

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

## СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ И ТЕХНОЛОГИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Методические указания по выполнению курсового проекта  
по дисциплине «Подземная разработка пластовых месторождений»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело», специализации  
«Подземная разработка пластовых месторождений»  
всех форм обучения

Составители К. А. Филимонов  
Д. В. Зорков



Утверждены на заседании кафедры  
Протокол № 14 от 28.02.2022

Рекомендованы к изданию  
учебно-методической комиссией  
специализации 21.05.04.01  
Протокол № 12 от 02.03.2022

Электронная версия  
находится в библиотеке КузГТУ

Кемерово 2022

## ОБЩИЕ ПОЛОЖЕНИЯ

Цель курсового проекта – приобретение навыков практического выполнения инженерно-технических изысканий по конструированию системы разработки и технологии очистных работ.

Дисциплина «Подземная разработка пластовых месторождений» является важнейшей в учебном плане специализации «Подземная разработка пластовых месторождений». В рамках этой дисциплины студенты получают расширенные теоретические знания по своей будущей профессии. Очистные работы – главная стадия подземной разработки, в течение которой происходит массовая отбойка полезного ископаемого в очистном забое. Грамотный выбор системы разработки и очистного оборудования, применение технологии очистных работ, подходящей для конкретных условий – главные составляющие успешной и безопасной работ очистного забоя на уровне проектных показателей.

Курсовой проект состоит из пояснительной записки и графической части. Пояснительная записка выполняется на листах формата А4 шрифтом Times New Roman Cyr 14 пт с полуторным 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. Поэтому при подготовке проекта, кроме данных методических указаний, *рекомендуется пользоваться практикумом* [1], где представлены примеры выполнения расчётов и графических материалов, а также расшифровка единиц измерения.

В мировой и отечественной угольной промышленности применяются различные системы разработки и технологии ведения очистных работ. Методика, представленная в данных указаниях,

составлена для наиболее распространенной в настоящее время и, вероятно, в перспективе технологии – обработки запасов длинными очистными забоями с применением очистных комплексов. Графические материалы и расчёты по системам разработки и технологии очистных работ на пластах крутого залегания представлены в другом практикуме [2], которым рекомендуется воспользоваться при выполнении проекта по крутым пластам.

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. Для успешного выполнения первых разделов может потребоваться предварительные решения некоторых вопросов из последующих разделов. Невыполнение этой рекомендации часто *приводит к переработке* уже выполненных 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 системы разработки**

На современном этапе развития технологий в угольной промышленности главный фактор, оказывающий влияние на *принципальный выбор группы систем разработки*, – угол падения пласта.

Наибольшее распространение в отечественной угольной промышленности на пластах с углами падения до  $25^\circ$  имеют различные варианты *столбовых систем разработки* (до 90 % добычи). При таком угле падения возможно также применение камерных и камерно-столбовых систем. В отечественной угольной промышленности их доля незначительна, а в зарубежной, в некоторых бассейнах, превышает долю столбовых систем.

При углах падения более  $25^\circ$  возможно применение систем разработки различных групп: столбовых, слоевых, систем с поэтажным обрушением и др.

В задании на проектирование (прил. 1) указан угол падения пласта, схема подготовки и тип выемки. Всё это предопределяет решение о делении шахтопласта на части и группу систем разработки соответствующую заданию. Например, при панельной схеме подготовки – деление шахтопласта на панели и системы разработки длинными столбами по простиранию для пологих и наклонных для пластов.

Вначале раздела принимается решение о способе шахтного поля и приводится информация о схеме подготовки.

Затем, исходя из наличия осложняющих факторов и мощности пласта, необходимо выбрать конкретный вариант системы разработки. Принятый вариант должен соответствовать требованиям нормативных документов [3, 4, 5, 6, 7]. Следует учесть, что представленные в теоретическом курсе [8] и в нормативных документах варианты систем разработки являются базовыми и могут не в полной мере соответствовать условиям отработки пласта, указанным в задании. Поэтому студенты должны применять навыки конструирования системы разработки путем адаптации базового варианта к конкретным условиям проекта. В настоящее время наибольшее распространение получили следующие варианты столбовых систем:

- с оставлением межлавных целиков;
- с выемкой межлавных целиков;
- с сохранением выработок для повторного использования;
- с проведением выработок вприсечку.

Для каждого базового варианта есть модификации в зависимости от схемы проветривания, направления взаимного подвигания очистного или подготовительного забоя, порядка отработки вы-

емочных столбов, а также модификации для уклонных или бремсберговых полей, двукрылых и однокрылых панелей.

В пояснительной записке указывается полное название выбранного варианта системы разработки и приводится обоснование его выбора. *Не допускается наличие фраз «столбовая система», «ДСО» и т. д.*

Решение о конкретном варианте (модификации) системы разработки на данном этапе выполнения проекта является предварительным. Оно может быть изменено в результате выполнения следующих разделов (например, по причине уточнения схемы проветривания, планировании использования газоотсасывающих установок (ГОУ) и т. д.). В таком случае в этом разделе приводится окончательное решение, со ссылкой на тот раздел, где оно было принято.

Далее, исходя из размера шахтопласта, необходимо конкретизировать количество и размер его частей. Например, указать, какой будет размер по падению бремсберговой и уклонной части, на сколько панелей и какого размера по простиранию делится пласт. Это делается согласно рекомендациям, озвученным в первой части данной дисциплины в предыдущем семестре.

Затем определяются основные параметры системы разработки в пределах разрабатываемой части пласта:

- количество выемочных столбов;
- длина выемочных столбов;
- длина очистных забоев;
- типы целиков угля;
- размеры целиков угля;

При панельной подготовке параметры приводятся для одной бремсберговой или уклонной панели (согласно заданию), при этажной подготовке – для всего шахтопласта, при погоризонтной – для части шахтопласта в пределах выемочной ступени. В дальнейшем эта информация дублируется в сводной таблице показателей (см. табл. 10.1) в конце пояснительной записки.

На следующем этапе выполнения раздела необходимо представить характеристику подготовительных выработок (табл. 1.1). Параметры подготовительных выработок определяются исходя из параметров системы разработки и могут быть скорректированы при выполнении раздела 8.

Таблица 1.1

Структура таблицы характеристики подготовительных выработок

Наименование выработки	Назначение	Вид крепи	Площадь поперечного сечения $S_{св}$ , м <sup>2</sup>	Длина $L$ , м	Вид транспорта в выработке
Выработки, формирующие способ подготовки шахтного поля					
<i>на уровне транспортного горизонта (в части конвейерных выработок)</i>					
<i>на уровне воздухоподводящего горизонта (в части воздухоподводящих выработок)</i>					
<i>на уровне вентиляционного горизонта (в части вентиляционных выработок)</i>					
Выработки, формирующие схему подготовки шахтопласта					

В заключительной части этого раздела приводится описание развития горных работ в отрабатываемой части пласта согласно выбранному варианту системы разработки, описание схемы транспорта и проветривания. Акцент делается на взаимоувязку в пространстве и времени подготовительных и очистных работ, работ по дегазации и т. д. Эта информация, фактически является словесным описанием выбранного варианта системы разработки. Она не предполагает описания процессов, выполняемых в очистном забое и на сопряжениях (представляется в другом разделе).

## 1.2. Выбор крепи очистного забоя

Выбор типа крепи очистного забоя производится исходя из принятой системы разработки и предполагаемой технологии ведения очистных работ. В задании на проектирование может быть указан тип выемки, что фактически предопределяет тип крепи.

На крутонаклонных и крутых пластах широкое применение имели щитовые и гибкие перекрытия различных конструкций. Выбор конкретного варианта крепи в таких условиях и расчёт её параметров рекомендуется сделать с использованием положений учебных пособий [2, 9] и специализированного издания [10].

Крепление коротких очистных забоев на пластах пологого и наклонного залегания на современном этапе развития этой тех-

нологии предполагает анкерное крепление призабойного пространства, использование мобильных секций крепи, либо не использование крепи в забое [11, 12].

Если предполагается отработка пологого или наклонного пласта длинным очистными забоями, то выбор заключается в подборе конкретной модели механизированной крепи в соответствии с требованиями стандарта [13]. При этом этапы выполнения раздела следующие:

- определение типа кровли по нагрузочным свойствам;
- определение требуемого сопротивления крепи;
- предварительный выбор крепи;
- проверочный расчёт по раздвижности.

Тип кровли определяется согласно показателям, представленным в табл. 2.1. В рамках проекта достаточно учесть показатели № 1 и 3, указанными в исходных данных. Определение показателей № 1, 4 и 5 рассматриваются в дисциплине «Управление состоянием массива горных пород». В дипломном проекте может потребоваться использование всех показателей.

Таблица 2.1  
Определение типа кровли по нагрузочным свойствам

№	Показатель	Тип кровли			
		лёгкая	средняя	тяжёлая	
1	Мощность легкообрушающихся слоев непосредств. кровли $h_{л}$ , м	$h_{л} > m_{в} + 3,0$	$0,5m_{в} + 1,5 < h_{л}$ , но $h_{л} < m_{в} + 3,0$	$0,5m_{в} + 1,5 > h_{л}$	
2	Основная кровля	мощность монолитного слоя $h_{мо}$ , м	$h_{мо} < m_{в}$	$2m_{в} > h_{мо} > m_{в}$	$h_{мо} > 2m_{в}$
3		предел прочности на одноосное сжатие $\sigma_y$ , МПа	$\sigma_y < 30$	$30 \leq \sigma_y \leq 50$	$\sigma_y > 50$
4		шаг первой осадки $R_{пш}$ , м	$R_{пш} < 30$	$30 \leq R_{пш} \leq 50$	$R_{пш} > 50$
5		шаг периодических осадок, $R_{по}$ м	$R_{по} < 15$	$15 \leq R_{по} \leq 25$	$R_{по} > 25$

*Примечание.*  $m_{в}$  – максимальная вынимаемая мощность пласта.

В данном проекте рекомендуется не предусматривать оставление пачки угля при его выемке, поэтому значение  $m_{в}$  следует принять равным максимальной мощности пласта.

Определение требуемого сопротивления крепи  $P_{кр р}$  производится по формулам, представленным в табл. 2.2.

Таблица 2.2

## Определение требуемого сопротивления крепи

Наименование параметра	Формула для определения параметра
1. Сопротивление крепи для поддержания лёгких кровель $P_{кр\ p}$ , кН/м <sup>2</sup>	$P_{кр\ p} = 350 + 80 \cdot (m_{в} - 1)$
2. Сопротивление крепи для поддержания средних кровель $P_{кр\ p}$ , кН/м <sup>2</sup>	$P_{кр\ p} = 1,5 \cdot [350 + 80 \cdot (m_{в} - 1)]$
3. Сопротивление крепи для поддержания тяжёлых кровель $P_{кр\ p}$ , кН/м <sup>2</sup>	$P_{кр\ p} = 2 \cdot [350 + 80 \cdot (m_{в} - 1)]$

Выбор крепи производится из моделей, подходящих для предполагаемого, либо заданного, типа выемки (струговая или комбайновая). Предварительно крепь выбирается по сопротивлению  $P_{кр}$  и раздвижности (минимальной  $H_{\min}$  и максимальной  $H_{\max}$  высоте). Выбирают модель, сопротивление которой не менее значения, установленного по табл. 2.2:

$$P_{кр} \geq P_{кр\ p}, \quad (2.1)$$

и диапазон раздвижности которой вмещает диапазон изменения мощности пласта:

$$H_{\min} < m_{\min} \quad \text{и} \quad m_{\max} < H_{\max}. \quad (2.2)$$

В табл. 2.3 представлены некоторые модели поддерживающе-оградительных крепей. Можно использовать другие модели, для которых известны необходимые характеристики.

Для струговой крепи допускается несоответствие условию ф. (2.1). Недостаточное сопротивление крепи используется для облегчения разрушения угля.

Для выбранной крепи производят проверочный расчёт по раздвижности. Для этого определяют минимально допустимую и максимально возможную высоту секции крепи в данных условиях эксплуатации. Минимально допустимое значение составит

$$H_{\min\ p} = m_{\min} - (h_p + h_h + h_r + h_0), \quad (2.3)$$

где  $H_{\min\ p}$  – расчётное значение минимальной конструктивной высоты секции крепи, м;  $m_{\min}$  – минимальная мощность пласта, м;  $h_p$  – значение подштыбовки основания секции, м;  $h_h$  – значение штыбовой «подушки» на перекрытии секции, м;  $h_r$  – запас гид-

равлического хода стойки на разгрузку, м;  $h_0$  – значение сближения кровли и почвы, м.

Таблица 2.3

Характеристики механизированных крепей

Марка крепи	Высота, мм		$P_{кр}$ , кН/м <sup>2</sup>	$C_k$ , м	$r_{п}$ , м	$n_{рс}$	$M_c$ , т	$P_{рк}$ , МПа	
	$H_{min}$	$H_{max}$							
<i>T Machinery, Чешская республика</i>									
MVPO 2800	700	2100	585	1,50	0,8	1	7,85	32	
	900	2400	590	1,50	0,8	1	8,1		
MVPO 3200X	550	1600	620	1,50	0,8	2	7,8		
	750	1800	630	1,50	0,8	2	8,1		
MVPO 3500	750	2100	635	1,50	0,8	2	10,7		
MVPO 4000	1200	2400	720	1,50	0,8	2	8,5		
MVPO 4200	900	1400	647	1,50	0,8	2	8,0		
<i>Becker, ФРГ</i>									
BW-11/24 POz	1100	2400	740	1,50	0,8	1	13,8	42	
BW-12/28POz	1200	2800	1030	1,50	0,8	1	13,3	34	
BW-16/37POz	1600	3700	1110	1,50	0,8	1	17,8	44	
BW-18/34 POz	1800	3400	980	1,50	0,8	1	15,9	43	
BW-19/35 POz	1900	3500	460	1,50	0,8	1	16,8	35,5	
BW-20/41 POz	2000	4100	1100	1,50	0,8	1	19,8	45	
BW-24/46 POz	2400	4600	1120	1,50	0,8	1	21,4	38	
<i>Юргинский маизавод, РФ</i>									
МКЮ 2У-07/19	850	1900	617	1,50	0,7	1	10,4	32	
МКЮ 2У-12/25	1200	2500	1050	1,50	0,8	1	16,5		
МКЮ 2У-14/28	1415	2800	924	1,50	0,8	1	16,6		
МКЮ 2Ш-13/27	1300	2700	964	1,75	1,0	1	23,5		
МКЮ 2Ш-16/32	1600	3200	1200	1,75	0,8	1	26,5		
МКЮ 2Ш-26/53	2600	5300	1300	1,75	0,8	1	34,5		
МКЮ 2Ш-23/48	2300	4800	1270	1,75	0,8	1	32,5		
МКЮ 2Ш-20/43	2000	4300	956	1,75	0,8	1	27,5		
МКЮ 4У-10/20	1000	1950	950	1,50	0,8	2	11,9		
МКЮ 4У-12/25	4У.46	1230	2530	1150	1,50	0,8	2		13,5
	4У.50	1350	2700	1140	1,50	0,8	2	15,8	
МКЮ 4У-18/43	1800	4300	1100	1,50	0,8	2	19,9		
M138/4	(1 тип)	1030	2050	900	1,50	0,8	2	12,5	32
	(2 тип)	1180	2480	900	1,50	0,8	2	12,0	
	(3 тип)	1600	3100	900	1,50	0,8	2	13,3	
	(4 тип)	1610	3520	900	1,50	0,8	2	14,3	
<i>Объединённые Машиностроительные Технологии, РФ</i>									
ОМТ147С	630	1450	820	1,50	0,8	1	8,5	32	
1ОМТ174Т	1400	2900	1100	1,75	0,8	1	22,0		
2ОМТ174	1800	3800	1320	1,75	0,8	1	24,0		

Продолжение табл. 2.3

Марка крепи	Высота, мм		$P_{кр},$ кН/м <sup>2</sup>	$C_k,$ м	$r_{п},$ м	$n_{рс}$	$M_c,$ Т	$P_{рк},$ МПа
	$H_{min}$	$H_{max}$						
2ОМТ174С	2250	4750	1250	1,75	0,8	1	28,0	32
3ОМТ174	2500	5300	1300	1,75	0,8	1	29,0	
4ОМТ174	3200	6000	1300	1,75	0,8	1	30,0	
2М142/1	2660	5120	1500	1,50	0,8	2	21,0	
2М142/2	2500	5500	1500	1,75	0,8	2	21,0	
1М144Б	1650	3000	820	1,50	0,8	1	13,0	
2М144Б	2300	4300	870	1,50	0,8	1	15,0	
3М144Б	2750	5200	900	1,50	0,8	1	18,0	
<i>Cogit Group, Украина (струговое или комбайновое исполнение)</i>								
1КД90	800	1250	488	1,50	0,8	2	6,75	32
2КД90	1100	1500	540	1,50	0,8	2	7,1	
3КД90	1350	2000	540	1,50	0,8	2	7,65	
2КД90Т	1100	1500	875	1,50	0,8	2	8,7	
3КД90Т	1350	2000	875	1,50	0,8	2	9,2	
<i>Xinmei, КНР</i>								
ZZ3200/16/25	1600	2500	800	1,25	0,6	2	4,23	32
ZZ4000/14/27	1500	2700	930	1,25	0,6	2	8,79	
ZY2600/09/20	900	2000	460	1,50	0,6	1	7,3	
ZY2800/13/30	1300	3000	590	1,50	0,6	1	7,7	
ZY2800/14/32	1400	3200	600	1,50	0,6	1	9,05	
ZZ6000/16/26	1600	2600	1330	1,50	0,6	2	14,0	
ZY6400/17/35	1700	3500	1060	1,50	0,6	1	17,5	
ZY6400/25/53	2500	5300	970	1,50	0,6	1	22,86	
ZY10000/25/55	2500	5500	1280	1,75	0,6	1	33,0	
<i>Caterpillar, США (комбайновая)</i>								
1219/2235-2×5655-1750	1219	2235	1094	1,75	1,067	1	25,1	32
1219/2692-2×4877-2050	1219	2692	800	2,05	1,067	1	26,2	
1300/2800-2×5655-1750	1300	2800	1217	1,75	0,85	1	26,8	
1700/3500-2×4412-1750	1700	3500	1030	1,75	0,85	1	25,5	
2000/3600-2×6876-2050	2000	3600	1034	2,05	1,0	1	49,4	
2000/4300-2×4207-1750	2000	4300	970	1,75	0,8	1	28,4	
2400/5000-2×4412-1750	2400	5000	1044	1,75	0,865	1	28,3	
2600/5500-2×5655-1750	2600	5500	1240	1,75	0,85	1	36,7	
<i>Caterpillar, США (струговая)</i>								
550/1650-2×1414-1500	550	1650	477	1,50	0,65	1	6,6	32
600/1400-2×2283-1500	600	1400	685	1,50	0,8	1	9,4	
700/1600-2×2709-1750	700	1600	657	1,75	0,8	1	11,5	
800/1800-2×2686-1500	800	1800	726	1,50	0,85	1	12,2	
950/2000-2×3619-1750	950	2000	904	1,75	0,85	1	16,8	
1100/2300-2×4206-1750	1100	2300	1141	1,75	0,85	1	18,2	

Суммарное значение  $h_p, h_h, h_T$  в зависимости от вынимаемой мощности пласта представлено в табл. 2.4.

