_o = 0,78$; $t_{ман} = 0,4 \text{ мин/м}$; $t_{ox} = 0,05 \text{ мин/м}$; $t_k = 0,1 \text{ мин/м}$:

$$Q_3 = \frac{T - (t_{пз} + t'_{пз} + t_o)}{1/(K_o n v) + (t_{ман} + t_{ox} + t_k)} = \frac{360 - (9 + 34 + 36)}{1/(0,78 \cdot 2 \cdot 0,427) + (0,4 + 0,05 + 0,1)} = 137 \text{ м/смену.}$$

7. Разрабатываем паспорт буровзрывных работ (в последовательности, указанной в § 6 главы 6):

а) в качестве ВВ выбираем патронированный детонит М. Удельный расход эталонного ВВ (аммонита № 6ЖВ) в породах с $f = 15 \div 18$ составляет $q_3 = 3,5 \text{ кг/м}^3$ при площади поперечного сечения выработки 5—6,5 м², тогда удельный расход детонита М (рабоспособность $p = 480 \text{ см}^3$) составит:

$$q = q_3 e = 3,5 \cdot 380/480 = 2,77 \text{ кг/м}^3;$$

б) определяем глубину шпура по формуле (6.37); для расчета принимаем: $L = 150 \text{ м}$; $t = 0,5 \text{ мес}$; число смен $n_{см} = 4$; число циклов в смену $n_{ц} = 2$; к. и. ш. $\eta = 0,85$, тогда

$$l_{ш} = L/(25 t n_{см} n_{ц} \eta) = 150/(25 \cdot 0,5 \cdot 4 \cdot 2 \cdot 0,85) = 1,78 \text{ м};$$

в) принимаем коэффициент заполнения шпуров по табл. 29 равным $K_3 = 0,75$ и рассчитываем число шпуров по формуле (6.38):

$$N = 1,27qS_v/(\Delta d^2 K_3) = 1,27 \cdot 2,77 \cdot 6,1 / (1100 \cdot 0,033^2 \cdot 0,75) = 20,$$

где $\Delta = 1100 \text{ кг/м}^3$ — плотность патронированного ВВ; $d = 0,036 \text{ м}$ — диаметр патрона ВВ, м.

Окончательно число шпуров примем ниже по расположению;

г) выбираем прямой вруб с компенсационными (холостыми) шпурами, позволяющими исключить необходимость перебура (удлинения врубовых шпуров по сравнению со средней глубиной шпуров). Число компенсационных шпуров определяем по формуле (6.39)

$$N_0 = (\eta l_{\text{ш}}/A)^3/V_0 = (0,85 \cdot 178/9,35)^3/2230 = 2,$$

где

$$V_0 = \pi d_{\text{ш}}^2 l_{\text{ш}}/4 = 3,14 \cdot 4,0^2 \cdot 178/4 = 2230 \text{ см}^3.$$

Принимаем щелевой вруб с двумя компенсационными и тремя заряжаемыми шпурами (см. рис. 49), расстояние между которыми $a = 2,5 \text{ д} = 2,5 \cdot 40 = 100 \text{ мм}$.

Вспомогательные шпуры для расширения щели принимаем на расстоянии $W_{\text{в}} = 4a = 400 \text{ мм}$ от щели (всего 2 шпура).

Л. н. с. между отбойными и оконтуривающими шпурами по формуле (6.34)

$$W = [p/(qm)]^{1/2} = [1,12/(2,77 \cdot 1)]^{1/2} = 0,64 \text{ м},$$

где p — вместимость 1 м шпура;

$$p = \pi d^2 \Delta/4 = 3,14 \cdot 0,036^2 \cdot 1100/4 = 1,12 \text{ кг/м}; \quad m = 1.$$

Расстояние между отбойными и оконтуривающими шпурами

$$a_0 = mW = 0,64 \text{ м}.$$

Такое же среднее расстояние принимаем и между шпурами, располагаемыми по контуру выработки. Однако, учитывая разную степень трудности работы зарядов в кровле и почве выработки, шпуры располагаем на расстояниях: в кровле через 850 мм, в боках — 640 мм, у почвы — 550 мм.

Окончательно принимаем 23 заряжаемых шпура и 2 компенсационных, всего 25 шпуров.

Забой оконтуривающих шпуров выводим на 50 мм за контур выработки во избежание уменьшения сечения в крепких породах (рис. 49). Принято: врубовых шпуров 5 (из них 3 заряжаемых); вспомогательных — 2 (№ 4, 5), отбойных — 5 (№ 6—10) и оконтуривающих — 13 (№ 11—23).

Длину всех шпуров, кроме оконтуривающих, принимаем равной глубине шпура 1,78 м; длина оконтуривающего шпура

$$l_0 = l_{\text{ш}}/\sin 85^\circ = 1,78/0,99 = 1,8 \text{ м};$$

д) подвигание за взрыв составит

$$l_y = l_{\text{ш}}\eta = 1,78 \cdot 0,85 = 1,51 \text{ м};$$

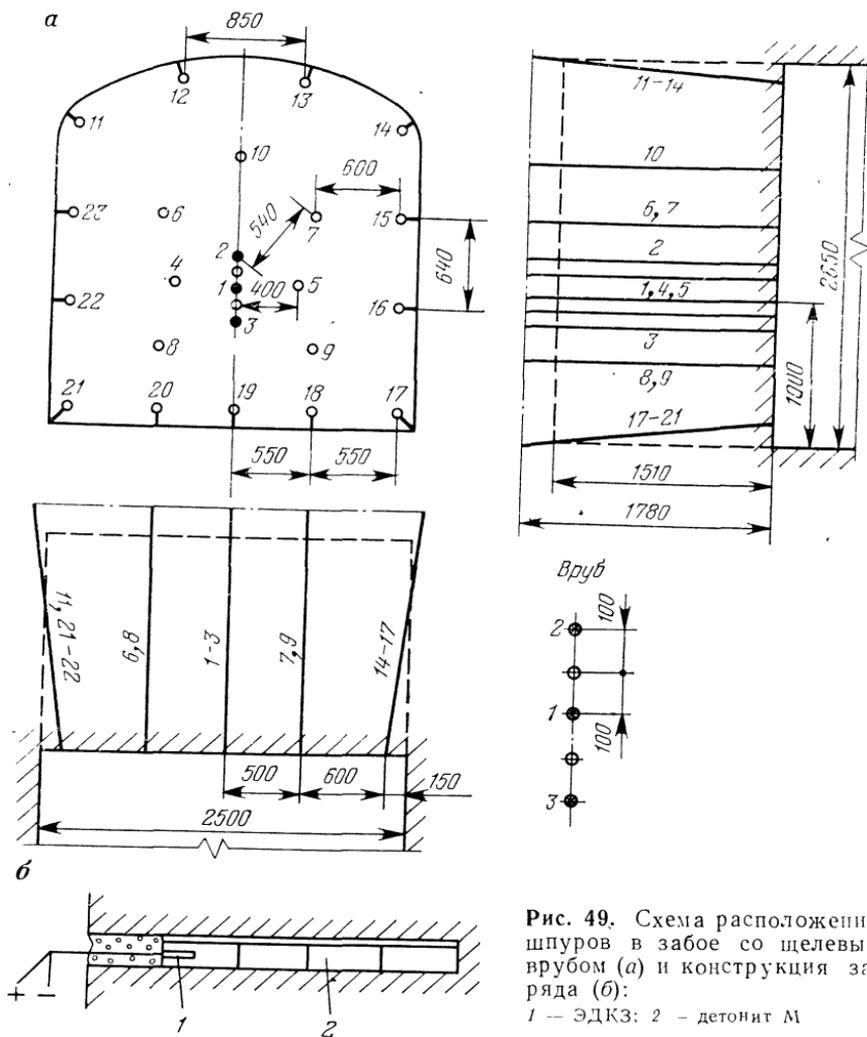


Рис. 49. Схема расположения шпуров в забое со щелевым врубом (а) и конструкция заряда (б):
1 — ЭДКЗ; 2 — детонит М

е) суммарная длина всех шпуров

$$L_{\text{ш}} = 12 \cdot 1,78 + 13 \cdot 1,8 = 44,76 \text{ м;}$$

ж) требуемый расход ВВ

$$Q = q S_{\text{ш}} l_{\text{ш}} = 2,77 \cdot 6,1 \cdot 1,78 = 30 \text{ кг.}$$

Средняя масса заряда на шпур

$$q_c = Q / N_{\text{ф}} = 30 / 23 = 1,3 \text{ кг;}$$

масса зарядов:

во врубовом шпуре: $q_{\text{в}} = 1,2$ $q_c = 1,2 \cdot 1,3 = 1,6$ кг (8 патронов по 0,2 кг), во вспомогательном — 1,6 кг; в оконтуривающем по кровле и в боках $q_0 = 1,2$ кг; в почвенном шпуре — 1,4 кг; в от-

Т а б л и ц а 48

№ шпуров, взрываемых за один присем	Длина каждого шпура, м	Угол наклона шпуров (градус) в проекциях		Масса заряда каждого шпура, кг	Очередность взрывания и степень замедления, мс
		II	III		
1—3	1,78	90	90	1,6	I — 15; 30; 45
4, 5	1,78	90	90	1,6	II — 60; 75
6—10,	1,78	90	90	1,4	III — 90
15, 16, 22, 23	1,8	85	90	1,2	IV — 120
11—14	1,8	85	85	1,2	V — 140
17—21	1,8	85	85	1,4	VI — 160

бойном — 1,4. Фактический расход ВВ (исходя из целого числа патронов)

$$Q_{\Phi} = 3 \cdot 1,6 + 2 \cdot 1,6 + 5 \cdot 1,4 + 8 \cdot 1,2 + 5 \cdot 1,4 = 30,6 \text{ кг};$$

з) выбираем средства взрывания и рассчитываем взрывную сеть. Принимаем электрический способ взрывания, как обеспечивающий хорошее дробление руды и высокий к. и. ш. в крепких породах. Принимаем такие же интервалы замедления, как в примере № 96, поскольку породы близки по крепости. Врубовые шпуры взрываем с интервалами 15 мс электродетонаторами ЭДКЗ-ПМ-15 (№ 1ПМ — 3ПМ), вспомогательные также через 15 мс (№ 4ПМ, 5ПМ), отбойные — № 6ПМ (шпуры № 6—10), а для зарядов в шпурах № 15, 16, 22, 23 — ЭДЗН № 6Н (с замедлением 120 мс). Заряды в оконтурирующих шпурах по кровле (№ 11—14) инициируем ЭДЗН № 7Н (замедление 140 мс), а в почвенных шпурах № 8Н (замедление 160 мс).

Принимаем условия взрывания и взрывную сеть такую же, как в примере № 96. В качестве источника тока используем взрывной прибор ПИВ — 100М, который обеспечит гарантийный безотказный ток (см. пример расчета цепи в примере 96);

и) рассчитываем технико-экономические показатели взрывных работ.

Расход ВВ на 1 м и 1 м³ выработки:

$$q_1 := Q_{\Phi}/l_y = 30,6/1,51 = 20,26 \text{ кг/м};$$

$$q_2 := q_1/S_ч = 20,26/6,1 = 3,32 \text{ кг/м}^3.$$

Число шпурометров на 1 м выработки

$$l = L_{ш}/l_y = 44,76/1,51 = 29,64 \text{ м/м}.$$

Расход ЭДКЗ и ЭДЗН на 1 м и 1 м³ выработки:

$$n_1 = N_{\Phi}/l_y = 23/1,51 = 15,23 \text{ шт/м};$$

$$n_2 = n_1/S_ч = 15,23/6,1 = 2,5 \text{ шт/м}^3.$$

Выход породы за взрыв (в массиве)

$$V = S_ч l_y = 6,1 \cdot 1,51 = 9,2 \text{ м}^3$$

Т а б л и ц а 49

№ п п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Категория шахты — не опасна по газу и пыли		
2	Площадь поперечного сечения $\frac{\text{в свету}}{\text{вчерне}}$	м ²	5,8 6,1
3	Коэффициент крепости пород	f	15
4	Бурильная установка 2УБН-2П	шт.	1
5	Диаметр коронки ККП	мм	40
6	Число шпуров на цикл (в том числе заряжаемых)	шт.	25 (23)
7	Глубина шпуров	м	1,78
8	Число шпурометров на цикл	м	44,76
9	Коэффициент использования шпура	η	0,85
10	Расход детонита М на цикл	кг	30,6
11	Тип электродетонаторов	ЭДКЗ-ПМ-15 и ЭДЗН	
12	Расход ЭД: на 1 цикл	шт.	23
	на 1 м выработки	шт.	15,23
13	Расход коронок на 1 м выработки	шт.	2
14	Расход буровой стали на 1 м выработки	кг	5,6
15	Подвигание забоя за цикл	м	1,51
16	Выход породы за цикл (в массиве)	м ³	9,2
17	Взрывной прибор ПИВ-100М	шт.	1

Расход буровых штанг на 1 м выработки — 5,6 кг, расход коронок — 2 шт. (такой же, как в примере 96).

