

Министерство науки и высшего образования
Российской Федерации

Федеральное государственное бюджетное образовательное
учреждение высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева»

Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Методические указания по выполнению курсового проекта
по дисциплине "Проведение горных выработок"
для обучающихся специальности 21.05.04 «Горное дело»,
специализации «Подземная разработка пластовых месторождений»
всех форм обучения

Составители К. А. Филимонов
С. С. Цибаев
Р. Р. Зайнулин



Утверждены на заседании кафедры
Протокол № 14 от 13.03.2023

Рекомендованы к изданию
учебно-методической комиссией
специализации 21.05.04.01
Протокол № 03 от 13.03.2023

Электронная версия
находится в библиотеке КузГТУ

Кемерово 2023

ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Цель курсового проекта – приобретение навыков практического выполнения инженерно-технических изысканий по проектированию проходческих работ.

Горные выработки – это элементы, из которых состоит шахта. Проектирование проведения выработки предполагает определение её параметров, расчёт крепи, разработку технологической схемы проведения и графика организации работ и другие расчёты. Поэтому грамотные инженерно-технические решения по проведению выработок являются основой их эффективной и безопасной эксплуатации, а также способствуют своевременному проведению новых выработок по мере развития горных работ.

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и графической части. Пояснительная записка выполняется на листах формата А4 шрифтом Times New Roman Cyr 16 пт с одинарным интервалом, все поля по 20 мм. Она должна содержать текстовую часть, таблицы и графические материалы. Листы пояснительной записки скрепляются в папке-скоросшивателе. После титульного листа помещается задание, выданное руководителем (прил. 1), далее – текст пояснительной записки. Графическая часть проекта должна быть выполнена на ПК в графическом редакторе в соответствии с требованиями, предъявляемыми к горно-графической документации, и распечатана на листе формата А1.

Курсовой проект является видом самостоятельной работы студента. Разделы проекта и графические материалы выполняются по методикам, рассмотренным на лабораторных занятиях с учётом теоретических положений, представленных на лекциях и требований нормативных документов, регламентирующих вопросы проведения и крепления горных выработок. При подготовке проекта, кроме данных методических указаний, рекомендуется пользоваться практикумом [1], где представлены примеры выполнения расчётов и графических материалов.

Большая часть горных выработок, проводимых в настоящее время в мировой и отечественной угольной промышленности – это горизонтальные и наклонные выработки, закрепляемые анкерной или рамной крепью. В перспективе такое положение, скорее всего, сохранится. Поэтому методика, представленная в дан-

ных указаниях, ориентирована на проведение указанных выше выработок.

Методика выполнения данного курсового проекта является также основой для выполнения соответствующего раздела выпускной квалификационной работы (дипломного проекта).

Перед началом выполнения проекта следует *внимательно ознакомиться со всеми разделами* данных методических указаний и бланком задания на проект. Разделы проекта взаимосвязаны. Иногда принятые решения могут потребовать пересмотра при выполнении последующих разделов проекта.

Для получения за курсовой проект оценки "*отлично*" студенту необходимо:

- выполнить все разделы данных методических указаний;
- принять наиболее оптимальные в заданных условиях технологические решения во всех разделах проекта;
- произвести математически верные расчёты по рекомендуемым методикам;
- оформить пояснительную записку, структурно соответствующую данным методическим указаниям, и начертить соответствующую ей графическую часть согласно предъявляемым требованиям;
- правильно построить доклад и защитить основные положения курсового проекта перед комиссией (руководителем).

1. СОДЕРЖАНИЕ ПОЯСНИТЕЛЬНОЙ ЗАПИСКИ

1.1. Выбор типа крепи и формы поперечного сечения горной выработки

Вначале рекомендуется принять предварительное решение о типе крепи. При этом необходимо руководствоваться представленными далее критериями.

В горно-геологических условиях, когда возможно применение обоих типов крепи, обозначенных в общих положениях как рассматриваемые в данном проекте (анкерная и рамная) предпочтение рекомендуется отдать анкерной крепи. Критериями такого выбора являются теоретически обоснованные и практически доказанные преимущества анкерной крепи в области геомеханики

приконтурного массива и технико-экономических показателей проведения выработки.

В сложных горно-геологических условиях, указанных в инструкции [2], следует отдать предпочтение рамной крепи. Критерием является то, что инструкция не содержит порядка расчёта анкерной крепи в таких условиях или требуются специальные мероприятия для приведения условий проведения выработки в область действия инструкции. Снижение влияния сложных условий не рассматривается в данном проекте, но такая задача может быть поставлена в выпускной квалификационной работе. Например, как альтернатива рамному креплению, может быть рассмотрено упрочнение массива с последующим применением анкеров.

Отдельно следует отметить, что для ряда угольных бассейнов (например, с глубиной ведения горных работ до 1000 м и более) характерен порядок проявления горного давления, не позволяющий применять анкерное или рамное крепление как отдельный (единственный) тип.

В рамках данного проекта решение по представленным критериям принимается исходя из п. 13 задания (наличие или отсутствие сложных горно-геологических условий). В дипломном проекте следует руководствоваться геологической характеристикой шахтного поля.

После выбора типа крепи принимают решение о форме поперечного сечения выработки, соответствующей принятому типу крепи. Для выработок закрепляемых анкерной крепью возможны четыре формы поперечного сечения [2]: трапецевидная с плоской кровлей по напластованию, прямоугольная, арочная и сводчатая. Первые две формы следует рассматривать как базовые. Критерии выбора формы сечения при анкерной крепи в рамках данного проекта – тип выработки и угол падения пласта.

Трапецевидная форма с плоской кровлей по напластованию (прямоугольная трапеция) рекомендуется для штреков, проводимых по пологим пластам.

Прямоугольная форма рекомендуется:

- для наклонных пластовых и полевых выработок;
- для штреков, проводимых по наклонным пластам;
- для штреков, проводимых по мощным пластам, когда предполагается оставление пачки угля в кровле.

Высота и расположение выработки относительно пласта должны обеспечивать полную присечку ложной кровли.

Прямоугольная форма для штреков, проводимых по наклонным пластам, является альтернативой прямоугольной трапеции, которая может быть принята для уменьшения объёма разрушаемого массива. Такой вариант допускается рассматривать в условиях, когда нет факторов, делающих его неприемлемым.

Прямоугольная форма на мощных пластах может быть принята когда нецелесообразно или невозможно проводить и эксплуатировать штрек высотой близкой мощности пласта.

Арочную и сводчатую форму при анкерном креплении следует принимать, когда предполагаются такие геомеханические условия и (или) технологические факторы, при которых лучшая устойчивость выработки, удобство и безопасность её эксплуатации обеспечиваются именно при арочной или сводчатой форме поперечного сечения.

По согласованию с руководителем могут быть учтены другие критерии выбора формы сечения помимо озвученных выше.

1.2. Определение площади поперечного сечения выработки

Из теоретического курса известно, что различают сечение выработки в свету ($S_{\text{св}}$), в черне ($S_{\text{ч}}$), в проходке ($S_{\text{пр}}$). Наибольшее практическое значение имеет площадь $S_{\text{св}}$. Окончательный выбор площади сечения следует производить по значению $S_{\text{св}}$ после осадки. Значение $S_{\text{св}}$ – главная искомая величина, определение которой является целью этого раздела.

Методика определения площади поперечного сечения основана на требованиях Правил безопасности (ПБ [3]), которые, по сути, устанавливают три фактора при определении значения $S_{\text{св}}$.

Согласно ПБ для каждого типа горной выработки установлена максимально допустимая скорость воздуха. Следовательно, значение $S_{\text{св}}$ должно обеспечивать не превышение этой максимальной скорости воздуха (учитывать фактор прохода воздуха).

Вторым регламентируемым ПБ фактором, являются минимально допустимые проходы для людей, зазоры между крепью, оборудованием, трубопроводами и подвижным составом, а также минимальная высота выработки. По сути, ПБ устанавливают ми-

нимально допустимые значения ширины и высоты выработки, а значит её площадь поперечного сечения в зависимости от типа транспорта в выработке.

Третьим фактором является минимальная площадь поперечного сечения в зависимости от назначения выработки.

Другими словами, для того чтобы определить площадь поперечного сечения $S_{св}$, необходимо предварительно получить три значения площади (по каждому из факторов):

- 1) $S_{св в}$ – по воздуху;
- 2) $S_{св пз}$ – по проходам и зазорам;
- 3) $S_{св мин}$ – минимально допустимое значение.

Поперечные сечения горных выработок с рамной крепью должны соответствовать значениям, указанным в стандартах [4, 5]. Поэтому для рамных крепей используют ещё промежуточную величину $S_{св р}$ исходя из которой определяют типовое сечение $S_{св}$.

Определение значения $S_{св пз}$ для некоторых выработок требует решения о транспорте в период проведения выработки. В первую очередь это выработки, оборудуемые при эксплуатации одним средством транспорта или без таковых. Для таких выработок следует предварительно принять решение о главном и вспомогательном транспорте в период проходки и определить два значения $S_{св пз}$ – при эксплуатации $S_{св пзэ}$ и при проведении выработки $S_{св пзп}$. Для дальнейших расчётов принимается большее из них.

Этапы выполнения раздела представлены в табл. 1.

Таблица 1

Этапы выполнения раздела 2

Название этапа	Примечание
1. Определение $S_{св в}$	Учитывают значения Q и скорости воздуха по ПБ
2. Построение расчётной схемы (двух схем) для определения значения B_p	Для некоторых выработок строят схемы при проходке и при эксплуатации
3. Расчёт минимальной ширины выработки B_p	Для некоторых выработок определяют два значения – $B_{рп}$ и $B_{рэ}$
4. Определение $S_{св пз}$	Значение определяется исходя из B_p : – для рамной крепи из стандартов [4, 5]; – для анкерной – согласно рис. 1
5. Определение $S_{св мин}$	Согласно ПБ

Продолжение табл. 1

Название этапа	Примечание
6. Выбор максимального значения $S_{св.р}$ ($S_{св}$)	Рамная крепь: $S_{св.р} = \max(S_{св в}, S_{св пз}, S_{св мин})$. Анкерная крепь: $S_{св} = \max(S_{св в}, S_{св пз}, S_{св мин})$
7. Определение значения $S_{св}$ (для рамной крепи)	Если $S_{св.р} = S_{св пз}$, то $S_{св} = S_{св.р} = S_{св пз}$, Если $S_{св.р} = S_{св в}$ или $S_{св.р} = S_{св мин}$ то из стандартов принимается ближайшее большее значение, которое и будет $S_{св}$
8. Изображение горной выработки	В масштабе 1:50 или 1:25 изображают поперечное сечение выработки при эксплуатации с площадью поперечного сечения $S_{св}$

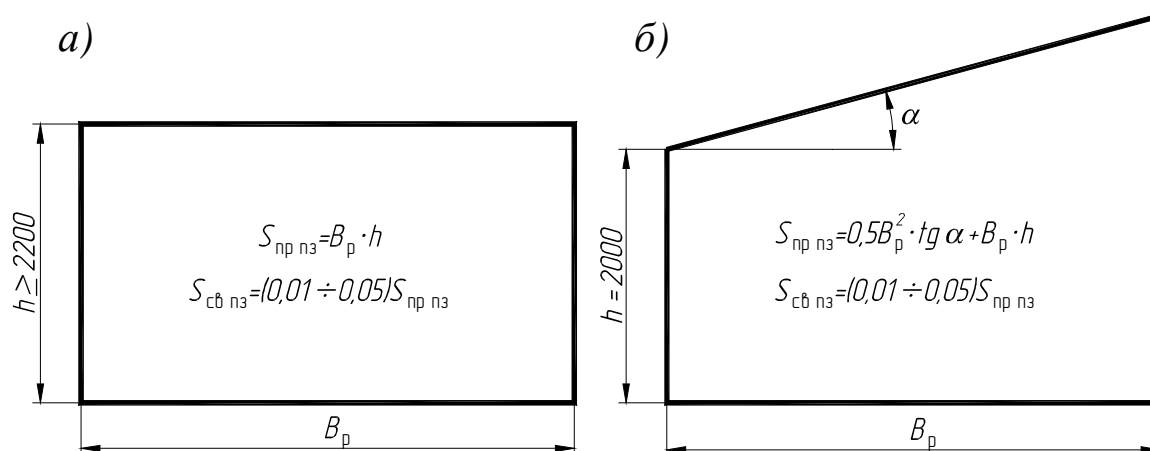


Рис. 1. Расчётные схемы для выработок с анкерной крепью:
а – прямоугольная; б – прямоугольная трапеция

В конце раздела помещается сечение выработки при эксплуатации (8 этап). Для этого требуется знание параметров анкерной крепи, которые рассчитываются в следующем разделе. При оформлении пояснительной записки эти параметры будут известны и крепь должна быть показана.

1.3. Расчёт крепи

1.3.1. Расчёт арочной крепи

Основным параметром, определяемым при расчёте рамной крепи, является шаг установки, т. е. расстояние между рамами. Далее представлена методика для выработок с арочной крепью вне зоны влияния очистных работ. Расчёт выполняется по методике, основанной на требованиях инструкции [6]. Особенно-

сти расчёта для других условий и типов крепи следует изучить по инструкции [6] самостоятельно.