Таблица 2.4

Суммарное значение  $h_p, h_h, h_T$

Вынимаемая мощность пласта $m$ , м	Суммарное значение $h_p, h_h, h_T$ , м
$m \leq 1,2$	0,12÷0,15
$1,2 < m \leq 2,5$	0,15÷0,20
$m > 2,5$	0,20÷0,25

Сближение кровли и почвы определяется по формулам

$$h_0 = m_{\min} \cdot \alpha_k \cdot R - \text{для однорядной крепи}; \quad (2.4)$$

$$h_0 = m_{\min} \cdot \alpha_k \cdot R_3 - \text{для двухрядной крепи},$$

где  $h_0$  – значение сближения кровли и почвы, м;  $m_{\min}$  – минимальная мощность пласта, м;  $\alpha_k$  – коэффициент сближения боковых пород, 1/м (лёгкая кровля – 0,04; средняя – 0,025; тяжёлая – 0,015);  $R$  – расстояние от забоя до ряда стоек в однорядной крепи, м;  $R_3$  – расстояние от забоя до заднего ряда стоек в двухрядной крепи, м.

Расстояния от забоя до ряда стоек могут быть приняты по данным производителя или в соответствии с выражениями

$$R = l_{пз} + (0,45 \div 0,6)B \quad \text{или} \quad R_3 = l_{пз} + 0,75 \cdot B, \quad (2.5)$$

где  $l_{пз}$  – расстояние от перекрытия секции крепи до забоя (0,1÷0,3), м;  $B$  – длина секции механизированной крепи, м (принимается от 4,0 до 6,5 м).

При рассмотренной в работе № 10 [1] схеме передвижки струговой крепи, значение  $R$ , полученное по ф. (2.5), надо увеличить на  $r_{п}$ .

Максимально возможная высота секции определяется по формулам

$$H_{\max p} = m_{\max} (1 - \alpha_k \cdot R) - \text{для однорядной крепи}; \quad (2.6)$$

$$H_{\max p} = m_{\max} (1 - \alpha_k \cdot R_{п}) - \text{для двухрядной крепи},$$

где  $H_{\max p}$  – расчётное значение максимальной конструктивной высоты секции крепи, м (для тяжёлой кровли  $H_{\max p} = m_{\max}$ );  $m_{\max}$  – максимальная мощность пласта, м;  $R$  – расстояние от забоя до ряда стоек в однорядной крепи, м;  $R_{\Pi}$  – расстояние от забоя до переднего ряда стоек в двухрядной крепи, м;  $\alpha_k$  – коэффициент сближения боковых пород, 1/м.

$$R_{\Pi} = l_{\text{пз}} + (0,5 \div 0,6)V, \quad (2.7)$$

где  $l_{\text{пз}}$  – расстояние от перекрытия секции крепи до очистного забоя (0,1÷0,35), м;  $V$  – длина секции механизированной крепи (5÷6), м.

Полученные значения  $H_{\min p}$  и  $H_{\max p}$  сопоставляют с диапазоном раздвижки крепи, указанным в технической характеристике  $H_{\min}$  и  $H_{\max}$ . Если выполняются условия

$$H_{\min} < H_{\min p} \quad \text{и} \quad H_{\max p} < H_{\max}, \quad (2.8)$$

то крепь удовлетворяет требованиям по диапазону раздвижки. Если хотя бы одно условие не выполнено, необходимо выбрать другой типоразмер крепи или крепь другой марки и повторить проверочный расчёт.

Далее в разделе необходимо принять решение о типе крепи сопряжений очистного забоя с выемочными выработками. В качестве механизированной крепи сопряжения используют модификации секций очистной крепи или специальные крепи сопряжения различных типов. Допускается применение и других типов крепей сопряжений [3], например, инвентарных балок с гидростойками и анкерной крепи.

При сохранении выемочной выработки для повторного использования применяют крепь сопряжения, обеспечивающую проход в сохраняемую часть.

В завершение раздела для выбранной модели крепи необходимо выбрать насосную станцию высокого давления. Важнейшими характеристиками станции являются рабочее давление  $P_{\text{нс}}$ , МПа и подача эмульсии  $Q_{\text{нс}}$ , л/мин. Рабочее давление станции (насосного агрегата) должно обеспечивать рабочее давление гидросистемы крепи:

$$P_{\text{нс}} \geq P_{\text{рк}} \quad \text{или} \quad P_{\text{на}} \geq P_{\text{рк}}, \quad (2.9)$$

где  $P_{\text{нс}}$  – рабочее давление насосной станции, МПа;  $P_{\text{на}}$  – рабочее давление насосного агрегата, МПа;  $P_{\text{рк}}$  – рабочее (номинальное) давление гидросистемы крепи, МПа.

Гидравлический расчёт насосной станции является отдельной задачей, выполнение которой не рассматривается в данной дисциплине. В данном проекте рекомендуется спроектировать компоновку насосной станции исходя из следующих условий:

- обязательное наличие резервного насосного агрегата;
- каждый насосный агрегат должен обеспечивать давление согласно условию ф. (2.9);
- общая подача насосной станции  $Q_{\text{нс}}$  при отработке мощных пластов и при струговой выемке должна быть не менее 400 л/мин.

Характеристика некоторых типов насосных станций представлена в табл. 2.5.

Таблица 2.5

Характеристики насосных станций (агрегатов)

Марка агрегата (станции)	$n_{\text{пл}}$	$P_{\text{на}}$ , МПа	$Q_{\text{на}}$ , л/мин	$N_{\text{на}}$ , кВт	Габариты насосного агрегата, м			$M_{\text{на}}$ ( $M_{\text{нс}}$ ), т	
					$l_{\text{на}}$	$b_{\text{на}}$	$h_{\text{на}}$		
<i>«Нива-Холдинг», Республика Беларусь<sup>[1]</sup></i>									
СНН 100/32	3	32,0	110	55	1,45	1,00	1,0	4,80	
СНН 150/30	3		160	90	1,80	1,50		5,80	
СНН 200/32	3		200	110	2,05	1,73		6,50	
<i>Нашинсо, ФРГ<sup>[2], [3]</sup></i>									
ЕНР-3К 125 (50)	3	34,0	202	125	0,97	0,98	0,52	0,62	
ЕНР-3К 150 (50)			242	150					
ЕНР-3К 200	(50)	3	40,0	275	200	1,10	0,97	0,57	0,76
	(53)		36,0	309					
	(55)		33,0	333					
ЕНР-3К 300S	(53)	3	50,0	324	300	1,2	1,23	0,74	1,77
	(57)		42,0	381					
	(62)		38,0	443					
ЕНР-5К 400S	(53)	5	42,0	540	400	1,2	1,54	0,80	2,1
	(57)		36,0	635					
<i>RMI Pressure Systems, Великобритания<sup>[3]</sup></i>									
Trimax S200	(50)	3	40,0	194	150	2,40	1,01	1,04	н/д
	(55)		35,4	234					
Trimax S300	(50)	3	40,0	208	190	2,40	1,01	1,04	н/д
	(55)		40,0	252					
	(60)		35,5	300					

Продолжение табл. 2.5

Марка агрегата (станции)		$n_{пл}$	$P_{на},$ МПа	$Q_{на},$ л/мин	$N_{на},$ кВт	Габариты насосного агрегата, м			$M_{на}$ ( $M_{нс}$ ), т
Quinmax S500	(45)	5	57,5	268	300	2,90	1,00	1,04	н/д
	(50)		42,0	331					
	(55)		41,8	400					
	(60)		34,7	476					
	(45)		57,5	355	391	2,90	1,00	1,04	
	(55)		41,9	531					
	(60)		34,3	633					

*Примечания.*

<sup>[1]</sup> Указана марка и общий вес насосной станции, выпускается с двумя агрегатами.

<sup>[2]</sup> Указаны габариты и масса агрегата без учёта электродвигателя.

<sup>[3]</sup> В скобках указан диаметр плунжеров в миллиметрах, возможна компоновка разным количеством агрегатов.

### 1.3. Выбор выемочной машины, определение параметров её работы

В начале раздела требуется выбрать тип и модель выемочной машины. В задании на проектирование может быть указан тип выемки, что предопределяет тип выемочной машины. Тогда требуется выбрать только модель.

Если тип выемки в задании не указан, то выбор следует произвести с учётом положений, рассмотренных в теоретической части дисциплины. При планировании очистных работ механизированными комплексами следует учесть, что состав комплекса подбирается исходя из типа выемки. При комбайновой выемке применяется соответствующая механизированная крепь и конвейер. Для струговой выемки, как правило, предназначены специальные модели крепи, конвейер должен быть в специальном (струговом) исполнении.

Для выбранной выемочной машины необходимо определить:

– теоретическую производительность выемочной машины  $Q_T$ , т/мин;

– максимальную рабочую скорость выемочной машины  $V_{кр\ max}$  или  $V_{ср\ max}$ , м/мин;

- теоретическую производительность выемочной машины по обрабатываемой площади пласта  $Q_{ст}$ , м<sup>2</sup>/мин;
- продолжительность выемки угля за цикл  $t_{вц}$ , мин;
- техническую  $Q_{тех}$  (т) и эксплуатационную  $Q_э$  (т) производительность выемочной машины;
- добычу с цикла  $Q_{ц}$ , т.

Выбор конкретной модели струга или очистного комбайна и определение параметров их работы производят с учётом критериев, представленных далее. При этом рекомендуется рассмотреть возможность применения механизированной крепи, выемочной машины, а далее и конвейера одного производителя.

Выбор модели очистного комбайна следует производить по мощности пласта. Очистной комбайн должен иметь техническую возможность осуществлять отбойку угля в пределах изменения мощности пласта.

$$Z_{\min} < m_{\min} \text{ и } m_{\max} < Z_{\max}, \quad (3.1)$$

где  $Z_{\min}$  и  $Z_{\max}$  – соответственно минимальная и максимальная вынимаемая комбайном мощность пласта, м;  $m_{\min}$  и  $m_{\max}$  – соответственно минимальная и максимальная мощность пласта, м.

Модели комбайнов могут иметь различную комплектацию, обеспечивающую наилучшее соответствие предполагаемым условиям эксплуатации. В первую очередь это достигается тем, что комбайны могут комплектоваться поворотными рукоятями и шнеками различных типоразмеров (см. табл. 3.1).

Рекомендуется выбирать комплектацию комбайна, обеспечивающую выемку полосы угля (далее – ширину захвата) не менее шага передвижки секций крепи, выбранной для данных условий (см. раздел 2):

$$r \geq r_{п}, \quad (3.2)$$

где  $r$  – ширина захвата комбайна, м;  $r_{п}$  – шаг передвижки секций очистной крепи, м.

Из табл. 3.1 необходимо подобрать очистной комбайн, одновременно удовлетворяющий условиям ф. (3.1) и (3.2). Далее для выбранного очистного комбайна необходимо определить указанные выше параметры.

Таблица 3.1

## Технические характеристики очистных комбайнов

Марка комбайна	Вынимаемая мощность, м		Скорость подачи, м/мин		Ширина захвата $r$ , м	Мощность приводов $N_y$ , кВт	Масса $M_k$ , т	
	$Z_{\min}$	$Z_{\max}$	$V_{\text{кт max}}$	$V_{\text{к max}}$				
<i>Комatsu Mining Corp., Япония</i>								
7LS1D	J450A	1,5	2,8	16	32	0,88	902	52
	J450B	1,7	3,0	16	32	0,965		
	J450D	1,5	2,8	16	32	0,94		
	J525E	1,6	3,0	16	32	0,96	1112	
7LS2A	J450A	1,6	2,8	16,5	33	0,88	932	59
	J450D	1,6	2,8	16,5	33	0,94	1142	
	J525E	1,6	3,0	16,5	33	0,96		
	J525F	1,7	3,2	16,5	33	0,94		
7LS3A	J450B	2,0	3,8	17	34	0,965	932	60,5
	J525F	2,2	4,0	17	34	0,94	1402	
7LS5	J525F	2,0	3,8	15	30	0,94	1500	81,7
	J750A	2,1	4,0	16	30	1,04	1780	
7LS7	J750B	2,8	5,5	15	30	1,04	1855	147,5
	J1000A	3,3	6,5	15	30	1,04	2355	
<i>T Machinery, Чешская республика</i>								
MB320	1,0	2,3	3,8	11,5	0,8	321,5	17	
MB410E	0,9	1,8	4,8	12	0,8	411,5	18	
MB450	1,3	2,6	6,1	11,5	0,8	451,5	19	
MB570E	1,0	3,0	6,1	11,5	0,8	567,5	24	
MB612E	1,8	4,0	6,8	15	0,8	612	41	
MB712E	2,5	4,5	7,9	15	0,8	712	47,5	
MB812E	2,5	5,2	7,1	13	0,8	812	50	
<i>Горловский машиностроительный завод, Украина</i>								
УДК 400	1 тип	0,95	1,14	5,3	12	0,8	467,5	19,9
	2 тип	0,95	1,3	4,6	12	0,8		20,5
	3 тип	1,05	1,5	4,6	12	0,8		21
<i>Объединённые Машиностроительные Технологии, РФ</i>								
K500M OMT	1,8	3,2	4,0	10	0,8	635	37	
K600M OMT	2,2	4,3	4,0	10	0,8	735	46	
K800/3300 OMT	2,8	4,5	10,5	30	0,8	960	55	
<i>Юргинский маишзавод, РФ</i>								
K500Ю	1 тип	1,6	3,2	3,7	9,5	0,63; 0,8	505	32
	2 тип	1,8	4,0	3,7	9,5	0,8	605	32
K750Ю	1 тип	1,4	2,8	7,4	20	0,8; 1,0	850	52
	2 тип	2,0	4,0	7,4	20	0,8; 1,0	850	52

Продолжение табл. 3.1

Марка комбайна	Вынимаемая мощность, м		Скорость подачи, м/мин		Ширина захвата <i>r</i> , м	Мощность приводов <i>N<sub>y</sub></i> , кВт	Масса <i>M<sub>к</sub></i> , т	
	<i>Z<sub>min</sub></i>	<i>Z<sub>max</sub></i>	<i>V<sub>кт max</sub></i>	<i>V<sub>к max</sub></i>				
<i>Caterpillar, США</i>								
EL1000	1,6	3,2	14,7	29,5	1,142	1200	60	
EL2000	Low	1,8	3,93	14,3	28,5	1,15	1280	70
	Mid-low	1,9	4,135	14,3	28,5	1,15	1280	
	Mid-high	2,2	4,63	14,3	28,5	1,15	1540	
	High	2,5	4,58	14,3	28,5	1,15	1780	
EL3000	Low	2,7	4,4	15,6	31,1	1,1	1815	105
	Mid	2,8	4,5	15,6	31,1	1,1	2075	
	High	2,9	5,532	15,6	31,1	1,1	2075	
<i>Eickhoff, ФРГ</i>								
SL 300L	1,2	2,0	7,6	18,2	0,8	690	38	
SL 300	1 тип	1,6	3,2	16,7	40	0,8; 1,0	1158	40
	2 тип	2,0	4,0	16,7	40	0,8; 1,0	1158	55
SL 500	1 тип	2,5	5,0	15,5	37	0,8; 0,85	2015	80
	2 тип	3,0	6,0	15,5	37	0,8; 0,85	2015	120
SL 750	1 тип	1,8	3,6	21,3	51	0,8	1895	70
	2 тип	2,4	4,8	21,3	51	0,8	1891	80
SL 900	1 тип	2,4	4,8	24	48	0,8	2554	90
	2 тип	3,0	6,0	24	48	0,8	2554	130
SL 1000	1 тип	3,0	6,0	21	41	0,8	2800	110
	2 тип	4,3	8,6	21	41	0,8	2800	215

Выбор модели струговой установки (табл. 3.2) следует производить по мощности пласта и свойствам угля. При струговой выемке, как правило, оставляют пачку угля у кровли пласта. Пачка затем разрушается за счёт самообрушения и за счёт срезания перекрытием секции крепи при задвижке. Оставление пачки необходимо, чтобы исключить застревание резцов в более прочных породах кровли пласта и заклинивание установки. Такая особенность обусловлена невозможностью регулирования высоты струга при его работе. Высота может быть изменена только при техническом обслуживании путём регулирования резцовой башни (ход до 300 мм), а также добавлением или снятием сегментов.

В рамках данного проекта допускается не определять мощность оставляемой пачки по фактору самообрушения, а модель (типоразмер) струговой установки принять по условиям:

$$(m_{\min} - 0,1 \text{ м}) \geq E_{\min}, \quad E_{\max} \geq (m_{\max} - 0,4 \text{ м}),$$

$$\text{соответственно } 0,1 \text{ м} \leq m_{\Pi} \leq 0,4 \text{ м},$$
(3.3)

где  $E_{\min}$  и  $E_{\max}$  – соответственно минимальная и максимальная высота струга, м;  $m_{\min}$  и  $m_{\max}$  – соответственно минимальная и максимальная мощность пласта, м;  $m_{\Pi}$  – мощность обрушающейся пачки угля, м.