Составляем таблицы: к расположению шпуров (табл. 48) и технико-экономических показателей (табл. 49), которые вместе со схемой расположения шпуров (см. рис. 49) будут составлять паспорт буровзрывных работ.

8. Расчет проветривания выработки ведем с учетом рекомендаций, изложенных в § 7 главы 6.

Принимаем нагнетательный способ проветривания, прорезиненные трубы диаметром 300 мм и время проветривания 30 мин.

При длине выработки 150 м $p = 1,1$. В сухой выработке $k = 1$; $b = 40$ л/кг; количество воздуха, которое необходимо подать в забой, определяем по формуле (6.41)

$$Q_3 = \frac{2,25S}{60t} \left(\frac{kAbL^2}{Sp^2} \right)^{1,2} = \frac{2,25 \cdot 5,8}{60 \cdot 30} \times$$

$$\times \left(\frac{1 \cdot 30,6 \cdot 40 \cdot 150^2}{5,8 \cdot 1,1^2} \right)^{1,2} = 1,14 \text{ м}^3/\text{с}; \quad \text{здесь } A = Q_{\Phi} = 30,6 \text{ кг} -$$

фактический расход ВВ.

Проверяем на минимальную скорость движения воздуха (по выносу пыли из забоя)

$$v = Q_3/S = 1,14/5,8 = 0,196 \text{ м/с} < 0,3 \text{ м/с.}$$

Поскольку скорость движения воздуха по пылевому фактору получилась меньше допустимой, количество воздуха, которое необходимо подать в забой, принимаем

$$Q_3 = v_m S = 0,3 \cdot 5,8 = 1,75 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Подача вентилятора должна быть

$$Q_B = p Q_3 = 1,1 \cdot 1,75 = 1,93 \text{ м}^3/\text{с} = 116 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

Определяем скорость движения воздуха в трубопроводе

$$v_T = Q_3 / (\pi r_T^2) = 1,75 / (3,14 \cdot 0,15^2) = 24,7 \text{ м/с} > 18 \text{ м/с};$$

скорость выше допустимой. Увеличиваем диаметр трубопровода до 400 мм, тогда

$$v_T = 1,75 / 3,14 \cdot 0,2^2 = 14 \text{ м/с}.$$

Определяем аэродинамическое сопротивление трубопровода

$$R = 10 \cdot 6,5 \alpha L / d_T^5 = 65 \cdot 45 \cdot 10^{-5} \cdot 150 / 0,4^5 = 440 \text{ Н} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

Рассчитываем напоры, которые должен создать вентилятор по формулам (6.44) и (6.45):

$$H_c = p R Q_3^2 = 1,1 \cdot 440 \cdot 1,75^2 = 1480 \text{ Па};$$

$$H_m = 0,2 H_c = 0,2 \cdot 1480 = 296 \text{ Па};$$

$$H_d = v_T^2 \gamma / 2 = 14^2 \cdot 12,2 = 116 \text{ Па};$$

$$H_B = H_c + H_m + H_d = 1480 + 296 + 116 = 1892 \text{ Па}.$$

Выбираем вентилятор ВМ-5М по значениям $Q_B = 116 \text{ м}^3/\text{мин}$ и $H_B = 1890 \text{ Па}$, руководствуясь графиками на рис. 36.

9. Для уборки породы нами принят погрузочно-доставочный комплекс, состоящий из погрузочной машины ППН-2Г и самоходного вагона ВС-5П1; определим его эксплуатационную производительность по формуле (7.2). Для расчета принимаем; $T = 360 \text{ мин}$; $t_{пз} = 20 \text{ мин}$; $t_{л} = 10 \text{ мин}$; $t_B = 3,1 \text{ мин}$; $k_0 = 1,05$; $V = 2 \text{ м}^3$; $K_3 = 0,9$; $v_c = 50 \text{ м/мин}$; $t_p = 0,5 \text{ мин}$; $V_K = 0,32 \text{ м}^3$; $K_{зк} = 0,75$; $t_{ц} = 0,3 \text{ мин}$; $L = 150 \text{ м}$, тогда

$$Q_3 = \frac{(T - t_{пз} - t_{л}) V K_3}{\left(\frac{V K_3 t_{ц}}{V_K K_{з.к}} + t_B \right) k_0 + \frac{2L}{v_c} + t_p} =$$

$$= \frac{(360 - 20 - 10) \cdot 2 \cdot 0,9}{\left(\frac{2 \cdot 0,9 \cdot 0,3}{0,32 \cdot 0,75} + 3,1 \right) 1,05 + \frac{2 \cdot 150}{50} + 0,5} = 63,6 \text{ м}^3/\text{смену}$$

(в разрыхленном состоянии), или при коэффициенте разрыхления $K_p = 1,7$ $Q_3 = 37,4 \text{ м}^3/\text{см}$ (в массиве). Поскольку комплекс обслуживают двое рабочих, сменная производительность каждого — $18,7 \text{ м}^3$.

10. Разрабатываем график организации работ по рекомендациям, изложенным в начале параграфа.

Т а б л и ц а 50

№ п/п	Вид работы (процессе)	Объем работы на цикл	Норма выработки на одного рабочего	Трудоемкость, чел-смен	Примечание к норме выработки
1	Бурение шпуров в забое установкой 2УБН-2П, м	44,76	137	0,327	По расчету
2	Заряжание шпуров вручную, м	41	163	0,252	По ЕНВ—80, табл. 49
3	Уборка породы комплексом ППН-2Г и ВС-5П1, м ³	9,2	18,7	0,490	По расчету
4	Крепление набрызгбетонном установкой БМ-60, м ³	9,8	44,35	0,221	По ЕНВ—80, табл. 113
5	Прочие работы: поддержание проезжей части, перегон машин из забоя в забой, получение и доставка ВМ и др.	20 % от трудоемкости цикла		0,260	

Суммарная трудоемкость цикла $N_{ц} = 1,55$ чел-смен

Объемы работ по каждому процессу рассчитаны выше, кроме объемов работ и трудоемкости заряжания шпуров вручную патронированным ВВ при электрическом способе взрывания.

Зарядке подлежат 23 шпура глубиной 1,78 м, всего — 41 шпуrometer. Норма времени на заряжание составляет $H_{вр} = 0,307$ чел-смен на 10 м шпуров, или норма выработки на смену составит $H = 10 T / (H_{вр} K) = 10 \cdot 6 / (0,307 \cdot 1,2) = 163$ м на одного человека; K — поправочный коэффициент на электрический способ взрывания.

Породы с $f = 15$ относятся больше к XVI категории по ЕНВ—80 [11].

Рассчитываем трудоемкость каждого вида работы по формуле (9.6), результаты расчета заносим в табл. 50.

При расчете глубины шпуров нами планировалось 4 смены/сутки в каждую смену — два цикла. При условии, что членам звена вменяется в обязанность заряжание шпуров, по трудоемкости двух циклов должен быть принят явочный штат звена комплексной бригады $n_{я} = 3$ человека, тогда коэффициент выполнения нормы составит

$$K_{н} = 2N_{ц} / n_{я} = 3,1/3 = 1,033 > 1.$$

Поскольку принято 4 рабочих смены, проветривание после взрывных работ будет происходить в течение смены. Поэтому введем коэффициент, учитывающий ненормируемые затраты времени на проветривание по формуле (9.8). Для лучшей организации работ и использования рабочего времени работы будем вести в двух забоях одновременно. В период проветривания одного из забоев все звено будет работать в одном, тогда

$$\alpha = (T - t) / T = (6 - 0,5) / 6 = 0,917.$$

Таблица 51

Вид работы (процесс)	Трудоёмкость, чел-смен	Число рабочих на данной работе	Продолжительность работы, ч
Бурение шпуров в забое	0,327	1	1,74
Заряжание шпуров	0,252	2 (1)	0,67 (1,34)
Уборка породы комплексом	0,490	2	1,30
Крепление набрызгбетоном	0,221	2	0,59
Прочие (неучтенные) работы	0,260	1 (2)	1,383 (0,69)

Определяем продолжительность каждого вида работы по формуле (9.7). Результаты расчета заносим в табл. 51.

При проходке в двух забоях одновременно звено выполняет прочие работы после завершения или перед началом каждого из процессов и готовит (поочередно) каждый из забоев к началу следующей смены. Поэтому прочие работы будут выполнять поочередно один или два человека.

По результатам расчета построены графики организации работ для двух забоев (рис. 50). Определяем комплексную норму на одного проходчика

$$H_k = 2l_y / (2N_{ц}) = 2 \cdot 1,51 / (2 \cdot 1,55) = 0,974 \text{ м, или } 5,94 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

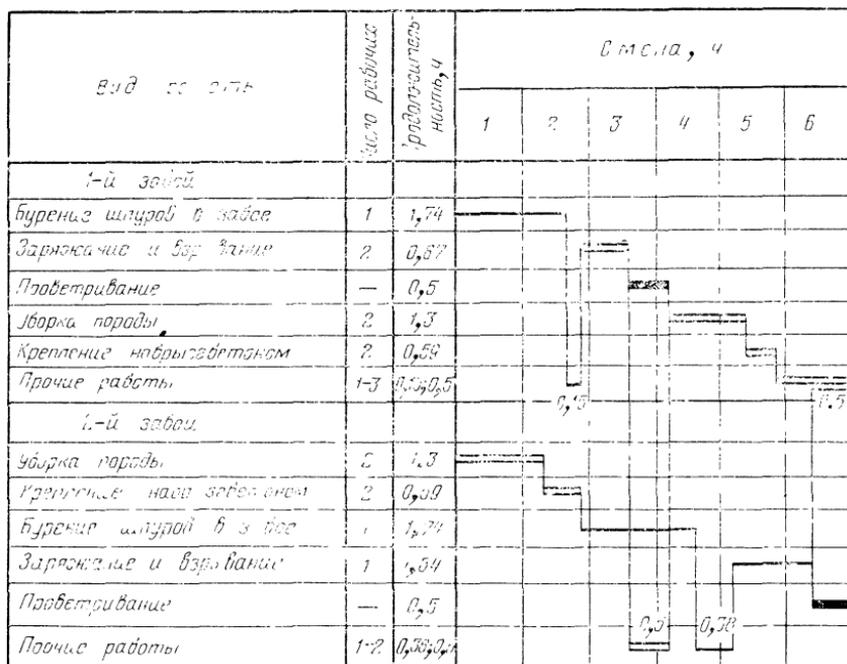


Рис. 50. График организации работ в двух забоях

Фактическая сменная производительность одного проходчика составит $2 \cdot 1,51/3 = 1$ м, или $6,1$ м³/смену.

При четырехсменном режиме работы и 25 рабочих днях скорость проведения выработки (в пересчете на один забой) составит

$$v = 25l_{\text{у}}n_{\text{с}}n_{\text{д}} = 25 \cdot 1,51 \cdot 4 \cdot 2 = 302 \text{ м}^3/\text{мес.}$$

Время сооружения выработки длиной 150 м составит

$$t = L/v = 150/302 = 0,5 \text{ мес.}$$

т. е. выработка будет пройдена в срок.

Общая организация работ в двух забоях. Бригада из 12 человек ведет работы одновременно в двух забоях. Форма организации труда: бригада хозрасчетная, работающая по единому наряду. Рабочая неделя прерывная с одним выходным днем, суточный режим работы четырехсменный. Все виды проходческих работ бригада выполняет самостоятельно. Члены бригады имеют соответствующие квалификационные удостоверения для работы на горнопроходческом оборудовании и ведения взрывных работ. Смена звеньев осуществляется на рабочем месте. В обязанности звена входят получение взрывчатых материалов, доставка их в забой и укладка в специальные контейнеры для последующей смены. Этот вид работы производится в конце смены (см. прочие работы на рис. 50 в 1-м забое).

Работы в течение смены ведутся в такой последовательности. В первом забое производится бурение шпуров установкой 2УБН-2П, а во втором — уборка породы комплексом, состоящим из ППН-2Г и ВС-5П1. После уборки породы проходчики приступают к креплению выработки набрызгбетоном. Крепление ведут с отставанием от забоя на 25—30 м.

После окончания бурения проходчик из первого забоя перегоняет бурильную установку во второй забой и приступает к бурению; а в первом забое двое рабочих заряжают шпуры. После взрывания эти рабочие занимаются подготовкой погрузочно-транспортного комплекса к уборке.

После окончания бурения во втором забое проходчик отводит бурильную установку в разминочную нишу и приступает к заряданию шпуров. В это время проходчики в первом забое заканчивают убирать породу и приступают к креплению выработки. Закончив крепление, рабочие готовят забой, проезжую часть и технику для дальнейших работ. После производства взрывных работ во 2-м забое все звено направляется на склад для получения взрывчатых материалов для следующей смены.