Поэтапно выполнение раздела выглядит следующим образом:

1. Построение расчётной схемы.
2. Определение средневзвешенного сопротивления сжатию слоев пород.
3. Определение смещений пород на контуре выработки.
4. Определение расчётной нагрузки на крепь.
5. Расчёт шага установки крепи.

Построение расчётной схемы

Расчётная схема (рис. 2) строится в масштабе 1:50 или 1:25.

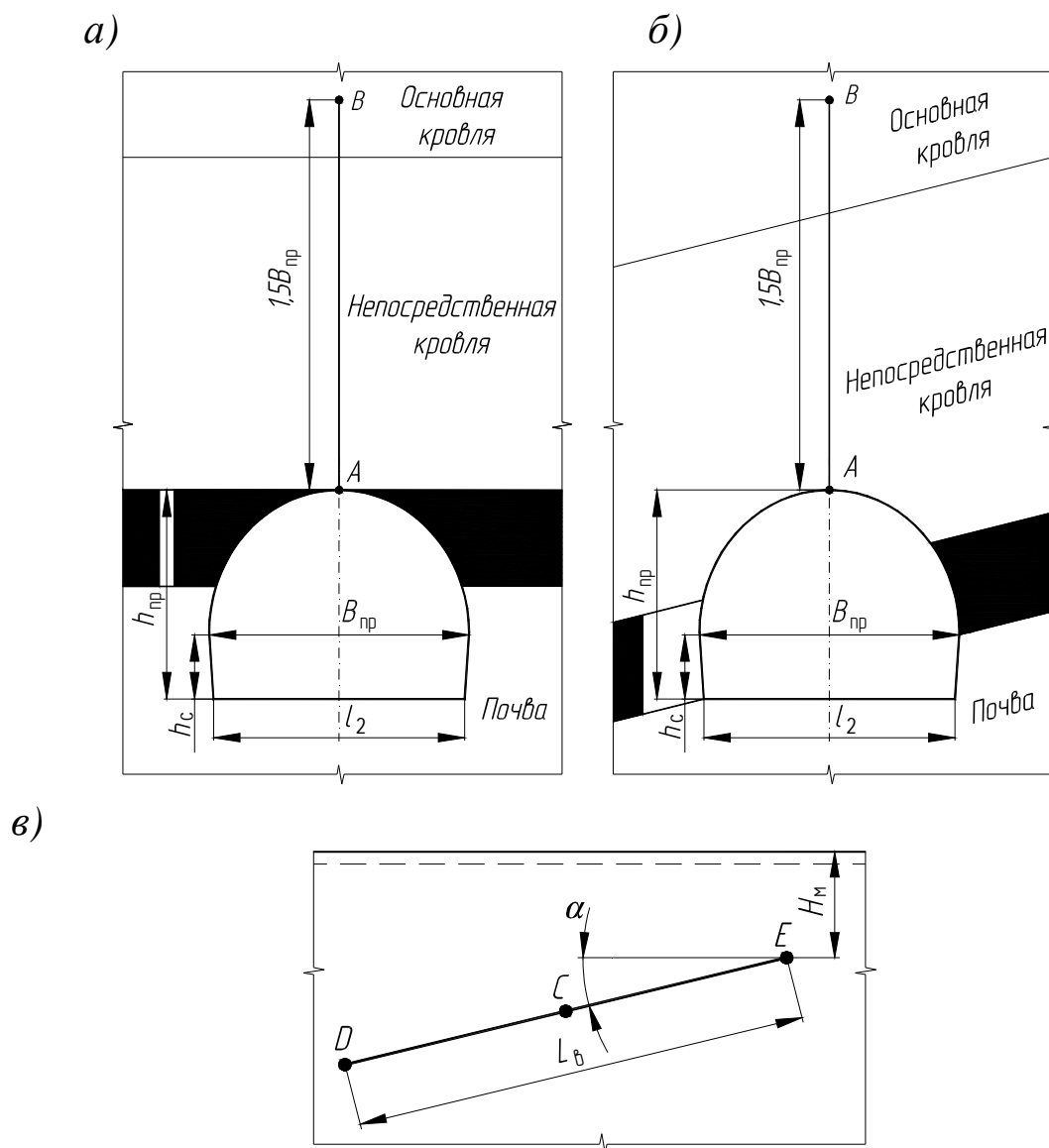


Рис. 2. Расчётная схема:

а, в – для наклонной выработки; б – для горизонтальной выработки

Схема различается в зависимости от положения выработки в пространстве.

Вначале необходимо построить контур выработки в проходке, из которого необходимо определить максимальную ширину выработки в проходке $B_{\text{пр}}$.

Все породы выше непосредственной кровли следует считать основной кровлей. Все породы ниже пласта допускается обозначить как почву без разделения на непосредственную и основную.

Горную выработку относительно пласта рекомендуется располагать так, чтобы присечка породы была по почве (рис. 2, а) или по кровле и почве (рис. 2, б). Важным элементом схемы является отрезок AB , проведенный через вертикальную ось выработки на высоту $1,5B_{\text{пр}}$. Смещения будут определяться с учётом пород, попавших в этот отрезок. Если в кровле выработки залегает слой однородных пород мощностью 2 м и более, то т. B откладывается не на высоту $1,5B_{\text{пр}}$, а только до верхней границы этого слоя.

Расчётная схема для наклонных выработок дополняется схемой для определения глубины выработки (рис. 2, в), выполненной в масштабе 1:5000. В исходных данных указаны параметры, позволяющие построить эту схему: минимальная глубина заложения (т. E), угол падения пласта (он же угол наклона выработки) и длина выработки. Далее расчёты будут производиться со значениями глубины в т. C (середина выработки) и т. D (нижняя точка).

Определение средневзвешенного сопротивления сжатию слоев пород

Средневзвешенное сопротивление пород сжатию определяют для вмещающих выработку пород, залегающих на расстояниях от контура сечения выработки в кровле $1,5B_{\text{пр}}$, по формуле

$$R_{\text{скр}} = \frac{R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{ci} \cdot m_i}{m_1 + m_2 + \dots + m_i}, \quad (1)$$

где $R_{\text{скр}}$ – средневзвешенное значение сопротивления пород сжатию, МПа; R_{c1}, \dots, R_{ci} – расчётное сопротивление слоев пород сжатию, МПа; m_1, \dots, m_i – мощность слоев пород, м.

Если в кровле выработки залегает слой однородных пород мощностью 2 м и более, то расчёт производят не для всей высоты $1,5B_{\text{пр}}$, а только до этого слоя включительно.

Расчётное сопротивление определяют с учетом нарушенности массива по формуле

$$R_{ci} = R \cdot k_c, \quad (2)$$

где R_{ci} – расчётное сопротивление, МПа; R – значение сопротивления пород одноосному сжатию в образце ($R = 10f$), МПа; k_c – коэффициент, учитывающий нарушенность массива пород.

Значения f и k_c указаны в исходных данных.

Определение смещений пород на контуре выработки

Расчётное смещение пород кровли в горизонтальных и наклонных выработках, поддерживаемых вне зоны влияния очистных работ, рассчитывают по формуле

$$U_{p\text{ кр}} = U_{т\text{ кр}} \cdot k_\alpha \cdot k_{ш} \cdot k_b, \quad (3)$$

где $U_{p\text{ кр}}$ – расчётное смещение пород кровли; $U_{т\text{ кр}}$ – типовое смещение пород, определяемое по графикам (рис. 3) в зависимости от значения $R_{с\text{ кр}}$ пород кровли и глубины расположения выработки H_Γ ; k_α – коэффициент влияния угла залегания пород и направления проходки выработки относительно напластования пород; $k_{ш}$ – коэффициент влияния ширины выработки; k_b – коэффициент воздействия других выработок.

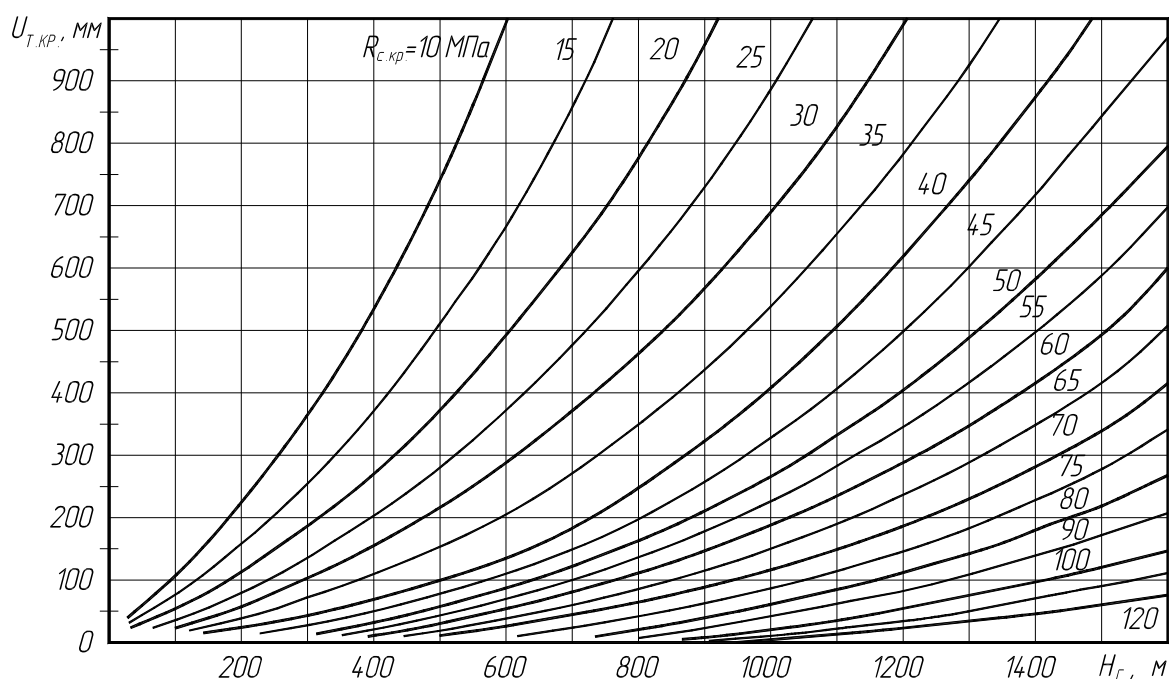


Рис. 3. Графики для определения типового смещения пород

Для наклонных выработок значение $U_{т\text{ кр}}$ определяется дважды (т. C и D).

Коэффициент влияния угла залегания k_α определяется по табл. 2.

Таблица 2

Значения коэффициента k_α

Группа	Выработки	$\alpha \leq 20^\circ$	$\alpha = 21 \div 30^\circ$
1	Пластовые горизонтальные и наклонные, полевые горизонтальные, проведённые по простиранию	1,0	0,95
2	Полевые, проведённые под углом $30 \div 70^\circ$ к напластованию (простиранию пород)	0,85	0,8
3	То же, под углом $70 \div 90^\circ$	0,7	0,6

Коэффициент влияния ширины выработки $k_{ш}$ определяется по формуле

$$k_{ш} = 0,2(B_{пр} - 1), \quad (4)$$

где $k_{ш}$ – коэффициент влияния ширины выработки; $B_{пр}$ – ширина в проходке, м.

Коэффициент воздействия других выработок k_v для одиночных выработок принимают равным 1. Если в исходных данных указано, что выработка проводится спарено с другой, то для спаренных выработок

$$k_v = k_l \frac{B_{пр} + b_{п}}{l}, \quad (5)$$

где k_v – коэффициент воздействия других выработок; k_l – определяется из табл. 3; $b_{п}$ – ширина в проходке параллельной выработки, м (принимается $b_{п} = B_{пр}$); l – расстояние до параллельно проводимой выработки, м.

Таблица 3

Определение коэффициента k_l

Глубина расположения выработки, м	k_l при расчётном сопротивлении, МПа							
	до 30	60	90	>120	до 30	60	90	> 120
	Группа 1				Группа 3			
До 300	3,5	1,8	1,5	1,2	1,8	1,5	1,2	1
301–600	4	2	1,7	1,4	2,2	1,8	1,5	1,2

Для выработок 2-й группы коэффициент принимают как среднее между значениями 1 и 3-й групп (см. табл. 3). При промежуточных значениях расчётного сопротивления пород сжатию величину получают путём интерполяции.

Определение расчётной нагрузки на крепь

Расчётную нагрузку P на 1 м выработки со стороны кровли определяют по формуле

$$P = P^H \cdot k_{пр} \cdot B_{пр}, \quad (6)$$

где P – расчётная нагрузка, кПа; P^H – нормативная удельная нагрузка, кПа; $k_{пр}$ – коэффициент влияния способа проведения выработок; $B_{пр}$ – ширина выработки в проходке, м.

Нормативная удельная нагрузка определяется по табл. 4 в зависимости от смещения пород $U_{р\text{кр}}$ и ширины выработки в проходке $B_{пр}$. Промежуточные величины в табл. 4 определяют интерполяцией ближайших значений.