Таблица 3.2

Технические характеристики струговых установок

Марка струга	Высота струга, м		Скорость движения $V_{c \max}$ , м/с	Толщина стружки $r_{c \max}$ , м	Мощность приводов $N_y$ , кВт	Масса $M_{ст}$ , т	
	$E_{\min}$	$E_{\max}$					
<i>Caterpillar, США</i>							
РНН800	тип 1	0,6	0,9	2,5	0,15	800	4,4
	тип 2	0,9	1,2				5,1
	тип 3	1,2	1,4				5,8
	тип 4	1,4	1,6				6,4
GH800B	тип 1	0,75	1,03	3,0	0,205	800	4,4
	тип 2	1,0	1,28				4,7
	тип 3	1,27	1,55				5,0
	тип 4	1,53	1,7				5,4
	тип 5	1,68	2,0				5,7
GH800	тип 1	0,8	1,06	3,0	0,18	800	4,08
	тип 2	1,02	1,32				4,72
	тип 3	1,28	1,58				5,4
	тип 4	1,57	1,73				6,0
	тип 5	1,7	2,0				6,63
GH1600	тип 1	0,98	1,23	3,6	0,25	1600	5,6
	тип 2	1,18	1,48				6,6
	тип 3	1,44	1,75				7,6
	тип 4	1,86	2,16				8,6
<i>ПАО «ДОНЭРМ», Украина</i>							
CO75МУ	тип 1	0,46	0,92	2,03	0,075	220	4,5
	тип 2	0,55	1,2	2,03	0,075	320	5,2
1СН99У	тип 1	0,63	0,92	2,03	0,1	220	4,3
	тип 2	0,65	1,4	2,03	0,1	320	5,1
<i>Corgit Group, Украина</i>							
УСК30	тип 1	0,85	1,2	1,96	0,1	400	4,2
	тип 2	0,85	1,5	1,96	0,1	500	5,0

Современные струговые установки с высокой энерговооружённостью способны производить разрушение углей с высоким сопротивлением резанию. Некоторые модели не подходят для отбойки крепких углей ввиду малой мощности приводов. Для отработки пластов с углями  $A_{от} \geq 200$  (кН/м) рекомендуется выбирать установку с мощностью приводов  $N \geq 500$  кВт.

Теоретическая производительность выемочной машины может быть определена через установленную электрическую мощность приводов [14, 15]:

$$Q_T = \frac{N_y}{60H_w}, \quad (3.4)$$

где  $Q_T$  – теоретическая производительность выемочной машины, т/мин;  $N_y$  – установленная мощность приводов комбайна, кВт;  $H_w$  – удельная энергоёмкость процесса разрушения угля, кВт·ч/т.

Значение  $N_y$  указано в табл. 3.1 и 3.2. Для определения значения  $H_w$  можно воспользоваться одной из расчётных методик [15, 16] или определить по табл. 3.3 [14] исходя из значения  $A_{от}$ :

$$A_{от} = k_{от} \cdot A, \quad (3.5)$$

где  $A_{от}$  – сопротивляемость пласта резанию в краевой (отжатой) части, кН/м;  $k_{от}$  – коэффициент отжима угля;  $A$  – сопротивляемость пласта резанию в неотжатой зоне массива, кН/м (указана в исходных данных).

Значение коэффициента отжима устанавливается экспериментально для конкретных условий разработки. В данном проекте рекомендуется воспользоваться зависимостью от величины заглубления в долях от мощности пласта  $r_m$  определяемого по формуле:

$$r_m = \frac{r}{m_{cp}}, \quad (3.6)$$

где  $r_m$  – величина заглубления исполнительного органа выемочной машины в долях от мощности пласта, м;  $r$  ( $r_c$ ) – ширина захвата исполнительного органа комбайна (толщина срезаемой стругом стружки), м;  $m_{cp}$  – средняя мощность пласта, м.

Значения коэффициента  $k_{от}$  определяются по формуле

$$k_{от} = 0,4Ln(r_m) + 1,2. \quad (3.7)$$

Зависимость (3.7) отражает значения  $k_{от}$ , представленные в источнике [17]. При  $r_m \geq 0,6$  значение  $k_{от}$  принимается равным 1.

Таблица 3.3

Удельная энергоёмкость разрушения

Наименование полезного ископаемого	Сопrotивляемость пласта резанию $A_{от}$ , кН/м	Удельная энергоёмкость разрушения $H_w$ , кВт·ч/т
Уголь	120÷240	0,45÷0,60
	240÷360	0,6÷0,75
	360÷400	0,75÷0,8
Калийные руды	400÷450	0,8÷0,9
Горючие сланцы	500÷600	1,0÷1,2

При известной рабочей скорости теоретическая производительность может быть рассчитана по формуле [14, 15, 18]

$$Q_T = m_{ср} \cdot r \cdot V_{ip \max} \cdot \gamma, \quad (3.8)$$

где  $Q_T$  – теоретическая производительность выемочной машины, т/мин;  $m_{ср}$  – средняя мощность пласта, м;  $r$  ( $r_c$ ) – ширина захвата исполнительного органа комбайна (толщина стружки), м;  $V_{ip \max}$  – максимальная рабочая скорость подачи комбайна ( $V_{кр \max}$ ) или струга ( $V_{ср \max}$ ), м/мин;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Если ширина захвата комбайна больше шага передвижки крепи ( $r > r_{п}$ ), то в ф. (3.8) вместо  $r$  подставляется значение  $r_{п}$ .

Максимальное значение рабочей скорости подачи  $V_{кр \max}$  ( $V_{ср \max}$ ) устанавливается экспериментально замером фактической скорости выемочной машины в забое [14, 19]. На стадии проектирования его можно определить, используя значение  $Q_T$ , полученное по удельной энергоёмкости:

$$V_{кр \max} = \frac{Q_T}{m_{ср} \cdot r \cdot \gamma} \quad \text{или} \quad V_{ср \max} = \frac{Q_T}{E_{\max} \cdot r_c \cdot \gamma}, \quad (3.9)$$

где  $V_{кр \max}$  ( $V_{ср \max}$ ) – максимальная рабочая скорость подачи комбайна (струга), м/мин;  $Q_T$  – теоретическая производительность

выемочной машины, рассчитанная по ф. (3.3), т/мин;  $m_{\text{ср}}$  – средняя мощность пласта, м;  $r$  ( $r_c$ ) – ширина захвата исполнительного органа комбайна (толщина срезаемой стругом стружки), м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $E_{\text{max}}$  – максимальная высота струга, м.

Для струговых установок различают несколько режимов работы в зависимости от соотношения между скоростями струга и забойного конвейера [20]. Эти режимы рассматриваются в работе № 10 [1]. Из ф. (3.9) следует, что скорость струга в конкретных условиях зависит от толщины стружки. На данном этапе в качестве  $r_c$  рекомендуется использовать максимально значение, кратное шагу передвижки крепи  $r_{\text{п}}$ . При этом рабочая скорость струга, как правило, будет меньше максимально возможной  $V_{\text{ср max}}$ . Полученное значение скорее всего будет соответствовать отстающему (силовому) режиму. В дальнейшем, при выборе конвейера и разработке графика организации работ, может потребоваться изменение режима работы струговой установки и, следовательно, изменение значения  $V_{\text{ср max}}$  путём уменьшения толщины стружки.

В расчёте  $V_{\text{ср max}}$  учитывается, что верхняя пачка угля не вынимается стругом, а самообрушается, поэтому для дальнейших расчётов следует использовать уточнённое (увеличенное) значение  $Q_{\text{т}}$ , найденное по ф. (3.8).

Теоретическая производительность по обрабатываемой площади пласта определяется по формуле [19, 20]

$$Q_{\text{ст}} = r \cdot V_{\text{ip max}}, \quad (3.10)$$

где  $Q_{\text{ст}}$  – теоретическая производительность выемочной машины по обрабатываемой площади пласта, м<sup>2</sup>/мин;  $r$  ( $r_c$ ) – ширина захвата исполнительного органа комбайна (толщина срезаемой стругом стружки), м;  $V_{\text{ip max}}$  – максимальная рабочая скорость подачи комбайна ( $V_{\text{кр max}}$ ) или струга ( $V_{\text{ср max}}$ ), м/мин.

Зная значение  $V_{\text{ip max}}$ , примерное время выемки за цикл можно рассчитать по формуле

$$t_{\text{вц}} \approx \frac{l_3}{V_{\text{ip max}}}, \quad (3.11)$$

где  $t_{\text{вц}}$  – продолжительность выемки угля за цикл (при максимальной рабочей скорости), мин;  $l_3$  – длина очистного забоя, м

(указана в исходных данных);  $V_{ip\ max}$  – максимальная рабочая скорость подачи комбайна ( $V_{кр\ max}$ ) или струга ( $V_{ср\ max}$ ), м/мин.

Техническая производительность  $Q_{тех}$  всегда меньше теоретической  $Q_T$ , так как выемочная машина не может непрерывно производить отбойку и погрузку полезного ископаемого. Значение  $Q_{тех}$  определяется для большего промежутка времени, что позволяет учесть потери времени в пределах выемочного цикла.

$$Q_{тех} = T_{см} \cdot k_{тех} \cdot Q_T, \quad (3.12)$$

где  $Q_{тех}$  – сменная техническая производительность выемочной машины, т;  $T_{см}$  – продолжительность добычной смены, мин;  $k_{тех}$  – коэффициент технической возможности выемочной машины;  $Q_T$  – теоретическая производительность выемочной машины, т/мин.

Коэффициент  $k_{тех}$  показывает отношение продолжительности выемки угля за цикл к общему времени цикла, которое можно представить как сумму временных интервалов на выполнение различных операций:

$$k_{тех} = \frac{t_{вц}}{t_{вц} + t_{ко} + t_{то} + t_3}, \quad (3.13)$$

где  $k_{тех}$  – коэффициент технической возможности выемочной машины;  $t_{вц}$  – продолжительность выемки угля за цикл (при максимальной рабочей скорости), мин;  $t_{ко}$  – продолжительность концевых операций, мин;  $t_{то}$  – продолжительность технического обслуживания выемочной машины, мин;  $t_3$  – продолжительность зачистки конвейерной дорожки, мин.

Значение  $t_{ко}$  можно рассчитать с учётом параметров самозарубки выемочной машины [16] или принять 15÷20 мин для комбайна и 5÷10 мин для струга.

Плановое техническое обслуживание выемочной машины можно планировать в отдельную смену и в течение части смены. Нельзя полностью исключить остановки по техническим причинам во время добычных смен. Поэтому рекомендуется учесть затраты времени на внеплановое техническое обслуживание и ремонт в течение выемочного цикла, приняв значение при комбайновой выемке  $t_{то} = (0,05 \div 0,07)t_{вц}$ , при струговой –  $t_{то} = (0,1 \div 0,2)t_{вц}$ .

Одностороннюю схему работы комбайна, предполагающую зачистку, рекомендуется принимать при неустойчивой непосредственной кровле, наличии ложной кровли и при отработке мощных пластов. Применять одностороннюю схему для струговых установок не рекомендуется.

Значение  $t_3$  определяют по формуле

$$t_3 = \frac{l_3}{V_{\text{к max}}}, \quad (3.14)$$

где  $t_3$  – продолжительность зачистки конвейерной дорожки, мин;  $l_3$  – длина очистного забоя (см. исходные данные), м;  $V_{\text{к max}}$  – максимальная маневровая скорость подачи комбайна, м/мин.

Эксплуатационная производительность определяется с учётом потерь времени, не связанных с выемочной машиной. К ним можно отнести простои, связанные с обслуживанием другого очистного оборудования  $t_{\text{ок}}$ , и затраты времени на выполнение каких-либо технологических мероприятий, необходимых для безопасного функционирования очистного забоя в конкретных условиях разработки  $t_{\text{тм}}$ . Такими мероприятиями, например, могут быть работы по управлению состоянием массива пород.

Если в задании указано наличие осложняющих факторов, следует это учесть при расчёте в виде среднесуточного (для отработки выемочного столба) значения  $t_{\text{тм}}$ :

- в условиях выбросо- и удароопасности 18÷22 мин;
- в условиях неустойчивых вмещающих пород 20÷25 мин.

Значение  $t_{\text{тм}}$  при наличии других осложняющих факторов согласовывается с руководителем проекта. При выполнении выпускной квалификационной работы, следует произвести расчёт значения  $t_{\text{тм}}$ , воспользоваться навыками, полученными при изучении дисциплины «Управление состоянием массива горных пород».

Суточную эксплуатационную производительность выемочной машины можно определить по формуле

$$Q_3 = n_{\text{см}} \cdot Q_{\text{т}} \cdot T_{\text{см}} \cdot k_{\text{м}}, \quad (3.15)$$

где  $Q_3$  – суточная эксплуатационная производительность выемочной машины, т;  $n_{\text{см}}$  – количество добычных смен в сутки;  $Q_{\text{т}}$  – теоретическая производительность выемочной машины, т/мин;  $T_{\text{см}}$  –

продолжительность добычной смены, мин;  $k_M$  – коэффициент машинного времени.

Значение  $k_M$  по сути является отношением фактического времени выемки угля выемочной машиной в течение смены  $T_\phi$  к общей продолжительности смены  $T_{см}$ :

$$k_M = \frac{T_\phi}{T_{см}}. \quad (3.16)$$

Тогда выражение (3.15) можно представить в виде

$$Q_э = n_{см} \cdot Q_T \cdot T_\phi, \quad (3.17)$$

где  $Q_э$  – суточная эксплуатационная производительность выемочной машины, т;  $Q_T$  – теоретическая производительность выемочной машины, т/мин;  $T_\phi$  – фактическая продолжительность выемки угля выемочной машиной в течение смены, мин.

Значение  $T_\phi$  можно определить, если учесть все потери времени, рассмотренные выше, а также подготовительно-заключительные операции, выполняемые каждую смену:

$$T_\phi = T_{см} - t_{пз} - t_{тм} - n_{цсм} (t_{ко} + t_{то} + t_3 + t_{ок}), \quad (3.18)$$

где  $T_\phi$  – фактическая продолжительность выемки угля выемочной машиной в течение смены, мин;  $T_{см}$  – продолжительность добычной смены, мин;  $t_{пз}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин (20÷30 мин);  $t_{тм}$  – продолжительность остановок выемочной машины при выполнении технологических мероприятий в течение смены, мин;  $n_{цсм}$  – количество циклов в смену;  $t_{ко}$  – продолжительность концевых операций, мин;  $t_{то}$  – продолжительность технического обслуживания выемочной машины, мин;  $t_3$  – продолжительность зачистки конвейерной дорожки, мин;  $t_{ок}$  – продолжительность обслуживания очистного оборудования (кроме выемочной машины), мин (2÷7 мин).

Количество циклов в смену можно определить по формуле

$$n_{цсм} = \frac{T_{см} - t_{пз} - t_{тм}}{t_{вц} + t_{ко} + t_{то} + t_3 + t_{ок}}, \quad (3.19)$$

где  $t_{вц}$  – продолжительность выемки угля за цикл, мин.

При известном количестве циклов значение  $T_{\phi}$  можно определить, используя продолжительности выемки угля за цикл  $t_{\text{вц}}$ :

$$T_{\phi} = n_{\text{цсм}} \cdot t_{\text{вц}}. \quad (3.20)$$

Соответственно, ф. (3.15) принимает вид

$$Q_{\text{э}} = n_{\text{см}} \cdot Q_{\text{т}} \cdot n_{\text{цсм}} \cdot t_{\text{вц}}. \quad (3.21)$$

Добыча с цикла составит

$$Q_{\text{ц}} = m_{\text{ср}} \cdot r \cdot l_3 \cdot \gamma \cdot c \quad \text{или} \quad Q_{\text{ц}} = m_{\text{ср}} \cdot r_c \cdot l_3 \cdot \gamma \cdot c, \quad (3.22)$$

где  $Q_{\text{ц}}$  – добыча с цикла, т;  $m_{\text{ср}}$  – средняя мощность пласта, м;  $l_3$  – длина очистного забоя, м;  $r$  ( $r_c$ ) – ширина захвата исполнительного органа комбайна (толщина срезаемой стругом стружки), м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>;  $c$  – коэффициент извлечения угля в очистном забое (0,95÷0,98).

#### 1.4. Расчёт допустимой нагрузки на забой по газовому фактору

Важнейшим требованием по безопасности ведения горных работ является не превышение максимально допустимой концентрации метана. Для очистного забоя и исходящей струи выемочного участка это 1 % по объёму [3]. Классическая зависимость между абсолютным метановыделением, относительной метанообильностью и суточной добычей имеет следующий вид [21]:

$$I_{\text{р}} = \frac{q_{\text{р}} \cdot A_{\text{р}}}{1440}, \quad (4.1)$$

где  $I_{\text{р}}$  – абсолютное метановыделение очистной выработки или участка ( $I_{\text{оч}}$  или  $I_{\text{уч}}$ ), м<sup>3</sup>/мин;  $q_{\text{р}}$  – относительная метанообильность выемочного участка или очистной выработки ( $q_{\text{уч}}$  или  $q_{\text{оч}}$ ), м<sup>3</sup>/т;  $A_{\text{р}}$  – предполагаемая суточная добыча очистного забоя, для которой определяется значение метановыделения, т; 1440 – переводной параметр, равный количеству минут в сутках, мин.

Для проветривания забоя (разбавления метана) при конкретном значении добычи необходимо подавать определённое

количество воздуха (рассмотрено в работе № 3 [1]). Но это количество воздуха ограничено, так как ограничена максимально допустимая скорость воздуха в очистном забое:

$$Q_{\text{оч max}} = 60S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}}, \quad (4.2)$$

где  $Q_{\text{оч max}}$  – максимально возможная подача воздуха в очистной забой, м<sup>3</sup>/мин;  $S_{\text{оч min}}$  – минимальная площадь поперечного сечения очистного забоя, м<sup>2</sup>;  $V_{\text{max}}$  – максимально допустимая скорость воздуха в очистном забое, м/с ( $V_{\text{max}} = 4$  м/с [3]).

Следовательно, для конкретного очистного забоя рассчитывается максимально возможный объём добычи из условия не превышения максимально допустимой концентрации метана. Это и есть допустимая нагрузка на забой по газовому фактору.

Допустимую нагрузку на очистной забой по газовому фактору в РФ принято определять в суточном выражении. В настоящее время можно выделить три методики её расчёта. Первая, основанная на математическом выражении описанного выше принципа, была рассмотрена ранее (работа № 3 [1]). Две другие, регламентируемые действующими нормативными документами [21, 5], следует использовать при выполнении данного проекта.