§ 6. РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ ВОССТАЮЩЕГО КОМПЛЕКСОМ ТИПА КПВ

Порядок разработки технологии проведения горизонтальных выработок любого назначения изложен в § 4 настоящей главы. Руководствуясь рекомендациями этого параграфа, разработаем технологию проходки восстающего комплексом типа КПВ.

Пример 98. Разработать технологию проходки восстающего комплексом КПВ-1А. Расчетная глубина заложения устья выработки 400 м, длина 60 м; угол наклона 90° ; коэффициент крепости пород $f = 16$; средний размер структурного блока в рудном массиве $b = 0,4$ м; плотность руды $\gamma = 2850$ кг/м³; коэффициент Пуассона $\mu = 0,25$.

После проходки восстающий оборудуется на два отделения: ходовое и рудоперепусковое (кондиционный размер куска 0,4 м).

Для ускорения протравливания забоя по оси восстающего пробурана разрезная скважина диаметром 200 мм, которая используется как врубовая.

Монтажная камера сооружается в надштрековом целике. Отбитая порода убирается скреперной установкой в рудоспуск и грузится в рудничные вагонетки.

Решение. 1. Площадь поперечного сечения двухотделенного восстающего для заданных в примере условий определена в примере 93 (см. § 2 настоящей главы и рис. 42). Восстающий в проходке имеет проектные размеры $A = 1,7$ м; $B = 2,85$ м, а площадь поперечного сечения 4,85 м².

2. Рассчитываем физико-механические свойства пород массива, окружающего восстающий.

Коэффициент структурного ослабления при отношении $B/b = 2,85/0,4 = 7$; $K_c = 0,4$ (см. рис. 1).

Принимаем коэффициент длительной прочности для крепких пород $\xi = 0,85$ и рассчитываем пределы прочности массива по формулам (1.5) и (1.6):

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_c \xi = 16 \cdot 10^7 \cdot 0,4 \cdot 0,85 = 5,44 \cdot 10^7 \text{ Па} = 54,4 \text{ МПа};$$

$$R_p = 0,1 R_{сж} = 5,44 \text{ Па},$$

где $\sigma_{сж} = 10^7 f$, Па.

Определяем критерий устойчивости пород по формуле (2.13) (см. § 5 главы 2) -

$$C = \frac{K_{сб} R_p}{26,3 + K_\alpha R_{сж} (5,25 + 0,0056 K_\alpha R_{сж})} =$$

$$= \frac{1,5 \cdot 400}{26,3 + 1 \cdot 54,4 (5,25 + 0,0056 \cdot 1 \cdot 54,4)} = 1,83 < 3,$$

где $K_{сб} = 1,5$ (для сопряжения) и $K_\alpha = 1$ (для пород, не имеющих напластования).

Согласно классификации породы при $C \leq 3$ относятся к устойчивым—категория устойчивости 1 (см. табл. 10). Набрызгбетонная крепь принимается без расчета.

Определим параметры устойчивости по формуле (2.10)

$$P_y = 10 \gamma H / \sigma_{сж} = 10 \cdot 2850 \cdot 400 / (16 \cdot 10^7) = 0,07.$$

Параметр устойчивости находится в пределах $0,05 < P_y < 0,1$. Это означает, что породы в основном устойчивы, но в местах интен-

сивной трещиноватости необходима набрызгбетонная крепь толщиной до 30 мм.

Принимаем проходку восстающего без крепления, а в период демонтажа монорельса и армировки восстающего будем наносить набрызгбетонное покрытие толщиной до 30 мм со стороны ходового отделения.

3. В связи с относительной устойчивостью пород напряжения в массиве и горное давление не рассчитываем.

4. Для бурения шпуров в забое применяем три телескопных перфоратора ПТ-36М.

5. Разрабатываем паспорт БВР (в последовательности, указанной в § 6 главы 6).

а. В качестве ВВ выбираем патронированный детонит М. Удельный расход эталонного аммонита № 6ЖВ в породах с $f = 15 \div 18$ составляет $q_э = 3,5 \text{ кг/м}^3$ при площади поперечного сечения выработки $5-6,5 \text{ м}^2$, тогда удельный расход детонита с работоспособностью 480 см^3 составит:

$$q = q_э e = 3,5 \cdot 380 / 480 = 2,8 \text{ кг/м}^3.$$

б. В связи с наличием разрезной скважины диаметром 0,2 м принимаем к. и. ш. $\eta = 0,9$; длина заходки за взрыв $l_y = 1,5$ (равная длине одной секции монорельса), отсюда глубина шпура

$$l_{ш} = l_y / \eta = 1,5 / 0,9 = 1,67 \text{ м.}$$

в. Принимаем коэффициент заполнения шпуров $K_з = 0,75$ (см. табл. 31) и рассчитываем число шпуров по формуле (6.38)

$$N = 1,27 q S_в' \Delta d^2 K_з = 1,27 \cdot 2,8 \cdot 4,85' (1100 \cdot 0,036^2 \cdot 0,75) = 16;$$

здесь принято: $\Delta = 1100 \text{ кг/м}^3$ — плотность ВВ в патронах; $d = 0,036 \text{ м}$ — диаметр патрона.

Окончательно число шпуров принимаем по расположению их в забое.

г. Применяем прямой вруб. Разрезную скважину используем в качестве компенсационной.

Расстояние от центра скважины диаметром $D = 190 \div 200 \text{ мм}$ до центра врубовых шпуров принимаем:

$$a = 2,0D = 2,0 \cdot 200 = 400 \text{ мм.}$$

Вспомогательные шпуры располагаем на расстоянии л. н. с. Такое же расстояние принимаем от отбойных до оконтуривающих шпуров [см. формулу (6.34)]:

$$W = a_0 = [p'(qm)]^{1,2} = [1,12 / (2,8 \cdot 1)]^{1,2} = 0,6 \text{ м;}$$

где p — вместимость 1 м шпура, которая равна

$$p = \pi d^2 \Delta / 4 = 3,14 \cdot 0,036^2 \cdot 1100 / 4 = 1,12 \text{ кг/м; } m = 1.$$

Среднее расстояние 0,6 м принимаем и между шпурами, располагаемыми по контуру выработки. Окончательно расстояние между шпурами принимаем по расположению.

Расположение шпуров показано на рис. 51, где принято: врубовых шпуров — 4; отбойных — 2; оконтуривающих — 12; всего — 18 шпуров.

Забой оконтуривающих шпуров выводим на 50—70 мм за контур выработки во избежание уменьшения сечения в крепких породах.

Длину всех шпуров, кроме оконтуривающих, принимаем равной глубине шпура — 1,67 м; длина оконтуривающего шпура $l_0 = l_{ш}/\sin 85^\circ = 1,67/0,99 = 1,7$ м.

д. Длина всех шпуров

$$L_{ш} = 6 \cdot 1,67 + 12 \cdot 1,7 = 30,5 \text{ м,}$$

с учетом бурения четырех шпуров для навешивания монорельса принимаем суммарную длину 34,5 м.

е. Требуемый расход ВВ на взрыв

$$Q = qS_{ч}l_{ш} = 2,8 \cdot 4,85 \cdot 1,67 = 22,7 \text{ кг.}$$

Средняя масса одного заряда на шпур

$$q_c = Q/N_{ф} = 22,7/18 = 1,26 \text{ кг;}$$

масса зарядов: во врубовом шпуре $q_v = 1,2 q_c = 1,2 \cdot 1,26 = 1,5$ кг, в отбойных и оконтуривающих $q_o = q_c = 1,2$ кг.

Принимаем патрон массой 0,3 кг, тогда во врубовом шпуре будет 5, а в остальных — по 4 патрона ВВ.

Фактический расход ВВ (исходя из целого числа патронов)

$$Q_{ф} = 0,3(4 \cdot 5 + 14 \cdot 4) = 22,8 \text{ кг.}$$

ж. Принимаем электрический способ взрывания зарядов в последовательности нумерации шпуров (см. рис. 51).

Для иницирования зарядов во врубовых шпурах принимаем интервал замедления 15 мс и применяем электродетонаторы ЭДКЗ-ПМ-15 (№ 1ПМ—4ПМ с интервалами 15, 30, 45 и 60 мс); для отбойных шпуров принимаем ЭДКЗ № 5ПМ—6ПМ (интервалы 75 и 90 мс). Во всех оконтуривающих зарядах применяем электродетонаторы ЭДЗН № 6Н с замедлением 120 мс.

В качестве источника тока используем взрывной прибор ПИВ-100М, который обеспечит гарантийный безотказный ток (см. расчет цепи в примере 96 настоящей главы при таких же примерно условиях взрывания). Учащийся может убедиться в правильности вы-

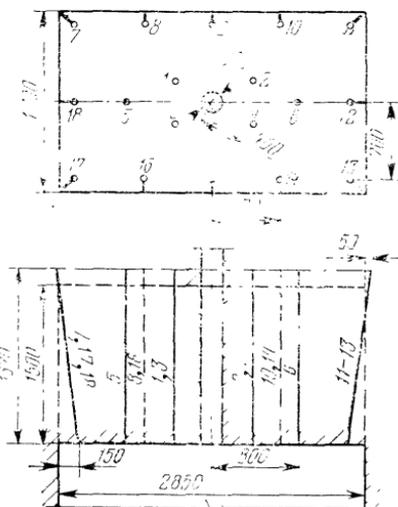


Рис. 51. Схема расположения шпуров в встающем при наличии разрезной скважины

Т а б л и ц а 52

№.№ шпуров, взрываемых за один прием	Длина каждого шпура, м	Угол наклона шпуров (градус) в проекциях		Масса заряда каждого шпура, кг	Очередность взрывания и степень замедле- ния, мс
		II	III		
1—4	1,67	90	90	1,5	I—15; 30; 45; 60
5—6	1,67	90	90	1,2	II — 75; 90
7—18	1,7	85	85	1,2	III — 120

бранного прибора, рассчитав ток в цепи (если укрытие взрывника от взрываемого забоя находится на расстоянии 150—200 м).

3. Рассчитываем технико-экономические показатели взрывных работ.

Расход ВВ на 1 м и 1 м³ выработки:

$$q_1 = Q_{\Phi}/l_y = 22,8/1,5 = 15,2 \text{ кг/м};$$

$$q_2 = q_1/S_{\text{ч}} = 15,2/4,85 = 3,13 \text{ кг/м}^3.$$

Число шпурометров на 1 м выработки

$$l = L_{\text{ш}}/l_y = 30,5/1,5 = 20,3 \text{ м/м}.$$

Расход ЭД на 1 м и 1 м³ выработки: $n_1 = N_{\Phi}/l_y = 18/1,5 = 12$ шт/м; $n_2 = n_1/S_{\text{ч}} = 12/4,85 = 2,47$ шт/м³.

Выход породы за взрыв в массиве

$$V = S_{\text{ч}}l_y = 4,85 \cdot 1,5 = 7,28 \text{ м}^3.$$

Расход буровых штанг на 1 м выработки принимаем 5 кг, а коронок — 2 шт. (приблизительно такой же, как в примере № 96, см. расчет).

Составляем таблицы к расположению шпуров (табл. 52) и технико-экономических показателей (табл. 53), которые вместе со схемой расположения шпуров (см. рис. 51) будут составлять паспорт буровзрывных работ на проходку восстающего.

6. Проветривание восстающего будет осуществляться воздушно-водяной смесью путем подключения туманообразователя к водяной и воздушной магистралям монорельса, а также за счет вентилятора ВМ-5М, установленного над разрезной скважиной. Кроме того, для интенсивного проветривания монтажной камеры устанавливаем вентилятор ВМ на штреке, работающий на нагнетание. Время проветривания за счет воздушно-водяной смеси по правилам безопасности не должно быть менее 1 ч. Время проветривания за счет дополнительных мероприятий будет сокращено до 0,5 ч.

7. Уборка породы из-под восстающего производится скреперной установкой, состоящей из скреперной лебедки 17ЛС-2П и скрепера СГ-0,4 (объем 0,4 м³). Расстояние доставки не превышает 15 м.