Таблица 4

Расчётная нагрузка на крепь

Расчётное смещение $U_{р\text{кр}}$, мм	P^H , кПа, при ширине выработки $B_{пр}$, м										
	3,0	3,2	3,4	3,6	4,0	4,2	4,4	5,0	5,4	5,6	6,0
≤50	20	22	24	26	30	32	34	40	44	46	50
75	26	28	30	33	37	39	42	47	52	54	57
100	32	34	37	40	45	47	49	55	59	61	65
150	41	44	53	56	57	60	62	68	72	73	78
200	56	54	58	62	70	72	74	80	84	86	90
250	61	64	68	71	78	81	83	90	94	96	100
300	72	75	78	80	86	88	91	100	104	106	110
400	80	84	88	92	100	102	105	112	118	122	128
500	90	94	98	102	110	113	116	125	132	134	140
600	100	104	108	112	120	123	126	135	142	144	150
700	110	114	117	120	128	131	134	143	149	153	159
800	120	124	127	130	136	139	142	152	158	162	168
900	124	128	132	136	143	146	150	159	165	169	175

Коэффициент влияния способа проведения $k_{пр}$ при комбайновом способе принимается 0,8, а при буровзрывном – равным 1.

Расчёт шага установки крепи

Расстояние q между арками металлической податливой крепи находят делением сопротивления одной рамы крепи N (табл. 5) на расчётную нагрузку P :

$$q \leq \frac{N}{P}. \quad (7)$$

Расстояние q между арками принимают по ближайшему меньшему значению q в ряду: 1,25; 1,0; 0,9; 0,8; 0,7; 0,6; 0,5.

В табл. 5 приведены значения сопротивления рамы арочной крепи для конструкции замка с прямыми планками и скобами с резьбой.

Таблица 5

Параметры арочной трёхзвенной крепи

Тип* спецпрофиля	Сопротивление крепи в податливом режиме N , кН	Конструктивная вертикальная податливость крепи, мм
СВП-22	190	300
СВП-27	210	300

**Примечание. Тип спецпрофиля принимается исходя из значения $S_{св}$ [4]*

1.3.2. Расчёт анкерной крепи

Основные параметры анкерной крепи – количество анкеров в ряду n_a , длина анкера l_a и расстояние между рядами анкеров $a_{ан}$. Определения этих параметров выполняется с учётом требований действующего нормативного документа [2]. Рекомендуется принять анкерную крепь с опорными элементами.

Этапы выполнения раздела следующие:

1. Построение расчётной схемы, определение типа кровли.
2. Определение параметров крепи в кровле выработки.
3. Проверка расстояния между рядами анкеров в кровле и корректировка в случае необходимости.
4. Определение необходимости крепления боков выработки.
5. Определение параметров крепи в боках выработки (может отсутствовать).
6. Проверка расстояния между рядами анкеров в боках и корректировка в случае необходимости (может отсутствовать).
7. Изображение крепи на сечении выработки (в разделе 2).

Построение расчётной схемы, определение типа кровли

Расчётная схема строится в масштабе 1:50 или 1:25 (рис. 4) для определения местоположения выработки относительно пласта и вмещающих пород. Это необходимо для расчёта параметров крепи, а также для проверки полученных результатов. Схема различается в зависимости от положения выработки в пространстве.

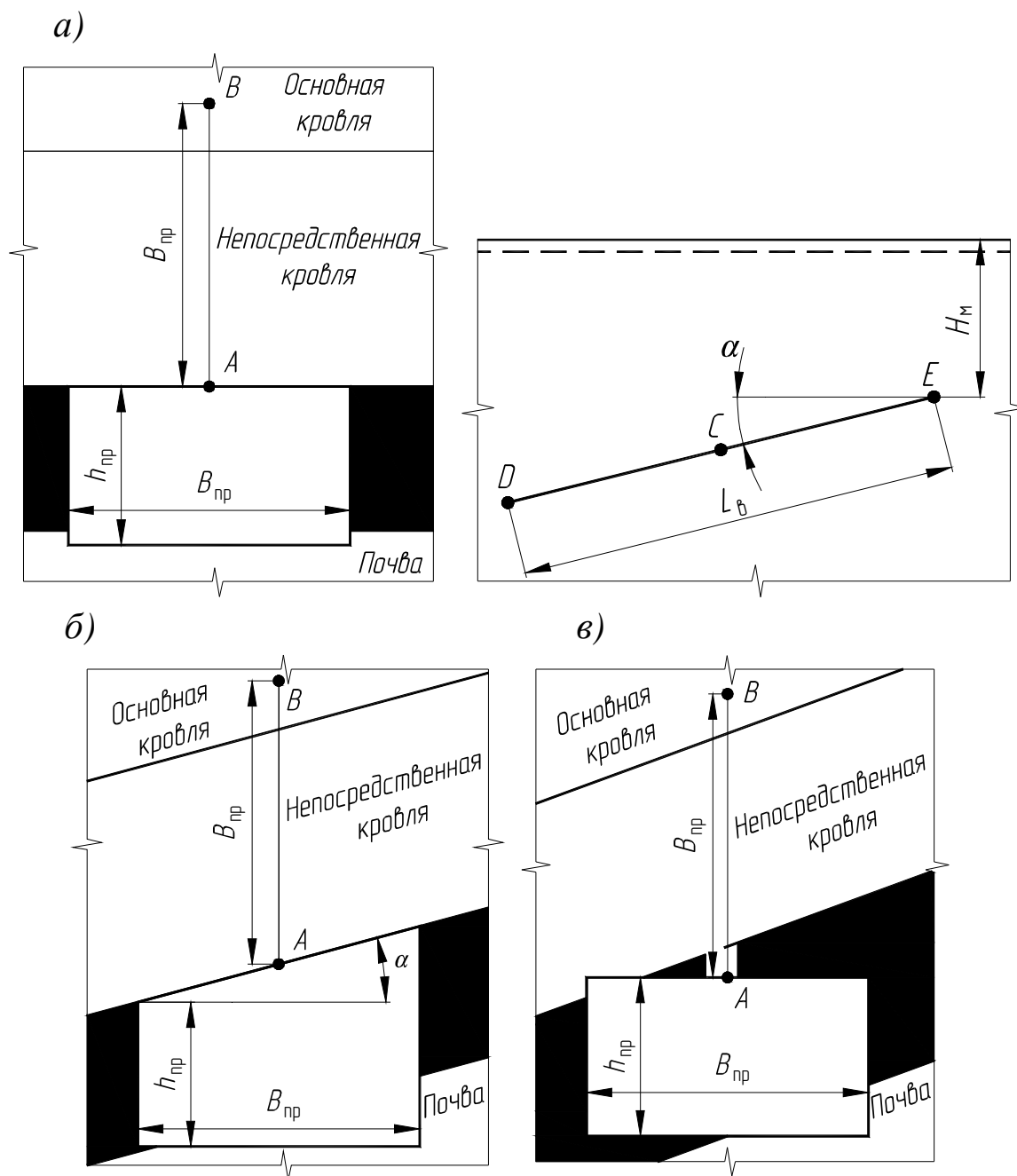


Рис. 4. Расчётная схема для определения параметров анкерной крепи для наклонной выработки (а), горизонтальной выработки трапецевидной (б) и прямоугольной (в) формы поперечного сечения

Расчётная схема для наклонных выработок дополняется схемой для определения глубины выработки (рис. 4, а), выполненной в масштабе 1:5000.

Вначале необходимо построить контур выработки в проходке, из которого необходимо определить максимальную ширину выработки в проходке $B_{пр}$.

Все породы выше непосредственной кровли следует считать основной кровлей. Все породы ниже пласта допускается обозначить как почву без разделения на непосредственную и основную.

Тип кровли определяется её строением на высоту, равную $B_{пр}$ (отрезок AB). Характеристика типов кровли представлена в табл. 6.

Таблица 6

Типы кровли выработок

I	Однородная непосредственная кровля из сланцев, аргиллитов или алевролитов с $R_c < 60$ МПа
II	Непосредственная кровля из слоистых пород мощностью $\leq 0,3B_{пр}$, выше залегают массивные песчаники с $R_c \geq 60$ МПа
III	Кровля с интенсивной кососекущей трещиноватостью в зонах геологических нарушений, кровля с неустойчивыми породами (с $R_c \leq 30$ МПа)
IV	Пачки угля с $R_c \geq 8$ МПа

Наличие или отсутствие условий для отнесения пород к типу III указано в исходных данных.

Для наклонных выработок все параметры крепи в кровле и боках определяются в т. С и D (см. рис. 4, а).

Определение параметров крепи в кровле выработки

На данном этапе определяем следующие параметры:

- количество анкеров в ряду n_a , шт.;
- длину анкера l_a , м;
- расстояние между рядами анкеров $a_{ак}$, м.

Количество анкеров в ряду n_a принимается из расчёта 1 анкер на 1 м ширины выработки в проходке.

Длина анкера l_a принимается по табл. 7 или номограмме на рис. 5 в зависимости от величины ожидаемого смещения пород кровли U_k , типа кровли и ширины выработки в проходке $B_{пр}$.

При ожидаемом смещении кровли до 50 мм l_a определяется по табл. 7. При смещении более 50 мм:

- I тип – по рис. 5;
- II тип – по табл. 7;
- III тип – значения l_a на 10 % больше, чем по рис. 5,
- IV тип – значения l_a на 20 % больше, чем по рис. 5

При IV типе кровли, если мощность угольной пачки в кровле составляет 1,5÷2,5 м, длину анкеров принимают равной мощности угольной пачки плюс 0,6 м.

Расчётная или установленная из номограммы длина анкера округляется до десятых долей метра в большую сторону.

Таблица 7

Параметры анкерной крепи при U_k до 50 мм

Тип кровли	Ширина выработки в проходке $B_{пр}$, м	3,0	3,5	4,0	4,5	5,0	5,5	6,0	6,5	7,0	8,0
I	$P_{ак}$, кН/м ²	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80
	l_a , м	1,6	1,7	1,8	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0	3,2
II	$P_{ак}$, кН/м ²	35	40	45	50	55	60	65	70	75	80
	l_a , м $h_{НК} < 0,2B$	1,4	1,5	1,6	1,7	1,8	1,9	2,0	2,1	2,2	2,4
	l_a , м $h_{НК} > 0,2B$	1,5	1,6	1,7	1,8	2,0	2,1	2,2	2,3	2,4	2,6
III	$P_{ак}$, кН/м ²	40	45	50	55	60	65	71	77	83	90
	l_a , м	1,8	2,0	2,0	2,2	2,4	2,6	2,8	3,0	3,3	3,6
IV	$P_{ак}$, кН/м ²	40	45	50	55	60	65	70	75	80	90
	l_a , м	1,9	2,1	2,3	2,5	2,7	2,9	3,2	3,5	3,8	4,5

Примечание. $P_{ак}$ – сопротивление крепи, кН/м².

Расчётное расстояние между рядами анкеров в кровле (шаг установки) определяется по формуле

$$a_{акр} = \frac{n_{ак} \cdot N_{ак}}{P_{ак} \cdot B_{пр}}, \quad (8)$$

где $a_{акр}$ – расчётное расстояние между рядами анкеров в кровле, м; $n_{ак}$ – количество анкеров в ряду в кровле; $N_{ак}$ – расчётная несущая способность анкера в кровле, кН (табл. 8); $P_{ак}$ – сопротивление крепи в кровле, кН/м²; $B_{пр}$ – ширина выработки в проходке, м.

Для определения значения $N_{ак}$ требуется принять решение о предполагаемом к использованию типе анкеров и найти длину закрепления анкера в шпуре l_3 .

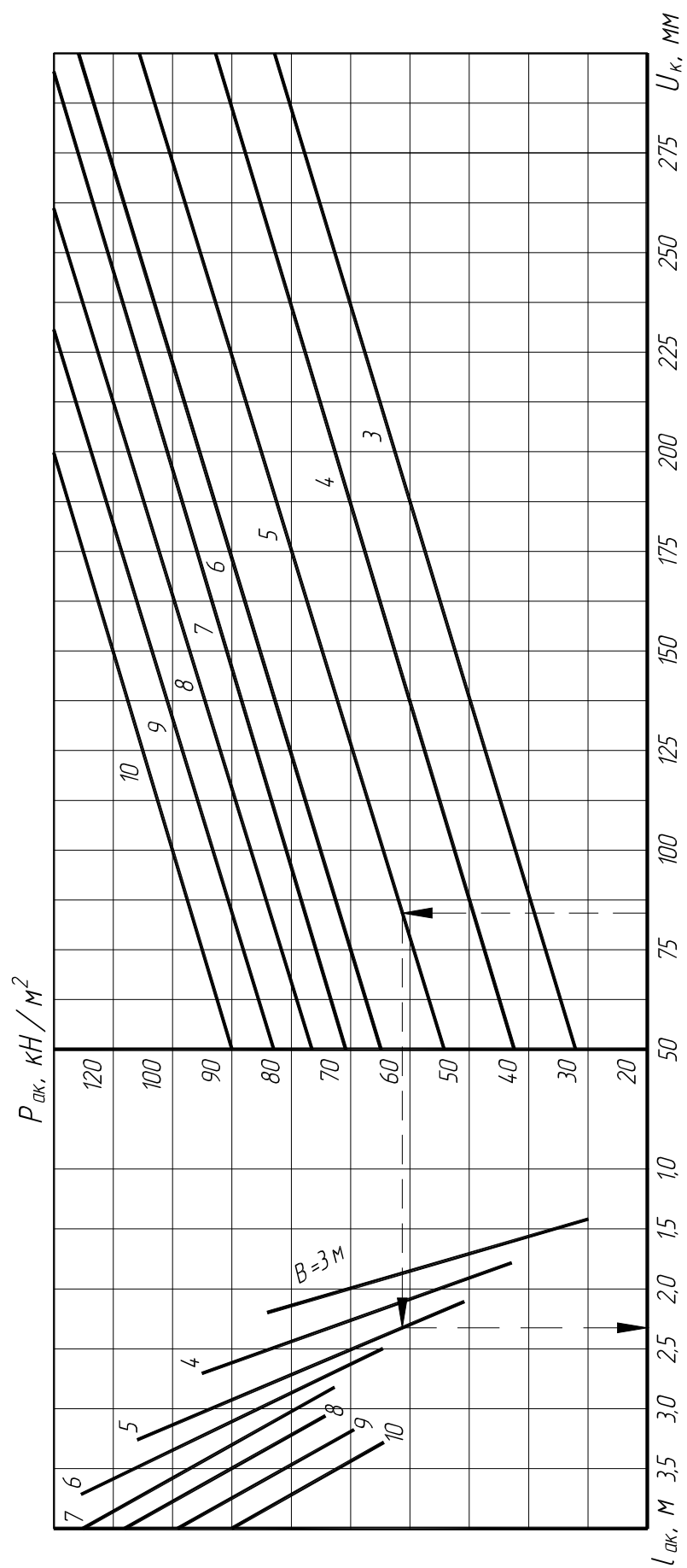


Рис. 5. Номограмма для определения параметров анкерной крепи в кровле выработки при $U_к > 50 \text{ мм}$

Значение l_3 устанавливается из номограммы на рис. 6 исходя из коэффициента k_3 и суммарной длины устанавливаемых ампул $l_{\text{сам}}$. Значение k_3 определяется по формуле

$$k_3 = \frac{d_c}{d_{\text{ш}} - d_a}, \quad (9)$$

где k_3 – коэффициент закрепления; d_c – диаметр анкера, м; $d_{\text{ш}}$ – диаметр шпура (скважины), м; d_a – диаметра ампулы, м.