Следует отметить, что представленные далее методики могут быть использованы для решения двух задач:

- проверки предполагаемого значения суточной нагрузки по газовому фактору;
- определения максимально допустимой нагрузки по газовому фактору.

В рамках данного проекта требуется решить обе задачи. Необходимо проверить значение  $Q_3$  и определить максимально допустимую нагрузку по газовому фактору, выполняя этапы согласно алгоритму, представленному на рис. 4.1.

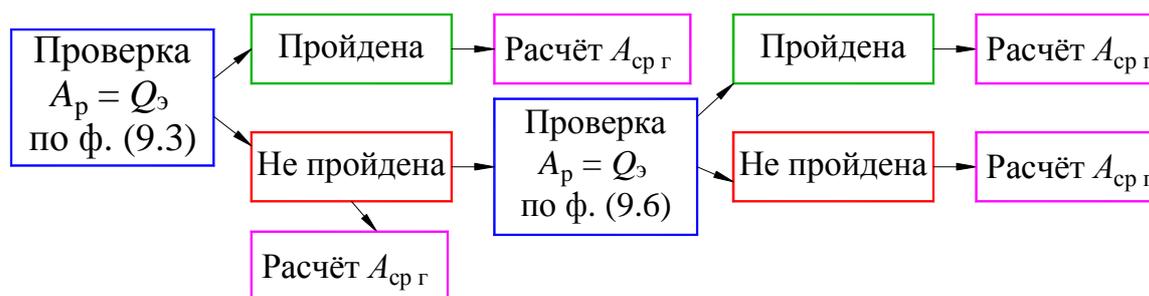


Рис 4.1. Алгоритм выполнения раздела 4

Вначале рекомендуется выполнить проверку по требованиям руководства [21]. Если проверка предполагаемого значения суточной добычи  $A_p$  не пройдена, возможны следующие варианты проектных решений:

- проектирование дегазации и перерасчёт нагрузки с учётом её выполнения по методике руководства [21];
- применение другой схемы проветривания;
- увеличение числа одновременно действующих очистных забоев;
- проектирование схемы проветривания выемочного участка с применением газоотсасывающих установок (ГОУ) и перерасчёт нагрузки по методике инструкции [5].

Согласно п. 6 инструкции [22] дегазация угольного пласта обязательна, когда природная метаноносность пласта превышает  $13 \text{ м}^3/\text{т с. б. м.}$  В данном проекте во всех вариантах предполагается, что значение относительной метанообильности определено уже с учётом дегазации.

Применение другой схемы проветривания и увеличение числа забоев являются вариантами, рекомендуемыми к рассмотрению в дипломном проекте, поскольку в рамках данного проекта эти вопросы не рассматриваются.

Расчёт по методике, основанной на требованиях инструкции [5], выполняется в данном проекте если значение  $A_p = Q_3$  не прошло проверку по ф. (4.3).

Максимально допустимая нагрузка по газовому фактору согласно рекомендациям руководства [21] определяется по формуле

$$A_{\text{срг}} = \left( \frac{q_p \cdot A_p}{1440} \right)^{-1,67} \left( \frac{Q_p}{194} \right)^{1,93} A_p, \quad (4.3)$$

где  $A_{\text{срг}}$  – максимально допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору, т;  $q_p$  – относительная метанообильность выемочного участка или очистной выработки ( $q_{\text{уч}}$  или  $q_{\text{оч}}$ ),  $\text{м}^3/\text{т}$ ;  $A_p$  – предполагаемая суточная добыча очистного забоя, т;  $Q_p$  – параметр, который зависит от схемы проветривания выемочного участка и пропускной способности очистной выработки по воздуху.

Расчёт относительной метанообильности рассматривается в дисциплине «Аэрология горных предприятий». Поэтому в дан-

ном проекте допускается считать, что указанное в исходных данных значение  $q_p$  является актуальным для условий данного проекта. Исходя из системы разработки и схемы проветривания, необходимо уточнить, является это относительной метанообильностью выемочного участка или очистной выработки, а также представить шифр планируемой схемы проветривания выемочного участка согласно принятой классификации [21].

В качестве предполагаемого значения нагрузки  $A_p$  следует принять эксплуатационную производительность  $Q_p$ , рассчитанную в разделе 2.

Параметр  $Q_p$  для схем проветривания типа 1М-Н-в-вт определяется на основе классической зависимости (4.2) по формуле

$$Q_p = 60S_{\text{оч min}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут в}} (C - C_0), \quad (4.4)$$

где  $S_{\text{оч min}}$  – минимальная площадь поперечного сечения очистного забоя, свободная для прохода воздуха,  $\text{м}^2$ ;  $V_{\text{max}}$  – максимально допустимая скорость воздуха в очистном забое,  $\text{м/с}$ ;  $k_{\text{ут в}}$  – коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство;  $C$  – предельно допустимая концентрация газа в исходящей вентиляционной струе, %;  $C_0$  – концентрация газа в поступающей на выемочный участок вентиляционной струе, %.

Значение  $S_{\text{оч min}}$  для комплексно-механизированного очистного забоя принимается по данным производителя, а при их отсутствии может быть приблизительно рассчитано по формуле

$$S_{\text{оч min}} = (0,55 \div 0,65)B' \cdot m_{\text{min}}, \quad (4.5)$$

где  $B'$  – длина секции механизированной крепи при минимальной мощности пласта,  $\text{м}$ ;  $m_{\text{min}}$  – минимальная мощность пласта,  $\text{м}$ .

Длина  $B'$  принимается на  $0,05 \div 0,25$  м больше значения  $B$ .

Значение коэффициента  $k_{\text{ут в}}$  определяется по номограмме, представленной на рис. 4.2. Для схем проветривания с направлением исходящей струи на выработанное пространство вместо  $k_{\text{ут в}}$  подставляется коэффициент  $k_{\text{оз}}$ , учитывающий движение воздуха по части выработанного пространства, непосредственно прилегающей к призабойному пространству [21].

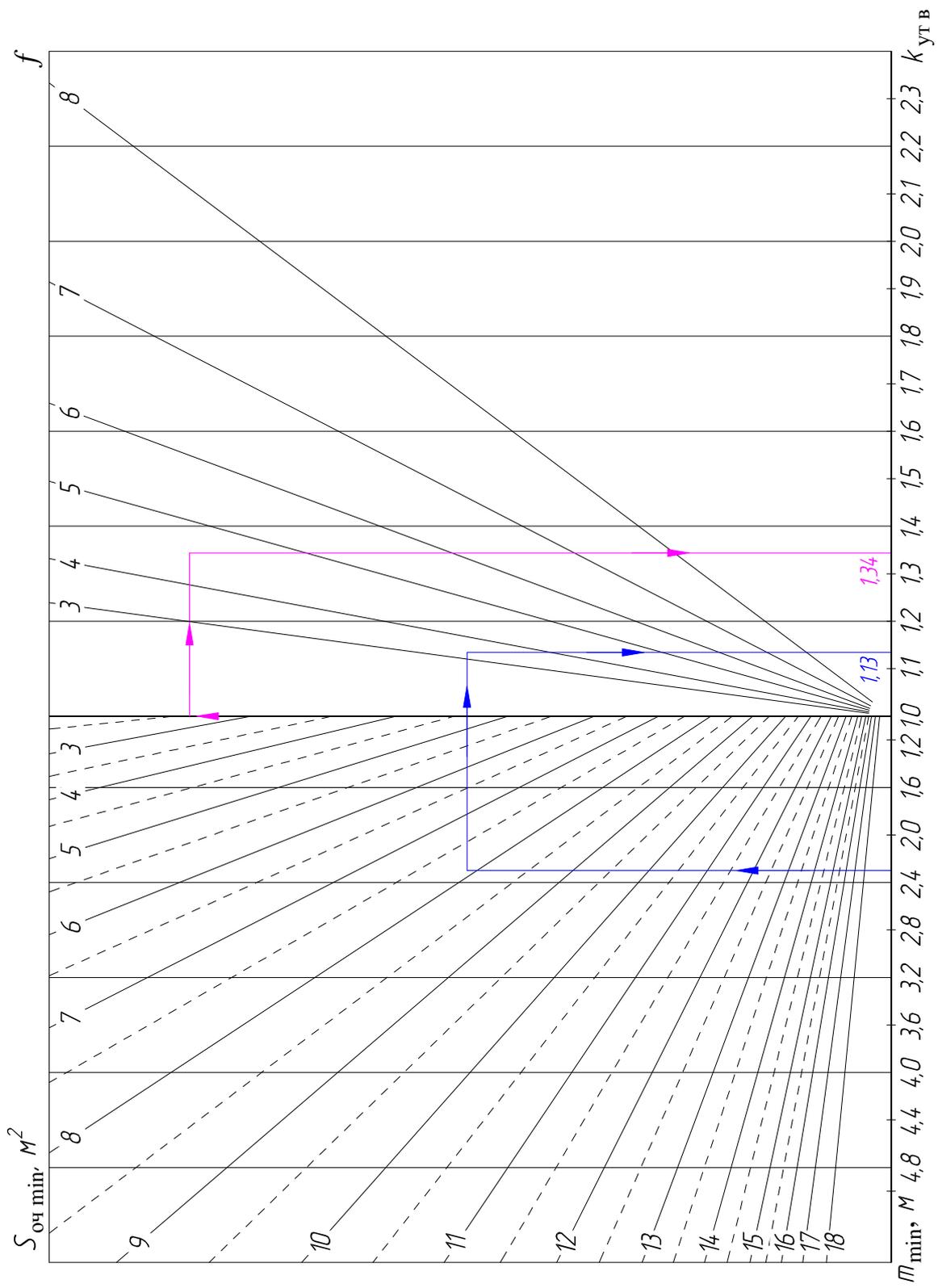


Рис. 4.2. Номограмма для определения  $k_{ут,в}$

После того как произведён расчёт по ф. (4.3), полученное значение  $A_{\text{ср г}}$  сравнивают с  $A_p$ . Дальнейшие действия в зависимости от результата сравнения представлены в табл. 4.1.

Таблица 4.1

Алгоритм действий при сравнении  $A_{\text{ср г}}$  с  $A_p$

№	Условие	Действие
1	$A_{\text{ср г}} \approx A_p$ (разница менее 3 %)	Проверка пройдена, значение $A_{\text{ср г}}$ найдено
2	$A_{\text{ср г}} > A_p$ (разница более 3 %)	Проверка пройдена, необходимо найти $A_{\text{ср г}}$ . Необходимо увеличить значение $A_p$ и повторить расчёт. Действие повторяется, пока не выполнится условие 1
3	$A_{\text{ср г}} < A_p$ (разница более 3 %)	Проверка не пройдена. Необходимо найти $A_{\text{ср г}}$ : уменьшить значение $A_p$ и повторить расчёт. Действие повторяется, пока не выполнится условие 1. Далее выполняется расчёт применения ГОУ по ф. (4.6)

Выполнение условий 1 и 2 показывает, что эксплуатационная производительность выемочной машины  $Q_3$  может быть достигнута по газовому фактору при схеме проветривания 1М-Н-в-вт.

Условие 2 позволяет оценить потенциал увеличения добычи за счёт модернизации технологической схемы выемки или применения более производительной выемочной машины.

Условие 3 показывает, что эксплуатационная производительность не может быть достигнута по газовому фактору при рассмотренной схеме проветривания. Поэтому далее оценивается возможность её достижения при более эффективной схеме (например, 3-В-Н-н-пт и (или) использовании ГОУ).

Суточная нагрузка на очистной забой при использовании ГОУ определяется по формуле [5]

$$A_{\text{ср г}} = 5,35 \cdot 10^{-4} A_p \cdot I_{\text{оч}}^{-1,67} \cdot Q_{\text{оч max}}^{1,67}, \quad (4.6)$$

где  $A_{\text{ср г}}$  – максимально допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору, т;  $A_p$  – предполагаемая суточная добыча очистного забоя, т;  $I_{\text{оч}}$  – абсолютное метановыделение очистной выработки, м<sup>3</sup>/мин;  $Q_{\text{оч max}}$  – максимально возможная подача воздуха в очистной забой, м<sup>3</sup>/мин.

Значение  $I_{\text{оч}}$  для схем проветривания, регламентируемых инструкцией [5], определяется по формуле

$$I_{\text{оч}} = I_{\text{пл}} + I_{\text{пов}}, \quad (4.7)$$

где  $I_{\text{оч}}$  – абсолютное метановыделение очистной выработки, м<sup>3</sup>/мин;  $I_{\text{пл}}$  – абсолютное метановыделение в очистной забой, м<sup>3</sup>/мин;  $I_{\text{пов}}$  – метановыделение из бортов подготовительной выработки со свежей струей воздуха, поступающей в очистной забой, м<sup>3</sup>/мин.

Расчёт значений  $I_{\text{пл}}$  и  $I_{\text{пов}}$  являются отдельными инженерными задачами, не рассматриваемыми в рамках данной дисциплины. В данном проекте для определения  $I_{\text{пл}}$  рекомендуется использовать базовую зависимость (4.1), приняв в качестве  $q_p$  значение  $q_{\text{оч}}$ , равное  $(0,8 \div 0,9)q_p$ . Значение  $I_{\text{пов}}$  допускается принять  $1,5 \div 4,0$  м<sup>3</sup>/мин. При этом большее значение следует принимать для мощных пластов. В дальнейшем, при выполнении дипломного проекта, необходимо произвести нормативный расчёт этих значений по требованию инструкции [5].

После того как произведён расчёт по ф. (4.6), полученное значение  $A_{\text{ср г}}$  сравнивают с  $A_p$ . Дальнейшие действия в зависимости от результата сравнения представлены в табл. 4.2.

Таблица 4.2

Алгоритм действий при сравнении  $A_{\text{ср г}}$  с  $A_p$  (применение ГОУ)

№	Условие	Действие
1	$A_{\text{ср г}} \approx A_p$ (разница менее 3 %)	Проверка пройдена, значение $A_{\text{ср г}}$ найдено
2	$A_{\text{ср г}} > A_p$ (разница более 3 %)	Проверка пройдена, необходимо найти $A_{\text{ср г}}$ . Необходимо увеличить значение $A_p$ и повторить расчёт. Действие повторяется, пока не выполнится условие 1
3	$A_{\text{ср г}} < A_p$ (разница более 3 %)	Проверка не пройдена. Необходимо найти $A_{\text{ср г}}$ : уменьшить значение $A_p$ и повторить расчёт. Действие повторяется, пока не выполнится условие 1

Изменение схемы проветривания выемочного участка в некоторых условиях позволит повысить нагрузку на забой по газовому фактору на некоторую величину, но применение таких схем может повысить общешахтную себестоимость добычи 1 т. В завершение раздела необходимо указать возможное увеличение добычи при изменении схемы проветривания в тоннах и процентах.

### 1.5. Определение суточной нагрузки на забой и выбор скребкового конвейера

В разделе необходимо определить суточную нагрузку  $A_c$  с учётом целого числа циклов, выбрать модель скребкового конвейера, перегружателя и дробилки.

Расчёт суточной нагрузки на очистной забой выполняется на основе расчётного значения исходя из условия

$$A_{cp} = \min(Q_3, A_{cp\Gamma}), \quad (5.1)$$

где  $A_{cp}$  – расчётное значение суточной нагрузки на очистной забой, т;  $Q_3$  – суточная эксплуатационная производительность выемочной машины, т;  $A_{cp\Gamma}$  – максимально допустимая нагрузка на очистной забой по газовому фактору, т.

В качестве значения  $A_{cp\Gamma}$  принимается значение  $A_p$ , при котором выполнено условие 1 табл. 4.1 или 4.2. Если значение  $A_{cp}$  выбрано по газовому фактору, выемочная машина должна работать с суточной производительностью меньшей, чем значение  $Q_3$ , полученное в разделе 3.

Расчётное значение количества циклов в сутки при добыче  $A_{cp}$  составит

$$n_{цп} = \frac{A_{cp}}{Q_{ц}}, \quad (5.2)$$

где  $n_{цп}$  – расчётное количество циклов в сутки;  $A_{cp}$  – расчётное значение суточной нагрузки на очистной забой, т;  $Q_{ц}$  – добыча с цикла, т.

Полученное значение  $n_{цп}$  необходимо округлить до целого в меньшую сторону и найти скорректированную суточную нагрузку на очистной забой с учётом целого числа выемочных циклов:

$$A_c = n_{ц} \cdot Q_{ц}, \quad (5.3)$$

где  $A_c$  – суточная нагрузка на очистной забой, т;  $n_{ц}$  – количество выемочных циклов в сутки;  $Q_{ц}$  – добыча с цикла, т.

Скребковый конвейер выбирается из условия

$$S_k \geq k_s \cdot S_{кр}, \quad (5.4)$$

где  $S_k$  – площадь загрузочного сечения конвейера,  $m^2$  (табл. 5.1);  $k_s$  – коэффициент запаса ( $k_s = 1,1 \div 1,2$ );  $S_{кр}$  – расчётная площадь загрузочного сечения конвейера,  $m^2$ .

Значение площади  $S_{кр}$  определяется исходя из скорости выемочной машины и цепи конвейера. Фактическое значение рабочей скорости выемочной машины находим, приравняв ф. (3.18) и (3.20). Значения составляющих ф. (5.5) принимаются такие же, как в разделе 3. При этом вместо  $t_{вц}$  в ф. (3.20) подставляем соотношение (3.11), из которого и будет выражена искомая скорость, а вместо  $n_{ц см}$  – отношение  $n_{ц} / n_{см}$ . Тогда

$$V_{ip} \approx \frac{l_3 \frac{n_{ц}}{n_{см}}}{T_{см} - t_{пз} - t_{тм} - \frac{n_{ц} (t_{ко} + t_{то} + t_3 + t_{ок})}{n_{см}}}, \quad (5.5)$$

где  $V_{ip}$  – рабочая скорость подачи комбайна  $V_{кр}$  или струга  $V_{ср}$ , м/мин;  $l_3$  – длина очистного забоя, м;  $n_{ц}$  – количество выемочных циклов в сутки;  $n_{см}$  – количество добычных смен в сутки;  $T_{см}$  – продолжительность добычной смены, мин;  $t_{пз}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;  $t_{тм}$  – продолжительность остановок выемочной машины при выполнении технологических мероприятий в течение смены, мин;  $t_{ко}$  – продолжительность концевых операций, мин;  $t_{то}$  – продолжительность технического обслуживания выемочной машины, мин;  $t_3$  – продолжительность зачистки конвейерной дорожки, мин;  $t_{ок}$  – продолжительность обслуживания очистного оборудования (кроме выемочной машины), мин.