№ п п	Показатели	Единица измерения	Количество
1	Категория шахты — не опасная по газу и пыли		
2	Площадь поперечного сечения (вчерне)	м ²	4,85
3	Коэффициент крепости пород	<i>f</i>	16
4	Бурильные машины (перфоратор ПТ-36М)	шт.	3
5	Диаметр коронки ККП	мм	40
6	Число шпуров на цикл (в том числе заряжаемых)	шт.	18 (18)
7	Глубина шпуров	м	1,67
8	Число шпурометров на цикл	м	30,5
9	Коэффициент использования шпура	η	0,9
10	Расход детонита М на цикл	кг	22,8
11	Тип электродетонаторов — ЭДКЗ-ПМ-15 и ЭДЗН		
12	Расход ЭД:		
	на 1 цикл	шт.	18
	на 1 м выработки	шт.	12
13	Расход коронок на 1 м выработки	шт.	2
14	Расход буровой стали на 1 м выработки	кг	5
15	Подвигание забоя за цикл	м	1,5
16	Выход породы за цикл (в массиве)	м ³	7,3
17	Взрывной прибор ПИВ-100М	шт.	1

Сменную производительность скреперной установки при разгрузке горной массы в рудоспуск определяем по формуле (7.5)

$$Q_3 = \frac{(T - t_{пз} - t_{л}) V K_3}{(l/v_r + l/v_{п} + t_{зр}) k_{от} K_p} =$$

$$= \frac{(360 - 40 - 10) \cdot 0,4 \cdot 0,7}{(15/66 + 15/90 + 0,4) \cdot 1,05 \cdot 1,7} = 60 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

В расчете принято: продолжительность смены $T = 360$ мин; $t_{пз} = 40$ мин; $t_{л} = 10$ мин; объем скрепера $V = 0,4 \text{ м}^3$; коэффициент заполнения скрепера $K_3 = 0,7$; скорости движения груженого и порожнего скреперов соответственно 66 и 90 м/мин; коэффициент отдыха $k_{от} = 1,05$; коэффициент разрыхления породы $K_p = 1,7$.

8. Разрабатываем график организации работ по рекомендациям, изложенным в § 5 настоящей главы.

Объемы работ по каждому процессу определены выше. Породы с $f = 16$ относятся к XVI—XVII категориям по ЕНВ—80 [11].

Рассчитываем трудоемкость каждого вида работы по формуле (9.6), результаты расчета заносим в табл. 54. Поскольку вместо сменной нормы выработки на заряжание шпуров патронированным ВВ дана норма времени на 10 м шпура, рассчитаем норму выработки при электрическом способе взрывания [11]:

Т а б л и ц а 54

№ п п	Вид работы (процесс)	Единица измерения	Объем работы на цикл	Норма выработки на одного рабочего	Трудо-емкость, чел-смен	Примечание к норме выработки
1	Бурение шпуров в забое и под монорельс	м	34,5	50,64	0,681	По ЕНВ—80, табл. 25
2	Нарращивание секции монорельса	м	1,5	6,0	0,250	По нормам СУБРа
3	Заряжание и взрывание	м	30,5	115	0,265	По ЕНВ—80, табл. 49
4	Уборка породы скреперной установкой	м ³	7,3	60	0,122	По расчету
5	Прочие работы (получение и доставка ВМ и др.)	20 %	от трудоемкости цикла		0,260	—

Суммарная трудоемкость цикла $N_{\Sigma} = 1,578$ чел-смен.

Примечание. В норме выработки на наращивание секции монорельса учтены следующие работы — осмотр и подготовка комплекса КПВ-1А к работе, погрузка секции монорельса на полук; подъем в забой и приведение его в безопасное состояние; снятие распределительной головки; установка секции монорельса и распределительной головки; крепление секции монорельса анкерами; подготовка КПВ-1А к спуску и спуск по восстающему. Норма выработки дана на одного человека без бурения шпуров под цапговые штанги.

$$N_3 = 10T / (H_{вр} K_1 K_2) = 10 \cdot 6 / (0,416 \cdot 1,2 \cdot 1,04) = 115 \text{ м/смену,}$$

где $K_1 = 1,2$ — поправочный коэффициент на электрический способ взрывания; $K_2 = 1,04$ — поправочный коэффициент на заряжание восстающих шпуров.

По трудоемкости цикла принимаем решение: работы вести в двух восстающих одновременно, делая в каждом два цикла в смену. Принимаем явочный штат звена 6 человек.

Коэффициент выполнения нормы

$$K_n = 4N_{\Sigma} / n_{я} = 4 \cdot 1,578 / 6 = 1,05.$$

Для проветривания забоя после взрывных работ время проветривания должно составлять не менее 0,5 ч. Проходческие работы можно вести в три смены, приурочивая проветривание во втором цикле к междусменному перерыву или же высвободив время на проветривание за счет сокращения времени на обуривание забоя, приняв три перфоратора вместо двух.

Продолжительность каждого вида работы определяем по формуле (9.7), в которой принимаем $\alpha = 1$. Бурение шпуров в забое будем производить тремя перфораторами ПТ-36М, которые обслуживаются двумя проходчиками.

Определим время обуривания забоя тремя перфораторами по формуле (9.7)

$$t = \frac{T \alpha N_i}{n K_n} = 6 \cdot 0,681 \cdot 1 / (3 \cdot 1,05) = 1,29 \text{ ч.}$$

Вид работы (процесс)	Трудоем- кость, чел-смен	Число ра- бочих на данной работе	Продолжи- тельность работы, ч
Бурение шпуров в забое и под моно- рельс	0,681	2	1,29
Нарращивание монорельса	0,25	2	0,714
Заряжание и взрывание	0,265	2	0,70
Уборка породы	0,122	1	0,65
Прочие работы (20 % от трудоем- кости цикла)	0,260	1	1,48
Прочие работы за счет сокращения вре- мени на бурение	(1,945—1,29) = 0,65 ч.		

Расчетные данные продолжительности других видов работы сведены в табл. 55.

По результатам расчета построен график организации работ на два забоя для выполнения двух циклов в смену в каждом восстающем шестью рабочими (рис. 52).

Определяем комплексную норму выработки на одного рабочего

$$N = l_y / N_{ц} = 1,5 / 1,578 = 0,95 \text{ м, или } 4,6 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

Фактическая сменная производительность одного рабочего на проходке восстающих составит:

$$N_{ф} = 4l_y / n_{я} = 4 \cdot 1,5 / 6 = 1,0 \text{ м, или } 4,85 \text{ м}^3/\text{смену.}$$

При трехсменном суточном режиме и 25 рабочих днях скорость проведения восстающего (в пересчете на один забой)

$$v = 25l_y n_{см} n_{ц} = 25 \cdot 1,5 \cdot 3 \cdot 2 = 225 \text{ м/мес.}$$

Организация работ в двух забоях. Проходческая бригада состоит из 18 человек и ведет работы в двух забоях одновременно. Форма организации труда: бригада комплексная, работающая по единому наряду. Суточный режим работы — трехсменный с двухчасовым перерывом между сменами; неделя — прерывная с одним выходным днем. Звено состоит из 6 человек, из которых четыре проходчика (имеют Единые книжки взрывника), два электрослесаря (сле-саря), выполняющие также обязанности скрепериста и, при необходимости, участвующие в других видах работы (например, в наращивании секции монорельса).

В начале смены в 1-м восстающем тремя перфораторами ПТ-36М два проходчика обуривают забой и бурят шпуров под секцию монорельса, а во 2-м восстающем проходчик и электрослесарь наращивают монорельс (см. график на рис. 52). После подъема этих рабочих в забой проходчик и электрослесарь получают взрывчатые материалы (около 0,5 ч). Затем электрослесарь убирает породу скреперной установкой под 1-м восстающим (0,65 ч.) В это время проходчик под 2-м восстающим укладывает ВВ в контейнер и после

Вид работы	число рабочих	Продолжительность, ч	Смена, ч						Перерыв
			1	2	3	4	5	6	
<i>1-й восстающий</i>									
Бурение шпуров в забое и под монорельс	2	1,29	■	■			■	■	
Наращивание монорельса	2	0,7		■				■	
Заряжание и взрывание	2	0,7			■				■
Проветривание	—	0,5				■			■
Уборка породы	1	0,65	■				■		
Прочие работы	1	2,13	■		■		■		
<i>2-й восстающий</i>									
Бурение шпуров в забое и под монорельс	2	1,29		■			■	■	
Наращивание монорельса	2	0,7		■				■	
Заряжание и взрывание	2	0,7			■				■
Проветривание	—	0,5				■			■
Уборка породы	1	0,65	■				■		
Прочие работы	1	2,13	■		■		■		

Рис. 52. График организации работ при одновременной проходке двух восстающих

окончания работ в забое по наращиванию монорельса поднимается в забой (со вторым проходчиком) для бурения, а высвободившийся электрослесарь приступает к уборке породы под 2-м восстающим.

Заряжание шпуров в обоих забоях осуществляется проходчиками.

В период проветривания забоев проходчики получают взрывчатые материалы для второго цикла, а электрослесари следят за работой вентиляторов на штреке и готовят комплекс КПВ к следующему циклу. Порядок ведения работ во втором цикле аналогичен первому. Проветривание во втором цикле осуществляется в между-сменный перерыв.

Работая по такому графику, бригада проходит восстающий со скоростью 225 м/мес (из расчета 25 рабочих дней и 6 циклов в сутки в одном восстающем). Производительность труда на одного рабочего составляет 4,85 м³/смену.

Для поддержания такой скорости проходки необходимо, чтобы одновременно с проходкой сооружались монтажные камеры, производился монтаж комплекса КПВ и другого необходимого оборудования в двух следующих восстающих.

§ 7 РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ ШАХТНОГО СТВОЛА ПРОХОДЧЕСКИМ КОМПЛЕКСОМ

Расчет проходки шахтного ствола дается по основным операциям проходческого цикла, поскольку технология сооружения шахтных стволов не является профилирующей при подготовке горных техников-разработчиков. Поэтому из рассмотрения исключены вопросы подготовительного периода, проходка устьевой части ствола, а также проходка на длине технологического отхода, необходимого для монтажа проходческого комплекса.

Расчет ведут применительно к проходческому комплексу типа КС, имеющему стандартный набор серийного оборудования, для сооружения ствола по совмещенной схеме.

Расчет технологии предлагается вести в такой последовательности:

1. Исходя из производственной мощности рудника выбираются подъемные сосуды и графически определяется диаметр ствола в свету (см. § 3 настоящей главы).
2. По диаметру ствола выбирается проходческий комплекс.
3. Рассчитывается горное давление (см. § 5 главы 2).
4. Выбирается крепь и рассчитываются ее прочные размеры (см. главу 6); определяется диаметр ствола в проходке.
5. Выбирается бурильная установка и рассчитывается ее производительность.
6. Разрабатывается паспорт БВР (так же как для горизонтальных выработок, см. § 4—6 главы 5).
7. Рассчитывается проветривание ствола (см. § 6 главы 6).
8. Рассчитывается технология уборки породы; решаются вопросы возведения крепи.
9. Разрабатывается график организации работ (по рекомендациям, изложенным в § 4 главы 9).

Пример 99. Разработать технологию проходки вертикального шахтного ствола на глубине ниже технологического отхода после монтажа проходческого комплекса. Диаметр ствола в свету $D = 6$ м; расчетная глубина заложения $H_p = 900$ м; коэффициент крепости пород $f = 12$; средняя плотность пород $\gamma = 2800$ кг/м³; породы однородные, без видимого напластования, основная система трещин залегает под углом менее 35° (к горизонтали); коэффициент структурного ослабления пород $K_c = 0,4$; коэффициент длительной прочности $\xi = 0,85$. Схема проходки — совмещенная. Водоприток — 4 м³/ч. Крепь — монолитный бетон.

Решение. 1. По диаметру ствола и глубине (свыше 700 м) выбираем проходческий комплекс КС-2у, состоящий из стволовой погружной машины КС-2у/40 с вместимостью грейфера 0,65 м³

и бадей объемом 4 м³. Для бурения шпуров применяем установку БУКС-1м, оснащенную четырьмя бурильными машинами БГА.

2. Рассчитываем предел прочности массива на сжатие по формуле (1.5) и определяем критерий устойчивости пород по формуле (2.13):

$$R_{сж} = \sigma_{сж} K_{сж} = 12 \cdot 10^7 \cdot 0,4 \cdot 0,85 = 40,8 \text{ МПа};$$

$$C = \frac{K_{сб} H_p}{26,3 + K_{\alpha} R_{сж} (5,25 + 0,0056 K_{\alpha} R_{сж})} =$$

$$= \frac{1,0 \cdot 900}{26,3 + 1 \cdot 40,8 (5,25 + 0,0056 \cdot 1 \cdot 40,8)} = 3,6 > 3,$$

где $K_{сб} = 1$ (для протяженных участков); $K_{\alpha} = 1$ — для пород, не имеющих напластования.

По значению C определяем, что породы средней устойчивости и относятся ко II категории (см. табл. 10).