Диаметр анкера определяется его типом. Диаметр шпура рекомендуется принять на 5÷10 мм больше диаметра анкера. Диаметр ампулы следует принять по данным производителя или 23÷27 мм. Длину ампулы следует принять по данным производителя или 300÷450 мм.

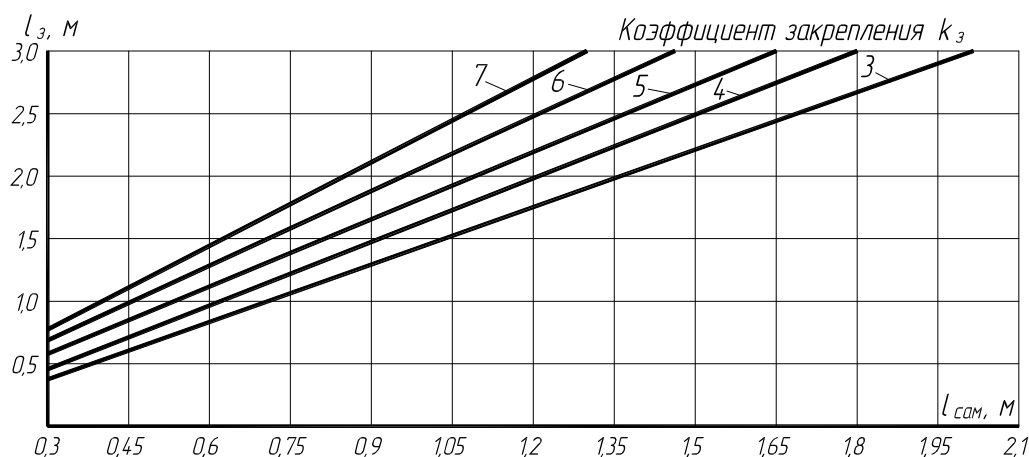


Рис. 6. Номограмма для определения длины закрепления анкера в шпуре

Таблица 8

Несущая способность некоторых типов анкеров

Тип анкер			Расчётная несущая способность анкера $N_{\text{ак}}$, кН при длине закрепления l_3 , м		
			0,5	1,0	по всей длине l_3
Из стержней винтового профиля из стали А400С, А500С	$d_c = 16$ мм		100	100	120
	$d_c = 20$ мм		125	125	160
	$d_c = 25$ мм		185	185	240
Из стержней $d_c = 22$ мм периодическо- го профиля из стали А400С, А500С			120	120	140
Из стержней круглого про- филя с метри- ческой резьбой	$d_c = 20$ мм	сталь Ст.5	70	90	100
		сталь Ст.3	60	70	75
	$d_c = 24$ мм	сталь Ст.5	100	120	130
		сталь Ст.3	85	100	105

Для горных выработок и сопряжений со сроком службы свыше 40 лет и в обводненных породах $N_{ак}$ следует принимать на 20 % меньше указанных в табл. 8.

Значение сопротивления кровли $P_{ак}$ при её ожидаемом смещении до 50 мм определяют по табл. 7. При ожидаемом смещении более 50 мм в зависимости от типа кровли:

- I и II тип – по рис. 5;
- III тип – значения $P_{ак}$ на 10 % больше, чем по рис. 5;
- IV тип – значения $P_{ак}$ на 20 % больше, чем по рис. 5.

Проверка расстояния между рядами анкеров в кровле

Расстояние между рядами анкеров в кровле проверяется по условию минимальной плотности установки анкеров Π_k :

$$a_{ак\ max} = \frac{n_{ак}}{\Pi_k \cdot B_{пр}}, \quad (10)$$

где $a_{ак\ max}$ – максимально допустимое расстояние между рядами анкеров, м; $n_{ак}$ – количество анкеров в ряду в кровле; Π_k – минимальная плотность установки анкеров в кровле, анк/м²; $B_{пр}$ – ширина выработки в проходке, м.

Значение Π_k определяется по табл. 9 исходя из расчётного сопротивления на сжатие R_c , которое даёт представление о степени устойчивости кровли:

$$R_c = \frac{(R_{c1} \cdot m_1 + R_{c2} \cdot m_2 + \dots + R_{ci} \cdot m_i) K_c}{B_{пр}}, \quad (11)$$

где R_c – расчётное сопротивление на сжатие, МПа; $R_{c1}, R_{c2}, \dots, R_{ci}$ – сопротивление сжатию слоёв пород, МПа ($R_{ci} = 10f_i$); m_1, m_2, \dots, m_i – мощность соответствующих слоёв (учитываются породы, попадающие в отрезок AB расчётной схемы); K_c – коэффициент, учитывающий экзогенную трещиноватость; $B_{пр}$ – ширина выработки в проходке, м.

Если в кровле выработки залегает слой прочных однородных пород с $R_c > 60$ МПа мощностью $m_i \geq 0,5B_{пр}$, то расчёт проводят по прочности этого слоя без учёта пород, расположенных выше.

Таблица 9

Классификация кровли выработок по устойчивости

Расчётное сопротивление на сжатие R_c , МПа	Класс кровли	Допустимое обнажение кровли от забоя, м	Минимальная плотность установки анкеров P_k , анк/м ²
< 30	I. Неустойчивая	< 1	1,0
пород 30÷80, угля > 6	II. Средней устойчивости	1÷3	0,7
> 80	III. Устойчивая	> 3	0,5

Коэффициент K_c для I и II типа кровли равен 0,9, для III типа принимается 0,6, а для IV типа равен 0,7÷0,8.

Из двух полученных значений $a_{ак р}$ и $a_{ак max}$ выбирают меньшее и округляют его в меньшую сторону до десятых долей. Это и будет окончательный шаг установки $a_{ак}$.

Далее принимается решение о типе и параметрах затяжки, опорных и податливых элементов крепи кровли.

Определение необходимости крепления боков выработки

Необходимость крепления боков выработки анкерами и параметры крепления определяются значением критерия:

$$\sigma_6 = \frac{K_b \cdot K_{вл} \cdot K_o \cdot \gamma \cdot H}{R_{сб}}, \quad (12)$$

где σ_6 – критерий относительной напряженности пород в боках выработки (табл. 10); K_b – коэффициент концентрации напряжений в боках выработки. ($K_b = 1,5$); $K_{вл}$ – коэффициент увеличения напряжений в боках выработки; K_o – коэффициент увеличения напряжений в зоне влияния опорного давления от очистных работ; γ – средний объёмный вес пород ($\gamma = 0,025$ МН/м³); H – глубина расположения от поверхности, м; $R_{сб}$ – расчётное сопротивление на сжатие пород в боках, МПа.

Коэффициент увеличения напряжений в боках выработок $K_{вл}$ учитывает влияние параллельной выработки. Он зависит от расстояния l до параллельной выработки (указано в исходных данных):

- при $l < 15$ м $K_{вл} = 2 - l/15$;
- при $l \geq 15$ $K_{вл} = 1$.

Коэффициент увеличения напряжений в зоне влияния опорного давления от очистных работ K_o для наклонных пластовых выработок принимается равным 1. Для выемочных штреков определяется только при ширине целика $l_{ц}$ менее $0,1H$:

$$K_o = 1 + (K_{o \max} - 1) \frac{(0,1H - l_{ц})}{0,1H}, \quad (13)$$

где $K_{o \max}$ принимается равным 2 при породах кровли I, III и IV типа и 3 при породах II типа. Значение $l_{ц}$ равно l .

Таблица 10

Варианты крепления боков выработки

Значение критерия σ_6	Место крепления	Параметры крепления
$\sigma_6 < 1$ для всех пород в боках, в т. ч. пласта	крепление только острых углов сопряжений	$P_{аб} = 10 \div 15 \text{ кН/м}^2$, $l_a = 1,0 \div 1,2 \text{ м}$
$\sigma_6 > 1$ для пласта $m < 1,5 \text{ м}$	крепление только пласта	$P_{аб} = 20 \text{ кН/м}^2$, $l_a = 1,5 \text{ м}$
$\sigma_6 > 1$ для пласта $m \geq 1,5 \text{ м}$	крепление на высоту бока	значение $P_{аб}$ и l_a по рис. 7

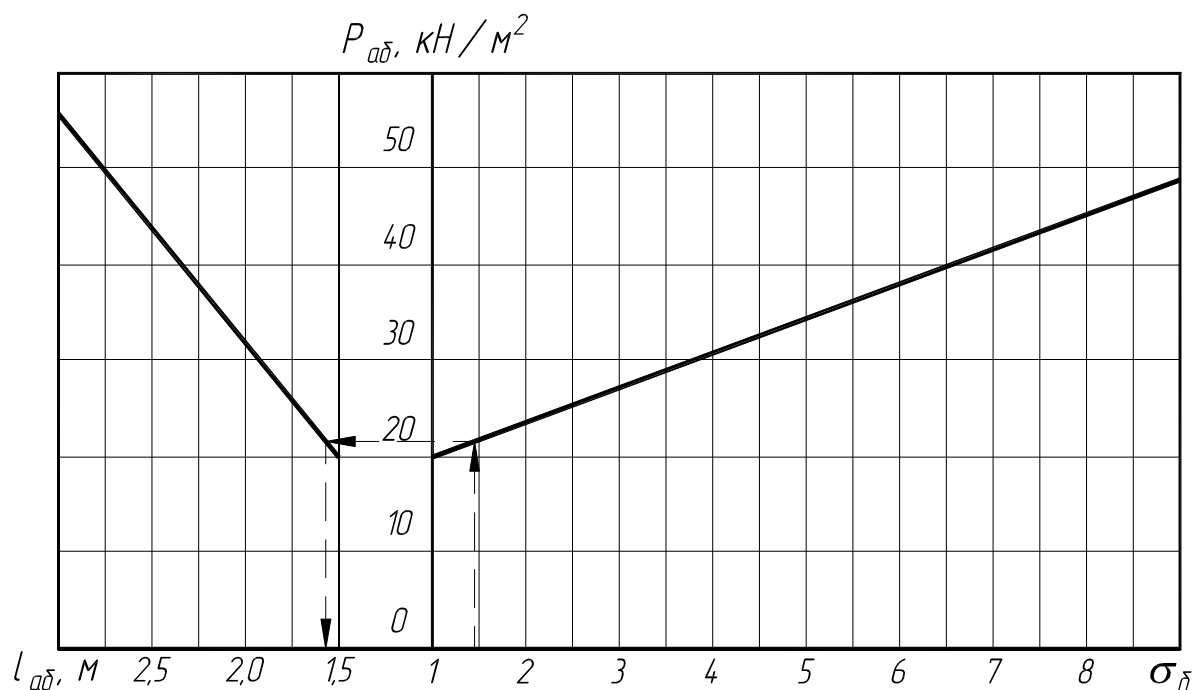


Рис. 7. Номограмма для определения параметров анкерной крепи в боках выработки

При определении значения критерия $\sigma_{\bar{\sigma}}$ в качестве $R_{\bar{\sigma}}$ вначале подставляется сопротивление на сжатие пласта угля $R_{\text{сy}}$. Если $\sigma_{\bar{\sigma}} < 1$, то расчёт останавливают, т. к. породы кровли и почвы прочнее угля, их крепление точно не понадобится.

Если $\sigma_{\bar{\sigma}} > 1$ при мощности пласта $m < 1,5$ м, то необходимо произвести расчёт и для породы, подставив в качестве $R_{\bar{\sigma}}$ сопротивление на сжатие пород почвы (кровли) $R_{\text{сп}}$.