Расчёт по ф. (5.2) и (5.5) актуален и когда значение  $A_{ср}$  при комбайновой выемке принято по  $Q_3$ , если проектируется целое количество циклов в сутки. При струговой выемке в таком случае следует воспользоваться значением, полученным по ф. (3.9).

Расчёт по ф. (5.5) выполняется для современных моделей выемочных машин с частотно-регулируемыми приводами (*англ. Variable Frequency Drive*), обеспечивающими бесступенчатое регулирование скорости подачи.

Для устаревших моделей с фиксированными скоростями расчёт по ф. (5.5) не требуется. В этом случае при ограничении

добычи по газовому фактору принимается бóльшая рабочая скорость (из фиксированных), при которой суточная эксплуатационная производительность выемочной машины не будет превышать максимально допустимую нагрузку по газовому фактору.

Расчётная площадь загрузочного сечения конвейера для приёма *однослойного грузопотока* при скорости цепи большей, чем скорость выемочной машины, определяется по формулам

$$S_{\text{крп}} = \frac{Q_{vэ}}{60 \cdot V_{\text{цк}} - V_{ip}}; \quad S_{\text{крв}} = \frac{Q_{vэ}}{60 \cdot V_{\text{цк}} + V_{ip}}, \quad (5.6)$$

где  $S_{\text{крп}}$  ( $S_{\text{крв}}$ ) – расчётная площадь загрузочного сечения конвейера для приёма однослойного грузопотока при попутном (встречном) направлении движения выемочной машины и цепи конвейера, м<sup>2</sup>;  $Q_{vэ}$  – эксплуатационная производительность выемочной машины по объёму горной массы, м<sup>3</sup>/мин;  $V_{\text{цк}}$  – скорость цепи конвейера, предполагаемого к использованию, м/с;  $V_{ip}$  – рабочая скорость подачи комбайна ( $V_{\text{кр}}$ ) или струга ( $V_{\text{сп}}$ ), м/мин.

При струговой выемке возможен режим работы, когда скорость струга больше скорости цепи конвейера (опережающий, комбинированный). В этом случае ф. (5.6) принимают вид

$$S_{\text{крп}} = \frac{Q_{vэ}}{V_{\text{сп}} - 60 \cdot V_{\text{цк}}}; \quad S_{\text{крв}} = \frac{Q_{vэ}}{V_{\text{сп}} + 60 \cdot V_{\text{цк}}}. \quad (5.7)$$

Значение  $Q_{vэ}$  определяется по формуле

$$Q_{vэ} = k_p \cdot Q_{сэ} \cdot m_b, \quad (5.8)$$

где  $k_p$  – коэффициент разрыхления угля;  $Q_{сэ}$  – эксплуатационная производительность выемочной машины по отрабатываемой площади пласта, м<sup>2</sup>/мин;  $m_b$  – максимальная вынимаемая мощность пласта, м.

Значение  $Q_{сэ}$  определяется по ф. (3.10), куда вместо  $V_{ip \text{ max}}$  подставляется значение  $V_{ip}$ , рассчитанное по ф. (5.5). Значение коэффициента разрыхления угля  $k_p$  составляет 1,3÷1,5. Следует учесть, что крупность отбитого угля при струговой выемке, как правило, больше, чем при комбайновой.

При *двухслойном грузопотоке* расчётная площадь загрузочного сечения конвейера определяется по формуле [20]

$$S_{кр} = k_p \cdot r_c \cdot m_B \left( \frac{V_{ср}}{V_{ср} + 60 \cdot V_{цк}} + \frac{V_{ср}}{V_{ср} - 60 \cdot V_{цк}} \right). \quad (5.9)$$

При трёхслойном грузопотоке [20]

$$S_{кр} = k_p \cdot r_c \cdot m_B \left( \frac{2V_{ср}}{V_{ср} + 60 \cdot V_{цк}} + \frac{V_{ср}}{V_{ср} - 60 \cdot V_{цк}} \right), \quad (5.10)$$

где  $S_{кр}$  – расчётная площадь загрузочного сечения конвейера,  $m^2$ .

При соблюдении отношения скорости струга к скорости цепи конвейера  $V_{ср}:V_{цк} = 3:1$  выражение (5.10) принимает вид

$$S_{кр} = k_p \cdot r_c \cdot m_B \cdot 3. \quad (5.11)$$

Выбор модели конвейера при челноковой схеме следует производить по значению  $S_{крп}$ . При односторонней схеме выемки угля при встречном движении комбайна и цепи конвейера будет требоваться меньшая площадь загрузочного сечения конвейера.

Если при расчёте получен результат, не удовлетворяющий условию ф. (5.4) для возможных к применению моделей конвейеров, необходимо изменить режим работы, схему работы выемочной машины или её скорость до выполнения условия ф. (5.4). Затем это следует учесть при расчёте суточной нагрузки на очистной забой. Для многих моделей конвейеров предусмотрены надставные борта, увеличивающие площадь загрузочного сечения. В данном проекте это не рассматривается, площадь  $S_k$  в табл. 5.1 представлено без учёта надставных бортов.

При отсутствии точных данных массу секции конвейера длиной 1,75 м можно принять 2 т, а длиной 1,5 м – 1,7 т.

Таблица 5.1

Технические характеристики скребковых забойных конвейеров

Марка конвейера	$N_k$ , кВт	$l_k$ , м	$V_{цк\ max}$ , м/с	$S_k^*$ , $m^2$
<i>Юргинский машзавод, РФ</i>				
КСЮ271	750	250	1,13	0,2
КСЮ381	945	300	1,28	0,26
КСЮ391	1200	300	1,28	0,35
КСЮ3100	2100	300	1,4	0,4

Продолжение табл. 5.1

Марка конвейера	$N_k$ , кВт	$l_k$ , м	$V_{цк\ max}$ , м/с	$S_k^*$ , м <sup>2</sup>	
<i>Анжеромаш, РФ</i>					
Анжера-26	1000	230	1,1	0,18	
Анжера-30	1600	350	1,52	0,27	
Анжера-34	1600	350	1,49	0,47	
Анжера-38	2400	350	1,42	0,59	
Анжера-42	3200	350	1,52	0,73	
<i>Caterpillar, США</i>					
PF3/722	800	400	2,0	0,18	
PF3/822 (для стругов RHH800, GH800, GH800B)	800	400	2,0	0,26	
PF3/922	800	400	2,0	0,36	
PF4/832	800	400	2,0	0,26	
PF4/932 (для стругов RHH800, GH800, GH800B)	800	400	2,0	0,36	
PF4/1032	комбайны	1500	400	2,0	0,46
	струг GH1600	1600			
PF4/1132	комбайны	2400	400	2,0	0,58
	струг GH1600	1600			
PF4/1332	2400	400	2,0	0,85	
PF5/1142	2400	400	2,0	0,58	
PF5/1342	2400	400	2,0	0,85	
PF6/1342	3600	500	2,0	0,76	
PF6/1542	3600	500	2,0	0,86	
PF6/1742	3600	500	2,0	0,97	
PF7/1542	3600	500	2,0	1,15	
<i>T Machinery, Чешская республика</i>					
СЗК 228/642	1000	300	1,1	0,18	
СЗК 228/732	1260	350	1,1	0,23	
СЗК 228/800	1260	350	1,1	0,25	
СЗК 228/832	1260	350	1,1	0,28	
СЗК 260/852	1260	350	1,1	0,30	
СЗК 284/932	1600	350	1,1	0,35	
СЗК 284/1032	1600	350	1,1	0,45	
<i>FAMUR, Республика Польша</i>					
PSZ 750 Nowomag	1600	400	2,06	0,15	
PSZ-850 Nowomag	2000	400	2,06	0,22	

Продолжение табл. 5.1

Марка конвейера	$N_k$ , кВт	$l_k$ , м	$V_{цк\ max}$ , м/с	$S_k^*$ , м <sup>2</sup>
PSZ-950 Nowomag	2520	400	2,06	0,27
FFC-7	1100	400	1,0	0,31
FFC-8	1600	400	1,0	0,44
FFC-9	2000	400	1,06	0,52
FFC-10	2500	400	1,08	0,64
FFC-10	3000	400	1,1	0,76
Glinik 260/724	945	400	1,33	0,24
Glinik 298/800	1500	400	1,44	0,33
Glinik 340/924	1890	350	1,44	0,48
Glinik 340/1024	1890	350	1,44	0,58
Rybnik 850	2250	450	1,55	0,31
Rybnik 950	2250	450	1,55	0,39
Rybnik 1100	3000	450	1,55	0,54
Rybnik 1250	3600	450	1,7	0,65
<i>Songfu Road, КНР</i>				
SGZ-746/630	630	250	1,03	0,24
SGZ-800/630	630	200	1,3	0,32
SGZ-1000/1400	1400	250	1,3	0,47
SGZ-1200/1400	1400	300	1,3	0,64
<i>ПАО «ДОНЭРМ», Украина</i>				
CO75МУ (для струга CO75МУ)	220	250	1,19	0,10
1СН99У (для струга 1СН99У)	220	250	1,39	0,11
<i>Corum Group, Украина</i>				
УСК30 (для струга УСК30)	320	250	1,24	0,11

Загрузка перегружателя производится в один слой в стационарном месте (главный привод забойного конвейера), поэтому его выбор, как и выбор дробилки, можно произвести исходя из условия

$$Q_{\Pi} \geq Q_{сэ} \cdot m_{\text{в}} \cdot \gamma; \quad Q_{\text{д}} \geq Q_{сэ} \cdot m_{\text{в}} \cdot \gamma, \quad (5.12)$$

где  $Q_{\Pi}$  – производительность штрекового перегружателя, т/мин (табл. 5.2);  $Q_{\text{д}}$  – производительность дробилки, т/мин (табл. 5.3);  $Q_{сэ}$  – эксплуатационная производительность выемочной машины по обрабатываемой площади пласта, м<sup>2</sup>/мин;  $m_{\text{в}}$  – максимальная вынимаемая мощность пласта, м;  $\gamma$  – плотность угля, т/м<sup>3</sup>.

Таблица 5.2

## Технические характеристики скребковых перегружателей

Марка перегружателя	$N_{п}$ , кВт	$l_{п}$ , м	$W_{п}$ , м	$Q_{п}$ , т/мин
<i>Юргинский машинозавод, РФ</i>				
ПСНР800	315	90	20	21,7
ПС281	250	90	–	20
<i>Caterpillar, США</i>				
PF4/932 (PF4/1132)	315 (400)	42	3	33,3 (63,3)
PF6/1342 (PF6/1542)	400 (500)	27	3	91,7 (103,3)
<i>FAMUR, Республика Польша</i>				
GLINIK 724	500	80	20	26,7
PPZ-850 Nowomag	500	120	20	36,7

Таблица 5.3

## Технические характеристики дробилок

Марка дробилки	$N_{д}$ , кВт	$Q_{д}$ , т/мин	Марка дробилки	$N_{д}$ , кВт	$Q_{д}$ , т/мин
<i>Юргинский машинозавод, РФ</i>					
ДР1000	110	21,7	ДР2500М	250	41,7
<i>FAMUR, Республика Польша</i>					
UKU-1500	200	30	Glinik 1500	200	50
Glinik 1200	200	41,7	5000P	520	83,3

**1.6. Технология очистных работ**

Данный раздел посвящен разработке технологической схемы работ в очистном забое.

В начале раздела приводится информация о схеме:

- выемки (схеме работы выемочной машины);
- работы крепи;
- крепления;
- передвижки конвейера.

Информация переносится из предыдущих разделов (если решение принималось ранее), либо представляется в виде обоснования (решение принимается в этом разделе).

Далее, исходя из условий ведения очистных работ, обосновывается перечень рабочих процессов в призабойном пространстве, на сопряжениях и участках выемочных выработок, прилегающих к ним (в том числе, выполняемых не каждую смену), не-

обходимых для достижения суточной нагрузки на очистной за-бой. Перечень представляется с разделением на основные, вспомо-гательные рабочие процессы и концевые операции. Для всех процессов, выполняемых с использованием средств механизации указывается тип и модель этих средств.

Затем в табличном виде приводится подробная техническая характеристика средств механизации рабочих процессов. Выше, в таблицах, представлены только данные, необходимые для выпол-нения расчётов. Поэтому необходимо представить более подроб-ную характеристику (например, указать габариты, номинальное напряжение и т. д.).

На следующем этапе выполнения раздела проектируется взаимоувязка (последовательность) основных, вспомогательных рабочих процессов и концевых операций, определяется перио-дичность их выполнения и представляется описание выполнения процессов горнорабочими.

Описание выполнения процессов и концевых операций должно быть детализировано до описания составляющих их ос-новных и (или) дополнительных операций с учётом их взаимо-увязки. При этом может быть предварительно обосновано коли-чество горнорабочих, необходимое для выполнения конкретного процесса. При составлении описания рекомендуется пользоваться нормативной, учебной и технической литературой, а также мате-риалами, собранными на производственной практике. Например, в качестве основы описания можно использовать нормы выра-ботки [23], а используя реальные паспорта ведения очистных ра-бот можно его актуализировать до современного уровня техноло-гии (заменить устаревшие элементы).

В завершение раздела представляются требования по безо-пасности при выполнении описанных выше процессов (операций).

## **1.7. График организации работ**

В понятие «график организации очистных работ» принято включать следующие элементы [24]:

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

Планограмму принято строить на сутки. Она отражает количество очистных циклов и взаимоувязку основных рабочих процессов. Основные параметры очистного цикла:

- «чистая» продолжительность выемочного цикла  $T_{ц}$ , мин;
- фактическая продолжительность выемки угля за цикл  $t_{вцф}$ , мин;
- подвигание забоя за цикл  $l_{ц}$ , м;
- добыча с цикла  $Q_{ц}$ , т.

В начале раздела необходимо принять решение о режиме работы очистного участка – принять количество добычных смен и их продолжительность.

Для построения планограммы работ необходимо определить фактическую продолжительность выемки угля за цикл:

$$t_{вцф} = \frac{l_3}{V_{ip}}, \quad (7.1)$$

где  $t_{вцф}$  – фактическая продолжительность выемки угля за цикл, мин;  $l_3$  – длина очистного забоя, м (указана в исходных данных);  $V_{ip}$  – рабочая скорость подачи комбайна ( $V_{кр}$ ) или струга ( $V_{сп}$ ), м/мин.

Продолжительность выемочного цикла с учётом ремонта очистного оборудования можно определить следующими способами:

- найти суммарную продолжительность всех несовмещённых рабочих процессов (ф. 7.2);
- рассчитать через количество циклов в сутки и продолжительность процессов, не входящих в выемочный цикл (ф. 7.3):

$$T_{цр} = t_{вцф} + t_{ко} + t_3 + t_{то} + t_{ок}, \quad (7.2)$$

$$T_{цр} = \frac{n_{см}(T_{см} - t_{пз} - t_{тм})}{n_{ц}}, \quad (7.3)$$

где  $T_{цр}$  – продолжительность выемочного цикла с учётом устранения поломок очистного оборудования, мин;  $t_{вцф}$  – фактическая продолжительность выемки угля за цикл, мин;  $t_{ко}$  – продолжительность концевых операций, мин;  $t_3$  – продолжительность зачистки конвейерной дорожки, мин;  $t_{то}$  – продолжительность техни-

ческого обслуживания выемочной машины, мин;  $t_{ок}$  – продолжительность обслуживания очистного оборудования (кроме выемочной машины), мин;  $n_{см}$  – количество добычных смен в сутки;  $T_{см}$  – продолжительность добычной смены, мин;  $t_{пз}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;  $t_{тм}$  – продолжительность остановок выемочной машины при выполнении технологических мероприятий в течение смены, мин;  $n_{ц}$  – количество выемочных циклов в сутки.

Значение, рассчитанное по ф. (7.2), может иметь небольшую погрешность из-за приближенности расчёта  $V_{ip}$  по ф. (5.5), что отражается на значениях  $t_{вц\phi}$  и  $t_{то}$ .

Обслуживание очистного оборудования ( $t_{ок}$ ) и выемочной машины ( $t_{то}$ ) *не является основным процессом очистных работ и не входит в состав выемочного цикла*. Включение их в расчёт  $T_{цр}$  следует понимать как *учёт потерь времени* на устранение поломок очистного оборудования во время выемочного цикла. «Чистую» продолжительность выемочного цикла  $T_{ц}$  определяют без учёта этих затрат времени:

$$T_{ц} = t_{вц\phi} + t_{ко} + t_{з}. \quad (7.4)$$

Планограмма размещается в этом разделе и на листе графической части. Изображается она, как правило, в масштабе 1:2000 по оси ординат (длина лавы). Масштаб по оси абсцисс (время) подбирается таким, чтобы планограмма хорошо воспринималась зрительно. Значения  $t_{то}$  и  $t_{ок}$  на планограмме допускается откладывать для каждого цикла, для несколько циклов или раз в смену. Примеры планограмм представлены в практикуме [1].

График выходов рабочих отражает количественный и качественный состав рабочих по сменам в течение суток. Возможны следующие подходы при его составлении: по нормам времени (выработки), по расстановке по рабочим местам, комбинированный.

Вначале необходимо определить требуемое число рабочих в смену, а затем составить график выходов на сутки. В настоящее время нет единых федеральных норм выработки, регламентирующих очистные работы с применением современного оборудования, поэтому при определении численности по нормам допускается использовать:

– нормы выработки [23], или аналогичные, для процессов, технология выполнения и степень механизации которых (соответственно, трудоёмкость) изменились незначительно или не изменились (например, возведение органного ряда из рудничных стоек);

– действующие нормы времени угольных компаний.

При определении численности по расстановке по рабочим местам рекомендуется использовать нормативные документы, регламентирующие количество горнорабочих очистного забоя (ГРОЗ) при выполнении рабочих процессов и операций или рекомендации, представленные в практикуме [1].

При комбинированном подходе рекомендуется принять оптимальное количество рабочих для выполнения стандартных основных и вспомогательных процессов по расстановке и добавить рассчитанное по нормам количество человеко-смен на выполнение процессов, актуальных для данных условий.