3. Для пород, имеющих $C \leq 6$, рассчитываем:

нормативное горизонтальное давление по формуле (2.15)

$$P_{II} = 10[(2C - 1) + \Delta] = 10[(2 \cdot 3,6 - 1) + 2] = 82 \text{ кПа}$$

и расчетное давление по формуле (2.17)

$$P_{II} = nm_y n_{II} P_{II} [1 + 0,1(r_0 - 3)] = 1,3 \cdot 0,8 \cdot 2,0 \cdot 82 [1 + 0,1 \cdot (3 - 3)] =$$

$$= 170,5 \text{ кПа} = 0,17 \text{ МПа}.$$

4. Рассчитываем толщину монолитной бетонной крепи (из бетона М200, у которого $R'_{сж} = 9 \text{ МПа}$ — см. табл. 13) для условий: температурные колебания $\pm 25 \text{ }^\circ\text{C}$ ($m_3 = 0,7$), высота бетонирования в секционной опалубке до 3 м ($m_7 = 0,85$), по формуле (4.4)

$$\delta = m_y r_0 \left(\sqrt{\frac{m_1 m_3 m_7 R'_{сж}}{m_1 m_3 m_7 R_{сж} - 2 K_p P_{II}}} - 1 \right) =$$

$$= 1,25 \cdot 3000 \left(\sqrt{\frac{1 \cdot 0,7 \cdot 0,85 \cdot 9}{1 \cdot 0,7 \cdot 0,85 \cdot 9 - 2 \cdot 1 \cdot 0,17}} - 1 \right) = 127 \text{ мм}.$$

Согласно рекомендациям СНиП 94—80 (см. табл. 17 для α до 35°) толщина крепи должна быть принята на глубинах более 500 м равной 250 мм.

5. Принимаем диаметр ствола в проходке 6,5 м, площадь поперечного сечения ствола $S_{II} = 33,2 \text{ м}^2$; площадь в сечу $S_{св} = 28,3 \text{ м}^2$.

6. Разрабатываем паспорт БВР.

а. В качестве ВВ выбираем патронированный скальный аммонит № 1, удельный расход которого (см. § 4 главы 4)

$$q = 2,6 \cdot 0,75 \cdot 0,81 = 1,6 \text{ кг/м}^3$$

(где 0,75 — поправка на площадь забоя; 0,81 — относительный коэффициент работоспособности для скального аммонита № 1). Патроны ВВ диаметром 36 мм.

Максимальную длину шпуров принимаем равной 3,5 м, исходя из максимальной длины бурения установкой БУКС-1м.

Диаметр шпура принимаем 40 мм, к. и. ш.— 0,85.

б. Рассчитываем число шпуров по формуле (6.38); для этого принимаем: $\Delta = 1400 \text{ кг/м}^3$; $d = 0,036 \text{ м}$; $K_3 = 0,7$, тогда

$$N = 1,27qS_{\text{ш}} (\Delta d^2 K_3) = 1,27 \cdot 16 \cdot 33,2 \cdot (1400 \cdot 0,036^2 \cdot 0,6) = 62.$$

Шпуры располагаем по четырем концентрическим окружностям. Число шпуров, размещенных на каждой из этих окружностей, принимаем из соотношения 1 : 2 : 3 : 4:

$$n_1 = 62/10 = 6; \quad n_2 = 2 \cdot 62/10 = 12 \text{ (врубовые);}$$

$$n_3 = 19; \quad n_4 = 25 \text{ (оконтуривающие); всего — 62 шпура.}$$

Вруб — усеченный конус. Диаметр окружности для врубовых шпуров

$$d_1 = 0,25D = 0,25 \cdot 6,25 = 1,6 \text{ м.}$$

Оконтуривающие шпуры располагаем на диаметре $d_4 = 5,95 \text{ м}$; отбойные на диаметрах

$$d_2 = 3 \text{ м и } d_3 = 4,45 \text{ м.}$$

Расстояние между шпурами во врубе

$$a_1 = \pi d_1 / (n_1 + 1) = 3,14 \cdot 1,6 / (6 + 1) = 0,71 \text{ м,}$$

аналогично вычисляем расстояния между шпурами на других окружностях: $a_4 = 0,71 \text{ м}$; $a_3 = 0,7 \text{ м}$; $a_2 = 0,72 \text{ м}$.

Длину врубовых шпуров l_1 принимаем равной 3,5 м и угол наклона к поверхности забоя $\alpha = 75^\circ$, тогда глубина врубовых шпуров

$$l = l_1 \sin 75^\circ = 3,5 \cdot 0,965 = 3,38 \text{ м.}$$

Глубину всех остальных шпуров принимаем одинаковой — $l_{\text{ш}} = 3 \text{ м}$.

Длина оконтуривающих шпуров $l_4 = l_{\text{ш}} / \sin 85^\circ = 3 / 0,99 = 3,03 \text{ м}$; остальные шпуры бурят перпендикулярно к забою.

Суммарная длина всех шпуров

$$L_{\text{ш}} = 6 \cdot 3,5 + 12 \cdot 3 + 19 \cdot 3 + 25 \cdot 3,03 = 190 \text{ м.}$$

Подвигание за взрыв

$$l_y = l_{\text{ш}} \eta = 3 \cdot 0,85 = 2,55 \text{ м.}$$

Требуемый расход ВВ на цикл

$$Q = qS_{\text{ш}} L_{\text{ш}} = 1,6 \cdot 33,2 \cdot 3 = 160 \text{ кг.}$$

Средняя масса заряда на шпур

$$q_c = Q / N = 160 / 62 = 2,58 \text{ кг;}$$

масса зарядов во врубовом шпуре $q_{\text{в}} = 1,2 \cdot q_c = 1,2 \cdot 2,58 = 3,0 \text{ кг}$; в остальных шпурах массу каждого заряда принимают $q_0 = q_c = 2,6 \text{ кг}$; патроны массой по 0,2 кг.

Фактический расход ВВ (исходя из целого числа патронов)

$$Q_{\phi} = 6 \cdot 3 + 56 \cdot 2,6 = 163,6 \text{ кг.}$$

в. Принимаем электрический способ взрывания.

Расчет интервалов замедления ведем согласно рекомендациям (см. § 5 главы 6).

Породы с $f = 12$ относятся к IX категории СНиП III-II—77, для которых коэффициент замедления $A_1 = 7$ мс/м. Тогда интервал замедления для врубовых шпуров

$$t_1 = A_1 W = A_1 l_{\text{ш}} = 7 \cdot 3 = 21 \text{ мс.}$$

Принимаем поочередное взрывание зарядов во врубе с интервалами через 20 мс электродетонаторами серии ЭДЗН (№ 1Н—7Н с замедлением от 20 мс до 140 мс).

Для отбойных шпуров, располагаемых на второй окружности, интервал замедления для зарядов рыхления $A_2 = 3$ мс/м, тогда

$$t_2 = A_2 W = 0,5 A_2 (d_2 - d_1) = 0,5 \cdot 3 (3 - 1,6) = 2,1 \text{ мс.}$$

Поскольку такой интервал замедления обеспечить нельзя, принимаем ЭДЗН (№ 8Н—20Н) с замедлением от 160 мс до 700 мс. Для отбойных и оконтуривающих шпуров, находящихся на последних двух окружностях, принимаем: ЭДЗД (№ 2 и № 3 соответственно с замедлением 750 и 1000 мс) одинаковыми для каждого из зарядов на окружности.

г. Рассчитываем взрывную сеть.

Сопrotивление одного детонатора вместе с концевыми проводами 3,5 Ом. В качестве магистральных проводов принимаем взрывной кабель ГРШС длиной 1000 м с сечением жилы 35 мм², соединительные провода — с сечением жилы 10 мм², антенные провода не предусматриваем.

Рассчитываем сопротивления магистрального кабеля и соединительных проводов (при длинах 1000 м и 25 м):

$$R_M = \rho_2 L_M / S_M = 0,0184 \cdot 2 \cdot 1000 / 35 = 1,05 \text{ Ом;}$$

$$R_C = \rho_2 L_C / S_C = 0,0184 \cdot 2 \cdot 25 / 10 = 0,09 \text{ Ом.}$$

Принимаем последовательно-параллельное соединение ЭД. В группах ЭД соединяем последовательно, а группы подключаем к соединительным проводам параллельно. В первую группу подключаем ЭД, находящиеся на 1-й и 2-й окружностях (всего 18 ЭД), во вторую — 19 ЭД (3-я окружность) и третью — 25 ЭД. Сопротивление групп: $R_1 = 3,5 \cdot 18 = 63$ Ом; $R_2 = 66,5$ Ом, $R_3 = 87,5$ Ом.

Общее сопротивление групп, подключаемых к соединительным проводам параллельно:

$$R_{\Gamma} = \frac{R_1 R_2 R_3}{R_2 R_3 + R_1 R_3 + R_1 R_2} = \frac{63 \cdot 66,5 \cdot 87,5}{66,5 \cdot 87,5 + 63 \cdot 87,5 + 63 \cdot 66,5} = 23,6 \text{ Ом.}$$

Ток, проходящий по взрывному кабелю и соединительным проводам, при напряжении силового трансформатора 380 В:

$$I = U / (R_m + R_c + R_r) = 380 / (1,05 + 0,09 + 23,6) = 15,36 \text{ А.}$$

Падение напряжения во взрывном кабеле и соединительных проводах

$$\Delta U = I (R_m + R_c) = 15,36 (1,05 + 0,09) = 17,5 \text{ В.}$$

Напряжение на конце соединительных проводов (перед группами)

$$U_c = U - \Delta U = 380 - 17,5 = 362,5 \text{ В.}$$

Токи, проходящие по группам:

$$i_1 = U_c / R_1 = 362,5 / 63 = 5,75 > 2,5 \text{ А;}$$

$$i_2 = 362,5 / 66,5 = 5,45 \text{ А;}$$

$$i_3 = 362,5 / 87,5 = 4,14 \text{ А} > 2,5 \text{ А.}$$

Таким образом, принятое соединение ЭД приемлемо, так как токи в каждой из групп более 2,5 А.

д. Рассчитываем технико-экономические показатели буровзрывных работ:

расход ВВ на 1 м и 1 м³ выработки:

$$q_1 = Q_\Phi / l_y = 163,6 / 2,55 = 64,16 \text{ кг/м;}$$

$$q_2 = q_1 / S_4 = 64,16 / 33,2 = 1,93 \text{ кг/м}^3,$$

число шпурометров на 1 м выработки

$$l = L_m / l_y = 190 / 2,55 = 74,5 \text{ м/м;}$$

расход ЭДЗН и ЭДЗД на 1 м и 1 м³ выработки:

$$n_1 = N / l_y = 62 / 2,55 = 24,5 \text{ шт/м;}$$

$$n_2 = n_1 / S_4 = 24,5 / 33,2 = 0,74 \text{ шт/м}^3;$$

выход породы за взрыв (в массиве)

$$V = S_4 l_y = 33,2 \cdot 2,55 = 84,66 \text{ м}^3.$$

7. Расчет проветривания ствола ведем с учетом рекомендаций, изложенных в главе 6 (см. § 7).

Принимаем нагнетательный способ проветривания, металлические трубы диаметром 800 мм, время проветривания 30 мин.

При длине трубопровода 1000 м коэффициент утечек $p = 1,54$ [41].

Расчет количества воздуха ведем по формуле (6.41); из предыдущих расчетов имеем: $A = Q_\Phi = 163,6 \text{ кг}$; $S = 28,3 \text{ м}^2$; коэффициент, учитывающий обводненность, $k = 0,3$; $b = 40 \text{ л/кг}$, тогда

$$Q_3 = \frac{2,25 S}{60 t} \sqrt[3]{\frac{k A b L}{S p^2}} = \frac{2,25 \cdot 28,3}{60 \cdot 30} \times$$

$$\times \left(\frac{0,3 \cdot 163,6 \cdot 40 \cdot 1000}{28,3 \cdot 1,54^2} \right)^{1/3} = 1,1 \text{ м}^3/\text{с.}$$

Проверяем на минимальную скорость движения воздуха по выработке

$$v = Q_3/S = 1,1/28,3 = 0,039 < 0,3 \text{ м/с};$$

принимая решение увеличить подачу воздуха, тогда

$$Q_3 = 0,3S = 0,3 \cdot 28,3 = 8,5 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Определяем потребную подачу (производительность) вентилятора

$$Q_v = pQ_3 = 1,54 \cdot 8,5 = 13,1 \text{ м}^3/\text{с}.$$

Рассчитываем аэродинамическое сопротивление трубопровода по формуле (6.43)

$$R = 6,5\alpha L \cdot d_T^5 = 6,5 \cdot 25 \cdot 10^{-5} \cdot 1000/0,8^5 = 4,97 \text{ кгс} \cdot \text{с}^2/\text{м}^4.$$

Рассчитываем депрессию трубопровода (напор вентилятора) по формулам (6.44) и (6.45); предварительно определим скорость движения воздуха в трубопроводе

$$v_T = Q_3/\pi r_T^2 = 8,5/3,14 \cdot 0,4^2 = 17 \text{ м/с},$$

тогда

$$H_c = pRQ_3^2 = 1,54 \cdot 4,97 \cdot 8,5^2 = 5530 \text{ Па},$$

$$H_M = 0,2H_c = 0,2 \cdot 5530 = 1110 \text{ Па},$$

$$H_d = \alpha_T^2 \gamma^2 / 2 = 17^2 \cdot 1,2/2 = 173 \text{ Па},$$

$$H = H_c + H_M + H_d = 5530 + 1110 + 173 = 6813 \text{ Па}.$$

Для проветривания непосредственно после взрывных работ выбираем вентилятор ВЦО-12, обеспечивающий заданный напор и производительность (при $H = 6800 \text{ Па}$ $Q_b = 17 \text{ м}^3/\text{с}$). Во время бурения и погрузки будет работать вентилятор меньшей производительности — ВМ-8, располагаемый параллельно основному.