Значения $R_{\text{сy}}$ и $R_{\text{сп}}$ определяются по формуле

$$R_{ci} = R \cdot K_c, \quad (14)$$

где R_{ci} – расчётное сопротивление, МПа; R – значение сопротивления пород одноосному сжатию в образце ($R = 10 f$), МПа; K_c – коэффициент, учитывающий экзогенную трещиноватость, см. формулу (10).

Значение коэффициента f указано в исходных данных.

Определение параметров крепи в боках выработки

Для штреков параметры определяются для обоих боков.

Расчётное расстояние между рядами анкеров в боках определяется по аналогии с кровлей:

$$a_{\text{аб pi}} = \frac{n_{\text{аби}} \cdot N_{\text{аби}}}{P_{\text{аби}} \cdot h_{\text{би}}} \quad \text{или} \quad a_{\text{аб pi}} = \frac{n_{\text{аби}} \cdot N_{\text{аби}}}{P_{\text{аби}} \cdot m_{\text{би}}}, \quad (15)$$

где $a_{\text{аб pi}}$ – расчётное расстояние между рядами анкеров в боку, м; $n_{\text{аби}}$ – количество анкеров в ряду в боках; $N_{\text{аби}}$ – расчётная несущая способность анкера в боку, кН; $P_{\text{аби}}$ – сопротивление крепи в боку, кН/м²; $h_{\text{би}}$ – высота бока, м; $m_{\text{би}}$ – мощность пласта в боку, м.

Количество анкеров в ряду устанавливаемых в пласт должно составлять:

- 1 при $m_{\text{би}} < 1,0$ м;
- 2 при $1,0 \leq m_{\text{би}} \leq 2,5$ м;
- 3 и более при $m_{\text{би}} > 2,5$ м.

Количество анкеров в ряду, устанавливаемых во всей высоте бока, рекомендуется принять из расчета 1 анкер на 1 метр высоты.

Крепление боков со стороны выемочного столба рекомендуется производить базальто-пластиковыми либо стеклопластиковыми

выми анкерами. Расчётная несущая способность стеклопластиковых анкеров от 40 до 70 кН, базальто-пластиковых – до 80 кН.

Сопротивление крепи и длина анкера в боках $P_{аб}$ принимается согласно рекомендациям табл. 11.

Проверка расстояния между рядами анкеров в боках

Расстояние между рядами анкеров в боках проверяется по условию минимальной плотности установки анкеров $\Pi_{б}$, м:

$$a_{абi \max} = \frac{n_{абi}}{\Pi_{б} \cdot h_{бi}}, \quad \text{или} \quad a_{абi \max} = \frac{n_{абi}}{\Pi_{б} \cdot m_{бi}} \quad (16)$$

где $a_{абi \max}$ – максимально допустимое расстояние между рядами анкеров, м; $n_{абi}$ – количество анкеров в ряду в боках, шт.; $\Pi_{б}$ – минимальная плотность установки анкеров боках, анк/м² (составляет 0,4 анк/м²); $h_{бi}$ – высота бока, м; $m_{бi}$ – мощность пласта в боку, м.

Из двух полученных значений $a_{аб \text{ рi}}$ и $a_{абi \max}$ выбирают меньшее и округляют его в меньшую сторону до десятых долей. Это и будет окончательный шаг установки $a_{аб}$.

Далее принимается решение о типе и параметрах затяжки, опорных и податливых элементов крепи боков.

Изображение крепи на сечении выработки

На основании определённых выше параметров необходимо изобразить анкерную крепь на сечении выработки (раздел 2). Анкеры в кровле целесообразно располагать с отклонением крайних анкеров от нормали к напластованию на угол $15 \div 20^\circ$ и на расстоянии их от боков не более 0,3 м. Анкеры в боках следует располагать с отклонением от напластования на угол $15 \div 30^\circ$ и на расстоянии от кровли не более 0,5 м.

Длина анкеров учитывает весь анкер, в т. ч. и выступающую в выработку часть.

1.4. Технология проведения горной выработки

В разделе необходимо принять решение об использовании той или иной технологии проведения горной выработки и составить её описание. Поэтапно выполнение раздела выглядит следующим образом:

1. Принципиальный выбор технологии проведения.
2. Обоснование перечня основных и вспомогательных производственных процессов при проведении выработки.
3. Определение величины подвигания за цикл.
4. Выбор проходческого оборудования.
5. Конструирование технологической схемы проведения.

Принципиальный выбор технологии проведения

Проведение пластовых выработок, в т. ч. с присечкой вмещающих пород, рекомендуется осуществлять комбайновым способом. Для проведения полевых выработок рекомендуется буровзрывной способ.

Обоснование перечня основных и вспомогательных производственных процессов при проведении выработки

На данном этапе необходимо определить и перечислить в пояснительной записке, какие процессы должны выполняться при проведении выработки. При этом следует указать, какие процессы основные, а какие вспомогательные.

Определение величины подвигания забоя за цикл

Одним из главных технологических параметров проведения выработки является величина подвигания забоя за цикл $l_{ц}$. При проведении буровзрывным способом эта величина определяется из паспорта буровзрывных работ (БВР), который приводится в данной части раздела. При комбайновом способе эта величина зависит от свойств вмещающих пород и составляет не более 2 м.

Для более простой организации работ величину подвигания за цикл рекомендуется принимать *равной* или *кратной шагу установки крепи*.

Выбор проходческого оборудования

Для всех процессов выполняемых с использованием средств механизации указывается тип и модель этих средств. Также необходимо выбрать средства механизации процессов доставки в забой вспомогательных грузов. Рекомендуется использовать современные модели, представленные на сайтах и в каталогах заводов-изготовителей. Приводится техническая характеристика выбранного оборудования.

При выборе оборудования целесообразно планировать такой главный и вспомогательный транспорт, который будет использоваться и при эксплуатации выработки. Если при эксплуатации какой-либо транспорт не предусматривается, необходимо принять его при проведении с последующим демонтажом.

Конструирование технологической схемы проведения

На этом этапе выполнения раздела проектируется взаимосвязка (последовательность) основных, вспомогательных рабочих процессов, определяется периодичность их выполнения и представляется описание выполнения процессов горнорабочими.

Вначале указывается, какие процессы не могут быть совмещены и выполняются последовательно, а какие возможно совместить (полностью или частично) для уменьшения продолжительности проходческого цикла. Затем процессы и средства их механизации komponуются в единую технологическую схему, которая должна обеспечивать минимальную продолжительность проходческого цикла. Эта информация является основой для выполнения раздела 6.

При комбайновом способе проведения снижение продолжительности цикла достигается вынесением вспомогательных процессов в ремонтно-подготовительную смену и совмещениями (при возможности) проходческих процессов.

При буровзрывном способе планирование ремонтной смены и вынесение вспомогательных процессов, как правило, не целесообразно. Их выполнение рекомендуется, по мере возможности, совместить с выполнением основных процессов.

Описание выполнения процессов должно быть детализировано до описания составляющих их операций. При этом должно быть обосновано количество горнорабочих, необходимое для выполнения конкретного процесса. Указываются требования по безопасности при выполнении процессов.

При составлении описания рекомендуется пользоваться нормативной [7, 8, 9] учебной [10] и технической [11] литературой, а также паспортами проведения выработок. Например, в качестве основы можно использовать нормы выработки [9]. Представленное в них описание при необходимости следует актуализировать до современного уровня технологии.

1.5. Расчёт проветривания выработки

Раздел выполняется на основе требований руководства [12]. В проекте необходимо принять проветривание тупиковой части проводимой выработки с помощью вентилятора местного проветривания (ВМП) и нагнетательный способ. Для сооружения трубопровода рекомендуется применять гибкие трубы диаметром 800 или 1000 мм. Расчёт проветривания тупиковой выработки включает в себя следующие этапы:

1. Определение расхода воздуха по выделению метана или по газам, образующимся при взрывных работах.
2. Определение расхода воздуха по числу людей.
3. Определение расхода воздуха по минимальной скорости воздуха в выработке.
4. Определение требуемой производительности и давления ВМП, выбор ВМП.
5. Определение расхода воздуха в месте установки ВМП.

Определение расхода воздуха по выделению метана

При проведении пластовых выработок комбайном расход воздуха по метановыделению определяют по формуле

$$Q_{зп} = \frac{100I_{п}}{C - C_0}, \quad (17)$$

где $Q_{зп}$ – расход воздуха по метановыделению, м³/мин; $I_{п}$ – метанообильность подготовительной выработки, м³/мин; C – допустимая концентрация CH₄ в исходящей вентиляционной струе, %; C_0 – допустимая концентрация CH₄ в поступающей в забой струе, %.

Определение расхода воздуха по газам, образующимся при взрывных работах

$$Q_{зп г} = \frac{2,25}{T} \sqrt[3]{\frac{V_{в.в} \cdot S_{св}^2 \cdot l_{п}^2 \cdot k_{обв}}{k_{ут.тр}^2}}, \quad (18)$$

где $Q_{зп г}$ – расход воздуха по газам, образующимся при взрывных работах, м³/мин; T – продолжительность проветривания забоя по-

сле взрыва, мин (до 30 мин [13]); $S_{\text{св}}$ – площадь сечения выработки в свету, м^2 ; $l_{\text{п}}$ – проектная длина выработки, м; $k_{\text{обв}}$ – коэффициент, учитывающий обводнённость выработки (0,6÷0,8); $k_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе (согласно табл. 7.19 [12]); $V_{\text{в.в}}$ – объем вредных газов, образующихся после взрывания, л.

$$V_{\text{в.в}} = Q \cdot I_{\text{в.в}}, \quad (19)$$

где Q – масса взрывчатого вещества на одну заходку, кг; $I_{\text{в.в}}$ – газовость взрывчатого вещества, л/кг (при взрывании по породе принимается 40 л, а по углю 100 л на 1 кг взрывчатого вещества).

Определение расхода воздуха по числу людей

$$Q_{\text{зп л}} = 6n, \quad (20)$$

где $Q_{\text{зп л}}$ – расход воздуха по числу людей, $\text{м}^3/\text{мин}$; n – количество людей, одновременно работающих в выработке (см. раздел 1.6).

Определение расхода воздуха по минимальной скорости воздуха в выработке

$$Q_{\text{зп с}} = 60V_{\text{мин}} \cdot S_{\text{св}}, \quad (21)$$

где $Q_{\text{зп с}}$ – расход воздуха по минимальной скорости воздуха в выработке, $\text{м}^3/\text{мин}$; $V_{\text{мин}}$ – минимально допустимая по ПБ [2] скорость воздуха в выработке согласно п. 235 ПБ [2], м/мин; $S_{\text{св}}$ – площадь сечения выработки в свету, м^2 .

Определение требуемой производительности и давления ВМП, выбор ВМП

Из полученных расчётных значений $Q_{\text{зп г}}$, $Q_{\text{зп л}}$ и $Q_{\text{зп с}}$ выбирают большее значение $Q_{\text{зп}}$, на основе которого определяют требуемую расчётную производительность ВМП:

$$Q_{\text{вр}} = k_{\text{ут.тр}} \cdot Q_{\text{зп}}, \quad (22)$$

где $Q_{\text{вр}}$ – расчётная производительность ВМП, $\text{м}^3/\text{мин}$; $k_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе; $Q_{\text{зп}}$ – максимальное значение расхода воздуха для проветривания выработки, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Расчётное давление вентилятора, работающего на гибкий вентиляционный трубопровод (депрессия трубопровода), определяется по формуле

$$h_{\text{вр}} = Q_{\text{вр}}^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \quad (23)$$

где $h_{\text{вр}}$ – расчётное давление вентилятора, даПа; $Q_{\text{вр}}$ – расчётная производительность ВМП, м³/с; $R_{\text{тр.г}}$ – аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, км (μ – Мюрг); $k_{\text{ут.тр}}$ – коэффициент утечек воздуха в вентиляционном трубопроводе (согласно табл. 7.19 [13]).

Аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха определяется по формуле

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} (l_{\text{тр}} + 20d_{\text{тр}} \cdot n_1 + 10d_{\text{тр}} \cdot n_2), \quad (24)$$

где $R_{\text{тр.г}}$ – аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, км/м; $r_{\text{тр}}$ – удельное аэродинамическое сопротивление гибкого вентиляционного трубопровода без утечек воздуха, км/м (принимается для диаметров 0,8 и 1,0 м соответственно равным 0,0161 и 0,0051); n_1, n_2 – количество поворотов трубопроводов на 61÷90° и 45÷60° соответственно; $l_{\text{тр}}$ – длина трубопровода, м; $d_{\text{тр}}$ – диаметр трубопровода, м.

Коэффициент $k_{\text{ут.тр}}$ для пластовых выработок выбирается исходя из следующих длин трубопровода:

- для наклонных выработок 200÷400 м;
- для горизонтальных выработок до 800 м.

Для определения числа поворотов для пластовых выработок необходимо составить схему проветривания (рис. 8), для полевых выработок n_1 и n_2 по умолчанию можно принять равными нулю.

По расчётным значениям $Q_{\text{вр}}$ и $h_{\text{вр}}$, производят выбор модели ВМП. Характеристики ВМП представлены в руководстве [12], а также на сайтах и в каталогах заводов-изготовителей. Следует выбрать такой вентилятор, рабочая область аэродинамической характеристики которого включает в себя расчётную точку (расчётный режим) $Q_{\text{вр}}$ и $h_{\text{вр}}$ или находится выше и (или) правее неё.