Суточная численность рабочих определяется как сумма требуемого количества человеко-часов по всем процессам, округлённая до целого числа с учётом распределения по сменам. Расчёт принято представлять в виде таблицы (табл. 7.1).

Таблица 7.1

Расчёта численности рабочих по нормам выработки

Наименование процесса	Ед. изм.	Объём на сутки	Норма выработки			Количество человеко-смен
			по сборнику	поправ. коэфф.	установленная	
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
1. Выемка угля комплексом	т					
2. Передвижка перегружателя	м					
3. Передвижка приводов конв.	м					
4. Установка органной крепи	шт.					
5. ....		$V_i$	$H_{vi}$	$K_{пни}$	$H_{vyi}$	$N_{чи} = V_i / H_{yi}$
Итого по нормам						
<b>Всего принято</b>						$N_{я}$

Для расчёта по табл. 7.1 предварительно необходимо установить объём работ на сутки по каждому процессу исходя из величины суточного подвигания забоя, которое составит

$$l_{\text{сут}} = r \cdot n_{\text{ц}} \quad \text{или} \quad l_{\text{сут}} = r_{\text{с}} \cdot n_{\text{ц}}, \quad (7.5)$$

где  $l_{\text{сут}}$  – суточное подвигание забоя, м;  $r$  ( $r_{\text{с}}$ ) – ширина захвата комбайна (толщина срезаемой стругом стружки), м;  $n_{\text{ц}}$  – количество выемочных циклов в сутки.

Расстановка рабочих по местам в добычную смену показывается на плане забоя в графической части. Примеры расстановки рабочих по местам, планограммы и графика выходов рабочих представлены в практикуме [1].

Производительность труда определяется по формуле

$$P_{\text{сут}} = \frac{A_{\text{с}}}{N_{\text{я}}}, \quad (7.6)$$

где  $P_{\text{сут}}$  – производительность труда рабочих-сдельщиков очистной бригады, т/вых.;  $A_{\text{с}}$  – суточная нагрузка на очистной забой, т;  $N_{\text{я}}$  – суточное явочное количество выходов *рабочих-сдельщиков* очистной бригады, вых. (пояснения см. в практикуме [1]).

Таблица ТЭП (табл. 7.2) содержит информацию о пласте, применяемом оборудовании и проектируемых результатах организации очистных работ.

Таблица 7.2

Структура таблицы технико-экономических показателей

Показатель		Единицы измерения	Значение
1. Средняя мощность пласта		м	
2. Угол падения пласта		град.	
3. Длина очистного забоя		м	
4. Очистное оборудование	крепь		
	комбайн		
	конвейер, перегружатель		
	дробилка		
5. Суточная нагрузка на очистной забой $A_{\text{с}}$		т	
6. Количество выемочных циклов в сутки $n_{\text{ц}}$		–	
7. Добыча с цикла $Q_{\text{ц}}$		т	

Продолжение табл. 7.2

Показатель	Единицы измерения	Значение
8. «Чистая» продолжительность выемочного цикла $T_{ц}$	мин	
9. Суточное подвигание очистного забоя $l_{сут}$	м	
10. Количество выходов рабочих за сутки*	вых.	
11. Суточная производительность труда $P_{сут}$	т/вых.	
12. Участковая себестоимость добычи 1 т угля $C_y$ **	руб.	

*Примечания.*

*\*Всех профессий, учтённых в графике выходов. \*\*Определяется в разделе 9.*

### 1.8. Перемонтаж очистного комплекса

В разделе необходимо разработать график организации работ перемонтажа очистного механизированного комплекса из демонтажной камеры в монтажную. Выполнение раздела включает в себя следующие этапы:

- составление маршрута и определение длины транспортирования очистного оборудования при перемонтаже;
- выбор технологии сооружения демонтажной камеры;
- выбор оборудования МДР и обоснование размеров демонтажной, монтажной камеры и других выработок по маршрутам;
- конструирование технологической схемы перемонтажа;
- определение продолжительности процессов и составление графика организации работ по перемонтажу.

Составление маршрута перевозки очистного комплекса из демонтажной камеры в монтажную выполняется на следующее состояние горных работ:

- завершена отработка столба, показанного на системе разработки обрабатываемым;
- монтажная камера будет в столбе, который на системе разработке показан подготавливаемым (если не показан подготовленный столб);
- монтажная камера будет в столбе, который на системе разработке показан подготовленным.

Основными требованиями к маршруту являются:

- безопасность транспортных операций;
- пригодность горных выработок для использования того или иного средства механизации доставки очистного оборудования;

– наименьшая протяжённость при соблюдении остальных требований.

Соблюдение требований безопасности может сделать невозможным совмещение транспортировки очистного оборудования с осуществлением другого технологического процесса в выработке. Например, при использовании конвейерных выработок обязательно отключение и блокировка ленточного конвейера [3].

С точки зрения пригодности во всех вариантах принимаются следующие характеристики выработок:

- ширина выработок в свету  $B_{св} = 4000 \div 5200$  мм;
- высота выработок в свету  $h_{св} = 2200 \div 5000$  мм;
- крепление монорельсового пути позволяет перевозить секции массой до 35 тонн в неразобранном виде;
- для использования самоходного колёсного транспорта проводится отдельная выработка или сооружается дорога в вентиляционном штреке.

Ширина и высота выработок указана при применении анкерного крепления. Для рамных крепей следует руководствоваться размерами, представленными в нормативных документах [25, 26].

Для составленного маршрута определяют длину транспортирования очистного оборудования  $L_{д-м}$  как сумму участков маршрута. Наиболее продолжительным участком, как правило, будет выемочная выработка, оконтуривающая выемочный столб. Длина этого участка будет равна длине выемочного столба  $L_{ст}$ .

Маршрут доставки может отличаться для разных видов очистного оборудования. В разделе необходимо представить маршрут и его протяжённость для всех видов оборудования, рассмотренных в примерах работы № 12 практикума [1].

Один из вариантов формулы для определения протяжённости маршрута доставки секций крепи и конвейера имеет вид:

$$L_{д-м} = 0,5l_3 + l_{мц} + l_{щц} + L_{ст} + 0,5l_3 = l_3 + L_{с-с}, \quad (8.1)$$

где  $L_{д-м}$  – протяжённость маршрута транспортной единицы при перемонтаже, м;  $l_3$  – длина очистного забоя, м;  $l_{мц}$  – ширина межлавого целика, м;  $l_{щц}$  – ширина центрального охранного целика (см. исходные данные), м;  $L_{ст}$  – длина выемочного столба, м;  $L_{с-с}$  –

расстояние от сопряжения демонтажной камеры до сопряжения с монтажной камерой, м.

Длина выемочного столба при панельной схеме подготовки составит

$$L_{\text{ст}} = \frac{S_{\text{п}} - l_{\text{цц}} - \sum l_{\text{цф}} - \sum B_{\text{фх}}}{n_{\text{кп}}}, \quad (8.2)$$

где  $S_{\text{п}}$  – длина панели по простиранию (указана в исходных данных), м;  $l_{\text{цц}}$  – ширина центрального охранного целика, м;  $l_{\text{цф}}$  – ширина флангового охранного целика, м;  $B_{\text{фх}}$  – ширина в свету флангового ходка, м;  $n_{\text{кп}}$  – количество крыльев панели.

Выбор технологии сооружения демонтажной камеры рекомендуется произвести с учётом следующих положений:

- при струговой выемке – въезд в предварительно сооружённую камеру;
- при удароопасности и неустойчивой кровле при комбайновой выемке – формирование камеры очистным комплексом;
- в остальных случаях – применение любого варианта.

Выбор конфигурации монтажной камеры при струговой выемке следует произвести с учётом рекомендаций практикума [1].

Выбор оборудования для МДР производится исходя из возможности перемещения секций механизированной крепи. В проекте принимается, что средства механизации, способные перемещать секции крепи, будут использоваться для перемещения основного оборудования очистного участка. Выбор производится с учётом вышеуказанных характеристик выработок из моделей, представленных в практикуме [1] или с использованием других достоверных источников. Факторы выбора следующие:

- применяемость по углу падения;
- габариты и манёвренность;
- грузоподъёмность.

Вначале рекомендуется рассмотреть возможные типы оборудования исходя из угла наклона выработки  $\alpha_{\text{т}}$ . Применяемость по углу падения индивидуальна для каждой модели оборудования. При отсутствии точных данных производителя (тяговых диаграмм) для определения максимально допустимого угла наклона выработки по техническим характеристикам транспортного

средства  $\alpha_T$  в проекте допускается воспользоваться положениями практикума [1].

Далее из потенциально возможных вариантов по углу наклона следует выбрать такие транспортные средства, применение которых возможно по габаритам и манёвренности.

Высоту демонтажных камер, сооружаемых очистным комплексом, рекомендуется принять исходя из условия

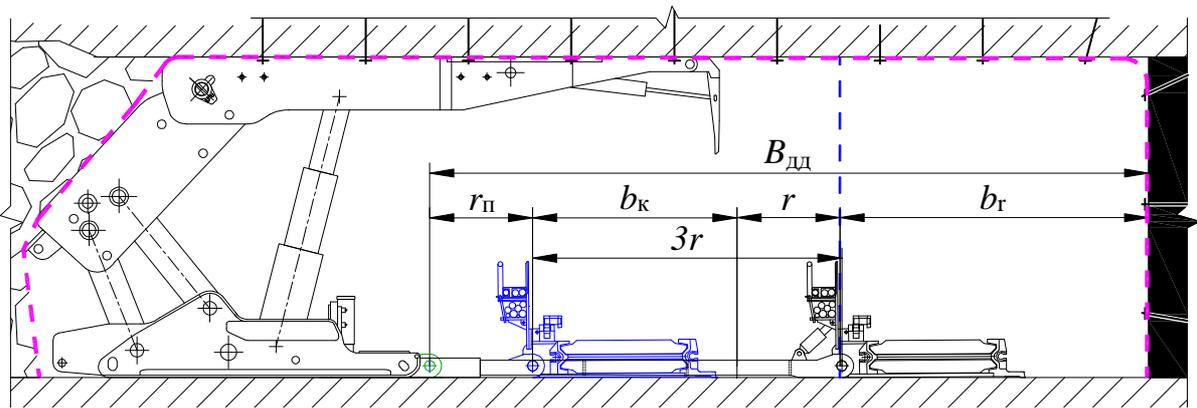
$$h_{\text{дк}} \leq H_{\text{max p}}, \quad (8.3)$$

где  $h_{\text{дк}}$  – высота демонтажной камеры в свету, мм;  $H_{\text{max p}}$  – расчётное значение максимальной конструктивной высоты секции, мм.

Ширину демонтажной дорожки (рис. 8.1) камер, формируемых очистным комбайном, можно определить по формуле

$$B_{\text{дд}} = r_{\text{п}} + b_{\text{к}} + r + b_{\text{р}}, \quad (8.4)$$

где  $B_{\text{дд}}$  – ширина демонтажной дорожки, мм;  $r_{\text{п}}$  – шаг передвижки секций очистной крепи, мм;  $b_{\text{к}}$  – расстояние от забоя до крепления домкрата передвижки, мм;  $r$  – ширина захвата исполнительного органа комбайна, мм;  $b_{\text{р}}$  – увеличение ширины демонтажной дорожки дополнительными циклами без передвижки крепи (до 3 циклов), мм.



*Рис. 8.1. Расчётная схема к определению ширины демонтажной дорожки (синим цветом показано положение конвейера и забоя до выполнения дополнительных циклов, зелёным – положение домкрата передвижки после демонтажа конвейера)*

Высоту предварительно пройденной демонтажной камеры, закреплённой анкерами, рекомендуется принять из указанного выше диапазона 2,2÷5,0 м, но не менее средней мощности пласта.

Для рамных крепей высота регламентируется типоразмером крепи [25, 26].

Ширина таких камер должна быть принята в зависимости от предполагаемого типа крепи в пределах значений, регламентируемых соответствующими нормативными документами [25, 26, 27]. Конкретное значение ширины должно выбираться исходя из возможности применения того или иного типа оборудования.

Высоту и ширину монтажной камеры следует принять согласно представленным выше рекомендациям.

Выбор транспортных средств МДР следует производить во взаимосвязке с типом и параметрами камер и протяжённых выработок. Если ширина транспортных средств больше ширины перевозимого оборудования, она должна соответствовать условию

$$B_{\text{тп}} \leq B_{\text{св}} - b_{\text{п}} - b_{\text{з}} - b_{\text{зк}} - B_{\text{гт}}, \quad (8.5)$$

где  $B_{\text{тп}}$  – ширина транспортного средства, применяемого для перевозки очистного оборудования, мм;  $B_{\text{св}}$  – ширина выработки в свету, мм;  $b_{\text{п}}$  – минимальная ширина прохода для людей, мм;  $b_{\text{з}}$  – минимальный зазор между транспортными средствами, мм;  $b_{\text{зк}}$  – минимальный зазор между транспортным средством и крепью выработки, мм;  $B_{\text{гт}}$  – ширина средства главного транспорта, мм.

Если ширина транспортной единицы очистного оборудования  $B_0$  больше ширины транспортного средства  $B_{\text{тп}}$ , то вместо значения  $B_{\text{тп}}$  в ф. (8.5) подставляется значение  $B_0$ .

Минимальные зазоры при использовании напочвенных самоходных средств нормативными документами не регламентируются. Рекомендуется принять их равными 0,4 м. При использовании таких машин с прицепами действует п. 6.7 требований [28].

Если в камерах предполагается применение самоходных гусеничных или колёсных транспортных средств не только по продольным осям камер, но и по другим направлениям то выбор по ширине следует производить с учётом радиуса поворота конкретной модели транспортного средства.

Если высота транспортного средства меньше высоты секций крепи или секция не располагается внутри габарита транспортного средства по высоте (рис. 8.2, 8.4), значение имеет не высота транспортного средства  $h_{\text{тп}}$ , а расстояние от кровли (почвы) до

верхнего (нижнего) габарита транспортной единицы. Перевозимое оборудование должно размещаться по высоте с учётом минимально допустимых зазоров до почвы (кровли):

$$h_{\text{св}} - h_{\text{к}} - h_{\text{п}} \geq h_{\text{те}}, \quad (8.6)$$

где  $h_{\text{св}}$  – высота выработки в свету, мм;  $h_{\text{к}}$  – расстояние от кровли до верхнего габарита транспортной единицы, мм;  $h_{\text{п}}$  – расстояние от почвы до нижнего габарита транспортной единицы, м;  $h_{\text{те}}$  – высота транспортной единицы очистного оборудования, мм.

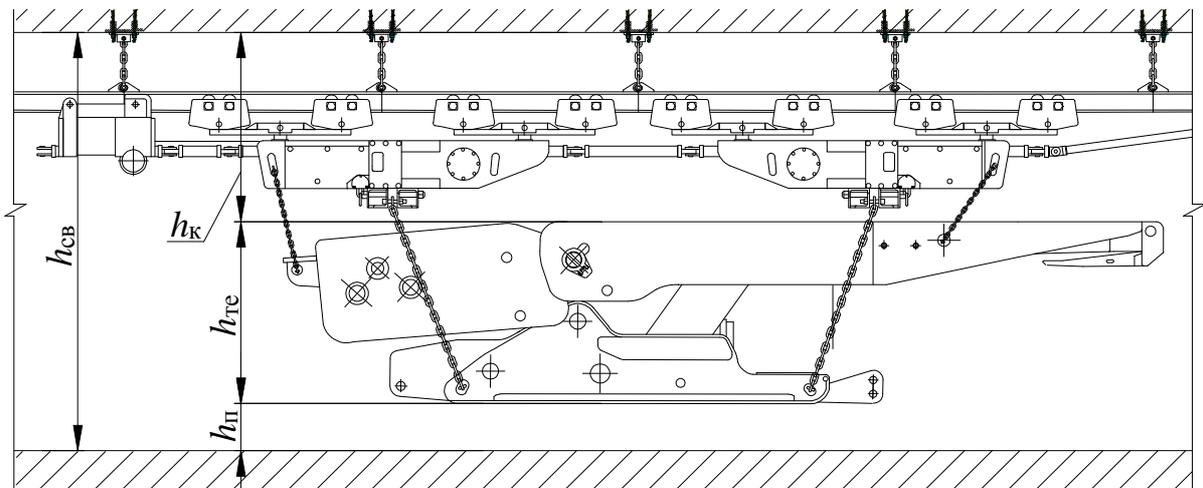


Рис. 8.2. Расчётная схема к определению высоты транспортной единицы при использовании монорельсового подъёмного устройства

Для подвесных монорельсовых дорог значение  $h_{\text{к}}$  определяют исходя из (рис. 8.3).

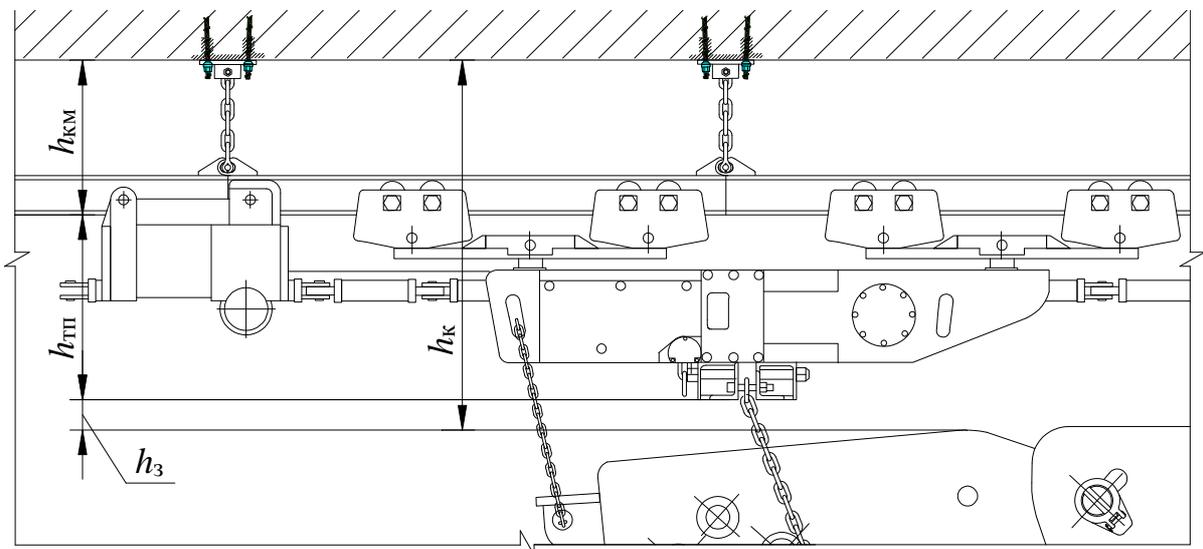


Рис. 8.3. Пояснение к определению размера  $h_{\text{к}}$

Размеры, составляющие значение  $h_k$  следующие:

- расстояние от кровли до нижней полки монорельса  $h_{KM}$ , мм;
- расстояние от нижней полки монорельса до нижнего габарита балки, т. е. высоты устройства  $h_{TP}$ , мм;
- зазор между крепью и балкой (траверсой)  $h_3$ , мм ( $\leq 200$  мм).