8. Рассчитываем производительность стволовой погрузочной машины КС-2у/40 по формуле (8.1), для этого принимаем: $T = 360 \text{ мин}$; $t_{пз} = 100 \text{ мин}$; $t_d = 10 \text{ мин}$; $t_n = 0,85 \text{ мин}$; $K_3 = 0,85$; $t_3 = 27,2 \text{ мин}$; $l_{ш} = 3,0 \text{ м}$; $\eta = 0,85$; $k_o = 1,05$; $K_p = 1,6$; $V = 0,65 \text{ м}^3$, тогда

$$Q_3 = \frac{T - t_{пз} - t_d}{[t_n K_p / (V K_3) + t_3 / (l_{ш} \eta)] k_o} =$$

$$= \frac{360 - 100 - 10}{[0,85 \cdot 1,6 / (0,65 \cdot 0,85) + 27,2 / (3 \cdot 0,85)] 1,05} = 18,14 \text{ м}^3/\text{смену}$$

(в плотной массе) на звено из двух человек. Норма выработки на одного проходчика — $9,07 \text{ м}^3$.

Нами определена производительность КС-2у/40 в последней фазе уборки породы (с учетом зачистки забоя). Производительность машины в первых фазах погрузки составляет $96,9 \text{ м}^3/\text{смену}$ на звено

из трех человек (один машинист и два проходчика заняты на приемке падей и подаче сигналов). Производительность одного рабочего — 32,3 м³/смену.

Объем работы в последней фазе уборки составляет около 10 % общего объема породы, подлежащей погрузке, т. е.

$$v_2 = 0,1V = 0,1 \cdot 84,66 = 8,5 \text{ м}^3,$$

а в первых фазах убирается $V_1 = V - V_2 = 84,66 - 8,5 = 76,2 \text{ м}^3$.

9. Определяем сменную эксплуатационную производительность установки БУКС-1М4, имеющей четыре бурильные машины БГА. Скорость бурения в породах с $f = 12$ составляет $v = 0,5$ м/мин.

При обслуживании установки двумя проходчиками коэффициент одновременности работы бурильных машин $K_o = 0,78$. Расчет ведут по формуле (5.1) при $T = 360$ мин; $t_{пз} = 9$ мин; $t_o = 36$ мин; $t'_{пз} = 34$ мин; $t_{вз} = 0$; $n = 4$; $t_{ман} = 0,4$ мин/м; $t_{ох} = 0,05$ мин/м; $t_k = 0,1$ мин/м, тогда

$$Q_э = \frac{T - (t_{пз} + t'_{пз} + t_o)}{1/(K_o n v) + (t_{ман} + t_{ох} + t_k)} =$$

$$= \frac{360 - (9 + 34 + 36)}{1/(0,78 \cdot 4 \cdot 0,5) + (0,4 + 0,05 + 0,1)} = 234 \text{ м}^3/\text{смену}.$$

Норма выработки на одного проходчика — 117 м³/смену.

Для ускорения процесса бурения шпуров принимаем еще одну бурильную установку БУКС-1М с одной бурильной машиной БГА. Расчет показывает, что производительность установки будет 110 м³/смену. При обслуживании двух бурильных установок тремя проходчиками суммарная производительность $Q = 344$ м³/смену.

10. Определяем объем работ на крепление ствола бетоном на цикл

$$V_б = l_y (S_ч - S_{св}) = 2,55 (33,2 - 28,3) = 12,5 \text{ м}^3.$$

Для укладки бетона принимаем секционную опалубку с рабочей высотой 3 м. Подача бетона к месту бетонирования будет производиться по трубам.

В состав работы по креплению входят: прием бетонной смеси в бункер, разравнивание взорванной породы в забое перед спуском опалубки; отрыв, спуск и установка опалубки на новой заходке, ее центрирование; установка поддонов и желобов, разравнивание и уплотнение бетонной смеси; промывка бетоновода, а также подача сигналов в процессе работы.

Норма выработки на одного проходчика составляет 4,72 м³.

11. Разрабатываем график организации работ по рекомендациям, изложенным в § 5 настоящей главы.

Рассчитываем трудоемкость каждого вида работ по формуле (9.6), результаты расчета заносим в табл. 5б.

Норма времени на 10 м шпура для глубины шпура 3,25 м при огневом способе взрывания составляет 0,195 чел.-смены.

Т а б л и ц а 56

Вид работы (процесс)	Объем работы на цикл	Норма выработки на одного рабочего	Трудоемкость, чел-смен	Примечание к норме выработке
Бурение шпуров установкой БУКС-1М4, м	190	117	1,624	По расчету
Заряжание и взрывание, м	190	256,4	0,741	ЕНВ—80, табл. 49
Уборка породы погрузочной машиной	76,2	32,3	2,359	По расчету
КС-2у/40 с зачисткой под бурение, м ³	8,5	9,07	0,93	
Возведение бетонной крепи, м ³	12,5	4,72	2,542	Местная норма СУБРа
Прочие работы (10 % от трудоемкости основных)			0,82	
Суммарная трудоемкость цикла $N_{ц} = 9,016$ чел-смен.				

Рассчитаем сменную норму выработки на заряжание

$$H_3 = 10T_{см}/(H_{вр}K_1) = 10 \cdot 6 / (0,195 \cdot 1,2) = 256,4 \text{ м/смену,}$$

где K_1 — поправочный коэффициент на электрический способ взрывания.

Принимаем явочный штат на цикл $n_я = 9$, тогда коэффициент выполнения нормы

$$K_n = N_{ц}/n_я = 9,016/9 = 1,002.$$

Продолжительность каждого процесса рассчитываем по формуле (9.7), в которой

$$\alpha = (T - t_{пр})/T = (6 - 0,5)/6 = 0,917.$$

Время обуривания забоя:

$$t = T\alpha N_{и}/(QK_n) = 6 \cdot 0,917 \cdot 190 / (344 \cdot 1,002) = 3,03 \text{ ч.}$$

Расчетные данные продолжительности других видов работы сведены в табл. 57. При расчете учитываются только проходчики.

Т а б л и ц а 57

Вид работы (процесс)	Трудоемкость, чел-смен	Число рабочих на данной работе	Продолжительность работы, ч
Бурение шпуров	1,624	3	3,03
Заряжание и взрывание	0,741	2	1,3
Уборка породы	0,93	3	1,7
Зачистка забоя под бурение	2,359	3	4,32
Возведение крепи	2,542	3	4,65
Прочие работы (наращивание трубопроводов и др.)	0,82	3	1,5

Цикл начинается с бурения шпуров двумя бурильными установками БУКС-1М4 и БУКС-1М при защищенном забое.

Подготовка патронов-босвиков перед заряданием шпуров осуществляется на поверхности взрывником и его помощником. Контроль за качеством зарядки ведется мастером и взрывником.

После зарядки шпуров проходчики выезжают на поверхность, а взрывник и горный мастер проверяют правильность коммутации взрывной сети, а затем выезжают на подвесной полок. После поднятия полка на безопасную высоту (60—70 м) все рабочие выезжают на поверхность, а взрывник после удаления всех людей за пределы копра производит взрыв.

Забой проветривается вентилятором ВЦС-1,2, установленным на поверхности на расстоянии 20—30 м от ствола, через металлические трубы диаметром 800 мм нагнетательным способом. На участке передвижения полка навешиваются прорезиненные трубы, которые не должны отставать от забоя более чем на 15—20 м.

Уборка породы начинается с осмотра подвесного полка и приведения забоя в безопасное состояние. На уборке породы заняты: машинист погрузочной машины КС-2у/40, два проходчика на перцепке бадей и один рабочий на подаче сигналов и оборотке забоя. Подвесной проходческий полок обслуживается двумя полковыми рабочими, которые следят за прохождением бадей через раструбы и подают сигналы.

Для возведения бетонной крепи применяют металлическую призабойную секционную опалубку без поддона высотой 3—4 м. Отставание бетонной крепи от забоя допускается не более чем на 5 м, но не менее 2,55 (на длину уходки). Этим обеспечивается возможность обуривания оконтуривающих шпуров.

Бетонирование ствола в одном цикле чередуется с уборкой породы. Перед укладкой бетонной смеси опалубку (без поддона) устанавливают и центрируют на взорванной породе после выравнивания ее поверхности из расчета, чтобы расстояние от распланированной породы до нижнего края ранее забетонированной заходки соответствовало высоте опалубки.

После установки и центровки опалубки за нее укладывают бетон. Во время укладки бетона на 1,2—1,3 м выдача породы не производится. За это время нижний слой бетона схватывается и препятствует прорыву бетонной смеси. В зависимости от интенсивности подачи бетонной смеси продолжительность этой операции составляет 2—3 ч.

Бетонная смесь до ствола доставляется в автосамосвалах и разгружается в специальный бункер, из которого через направляющую воронку по бетонопроводу попадает в приемную воронку на верхнем этаже проходческого полка, затем по трубам диаметром 300 мм попадает с верхнего на нижний этаж полка в расположенную на нем приемную воронку, из которой по центральной трубе разводки бетонная смесь поступает в телескопический рештак, один конец которого подвешивается шарнирно к центральной трубе, а

второй, расположенный ниже, опирается о верхний торец призабойной опалубки.

При укладке бетона рештак периодически перемещается по периметру опалубки для достижения равномерности укладки. Для передвижения рештака используется погрузочная машина КС-2у. 40.

После укладки бетона на высоту 1,2—1,3 м приступают снова к уборке оставшейся в забое породы и зачистке забоя.

Затем заканчивают работы по возведению крепи и промывают бетоновод.

От времени укладки бетонной смеси до отрыва опалубки проходит около 9 ч. За этот период бетон наберет достаточную прочность.

По мере необходимости наращивают трубы бетоновода. Эту операцию обычно производят через каждые 2—3 шага опалубки, а трубы сжатого воздуха, водяные и вентиляционные наращивают через 0,5—1 сут.

Без учета времени на армировку скорость проходки ствола составляет 107 м/мес, при этом производительность проходчика — 9,96 м³ на выход.

Общее число рабочих в стволе (без учета рабочих, занятых на поверхности) — 28, производительность одного рабочего — 3,02 м³/смену.

§ 8. РАСЧЕТ ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ВНЕДРЕНИЯ НОВОЙ ТЕХНИКИ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК

Экономическую эффективность применения новой техники и технологии рассчитывают по методике, утвержденной Государственным комитетом по науке и технике, Госпланом СССР, АН СССР, Госкомитетом по делам изобретений и открытий 14/II 1977 г. (№ 48—16/13/3), по формуле

$$\mathcal{E} = [(C_1 + E_n K_1) - (C_2 + E_n K_2)] A, \quad (9.9)$$

где C_1 и C_2 — соответственно себестоимость единицы продукции при старом и новом способах; E_n — нормативный коэффициент капитальных вложений, равный 0,15; K_1 , K_2 — удельные капитальные вложения на 1 м³ проходки соответственно по старой и новой технологии с учетом объема выполненных работ; A — объем выполненных работ за рассматриваемый период (год, квартал).

Пример 100. Рассчитать экономическую эффективность внедрения новой техники и технологии на руднике при проведении подготовительных выработок за квартал. По старой технологии выработки площадью поперечного сечения $S_1 = 6,4$ м² проводили с применением ручных перфораторов на пневмоподдержках и скреперной лебедки. С внедрением нового самоходного горнопроходческого оборудования, состоящего из бурильной установки и погрузочно-транспортной машины, площадь поперечного сечения выработки стала $S_2 = 13,8$ м². Проходческая бригада по старой и новой технологии одинакова — $n_n = 9$ человек. Среднее число рабо-

чих дней в месяце $n = 25$. В течение квартала ($t = 3$ мес) с применением самоходного оборудования было пройдено $L = 949$ м выработок; при этом производительность труда проходчика составила $p_2 = 8,46$ м³/смену; при старой технологии она составляла $p_1 = 3,15$ м³/смену.

Стоимость оборудования при старой технологии равна $k_1 = 2940$ руб.; комплекс самоходного оборудования стоит $k_2 = 136\,220$ руб.

Себестоимость 1 м выработки по старой технологии составляла $s_1 = 50$ руб., по новой — $s_2 = 42$ руб.