Если расчётная точка попадает в рабочую область, то расчётная точка является рабочей ($Q_{вр} = Q_{в}$, $h_{вр} = h_{в}$). Выбор сделан, следует перейти к расчёту значения $Q_{вс}$.

Если расчётная точка не попадает в рабочую область необходимо найти рабочую точку ($Q_{в}$ и $h_{в}$) в рабочей области аэродинамической характеристики ВМП. Допускает это сделать упрощённо, без построения аэродинамической характеристики трубопровода (выбрать ближайшую от расчётной точки рабочую точку).

Если выбор ВМП затруднён из-за высокого значения $h_{вр}$ необходимо повторить его расчёт, уменьшив длину трубопровода.

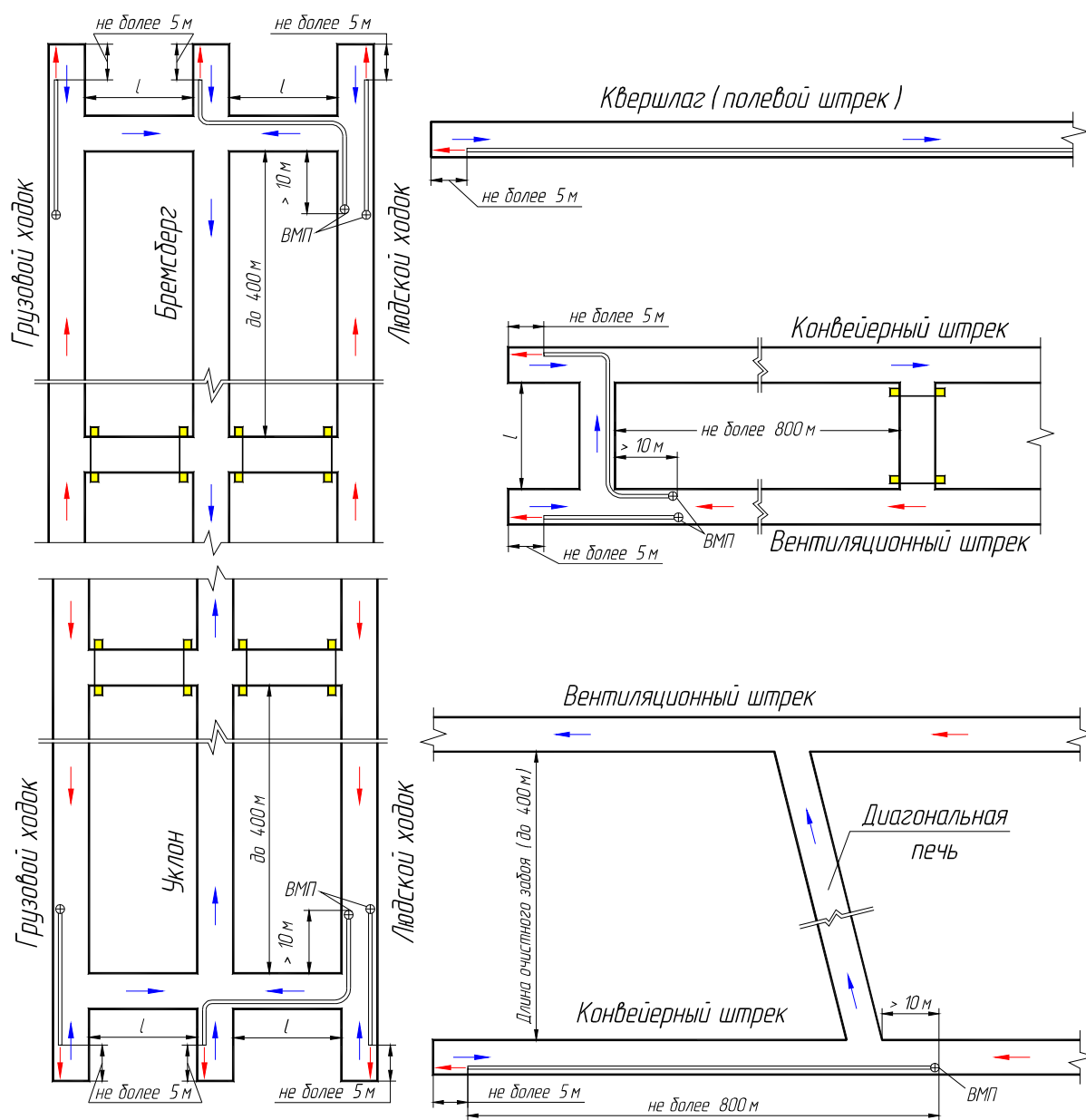


Рис. 8. Примеры схем проветривания тупиковых выработок

Определение расхода воздуха в месте установки ВМП

Расход воздуха в месте установки ВМП должен удовлетворять следующим условиям [3, 12]:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 Q_{\text{в}} 1,1, \quad (25)$$

где $Q_{\text{вс}}$ – расход воздуха в месте установки ВМП, м³/мин; $Q_{\text{в}}$ – рабочая производительность ВМП, м³/мин.

В конце раздела приводится краткая техническая характеристика выбранного ВМП и немасштабная схема (рис. 8) с указанием основных параметров проветривания.

1.6. Разработка графика организации работ

Цель этого раздела – представить технологическую схему в виде планограммы и определить скорость проведения выработки. Раздел выполняется на основании спроектированной ранее технологической схемы проведения. Вначале подраздела принимают решение о режиме работы проходческого забоя. График организации работ при проведении горной выработки составляется, как правило, на сутки и содержит:

- график выходов рабочих;
- планограмму организации работ;
- таблицу технико-экономических показателей (ТЭП).

График выходов рабочих

Возможны следующие подходы при составлении графика выходов: по нормам времени (выработки), по расстановке по рабочим местам, комбинированный.

Для расчёта по нормам времени требуется знать нормы для современного проходческого оборудования. Необходимость такого расчёта устанавливается руководителем проекта. При составлении графика по расстановке по рабочим местам рекомендуются следующая численность рабочих-сдельщиков:

- при проведении выработки комбайном и креплении анкерной крепью 3 или 4 человека;
- при проведении выработки комбайном или с помощью БВР и креплении рамной крепью 4÷6 человек.

Структура графика выходов приведена в табл. 11.

Таблица 11

Структура графика выходов рабочих

Профессия	Разряд	Кол-во рабочих				На сутки	Смены			
		1	2	3	4		I	II	III	IV
МГВМ	VI									
Проходчик	V									
Электрослесарь	V									
Горнорабочий	III									
Всего										

В число проходчиков в звене n_3 входят машинист проходческого комбайна или буровой установки (МГВМ VI разряда) и непосредственно проходчики V или IV разряда. Они являются «сдельщиками» так как непосредственно выполняют процессы по проведению выработки.

В каждую смену по проведению выработки выходят также электрослесарь V разряда и горнорабочий (ГРП) II или III разряда. В ремонтно-подготовительную смену выходит несколько электрослесарей для ремонта оборудования и ГРП для доставки материалов и других работ. Электрослесари и ГРП являются «временщиками» так как не выполняют процессы по проведению выработки.

Построение планогаммы организации работ

Данная часть проекта выполняется на основе норм [9] на выполнение процессов, входящих в состав проходческого цикла, которые были установлены в разделе 4. Для составления графика организации работ необходимо определить продолжительность каждого рабочего процесса проходческого цикла (табл. 12). На основе этих расчётов затем определяют продолжительность проходческого цикла и скорость проведения выработки.

Таблица 12

Определение продолжительности проходческого цикла

Наименование процесса	Ед. изм.	Объем на цикл (сутки)	Норма выработки			Продолжи- тельность, мин
			по сбор- нику	поправочный коэффициент	установ- ленная	
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
		V_i	H_i	$K = K_1 \times K_2$	$H_{yi} = 4 \times 5$	t_i

Нормы [9] приведены на смену и рассчитаны на одного человека. Поэтому, вначале, исходя из величины подвигания забоя за цикл $l_{ц}$, установленной в разделе 4, необходимо установить объем работ на цикл по каждому процессу. Затем продолжительность процесса можно определить по формуле

$$t_i = \frac{t_{см} \cdot V_i}{N_{пр} \cdot H_{yi}}, \quad (26)$$

где t_i – продолжительность процесса, мин; $t_{см}$ – продолжительность смены, мин; V_i – объем на цикл; $N_{пр}$ – количество проходчиков, выполняющих отдельный процесс; H_{yi} – установленная норма выработки.

Значения для процессов выполняемые один раз в сутки в ремонтно-подготовительную смену можно представить в отдельной части таблицы. Их объём тогда надо определить на сутки.

Количество проходчиков $N_{пр}$ для выполнения процессов, нормы для которых составлены на одного человека, принимается из р. 4. При определении продолжительности выемки горной массы проходческим комбайном и бурения шпуров $N_{пр}$ следует принимать равным 1, т. к. норма на эти процессы составлена уже на звено. В справочнике [9] представлена таблица норм для комбайна ГПКС. Если в проекте предполагается использование более производительного комбайна (табл. 14), то рекомендуется к данным этой таблицы применить поправочный повышающий коэффициент, равный отношению производительности применяемого комбайна к производительности комбайна ГПКС ($1,4 \text{ м}^3/\text{мин}$).

На основе значений t_i строят планограмму организации работ (табл. 13) и определяют продолжительность цикла, которая равна сумме продолжительностей несовмещенных процессов $\sum t_{ин}$.

Таблица 13

Планограмма организации работ*

Процесс	Продолжительность, мин	I смена						II смена					
		9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
	$\sum t_{ин}$												

*Примечание. Планограмма строится на сутки

Таблица 14

Технические данные проходческих комбайнов*

Наименование характеристики		Sandvik MB670-1	КП21	П110	П220	КСП32	КСП35	КСП42	КП200
Производительность, не менее, м³/мин	по углю	4,2; 4,9	2,0	1,7	3,0	1,5	1,8		
	по породе	0,8; 1,0	0,3	0,3		0,3	0,3	0,2	0,3
Угол наклона выработки, град		5	±12						
Максимальный предел прочности на сжатие разрушаемых пород, МПа		80	100	100	120	100	100	120	
Форма сечений выработок		прямоуг.	любая						
Сечение выработки в проходке, м²		14÷31	10÷28	7÷25	9÷30	10÷32	10÷35	12÷38	14÷39
Размеры, мм	длина	10500	12700	13000	10500	13000	11400	11400	14000
	ширина	2000	2300	2550	2000	2730	2200	2200	2940
	высота	2100	1800	1850	1900	1800	2200	2200	2420
Масса комбайна, т		98	45	41	53	45	50	75	75
Погрузочный орган		питатель со звездами (парно-нагребающими лапами)							
Ширина стола питателя, мм		5000÷6200	2200 3200	2100 3800	2400 3300 4000	3700	3530	4160	4200
Глубина вруба (ход телескопа), мм		1000	500	600		650		600	
Скорость передвижения комбайна рабочая (маневровая), м/мин		3,5, 7,0 (15,0)	1,2 (4,0)	1,5 (6,0)	1,3 (5,0)	1,0 (5,0)	1,3 (5,5)	1,1 (4,6)	0,6 (4,4)
Напряжение питания, В		1140	660	660; 1140		660	660; 1140		1140
Мощность электродвигателей суммарная (резания), кВт		506÷587 (270; 315)	190 (110)	195 (110)	305 (220)	208 (130)	250 (132)	350 (160) 390 (200)	344 (200)

*Примечание. Технические данные могут отличаться в зависимости от исполнения и года выпуска.

Определение скорости проведения выработки

Вначале необходимо найти количество циклов в сутки:

$$n_{\text{цср}} = n_{\text{ц}} \cdot n_{\text{с}} \quad (27), \quad n_{\text{ц}} = \frac{t_{\text{см}}}{t_{\text{ц}}} = \frac{t_{\text{см}}}{\sum t_{i\text{н}}}, \quad (28)$$

где $n_{\text{цср}}$ – расчётное количество циклов в сутки; $n_{\text{ц}}$ – количество циклов в смену; $n_{\text{с}}$ – количество смен по проведению выработки в сутки; $t_{\text{см}}$ – продолжительность смены, мин; $t_{\text{ц}}$ – продолжительность цикла, мин; $t_{i\text{н}}$ – продолжительность отдельного несовмещённого рабочего процесса, мин.

Значение $n_{\text{цср}}$ рекомендуется округлить до целого в большую сторону (завершение последнего цикла спроектировать в первую смену). Тогда месячная скорость составит:

$$V_{\text{м}} = n_{\text{д}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot n_{\text{цс}}, \quad (29)$$

где $V_{\text{м}}$ – месячная скорость проведения выработки, м; где; $n_{\text{д}}$ – количество рабочих дней в месяце; $l_{\text{ц}}$ – подвигание забоя за цикл, м; $n_{\text{цс}}$ – количество циклов в сутки.

Структура таблицы ТЭП представлена далее (табл. 15).