При отсутствии точных данных рекомендуется принять значение  $h_k \geq 1,5$  м. Минимальное значение  $h_{TP}$  при перевозке крупногабаритных грузов составляет 0,2 м [3].

Для дизельных напочвенных дорог и ПДМ значение  $h_k$  составляет не менее 0,3 м [28]. Значение  $h_{TP}$  зависит от типа и модели транспортного средства. При отсутствии точных данных в проекте допускается принять следующие значения  $h_{TP}$ :

- для напочвенных дорог  $\geq 0,6$  мм;
- для ПДМ при перевозке на вилах, платформе и трейлерах без дна  $\geq 0,2$  мм;
- для трейлеров с дном  $C_g + 50$  мм.

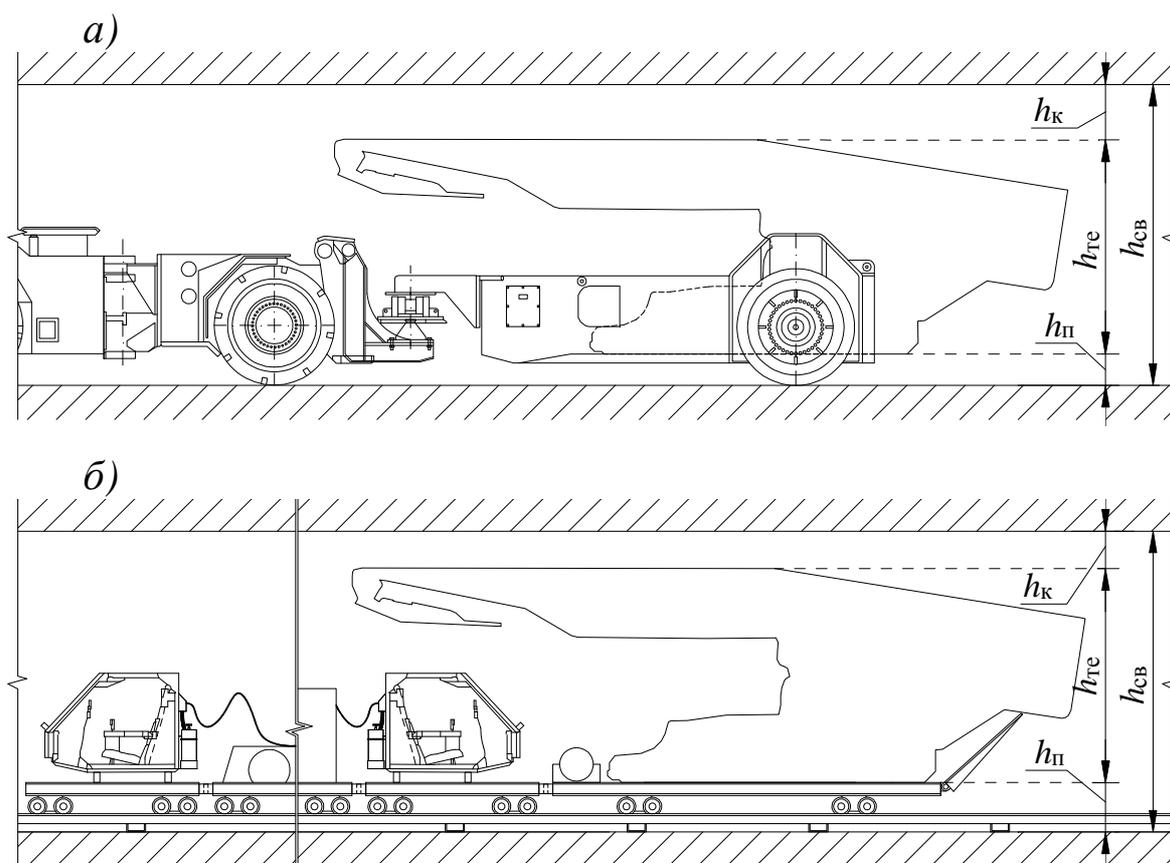


Рис. 8.4. Расчётная схема к определению высоты транспортной единицы по ф. (8.6) при использовании напочвенного транспорта:  
а – самоходного колёсного; б – напочвенной рельсовой дороги

Когда высота транспортного средства больше высоты транспортной единицы и она располагается внутри габарита транспортного средства по высоте (рис. 8.5), ф. (8.6) принимает вид

$$h_{\text{св}} - h_{\text{к}} \geq h_{\text{тп}}, \quad (8.7)$$

где  $h_{\text{св}}$  – высота выработки в свету, мм;  $h_{\text{к}}$  – расстояние от кровли до верхнего габарита транспортного средства, мм;  $h_{\text{тп}}$  – высота транспортного средства, применяемого для перевозки очистного оборудования, мм.

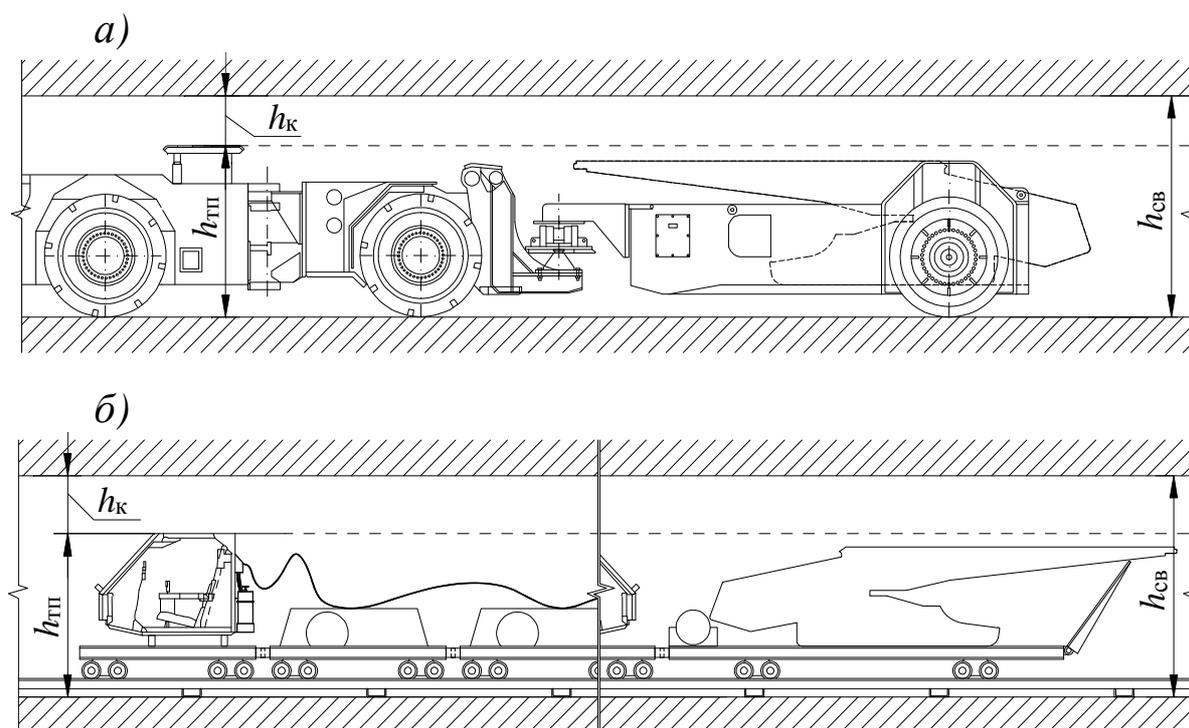


Рис. 8.5. Расчётная схема к определению высоты транспортной единицы по ф. (8.7) при использовании напочвенного транспорта: а – самоходного колёсного; б – напочвенной рельсовой дороги

На стадии проектирования можно заложить параметры горных выработок, обеспечивающие применение предпочтительного типа средств механизации с учётом технической возможности по углу наклона. Тогда минимально допустимые размеры выработок должны быть выражены из ф. (8.5÷8.7). При этом ограничивающими факторами будут рекомендованные выше параметры выработок, требования по зазорам и проходам и условие ф. (8.3).

В проекте рекомендуется рассмотреть процессы МДР, представленные в теоретической части дисциплины. Текстовая пояс-

няющая часть должна содержать краткое описание процессов. В графической части необходимо показать технологическую схему на период ремонта секций конвейера и крепи. Чертежи выполняются в масштабе 1:200 или 1:500. Степень детализации технологической схемы и текстовой части должна быть не ниже, чем в примерах выполнения работы практикума [1].

Выбор транспортного оборудования, выполненный на предыдущем этапе, фактически предопределяет технологическую схему ремонта. Сконструированная схема должна обеспечивать минимальную продолжительность ремонта.

Продолжительность процессов МДР допускается принять по любым достоверным источникам. При отсутствии таких данных можно воспользоваться рекомендациями, основанными на следующем подходе: для процессов, связанных с единичными элементами очистного оборудования, продолжительность принимается по табл. 8.1, а для многократно повторяемых основных процессов транспортных работ (Т6 и Т7) производится расчёт.

Таблица 8.1

Ориентировочная продолжительность процессов МДР  
и возможные варианты их совмещения

Процесс	Продолжительность	Возможное совмещение
<i>Подготовительные процессы</i>		
П1. Монтаж средств механизации, сут	0,5÷2	П2, П3, П4
П2. Монтаж систем управления и связи, сут	1÷2	П1, П3, П4
П3. Расстановка средств пожаротушения, сут	1÷2	П1, П2, П4
П4. Монтаж вспомогательных средств МДР, сут	≤ 1	П1, П2, П3
<i>Основные процессы демонтажных работ</i>		
Д1. Демонтаж и погрузка штрекового перегружателя с дробилкой в конвейерном штреке, сут	2÷3	Д3, Д4
Д2. Демонтаж и погрузка приводной станции забойного конвейера (конвейера и струговой установки) на сопряжении с конвейерным штреком, сут	≤ 1; (1÷2)	Д4
Д3. Демонтаж и погрузка приводной станции забойного конвейера (конвейера и струговой установки) на сопряжении с вентиляционным штреком, сут	≤ 1; (1÷2)	Д1, Д2
Д4. Демонтаж и погрузка очистного комбайна (струга), сут	1÷2 (0,5)	Д2, Д1
Д5. Демонтаж и погрузка цепи забойного конвейера (конвейера и струговой установки), сут	1 (2)	–

Продолжение табл. 8.1

Процесс			Продолжительность	Возможное совмещение
Д6. Демонтаж и погрузка секций забойного конвейера (по 1÷4 секций), мин	погрузка на сопряжении		20÷60 <sup>[1]</sup>	М1, Т6, ВД3, ВМ2
	погрузка в камере	лебёдка	30÷60	
		ПДМ	20÷40	
Д7. Демонтаж и погрузка секции крепи, мин	погрузка на сопряжении		25÷50 <sup>[2]</sup>	М2 (М2Р), Т7, ВД1, ВД2, ВД3, М3, М4, ВМ1, ВМ2
	погрузка в камере	лебёдка	40÷50	
		ПДМ	25÷30	
Д7Р. Демонтаж и погрузка секции крепи с частичной разборкой, мин	погрузка на сопряжении		60÷100 <sup>[3]</sup>	М2 (М2Р), Т7, ВД1, ВД2, ВД3, М3, М4, ВМ1, ВМ2
	погрузка в камере	лебёдка	80÷100	
		МПД	60÷80	
<i>Вспомогательные процессы демонтажных работ</i>				
ВД1. Крепление демонтажной камеры по мере демонтажа секций крепи, мин			20÷40	Д7 (Д7Р), М2, М3
ВД2. Демонтаж монорельсовой балки (двух рельсов и шпал напочвенного пути), мин			10÷30	
ВД3. Перестановка средств механизации и вспомогательных средств МДР, мин			10÷60 <sup>[4]</sup>	Д6, Д7 (Д7Р) М1, М2, М3
<i>Основные процессы монтажных работ</i>				
М1. Разгрузка и монтаж секций и цепи забойного конвейера [забойного конвейера и струговой установки (1÷4 секций)], мин	разгрузка на сопряжении		40÷120 <sup>[5]</sup>	Д6, Т6, ВД3, ВМ2
	разгрузка в камере	лебёдка	60÷120	
		ПДМ	40÷80	
М2. Разгрузка и монтаж секции крепи, мин	разгрузка на сопряжении		10÷30 <sup>[6]</sup>	Д7 (Д7Р), Т7, ВД1, ВД2, ВД3, М3, М4, ВМ1, ВМ2
	разгрузка в камере	лебёдка	20÷30	
		ПДМ	10÷20	
М2Р. Разгрузка и монтаж частично разобранный секции крепи, мин	разгрузка на сопряжении		75÷110 <sup>[7]</sup>	М4, ВМ1, ВМ2
	разгрузка в камере	лебёдка	95÷110	
		МПД	75÷95	
М3. Монтаж приводной станции забойного конвейера (конвейера и струговой установки) на сопряжении с конвейерным штреком, мин			≤ 1; (1÷2)	Д7 (Д7Р), Т7, ВД1, ВД2, ВД3, М2, М5, (М2Р), ВМ1, ВМ2
М4. Монтаж штрекового перегружателя с дробилкой в конвейерном штреке, сут			2÷3	
М5. Монтажа очистного комбайна (струга), сут			1÷2 (0,5)	М4, ВМ2
М6. Монтаж приводной станции забойного конвейера (конвейера и струговой установки) на сопряжении с вентиляционным штреком, сут			≤ 1; (1÷2)	ВМ2
<i>Вспомогательные процессы монтажных работ</i>				
ВМ1. Демонтаж монорельсовой балки (двух рельсов и шпал напочвенного пути), мин			10÷30	Д7, (Д7Р), Т7, Д6, Т6,

Продолжение табл. 8.1

Процесс	Продолжительность	Возможное совмещение
ВМ2. Перестановка средств механизации и вспомогательных средств МДР, мин	10÷60 <sup>[4]</sup>	ВД1÷ВД3, М1÷М6, ДМ2
<i>Заключительные процессы</i>		
31. Демонтаж средств механизации, сут	0,5÷2	32, 33, 34
32. Демонтаж систем управления и связи, сут	1÷2	31, 33, 34
33. Уборка средств пожаротушения, сут	1÷2	31, 32, 34
34. Демонтаж вспомогательных средств МДР, сут	≤ 1	31, 32, 33

*Примечания.*

<sup>[1]</sup> Учтена продолжительность демонтажа, формирования транспортной единицы из 2÷4 секций и погрузка на транспортное средство на сопряжении (при использовании лебёдки принимается максимальное значение). Дополнительно рассчитывается продолжительность доставки транспортной единицы до сопряжения и холостого хода.

<sup>[2]</sup> Учтена продолжительность сокращения раздвижки секции, отключения от коммуникаций, извлечения из ряда, разворота параллельно оси демонтажной дорожки, передвижки пилотных секций, погрузки на транспортное средство на сопряжении (при использовании лебёдки принимается максимальное значение). Дополнительно рассчитывается продолжительность доставки до сопряжения и холостого хода.

<sup>[3]</sup> Учтена продолжительность сокращения раздвижки секции, отключения от магистралей, извлечения из ряда, разворота параллельно оси демонтажной дорожки, частичного разбора, передвижки пилотных секций, погрузки на транспортное средство на сопряжении (при использовании лебёдки принимается максимальное значение). Дополнительно рассчитывается продолжительность доставки до сопряжения каждого элемента секции и холостого хода.

<sup>[4]</sup> При частичной разборке секций принимается максимальное значение после демонтажа (монтажа) каждой секции.

<sup>[5]</sup> Учтена продолжительность разгрузки и монтажа на конвейерную дорожку (при использовании лебёдки принимается максимальное значение). Дополнительно рассчитывается продолжительность доставки транспортной единицы от сопряжения до места установки и холостого хода.

<sup>[6]</sup> Учтена продолжительность разгрузки и установки в ряд (при использовании лебёдки принимается максимальное значение). Присоединение домкрата передвижки и подключение коммуникаций совмещается с доставкой от сопряжения до места установки и холостым ходом, продолжительность которых определяется дополнительно.

<sup>[7]</sup> Учтена продолжительность сборки и установки в ряд (при использовании лебёдки принимается максимальное значение). Присоединение домкрата передвижки и подключение коммуникаций совмещается с доставкой от сопряжения до места установки и холостым ходом, продолжительность которых определяется для каждого элемента секции.

Формула для расчёта продолжительности процессов Т6 и Т7 имеет следующий общий вид:

$$t_{Ti} = \frac{0,5l_3}{V_{\Gamma i}} + \frac{L_{c-c}}{V_{\Gamma i}} + \frac{0,5l_3}{V_{\Gamma i}} + \frac{0,5l_3}{V_{xi}} + \frac{L_{c-c}}{V_{xi}} + \frac{0,5l_3}{V_{xi}}, \quad (8.8)$$

где  $t_{Ti}$  – продолжительность процесса Т6 или Т7 без совмещения по участкам маршрута, мин;  $l_3$  – длина очистного забоя, м;  $V_{\Gamma i}$  – скорость транспортного средства с грузом на  $i$ -м участке маршрута, км/ч;  $L_{c-c}$  – расстояние от сопряжения демонтажной камеры до сопряжения с монтажной камерой, м;  $V_{xi}$  – скорость транспортного средства при холостом ходе на  $i$ -м участке маршрута, км/ч.