Решение. 1. Определяем себестоимость 1 м³ выработки по старой и новой технологии:

$$C_1 = s_1/S_1 = 50/6,4 = 7,81 \text{ руб/м}^3;$$

$$C_2 = s_2/S_2 = 42/13,8 = 3,04 \text{ руб/м}^3.$$

2. Определяем квартальную производительность труда бригады по старой и новой технологии:

$$P_1 = n_n n p_1 t = 9 \cdot 25 \cdot 3,15 \cdot 3 = 2126,3 \text{ м}^3;$$

$$P_2 = n_n n p_2 t = 9 \cdot 25 \cdot 8,46 \cdot 3 = 5710,5 \text{ м}^3.$$

3. Рассчитываем квартальный объем выполненных работ при новой технологии:

$$A = L S_2 = 949 \cdot 13,8 = 13\,096 \text{ м}^3.$$

4. Рассчитываем удельные капитальные вложения на 1 м³ проведения выработки с учетом выполненного объема работ:

$$K_1 = k_1/P_1 = 2940/2126,3 = 1,383 \text{ руб/м}^3;$$

$$K_2 = k_2/P_2 = 136\,220/5710,5 = 23,85 \text{ руб/м}^3.$$

5. Определяем экономическую эффективность внедрения новой техники за рассматриваемый период по формуле (9.9)

$$\mathcal{E} = (7,81 + 0,15 \cdot 1,383) - (3,04 + 0,15 \cdot 23,85) \cdot 13\,096 = 18\,334 \text{ руб.}$$

§ 9. РАСЧЕТ СКОРОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ ВЫРАБОТОК

Согласно СНиП II-11—77 технические скорости проведения выработок не должны быть ниже нормативных (м/месяц):

Стволы (без армировки), м/месяц:	
вертикальные	55
наклонные	50
Квершлаг и штреки полевые	70
Штреки по полезному ископаемому	110
(в том числе с подрывкой породы)	
Капитальные рудоспуски и восстающие	45

При проходке стволов в породах с $f > 8 \div 9$ нормативные скорости допускается уменьшать на 25 %.

Для горизонтальных выработок, проводимых без крепи, скорость должна быть увеличена на 30 %, а при проведении комбайнами — на 50 %. При проведении выработок самоходным обо-

дованием на пневмошинном ходу скорость необходимо устанавливать по отраслевым документам и она должна быть выше нормативной на 30 % и более (в зависимости от состава проходческого комплекса).

Скорость проведения выработок определяют на основе данных маркшейдерского замера. Среднемесячную скорость определяют делением общего принятого объема суммарно по всем выработкам данного вида за истекший месяц на суммарное число забое-месяцев. Забое-месяц определяют делением числа календарных дней на принятую проходку (исключая дни простоев забоя по причинам внезапных выбросов и подрыва воды и пльвунов и другим непредвиденным причинам) на календарное число рабочих дней данного месяца. Рабочим днем в забое считается каждый календарный день, в течение которого хотя бы в одной смене велись работы по проходке.

Пример 101. Рассчитать среднемесячную скорость проведения рудных штреков и сравнить ее с нормативной скоростью. Штреки проходили с помощью самоходных проходческих комплексов (в составе бурильных установок и погрузочно-транспортных машин) при следующих условиях. В месяце было 26 рабочих дней, работы велись в 4 забоях. В штреке № 1 отработано 26 рабочих дней и пройдено 165 м; в других штреках отработано и пройдено: в штреке № 2 — 23 и 146 м, в штреке № 3 — 18 и 90 м, в штреке № 4 — 12 и 75 м.

Решение. 1. Определяем число забое-месяцев в каждой выработке:

штреки: № 1	$26 : 26 = 1$
№ 2	$23 : 26 = 0,885$
№ 3	$18 : 26 = 0,69$
№ 4	$12 : 26 = 0,46$

2. Определяем среднемесячную техническую скорость проведения четырех штреков

$$v_c = \frac{165 + 146 + 90 + 75}{1 + 0,885 + 0,69 + 0,46} = 156,8 \text{ м/мес.}$$

3. Нормативная техническая скорость проведения штреков по руде с применением оборудования на рельсовом ходу должна быть $v = 110$ м/мес. Эта нормативная скорость должна быть увеличена на 30 %, если штреки проходят самоходными комплексами на пневмошинном ходу, и составлять $v_n = 1,3 \cdot 110 = 143$ м/мес.

Таким образом, штреки были пройдены с превышением нормативной скорости на 9,6 %.

Задачи к главе 9

1. Определить размеры поперечного сечения однопутной выработки с деревянной крепью на прямолинейном участке. Диаметр круглого леса 220 мм, рамы установлены на расстоянии 0,5 м, имеется затяжка толщиной 50 мм.

Транспортирование горной массы производится электровозом 4,5АРП2М в вагонетках УВБ-2,5.

По выработке должно поступать $45 \text{ м}^3/\text{с}$ воздуха. Необходимые зазоры принять согласно § 1 настоящей главы.

2. Определить размеры поперечного сечения двухпутной выработки, имеющей прямоугольно-сводчатую форму и набрызгбетонную крепь толщиной 50 мм. Откатка породы производится электровозом 5АРВ-2 в вагонетках ВГ-2,5. Коэффициент крепости пород $f = 18$.

3. Рассчитать размеры поперечного сечения транспортной выработки, имеющей прямоугольно-сводчатую форму и проходимую в породах с $f = 8 \div 10$. Выработка имеет комбинированную крепь (анкерную с набрызгбетоном толщиной 50 мм). Для уборки породы и последующего транспортирования по выработке руды применяется погрузочно-транспортная машина ПТ-6. Интенсивность движения более 100 машин в сутки.

4. Рассчитать размеры поперечного сечения транспортной выработки, проходимой в породах с коэффициентом крепости $f = 16$. Выработка имеет прямоугольно-сводчатую форму. Для уборки породы применяется погрузочно-доставочная машина ПД-8. Интенсивность движения более 100 м/сутки со скоростью более 10 км/ч.

5. Определить площадь поперечного сечения рудоспуска для перепуска руды, имеющей кондиционный кусок 600 мм; параллельно рудоспуску спроектировать ходок (лестничное отделение), руководствуясь рекомендациями СНиП II-94—80 и § 2 настоящей главы, в устойчивых породах.

6. Определить площадь поперечного сечения восстающего, проходимого с помощью комплекса КПП-1 в устойчивых породах (без крепи). Восстающий должен иметь три отделения: лестничное (ходовое), рудоперепускное для кондиционного куска размером 0,4 м и материальное для подъема лесоматериалов, инструмента и малогабаритного оборудования.

7. Разработать технологию проведения наклонной выработки под углом $\alpha = 12^\circ$ для доставки в работающие блоки самоходного оборудования. Расчетная глубина заложения выработки $H_p = 600 \text{ м}$, коэффициент крепости пород $f = 15$; коэффициент структурного ослабления массива $K_c = 0,35$; плотность $\gamma = 2850 \text{ кг/м}^3$. Наклонная выработка длиной 1000 м должна быть пройдена в течение 5 мес; в выработке предусмотреть пешеходную дорожку. Размеры выработки рассчитать с учетом применения погрузочно-транспортных машин ПТ-10 и ПД-8.

8. Разработать технологию проведения бурового штрека длиной 200 м со скоростью 200 м/мес. Глубина заложения выработки 800 м; породы плотностью $\gamma = 2750 \text{ кг/м}^3$; коэффициенты: крепости $f = 17$, структурного ослабления массива $K_c = 0,22$. Для уборки и транспортирования горной массы предусмотреть машину ПТ-2,5; остальное оборудование выбрать согласно рекомендациям.

9. Разработать технологию проведения восстающего длиной 80 м; проходимого под углом $\alpha = 75^\circ$ в породах с коэффициентами

крепости $f = 14$, структурного ослабления $K_c = 0,35$ и плотностью пород $\gamma = 3000 \text{ кг/м}^3$; расчетная глубина заложения $H_p = 600 \text{ м}$. Восстающий должен иметь два отделения: лестничное и породоперепускное для кондиционного куска 400 мм.

10. Определить площадь поперечного сечения скиплетевого ствола в свету, если годовая производственная мощность рудника 1500 тыс. т/год горной массы (из них 1450 тыс. т руды и 50 тыс. т породы). Плотность руды 2950 кг/м³, породы — 2750 кг/м³; коэффициент разрыхления горной массы $K_p = 1,8$. Высота подъема 872 м (глубина ствола 850 м). Предусмотреть ходовое (лестничное) и трубо-кабельные отделения. При определении сечения руководствоваться § 3 главы 9.

ПРИЛОЖЕНИЯ

ПРИЛОЖЕНИЕ № 1 (к примеру 96)

Пояснительная записка к паспорту крепления выработки

*Характеристика пород
и их устойчивость*

*Обоснование выбора типа
и конструкции крепи*

Категория по ЕНВ — 80 — XVI, коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову $f = 14$. Трещиноватые, коэффициенты: структурного ослабления — 0,23, длительной прочности — 0,8. Пуассона — 0,25. Средняя плотность 2800 кг/м³. Породы неустойчивые.

Расчетная глубина заложения выработки 700 м вне зоны влияния очистных работ. Расчетные запасы прочности породного массива на контуре недостаточны: в боках — 0,66, в кровле — 0,99. При параметре устойчивости $\gamma H / \sigma_d = 0,175$ рекомендована комбинированная крепь: железобетонные анкера и набрызгбетон.

Допускаемое отставание крепи:

от забоя: анкерной — 25 м, набрызгбетонной — 30 м; во времени: анкерной — 3 сут, набрызгбетонной — 4 сут.

Расход материалов на 1 м выработки

Наименование	Количество
Сталь А—III, кг	14,15
Бетон М500, м ³ (с учетом 20 % потерь при отскоке)	0,30
Накладки, кг (размером 100×100×10 мм)	5,60
Гайки М16, кг	0,35

Характеристики выработки и крепи

Площадь поперечного сечения, м ²		в свету в проходке	5,7 6,5	
Тип и конструкция крепи		Комбинированная: железобетонные анкера и набрызгбетон		
Элементы крепи	Количество на 1 м	Материал, ГОСТ	Размер, мм	
			диаметр	фракции
1. Железобетонные анкера длиной 1,25 м в кровле и боках по сетке 0,95×0,95 м	7,37 шт.	1. Сталь периодического профиля А—III (ГОСТ 5781—61)	16	—
		2. Портландцемент	—	М500
2. Бетон М500 для набрызгбетона толщиной 30 мм	0,3 м ³	3. Щебень или гравий (ГОСТ 8268—74, ГОСТ 10260—74)	До 20	5—10 до 50, 10—20 до 50
		4. Песок для набрызгбетона (ГОСТ 10268—70)	Модуль крупности от 1 до 4	
		5. Песок для анкеров (ГОСТ 10268—70)	Модуль крупности 1,5—1,7	

Дополнительные замечания

Бетон для анкерной крепи и набрызгбетонирования изготавливается марки М500 с добавлением до 3 % хлористого кальция для ускорения схватывания и твердения. Водоцементное отношение при затворении бетона 0,3—0,4. В бетоне для анкерной крепи применяют в качестве заполнителя песок в отношении Ц : П = 1 : 3.

Для набрызгбетона должно выдерживаться соотношение Ц : П : Щ = 1 : 2 : 3.

Бурение шнуров под анкера производится одновременно с обурированием забоя. Для заполнения шнуров бетоном применяется пневмонагнетатель ПН-1.

При набрызгбетонировании применяется бетономашинка БМ-60 или бетоноукладочный комплекс БУК-2.

Сведения о разрушениях и ремонте крепи (выработки) при эксплуатации

Возведение крепи закончено в январе 1984 г. Разрушения крепи в течение двух лет эксплуатации не наблюдалось (эта запись делается периодически). В случае разрушения крепи указываются участок разрушения выработки, характер и размеры разрушения, шифр нового паспорта и дата установки новой крепи.

С паспортом ознакомлены:

Ф. И. О. — сменные мастера — подписи
 Ф. И. О. — бригадир — подпись
 Ф. И. О. — звеньевые — подписи
 Ф. И. О. — проходчики. — подписи

Паспорт составлен

Нач. участка — подпись (фамилия)

«14» декабря 1983 г.

Согласовано:

Зам. гл. инженера по ТБ — подпись
 Ст. геолог — подпись
 Ст. маркшейдер — подпись

Примечание. Пояснительная записка вместе с рис. 44 представляет паспорт крепления выработки, который утверждается главным инженером рудника.

ПРИЛОЖЕНИЕ № 2 (к примеру 97)

Пояснительная записка к паспорту крепления выработки

Характеристика пород и их устойчивость

Обоснование выбора типа и конструкции крепи

Категория по ЕНВ — 80 — XVII, коэффициент крепости по М. М. Протодьяконову $f = 15$.
 Трещиноватые; коэффициенты: структурного ослабления — 0,3, длительной прочности — 0,85, Пуассона — 0,25.
 Средняя плотность 2900 кг/м³.