Таблица 15

Технико-экономические показатели

Показатель		Единица измерения	Значение
1. Площадь сечения выработки в свету		м ²	
2. Площадь сечения выработки в проходке		м ²	
3. Тип крепи		—	
4. Модель проходческого комбайна (буровой установки)		—	
5. Транспорт в выработке при проведении	главный	—	
	вспомогательный	—	
6. Продолжительность проходческого цикла		мин	
7. Подвигание забоя за цикл		м	
8. Количество циклов в сутки		—	
9. Месячная скорость проведения выработки		м	
10. Количество проходчиков в звене		чел.	
11. Производительность труда проходчика		м/вых.	
12. Стоимость проведения 1 м выработки*		руб.	

* *Примечание. Определяется в разделе 1.7.*

1.7. Определение себестоимости проведения 1 м выработки

В разделе необходимо определить участковые затраты на заработную плату, материалы, электроэнергию, амортизацию проходческого оборудования. По результатам расчётов определяется участковая себестоимость проведения 1 м выработки.

Для расчёта затрат на заработную плату необходимо определить списочный состав рабочих каждой профессии:

$$N_{pci} = k_{ci} \cdot N_{pji}, \quad (29)$$

где N_{pci} – списочный состав рабочих подготовительного участка i -й профессии, чел.; k_{ci} – коэффициент списочного состава; N_{pji} – явочный состав рабочих подготовительного участка i -й профессии, чел.

Коэффициент списочного состава для подземных рабочих можно определить по формуле

$$k_{ci} = \frac{T_k - T_{\pi} - T_{vy}}{(T_k - T_{\pi} - T_{vpi} - T_{oi}) \cdot k_{y\pi i}}, \quad (30)$$

где T_k – календарное количество дней в году; T_{π} – число праздничных дней в году; T_{vy} – число выходных дней участка в году; T_{vpi} – число выходных дней рабочего в году; T_{oi} – продолжительность отпуска; $k_{y\pi i}$ – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам (принимается $0,94 \div 0,97$).

Число выходных дней рабочих принимается из расчёта 30-часовой рабочей недели. Продолжительность отпуска рабочих подготовительного участка регламентируется трудовым кодексом [14], отраслевым соглашением [15] и коллективным договором на конкретной шахте. В рамках проекта можно воспользоваться фактической продолжительностью отпуска для шахт Кузбасса или следующими значениями:

- для МГВМ и проходчика $T_{o1} = 60$ дней;
- для электрослесаря $T_{o2} = 50$ дней;
- для ГРП $T_{o3} = 45$ дней.

Расчёт затрат на заработную плату, как и других элементов, принято представлять в таблице (табл. 16 и 17). Тарифные ставки и оклады можно принять по табл. 16 и 17 или самостоятельно при

условии соблюдения минимальных требований отраслевого соглашения [15] и других документов.

Таблица 16

Расчёт суточного фонда заработной платы рабочих $C_{зр}$

Профессии	Разряд	$N_{\text{ря}i}$, чел.	k_{ci}	N_{pci} , чел.	$R_{\text{т}i}$, руб.	$F_{\text{н}i}$	$F_{\text{р}}$	$F_{\text{с}}$	C_{pi} , руб.
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>	<i>8</i>	<i>9</i>	<i>10</i>
МГВМ	VI				1300		1,3	1,3	
Проходчик	V				1120				
Эл. слесарь	V				1020				
ГРП	III				860				
Итого									$C_{\text{зр}} = \sum C_{\text{pi}}$

Доплаты за ночные (вечерние) смены регламентируются отраслевым соглашением [15] и коллективным договором на конкретном предприятии. Рекомендуется принять доплату за ночную смену 40 %, а за вечернюю – 20 %.

Тарифы страховых взносов регламентирует Налоговым кодексом РФ [16].

Заработную плату рабочих определяют по формуле

$$C_{pi} = N_{pci} \cdot R_{ti} \cdot F_{ni} \cdot F_p \cdot F_c, \quad (31)$$

где C_{pi} – суточные затраты на заработную плату i -й профессии, руб.; N_{pci} – списочный состав рабочих участка i -й профессии, чел.; R_{ti} – тарифная ставка (сменная) рабочих i -й профессии, руб.; F_{ni} – коэффициент, учитывающий доплаты за ночные (вечерние) смены; F_p – районный коэффициент; F_c – коэффициент, учитывающий страховые взносы на заработную плату.

Коэффициент списочного состава для ИТР (кроме горных мастеров) не определяется. Состав ИТР участка можно принять по шахтным данным или по рекомендациям табл. 17.

Заработную плату ИТР определяют по формуле

$$C_{ii} = \frac{N_{ияi} \cdot R_{oi} \cdot F_{ni} \cdot F_p \cdot F_c}{N_m}, \quad (32)$$

где C_{ii} – суточные затраты на заработную плату i -й должности, руб.; $N_{ияi}$ – явочный состав ИТР i -й профессии, чел.; R_{oi} – месяч-

ный оклад i -й должности, руб.; F_{ni} – коэффициент, учитывающий доплаты за ночные (вечерние) смены; F_p – районный коэффициент; F_c – коэффициент, учитывающий страховые взносы на заработную плату; N_m – количество рабочих дней забоя за месяц.

Для горных мастеров учитывается их списочный состав.

Таблица 17

Расчёт суточного фонда заработной платы ИТР $C_{зи}$

Должность	$N_{ияi}$, чел.	R_{oi} , руб.	F_{ni}	F_p	F_c	C_{ni} , руб.
I	2	3	4	5	6	7
Начальник участка	1	78600	–	1,3	1,3	
Заместитель начальника	1	57300				
Помощник начальника	1	41500				
Механик участка	1	45000				
Горный мастер	4	37500				
Итого						$C_{зи} = \sum C_{ni}$

Возможны другие виды доплат, кроме учтённых выше: за дополнительный объём работ, за работу в праздничные дни, за выполнение плана и т. д. Необходимость их использования в проекте определяется преподавателем.

Затраты на суточную заработную плату по участку определяют как сумму по всем рабочим профессиям и должностям:

$$C_z = C_{зр} + C_{зи}, \quad (33)$$

где C_z – затраты на суточную заработную плату по участку, руб.; $C_{зр}$ – суточные затраты на заработную плату рабочих, руб.; $C_{зи}$ – суточные затраты на заработную плату ИТР, руб.

Расчёт затрат на электроэнергию допускается произвести по фактическому расходу по одноставочному тарифу. Рекомендуется учесть наиболее энергоёмкое оборудование забоя, работающее на электроэнергии. Вначале, исходя из принятых в проекте решений по организации работ, необходимо определить продолжительность работы каждого потребителя электроэнергии за сутки. Продолжительность работы в ремонтно-подготовительную смену можно принять до 20 % от продолжительности работы в смену по проведению выработки (кроме ВМП).

Расход электроэнергии остальными, менее энергоёмкими, потребителями (системы автоматики, освещение и др.) можно учесть путём добавления в табл. 18 строки «Прочие потребители». Соответствующие затраты можно принять равными $4 \div 7$ % от суммарных затрат указанных в таблице энергоёмких потребителей.

Затраты на оплату фактически израсходованной электроэнергии при одноставочном тарифе определяют по формуле

$$C_{эi} = N_i \cdot T_{coi} \cdot F_э \quad \text{или} \quad C_{эi} = J_{эi} \cdot F_э, \quad (34)$$

где $C_{эi}$ – суточные затраты на электроэнергию по i -му потребителю, руб.; N_i – установленная мощность i -го потребителя, кВт; T_{coi} – суточная продолжительность работы i -го потребителя, ч; $F_э$ – стоимость 1 кВт·ч электроэнергии (тариф), руб.; $J_{эi}$ – суточный расход электроэнергии i -м потребителем, кВт·ч.

Таблица 18

Затраты на электроэнергию $C_э$

Наименование потребителей	N_i , кВт	T_{coi} , ч	$J_{эi}$, кВт·ч	$F_{э}$, руб.	$C_{эi}$, руб.
1	2	3	4	5	6
				8,5	
Итого					$\sum C_{эi}$
Прочие потребители	—			$C_{эп} = (0,04 \div 0,07) \cdot \sum C_{mi}$	
Всего					$C_{э} = \sum C_{эi} + C_{эп}$

При расчёте затрат на материалы (табл. 19) следует учесть наиболее значимые расходы (например, на элементы крепи и обустройства выработки). Затраты на остальные материалы можно учесть через коэффициент 0,15.

Таблица 19

Суточные затраты на материалы C_m

Наименование материалов	Единицы измерения	Расход на сутки J_{Mi}	Стоимость единицы F_{Mi} , руб.	Стоимость C_{Mi} , руб.
1	2	3	4	5
				$C_{Mi} = 3 \times 4$
Итого				$\sum C_{Mi}$
Прочие материалы	—			$C_{МП} = 0,15 \cdot \sum C_{Mi}$
Всего				$C_M = \sum C_{Mi} + C_{МП}$

Суточные амортизационные отчисления (табл. 20) по каждому виду оборудования определяют по формуле

$$C_{ai} = \frac{k_{ai} \cdot F_{ai}}{N_{\Gamma}}, \quad (35)$$

где C_{ai} – суточные амортизационные отчисления за i -й вид оборудования, руб.; k_{ai} – коэффициент, учитывающий годовую норму амортизации (общую) на i -й вид оборудования; F_{ai} – стоимость оборудования, руб.; N_{Γ} – количество рабочих дней забоя за год.

Коэффициент k_{ai} обозначает годовую норму амортизации в долях единицы. Его значение можно принять по сборникам [17, 18] или рассчитать исходя из ресурса оборудования, если он известен (см. работу № 11 практикума [19]):

Таблица 20

Затраты на амортизацию C_a

Наименование оборудования	Коли- чество	Стоимость единицы, руб.	F_{ai} , руб.	k_{ai}	C_{ai} , руб.
1	2	3	4	5	6
Итого					$C_a = \sum C_{ai}$

Стоимость оборудования можно принять по любым достоверным источникам.

После определения всех элементов затрат участковую себестоимость проведения 1 м выработки определяют по формуле

$$C_y = \frac{C_3 + C_m + C_э + C_a}{l_c}, \quad (36)$$

где C_y – участковая себестоимость проведения 1 м выработки, руб.; C_3 – затраты на суточную заработную плату по участку, руб.; C_m – суточные затраты на материалы, руб.; $C_э$ – суточные затраты на электроэнергию, руб.; C_a – суточные амортизационные отчисления, руб.; l_c – подвигание забоя за сутки, т.

Подвигание забоя за сутки – это произведение подвигания забоя за цикл $l_{\text{ц}}$, количества циклов в смену $n_{\text{ц}}$ и смен по проведению выработки в сутки n_c установленных ранее в проекте.

2. СОДЕРЖАНИЕ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ

Графическая часть проекта (прил. 2) выполняется на листе формата А1 и представляет собой технологическую схему проведения выработки, на которой должны быть представлены:

- схема проводимой выработки в трёх проекциях (М 1:50);
- сечение выработки при её эксплуатации (М 1:50);
- планограмма организации работ;
- график выходов рабочих;
- таблица ТЭП;
- схема проветривания выработки;
- схема расположения шпуров или схема обработки забоя исполнительным органом комбайна (М 1:50);
- дополнительная графическая информация.

Схема проводимой выработки должна быть выполнена строго в соответствии с расчётными данными и технологическими решениями, принятыми в проекте. Изображается вертикальный продольный вид, план и поперечное сечение выработки в проходке, на которых должны быть показаны крепь, проходческое оборудование, трубопроводы, а также размеры характеризующие параметры выработки, крепи и др. На сечении выработки в эксплуатации должно быть показано оборудование, которое будет установлено при эксплуатации выработки с соответствующими зазорами и проходами.

Планограмма организации работ, график выходов рабочих, таблица ТЭП и схема проветривания выработки выносятся на лист из соответствующих разделов пояснительной записки.

Если проектом принят буровзрывной способ проведения выработки, то на листе приводится схема расположения шпуров (паспорт БВР) в трёх проекциях. При комбайновом способе проведения изображают схему движения исполнительного органа комбайна по забою (схема обработки забоя).

Дополнительная графическая информация содержит, как правило, детальное изображение в соответствующем масштабе элементов крепи, водоотливной канавки, узлов подвески трубопроводов, сланцевых завес, рабочих полков и т. д. Также по согласованию с руководителем проекта можно привести список проходческого оборудования, таблицу расхода материалов и т. д.

Приложение 1

Министерство науки и высшего образования Российской Федерации
Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение
высшего образования
«Кузбасский государственный технический университет им. Т. Ф. Горбачева»
Кафедра разработки месторождений полезных ископаемых

ЗАДАНИЕ

для курсового проекта по дисциплине

"Проведение горных выработок"

Студенту _____ группы _____

Ф.И.О.

Дата выдачи задания «___» _____ 202__ г.

Дата предоставления проекта к защите «___» _____ 202__ г.

Тема: Составить проект проведения _____
_____ длиной _____ м.

Исходные данные:

1. Срок службы выработки $T =$ _____.

2. Минимальная глубина заложения выработки H_m _____ м.

3. Коэффициент крепости и мощность¹⁾:

пласта угля $f_y =$ _____; $m_y =$ _____ м;

непосредственной кровли $f_{нк} =$ _____; $m_{нк} =$ _____ м;

основной кровли $f_{ок} =$ _____; $m_{ок} =$ _____ м;

почвы $f_{п} =$ _____; $m_{п} =$ _____ м.

4. Угол падения пласта $\alpha =$ _____ град.

5. Метанообильность выработки¹⁾ $I =$ _____ м³/мин.

6. Коэффициент крепости породы²⁾ $f =$ _____.

7. Ожидаемое смещение пород кровли⁴⁾ $U =$ _____ мм.

8. Количество воздуха, проходящего при эксплуатации выработки, $Q =$ _____ м³/мин.

9. Вид транспорта в выработке при эксплуатации: _____.

10. Расстояние до параллельно проводимой (через целик) выработки¹⁾ $l =$ _____ м.

11. Коэффициент нарушенности массива³⁾ $k_c =$ _____.

12. Осложняющие факторы⁴⁾: интенсивная трещиноватость ☐

неустойчивые породы ☐ обводнённые породы ☐.

13. Сложные горно-геологические условия да / нет

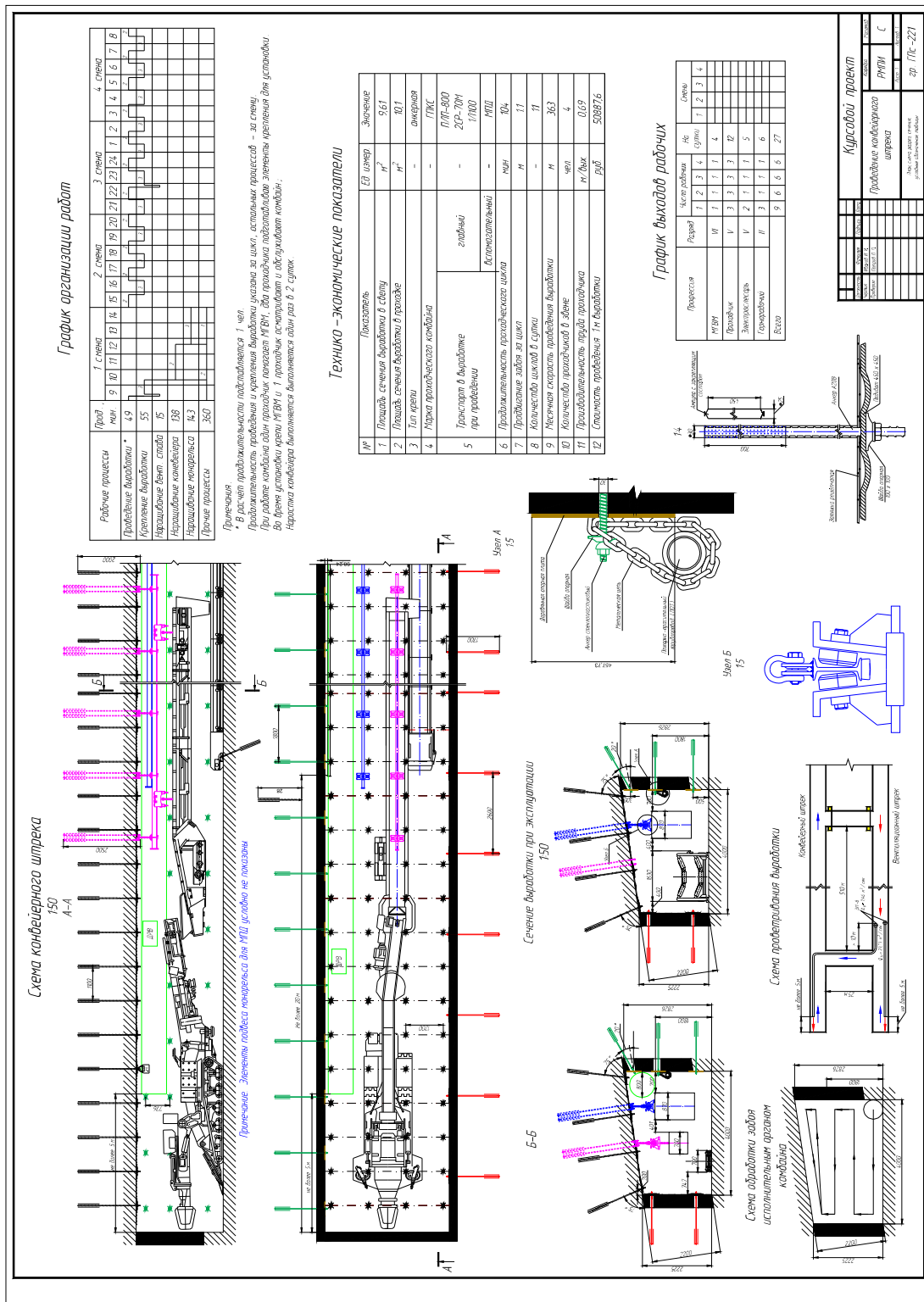
Спец. часть _____

Пояснительная записка и графическая часть проекта должна быть выполнена в соответствии с методическими указаниями по выполнению курсового проекта.

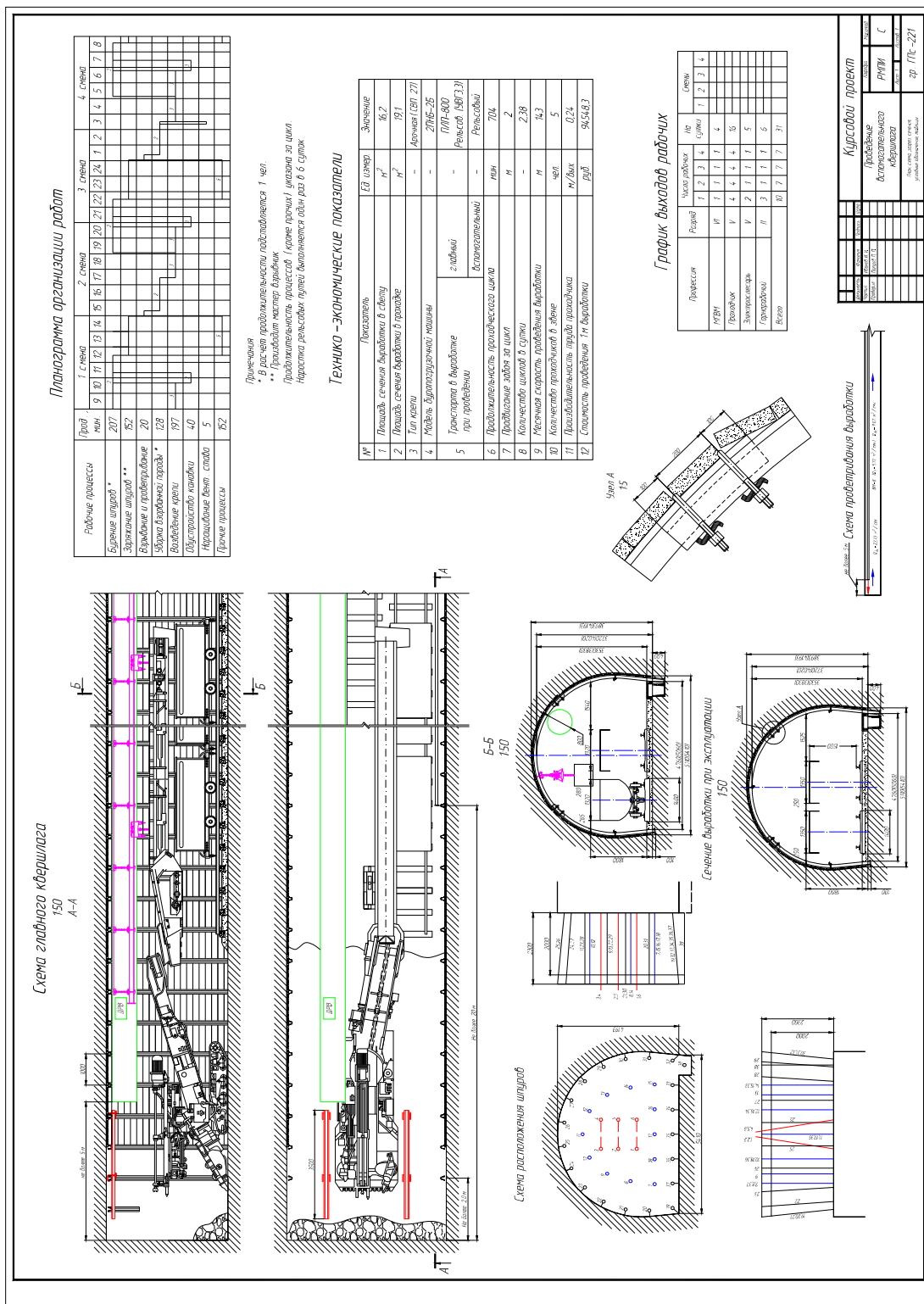
Примечания: ¹⁾ для выработок, проводимых по пласту угля, ²⁾ для полевых выработок, ³⁾ для выработок с рамной крепью, ⁴⁾ для выработок с анкерной крепью.

Руководитель проекта _____

Пример компоновки графической части при комбайновом способе проведения



Пример графической части при буровзрывном способе проведения



Список рекомендуемой литературы

1. Основы горного дела. Подземная геотехнология : Практикум / К. А. Филимонов, Ю. А. Рыжков, Д. В. Зорков, Р. Р. Зайнулин ; ФГБОУ ВПО "Кузбасский государственный технический университет имени Т. Ф. Горбачева". – Кемерово, 2012. – 144 с. – Текст : непосредственный.
2. Инструкция по расчёту и применению анкерной крепи на угольных шахтах (утв. приказом № 448 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 19.11.2020). – Текст : непосредственный.
3. Правила безопасности в угольных шахтах (утв. приказом № 507 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 08.12.2020). – Текст : непосредственный.
4. ГОСТ Р 31560-2012. Крепи металлические податливые рамные. Крепь арочная. Общие технические условия. – Москва : Стандартинформ, 2013. – 14 с. – Текст : непосредственный.
5. ГОСТ Р 53960-2010. Крепи металлические податливые рамные. Крепь трапецевидная. Общие технические условия. – Москва : Госстандарт, 2011. – 15 с. – Текст : непосредственный.
6. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / ВНИМИ. – СПб., 1991. – 125 с. – Текст : непосредственный.
7. Технологические схемы проведения подготовительных выработок проходческими комбайнами на угольных шахтах Кузбасса / М-во угольной пром-сти СССР ; Всесоюз. науч.-исслед. и проект.-конструкт. угольный ин-т ; КузНИУИ / сост. Н. Я. Макаров [и др.]. – Прокопьевск, 1990. – 125 с. – Текст : непосредственный.
8. Паспорта подготовительных и очистных работ для шахт производственного объединения "Беловоуголь". – Кемерово, 1992. – 102 с. – Текст : непосредственный.
9. Единые нормы выработки (времени) для шахт Кузнецкого бассейна / Минуглепром СССР. – Москва, 1981. – 557 с. – Текст : непосредственный.
10. Основы горного дела / П. В. Егоров [и др.]. – Москва : МГИИ, 2002. – 405 с. – Текст : непосредственный.

11. Проходчик горных выработок : справ. изд. / под ред. А. И. Петрова. – Москва : Недра, 1991. – 646 с. – Текст : непосредственный.

12. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Москва : Макеевка-Донбасс, 1989. – 320 с. – Текст : непосредственный.

13. Правила безопасности при производстве, хранении и применении взрывчатых материалов промышленного назначения (утв. приказом № 494 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 03.12.2020). – Текст : непосредственный.

14. Трудовой кодекс Российской Федерации от 30.12.2001 № 197-ФЗ (ред. от 01.04.2019). – Текст : непосредственный.

15. Отраслевое тарифное соглашение по горно-металлургическому комплексу Российской Федерации на 2020–2022 годы. – Текст : непосредственный.

16. Налоговый кодекс Российской Федерации (часть вторая) от 05.08.2000 № 117-ФЗ (ред. от 25.12.2018, с изм. и доп., вступ. в силу с 25.01.2019). – Текст : непосредственный.

17. Единый сборник норм амортизационных отчислений. Книга I. Оборудование горно-шахтное. – Москва : ВНИИУголь, 1984. – 335 с. – Текст : непосредственный.

18. Единые нормы амортизационных отчислений на полное восстановление основных фондов народного хозяйства СССР. Утв. постановлением Совмина СССР от 22 октября 1990 г. № 1072. – Текст : непосредственный.

19. Филимонов, К. А. Подземная разработка пластовых месторождений : практикум / К. А. Филимонов, Д. В. Зорков ; КузГТУ. – Кемерово, 2022. – 436 с. – Текст : непосредственный.

Составители
Константин Александрович Филимонов
Сергей Сергеевич Цибаев
Ринат Равильевич Зайнулин

ПРОВЕДЕНИЕ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

Методические указания по выполнению курсового проекта
по дисциплине "Проведение горных выработок"
для обучающихся специальности 21.05.04 «Горное дело»,
специализации «Подземная разработка пластовых месторождений»
всех форм обучения

В авторской редакции

Подписано в печать 12.05.2023. Формат 60×84/16.
Бумага офсетная. Отпечатано на ризографе. Уч.-изд. л. 2,5.
Тираж 14 экз. Заказ .
Кузбасский государственный технический университет
имени Т. Ф. Горбачева, 650000, Кемерово, ул. Весенняя, 28
Издательский центр Кузбасского государственного технического
университета имени Т. Ф. Горбачева, 650000, Кемерово, ул. Д. Бедного, 4А.