Расчетная глубина заложения выработки 500 м вне зоны влияния очистных работ.
 Расчетные запасы прочности породного массива на контуре недостаточны: в боках — 1,32, в кровле — 2. При параметре устойчивости $\gamma H/\sigma_d = 0,12$ принята набрызгбетонная крепь.

Допускаемое отставание крепи:

от забоя — 30 — 35 м; во времени — не более трех суток.

Расход материалов на 1 м выработки

Наименование	Количество
Бетон М500, м ³ (с учетом 20 % потерь при отскоке)	0,4

Характеристика выработки и крепи

Площадь поперечного сечения, м ²		в свету		5,8
		в проходке		6,1
Тип и конструкция крепи		Набрызгбетонная		
Элементы крепи	Количество на 1 м	Материал, ГОСТ	Размер	
Бетон М500 толщиной 50 мм	0,33 м ³ (без потерь)	Портландцемент	М500	
		Песок (ГОСТ 10268 — 70)	Модуль крупности 1,5—2	
		Щебень или гравий (ГОСТ 8268—74, ГОСТ 10260—74)	Крупность до 20 мм	

Дополнительные замечания

Сухая смесь бетона с соотношением Ц : П : Щ = 1 : 2 : 3 поступает через скважину к бетономашине БМ-60, которая установлена стационарно в камере и по гибким шлангам доставляется к месту бетонирования.

Сведения о разрушении и ремонте крепи (выработки) при эксплуатации

Установка крепи закончена в январе 1984 г. Разрушений крепи в течение двух лет эксплуатации не наблюдалось.

С паспортом ознакомлены:

Ф. И. О. — сменные мастера — подписи
 Ф. И. О. — бригадир — подпись
 Ф. И. О. — звеньевые — подписи
 Ф. И. О. — проходчики — подписи

Паспорт составлен
 Нач. участка — подпись (фамилия)

15 декабря 1983 г.

С о г л а с о в а н о :

Зам. гл. инженера по ТБ — подпись
 Ст. геолог — подпись
 Ст. маркшейдер — подпись

Примечание. Пояснительная записка вместе с рисунком выработки составляет паспорт крепления, который утверждается главным инженером рудника.

1. Айзаксон Э. Давление горных пород в шахтах. М., Госнаучтехиздат, 1961.
2. Баклашов И. В., Тимофеев О. В. Конструкции и расчет крепей и обделок. М., Недра, 1979.
3. Боев А. В., Шапиро В. Я. Совершенствование прямых врубов при проведении горных выработок с применением самоходного оборудования.— Горный журнал, 1980, № 9, с. 38—39.
4. Вороненков Ю. П. Вклад шахтостроителей в развитие рудной базы цветной металлургии.— Шахтное строительство, 1977, № 2, с. 1—4.
5. Взрывное дело (сборник № 62/19). Интенсификация дробления горных пород взрывом для техники непрерывного действия (под ред. д-ра техн. наук М. Ф. Друковацкого). М., Недра, 1967, с. 283—287.
6. Губенин Ю. Б., Крахин Н. С. Типовые паспорта крепления для рудников цветной металлургии.— Горный журнал, 1977, № 6, с. 44—45.
7. Губенин Ю. Б. Прогнозирование размеров обрушения пород в выработках.— Горный журнал, 1982, № 9, с. 54—57.
8. Глушко В. Т., Ций Т. Н., Ваганов И. И. Охрана выработок глубоких шахт. М., Недра, 1975.
9. Гордеев Н. А. Задачник по горным работам, проведению и креплению выработок. М., Госгортехиздат, 1961.
10. Горное дело. Терминологический словарь/Л. И. Барон, Г. Н. Демидук, Г. Д. Лидин и др. М., Недра, 1981.
11. Единые нормы выработки и времени на подземные очистные, горнопроходческие и нарезные горные работы для шахт и рудников горнодобывающей промышленности. М., ЦИИТруда, 1980.
12. Жданкин Н. А., Жданкин А. А., Боев А. В. Выбор глубины шпуров с учетом напряженно-деформированного состояния массива.— Горный журнал, 1982, № 10, с. 34—35.
13. Ким М. Ф. Опыт применения зарядов с воздушными промежутками на карьерах Казахстана. Сборник «Взрывное дело», № 62/19. М., Недра, 1967, с. 215—225.
14. Лабораторные и практические работы по разрушению горных пород взрывом/Б. Н. Кутузов, В. И. Комащенко, В. Ф. Носков и др. М., Недра, 1981.
15. Магойченко М. А., Галаджий Ф. М., Росинский Н. Л. Мастер-взрывник. М., Недра, 1975.
16. Максимов А. П. Горное давление и крепь выработок. М., Недра, 1973.
17. Малевич Н. А. Машины и комплексы для проходки вертикальных стволов. М., Недра, 1975.
18. Методы и средства взрывной отбойки руды/Миндели Э. О., Салганик В. А., Воротея Г. А. и др. М., Недра, 1977.
19. Мельников Н. И. Проведение и крепление горных выработок. Изд. 2, перераб. и доп., М., Недра, 1979.
20. Нормативный справочник по взрывным работам/Ф. А. Авдеев, В. Л. Барон, И. Л. Блейман и др. М., Недра, 1975.
21. Пауль В. И., Кожухов Б. И., Нефедов М. А. Об обосновании коэффициента сближения зарядов дробления при подземной отбойке руды.— Горный журнал, 1980, № 12, с. 30—32.
22. Проведение горных выработок на рудниках Кривбасса/П. С. Малый, А. А. Гуль, Ю. И. Чирков и др. М., Техника, 1975.
23. Проектирование взрывных работ/Б. Н. Кутузов, Ю. К. Валухин, С. А. Давыдов и др. М., Недра, 1974.
24. Прочность и деформируемость горных пород/Ю. М. Карташов, Б. В. Матвеев, Г. В. Михеев, А. Б. Фадеев. М., Недра, 1979.
25. Перечень рекомендуемых промышленных веществ. Институт горного

- дела им. А. А. Скочинского. Междуведомственная комиссия по взрывному делу. М., Недра, 1977.
26. *Ржевский В. В., Новик Г. Я.* Основы физики горных пород. М., Недра, 1978.
 27. *Скорняков Ю. Г., Диккерт А. Г., Епифанов В. П.* Параметры горных выработок при эксплуатации самоходного оборудования.— Горный журнал, 1972, № 10, с. 20—22.
 28. *Справочник механика рудной шахты.* Под ред. А. С. Донченко. М., Недра, 1978.
 29. *Справочник по рудничной вентиляции.* Под ред. К. З. Ушакова. М., Недра, 1977.
 30. *Справочник по техническому нормированию подземных горных работ шахт Криворожского бассейна.* М., Недра, 1974.
 31. *СНиП II-94—80.* Подземные горные выработки (Госстрой СССР). М., Стройиздат, 1982.
 32. *СНиП II-21—75.* Бетонные и железобетонные конструкции (Госстрой СССР). М. Стройиздат, 1976.
 33. *СНиП II-В. 4—71.* Деревянные конструкции. Нормы проектирования (Госстрой СССР). М., Стройиздат, 1978.
 34. *СНиП II-11—77.* Подземные горные выработки (Госстрой СССР). М., Стройиздат, 1977.
 35. *Таранов П. Я., Гудзь А. Г.* Разрушение горных пород взрывом. М., Недра, 1976.
 36. *Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности.* М., Недра, 1972.
 37. *Типовые паспорта крепления горных выработок для рудников цветной металлургии.* М., ВНИИцветмет, 1976.
 38. *Типовые проекты скоростных проходок выработок для рудников цветной металлургии.* М., Цветметинформация, 1976.
 39. *Турчанинов И. А., Иофис М. А., Каспарьян Э. В.* Основы механики горных пород. Л., Недра, 1977.
 40. *Черниговский А. А.* Применение направленного взрыва в горном деле и строительстве. М., Недра, 1976.
 41. *Шехурдин В. К., Холобаев Е. Н., Несмотряев В. И.* Проведение подземных горных выработок. М., Недра, 1980.
 42. *Шехурдин В. К.* Реологические свойства пород в вопросах возникновения породных взрывов и горных ударов В сб. Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1966, № 1, с. 21—29.
 43. *Козел А. М., Борисовец В. А., Ренко А. А.* Горное давление и способы поддержания вертикальных стволов. М., Недра, 1976.
 44. *Техника бурения при разработке месторождений полезных ископаемых/К. И. Иванов, М. С. Варич, В. И. Дусев, В. Д. Андреев.* М., Недра, 1974.
 45. *Единые правила безопасности при разработке рудных, нерудных и россыпных месторождений подземным способом.* М., Недра, 1977.
 46. *Справочник по горнорудному делу.* Под ред. Гребенюка Я. С., М., Недра, 1983.
 47. *Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи.* М., Стройиздат, 1983.

Предисловие	3
Глава 1. Определение физико-механических и горнотехнологических свойств горных пород	5
§ 1. Расчет плотностных свойств	5
§ 2. Расчет физико-механических свойств и горнотехнологических параметров горных пород	8
§ 3. Определение напряжений и построение паспортов прочности	16
Задачи к главе 1	22
Глава 2. Напряженное состояние и горное давление	24
§ 1. Оценка напряженного состояния массива горных пород	24
§ 2. Оценка напряженного состояния горных пород на контуре и расчет устойчивости незакрепленной выработки	27
§ 3. Расчет параметров устойчивости пород и выбор крепи	31
§ 4. Расчет горного давления в горизонтальных выработках	36
§ 5. Расчет горного давления в вертикальных выработках	43
§ 6. Расчет горного давления в наклонных выработках	45
Задачи к главе 2	49
Глава 3. Расчет крепи горизонтальных и наклонных выработок	51
§ 1. Общие замечания к расчету крепи	51
§ 2. Расчет рамной деревянной крепи	52
§ 3. Расчет набрызгбетонной крепи	56
§ 4. Расчет анкерной и комбинированной крепей	57
§ 5. Расчет металлической арочной податливой крепи	64
§ 6. Разработка паспорта крепления для горизонтальной выработки	67
Задачи к главе 3	71
Глава 4. Расчет крепи вертикальных выработок	73
§ 1. Расчет венцовой крепи	73
§ 2. Расчет монолитной бетонной и набрызгбетонной крепей	75
§ 3. Расчет комбинированной крепи	77
Задачи к главе 4	81
Глава 5. Буровые работы	83
§ 1. Выбор бурильных машин и определение их производительности	83
§ 2. Выбор буровых станков для бурения взрывных скважин в подземных условиях и определение их производительности	88
Задачи к главе 5	94
Глава 6. Взрывные работы и проветривание забоев	95
§ 1. Расчет величины зарядов и параметров воздействия взрыва на породный массив	95
§ 2. Расчет скважинных зарядов на уступе	114
§ 3. Расчет параметров взрывных работ при отбойке руды скважинными зарядами в подземных условиях	118
§ 4. Проектирование взрывных работ в горизонтальных и наклонных выработках	124
§ 5. Выбор средств взрывания, расчеты интервалов замедления и взрывных сетей	133

§ 6.	Разработка паспорта буровзрывных работ для горизонтальных и наклонных выработок	141
§ 7.	Расчет проветривания тупиковых выработок	144
Задачи	к главе 6	148
Глава 7. Уборка породы в горизонтальных и наклонных выработках		150
§ 1.	Выбор погрузочных комплексов при рельсовом транспорте и расчет производительности	151
§ 2.	Выбор погрузочно-транспортных машин и расчет производительности	154
§ 3.	Уборка породы скреперными комплексами и расчет производительности	159
Задачи	к главе 7	161
Глава 8. Уборка породы в вертикальных выработках		162
§ 1.	Расчет производительности грейферных погрузчиков с ручным вождением	162
§ 2.	Расчет производительности ствольных погрузочных машин	165
Задачи	к главе 8	166
Глава 9. Проведение горных выработок		167
§ 1.	Расчет размеров поперечного сечения горизонтальных выработок с рельсовым и безрельсовым транспортом	167
§ 2.	Расчет размеров поперечного сечения крутонаклонных восстающих различного назначения	177
§ 3.	Определение основных параметров сечения ствола шахты	180
§ 4.	Разработка технологии проведения горизонтальной выработки с рельсовым транспортом	183
§ 5.	Разработка технологии проведения горизонтальной выработки с самоходным горнопроходческим оборудованием	200
§ 6.	Разработка технологии проходки восстающего комплексом типа КПВ	210
§ 7.	Разработка технологии проходки шахтного ствола проходческим комплексом	219
§ 8.	Расчет экономической эффективности внедрения новой техники при проведении выработок	229
§ 9.	Расчет скорости проведения выработок	230
Задачи	к главе 9	231
Приложения		233
Список литературы		237

В. К. ШЕХУРДИН

ЗАДАЧНИК **по горным работам,** **проведению** **и креплению** **горных выработок**

СРЕДНЕТЕХНИЧЕСКОЕ ОБРАЗОВАНИЕ