Процессы Т6 и Т7 рекомендуется совмещать с процессами Д6, М1 и Д7 (М7Р), М2 (М2Р) соответственно. Если предполагается использование разных транспортных средств в камерах и на участке маршрута  $L_{c-c}$ , то возможно совмещение транспортных процессов. Тогда определение  $t_{(i)}$  производится с учётом совмещения (см. пример № 1 практикума [1])

При разработке графика организации работ рекомендуется предусмотреть максимальное совмещение процессов МДР при условии обеспечения безопасности работ. Возможные варианты совмещения процессов представлены в табл. 8.1.

Таблица 8.2

График организации МДР

Процессы	Продолжительность, сут	Сутки			
		1	2	...	$n$
1.	X	■			
2.	X		■		
...	X		■	■	
$n$	X			■	■
Итого		■	■	■	■

Следует учесть, что при совмещении взаимоувязанных процессов один из них скорее всего будет «узким местом», т. е. процессом с наибольшей продолжительностью. Тогда при выполнении других процессов будут *вынужденные простои*. В первую очередь это относится к демонтажу, транспортировке и монтажу

секций забойного конвейера и крепи. Избежать простоев можно, увеличив количество транспортных средств на маршруте. Но это не всегда будет оправдано с экономической точки зрения.

График организации следует представить в виде таблицы, содержащей численную и графическую информацию о продолжительности процессов (табл. 8.2). Продолжительность подготовительно-заключительных операций в начале и конце смены учтена в значениях табл. 12.9. Отмечать её на графике не требуется.

Многократно повторяемые процессы (извлечение и транспортировка по демонтажной камере, транспортировка по монтажной камере и установка в рабочее положение), выполняемые последовательно, рекомендуется *объединить в одну строчку, а продолжительность показать общей линией*, отражающей суммарную продолжительность этих процессов (рис. 8.6). При наличии простоев общую линию рекомендуется показывать пунктиром.

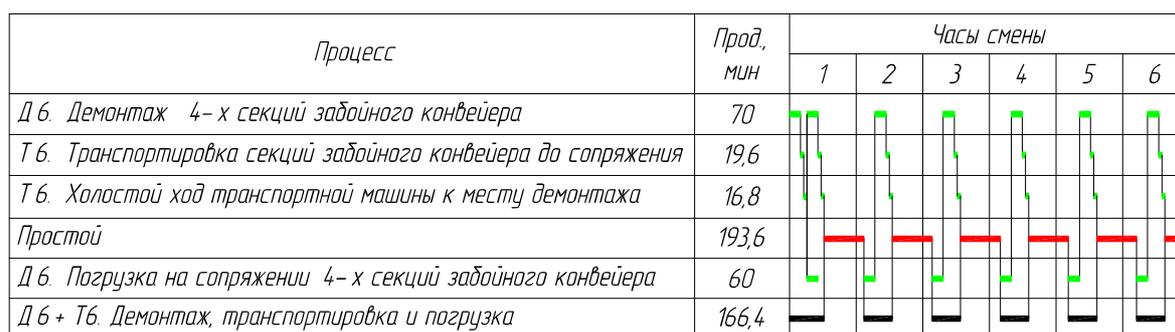


Рис. 8.6. Пояснение по представлению в графике организации работ многократно повторяемых процессов

Общая продолжительность ремонта определяется как суммарная продолжительность несовмещённых процессов.

### 1.9. Расчёт участковой себестоимости добычи

В разделе необходимо определить участковые затраты на заработную плату, материалы, электроэнергию, амортизацию очистного оборудования. По результатам расчётов определяется участковая себестоимость добычи 1 т угля.

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

$$N_{pci} = k_{ci} \cdot N_{pji}, \quad (9.1)$$

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

Коэффициент списочного состава для подземных рабочих можно определить по формуле

$$k_{ci} = \frac{T_k - T_{\Pi} - T_{\text{вы}}}{(T_k - T_{\Pi} - T_{\text{вpi}} - T_{\text{oi}}) \cdot k_{\text{упi}}}, \quad (9.2)$$

где  $T_k$  – календарное количество дней в году;  $T_{\Pi}$  – число праздничных дней в году;  $T_{\text{вы}}$  – число выходных дней участка в году;  $T_{\text{вpi}}$  – число выходных дней рабочего в году;  $T_{\text{oi}}$  – продолжительность отпуска;  $k_{\text{упi}}$  – коэффициент, учитывающий число невыходов по уважительным причинам (принимается 0,94÷0,97).

Рекомендуется принять режим работы без общего выходного для очистного участка. Число выходных дней рабочих принимается из расчёта 30-часовой рабочей недели. Продолжительность отпуска рабочих очистного участка регламентируется трудовым кодексом [29], отраслевым соглашением [30] и коллективным договором на конкретной шахте. В рамках проекта можно воспользоваться фактической продолжительностью отпуска для шахт Кузбасса или значениями из примеров практикума [1].

Расчёт затрат на заработную плату, как и других элементов, принято представлять в таблице (табл. 9.1 и 9.2). Разряды рабочих, тарифные ставки и оклады можно принять по табл. 9.1 и 9.2 или самостоятельно при условии соблюдения минимальных требований отраслевого соглашения [30] и других документов.

Таблица 9.1

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

Профессии	Разряд	$N_{pji}$ , чел.	$k_{ci}$	$N_{pci}$ , чел.	$R_{ti}$ , руб.	$F_{ni}$	$F_p$	$F_c$	$C_{pi}$ , руб.
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
МГВМ	VI				1200		1,3	1,3	
Пом. МГВМ	V				1020				
ГРОЗ	V				1020				
Эл. слесарь	IV				890				
ГРП	III				760				
<b>Итого</b>									$C_{зр} = \sum C_{pi}$

Доплаты за ночные (вечерние) смены регламентируются отраслевым соглашением [30] и коллективным договором на конкретном предприятии. Рекомендуется принять доплату за ночную смену 40 %, а за вечернюю – 20 %.

Тарифы страховых взносов регламентирует ст. 425 Налогового кодекса РФ [31]:

- в Пенсионный фонд РФ – 22 %;
- в Фонд социального страхования – 2,9 %;
- в Фонд обязательного медицинского страхования – 5,1 %.

Заработную плату рабочих определяют по формуле

$$C_{pi} = N_{pci} \cdot R_{Ti} \cdot F_{ni} \cdot F_p \cdot F_c, \quad (9.3)$$

где  $C_{pi}$  – суточные затраты на заработную плату  $i$ -й профессии, руб.;  $N_{pci}$  – списочный состав рабочих очистного 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 очистного участка можно принять по шахтным данным или по рекомендациям табл. 9.2.

Таблица 9.2

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

Должность	$N_{ияi}$ , чел.	$R_{oi}$ , руб.	$F_{ni}$	$F_p$	$F_c$	$C_{иi}$ , руб.
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>	<i>7</i>
Начальник участка	1	75600	–	1,3	1,3	
Заместитель начальника	1	54300				
Помощник начальника	1	38500				
Механик участка	1	42000				
Горный мастер	4	34500				
<b>Итого</b>						$C_{зи} = \sum C_{иi}$

Заработную плату ИТР определяют по формуле

$$C_{иi} = \frac{N_{ияi} \cdot R_{oi} \cdot F_{ni} \cdot F_p \cdot F_c}{N_m}, \quad (9.4)$$

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

При расчёте затрат на заработную плату горных мастеров в ф. (9.4) подставляется их списочный состав.

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:

$$C_3 = C_{зр} + C_{зи}, \quad (9.5)$$

где  $C_3$  – 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.

Минимальный перечень материалов, учитываемый при расчёте затрат представлен в табл. 9.3.

Таблица 9.3

Суточные затраты на материалы  $C_m$

Наименование материалов	Единицы измерения	$K_{mi}$	$J_{mi}$	$F_{mi}$ , руб.	Стоимость $C_{mi}$ , руб.
<i>1</i>	<i>2</i>	<i>3</i>	<i>4</i>	<i>5</i>	<i>6</i>
Лесоматериалы	м <sup>3</sup>			3900	
Резцы	шт.			730	
Солидол	кг			57	
Гидравлическое масло	кг			102	
Индустриальное масло	кг			48	
Итого					$\sum C_{mi}$
Прочие материалы	–				$C_{мп} = 0,15 \cdot \sum C_{mi}$
<b>Всего</b>					$C_m = \sum C_{mi} + C_{мп}$

Нормы расхода на 1000 т добычи  $K_{mi}$  можно принять по указанным выше источникам или следующие:

- лесоматериалы при  $A_c \leq 10000$  т – до 0,2 м<sup>3</sup>, если  $A_c > 10000$  т – до 0,15 м<sup>3</sup>;

- резцы шнеков комбайна – 3÷5 шт.;
- солидол – 0,2÷0,3 кг;
- гидравлическое масло (эмульсия) – 3÷5 кг;
- индустриальное масло – 1÷3 кг.

Расход (объём) леса на возведение органного ряда определяется по формуле

$$V_{\text{лес}} = 0,25 \cdot \pi \cdot d_{\text{со}}^2 \cdot l_{\text{со}} \cdot n_{\text{со}}, \quad (9.6)$$

где  $V_{\text{лес}}$  – объём леса на возведение органного ряда, м<sup>3</sup>;  $d_{\text{со}}$  – диаметр стойки органного ряда, м;  $l_{\text{со}}$  – длина стойки, м;  $n_{\text{со}}$  – количество стоек, устанавливаемое за сутки.

Стоимость каждого вида материала определяют по формуле

$$C_{\text{mi}} = J_{\text{mi}} \cdot F_{\text{mi}}, \quad (9.7)$$

где  $C_{\text{mi}}$  – суточные затраты на  $i$ -й материал, руб.;  $J_{\text{mi}}$  – суточный расход  $i$ -го материала;  $F_{\text{mi}}$  – стоимость единицы  $i$ -го материала, руб.

Расчёт затрат на электроэнергию в проекте допускается произвести по фактическому расходу по одноставочному тарифу. В проекте рекомендуется учесть наиболее энергоёмкое оборудование очистного забоя (принятое ранее – см. разделы 2, 3, 5), работающее на электроэнергии. Минимальный перечень оборудования, учитываемого при расчёте затрат, представлен в табл. 9.4.

Далее необходимо определить продолжительность работы каждого потребителя электроэнергии за сутки. Продолжительность работы в ремонтно-подготовительную смену можно принять до 20 % от продолжительности работы в добычную смену (кроме насосной станции).

Расход электроэнергии остальными, менее энергоёмкими, потребителями (системы автоматики, освещение и др.) можно учесть путём добавления в табл. 9.4 строки «Прочие потребители». Соответствующие затраты можно принять равными 4÷7 % от суммарных затрат указанных в таблице энергоёмких потребителей.

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

$$C_{\text{эi}} = N_i \cdot T_{\text{coi}} \cdot F_{\text{э}} \quad \text{или} \quad C_{\text{эi}} = J_{\text{эi}} \cdot F_{\text{э}}, \quad (9.8)$$

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 9.4

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
Выемочная машина				7,5	
Забойный конвейер					
Насосная станция					
Перегружатель					
Дробилка					
				Итого	$\sum C_{эi}$
Прочие потребители	–			$C_{эп} = (0,04 \div 0,07) \cdot \sum C_{Mi}$	
				<b>Всего</b>	$C_э = \sum C_{эi} + C_{эп}$

Продолжительность работы насосной станции принимается равной 24 часам в сутки. Продолжительность работы остального оборудования в добычную смену составит

$$T_{po} = T_{cm} - t_{пз} - t_{tm} - n_{цсм} (t_{то} + t_{ок}), \quad (9.9)$$

$$\text{а за сутки } T_{co} = \frac{n_{см} \cdot T_{po} + 0,15 \cdot T_{po}}{60}, \quad (9.10)$$

где  $T_{po}$  ( $T_{co}$ ) – продолжительность работы выемочной машины, забойного конвейера, перегружателя и дробилки в течение добычной смены (суток), мин (ч);  $T_{cm}$  – продолжительность добычной смены, мин;  $t_{пз}$  – продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин;  $t_{tm}$  – продолжительность остановок выемочной машины при выполнении технологических мероприятий в течение смены, мин;  $n_{цсм}$  – количество циклов в смену;  $t_{то}$  – продолжительность технического обслуживания выемочной машины, мин;  $t_{ок}$  – продолжительность обслуживания очистного оборудования (кроме выемочной машины), мин;  $n_{см}$  – количество добычных смен в сутки.

Суточные амортизационные отчисления (табл. 9.5) по каждому виду оборудования определяют по формуле

$$C_{ai} = \frac{k_{ai} \cdot F_{ai}}{N_{\Gamma}}, \quad (9.11)$$

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;  $N_{\Gamma}$  – количество рабочих дней забоя за год.

Коэффициент  $k_{ai}$  обозначает годовую норму амортизации в долях единицы. Его значение можно принять по табл. 9.5 (указаны нормы по сборникам [32, 33]) или рассчитать исходя из ресурса оборудования, если он известен:

$$k_{ai} = \frac{A_c \cdot N_{\Gamma}}{A_{\text{рес}i}} \quad \text{или} \quad k_{ai} = \frac{n_{\text{ц}} \cdot N_{\Gamma}}{A_{\text{рес}i}}, \quad (9.12)$$

где  $k_{ai}$  – коэффициент, учитывающий годовую норму амортизации (общую) на  $i$ -й вид оборудования;  $A_c$  – суточная нагрузка на очистной забой, т;  $N_{\Gamma}$  – количество рабочих дней забоя за год;  $A_{\text{рес}i}$  – ресурс  $i$ -го вида оборудования, т (циклов);  $n_{\text{ц}}$  – количество выемочных циклов в сутки.

Таблица 9.5

Затраты на амортизацию  $C_a$

Наименование оборудования	Количество	Стоимость единицы, руб.	$F_{ai}$ , руб.	$k_{ai}$	$C_{ai}$ , руб.
1	2	3	4	5	6
Секция крепи забоя				0,343	
Секция крепи сопряжения				0,343	
Комбайн				0,360	
Струговая установка				0,383	
Скребковый конвейер				0,294	
Перегружатель				0,380	
Дробилка				0,350	
Насосная станция				0,378	
<b>Итого</b>					$C_a = \sum C_{ai}$

Стоимость оборудования можно принять по табл. 9.6 или по любым достоверным источникам. Стоимость зарубежного оборудования указана из расчёта среднего курса евро за февраль 2020 г.

Таблица 9.6

Ориентировочная стоимость очистного оборудования

Оборудование		Стоимость, млн руб.
<i>Секция крепи линейная</i>		
Caterpillar, США	струговая	11,7÷14,6
	$H_{\max} \leq 3$ м	14,6÷16,1
	$H_{\max} > 3$ м	16,8÷17,3
Чешская республика, Республика Польша	$H_{\max} \leq 3$ м	11,7÷12,9
	$H_{\max} > 3$ м	13,4÷14,6
КНР	$H_{\max} \leq 3$ м	10,7÷11,9
	$H_{\max} > 3$ м	12,4÷13,6
РФ	$H_{\max} \leq 3$ м	9,7÷11,2
	$H_{\max} > 3$ м	11,2÷13,8
<i>Крепь сопряжения штрековая</i>		
Юргинский машзавод, РФ	КСПЮ	11,21
	КСБЮ	11,97
<i>Очитные комбайны</i>		
Caterpillar, США		229÷307
Eickhoff, ФРГ		146÷219
T Machinery, Чешская республика		102÷156
Komatsu Mining Corp., Япония		146÷219
ОМТ, Российская Федерация		62,7÷66,9
K750Ю, Российская Федерация		115,6
<i>Струговая установка (без конвейера)</i>		
Caterpillar, США		95÷150
<i>Забойные конвейеры</i>		
Caterpillar, США		365÷810
Юргинский машзавод, РФ	КСЮ381	296,9
	КСЮ3100	428,1
<i>Перегружатели скребковые</i>		
Юргинский машзавод, РФ	ПС281	42,3
	ПСНР800	54,9
	ПСН3100	61,5
Зарубежный (с дробилкой)		122÷190
<i>Дробилки</i>		
Юргинский машзавод, РФ	ДР1000Ю	7,0
	ДР2500М	13,0
<i>Насосные станция</i>		
Nauhinco (3 насосных агрегата)		50÷70

Продолжение табл. 9.6

Оборудование		Стоимость, млн руб.
<i>Насосные станция</i>		
Hauhinco (3 насосных агрегата)		50÷70
«Нива-Холдинг», Республика Беларусь	СНН 100/32	6,9
	СНН 150/30	8,3
	СНН 200/32	9,7
<i>Гидравлические подъёмные устройства</i>		
Юргинский машзавод, РФ	УПГЮ24	4,3
	УПГЮ36	5,7

Участковая себестоимость определяется по результатам расчёта всех учитываемых элементов затрат:

$$C_y = \frac{C_z + C_m + C_э + C_a}{A_c}, \quad (9.13)$$

где  $C_y$  – участковая себестоимость добычи 1 т угля, руб.;  $C_z$  – 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.;  $A_c$  – суточная нагрузка на очистной забой, т.

### 1.10. Сводная таблица показателей

В последнем разделе необходимо представить сводную таблицу показателей (табл. 10.1) которая включает в себя основные решения и результаты расчётов, полученные в проекте.

Таблица 10.1

#### Структура сводной таблицы показателей

Показатель	Единицы измерения	Значение
1. Способ подготовки шахтного поля		
2. Схема подготовки шахтопласта		
3. Система разработки		
4. Количество выемочных столбов	–	
5. Длина выемочных столбов	м	
6. Средняя мощность пласта	м	
7. Угол падения пласта	град.	
8. Длина очистного забоя	м	

Продолжение табл. 10.1

9. Очистное оборудование	крепь		
	комбайн		
	конвейер, перегружатель		
	дробилка		
10. Суточная нагрузка на очистной забой $A_c$		т	
11. Количество выемочных циклов в сутки $n_{ц}$		–	
12. Добыча с цикла $Q_{ц}$		т	
13. «Чистая» продолжительность выемочного цикла $T_{ц}$		мин	
14. Суточное подвигание очистного забоя $l_{сут}$		м	
15. Количество выходов рабочих за сутки*		вых.	
16. Суточная производительность труда $P_{сут}$		т/вых.	
17. Средства механизации МДР	демонтажная камера		
	участок между сопряж.		
	монтажная камера		
18. Продолжительность МДР		сут	
19. Участковая себестоимость добычи 1 т угля $C_y$ **		руб	

## 2. СОДЕРЖАНИЕ ГРАФИЧЕСКОЙ ЧАСТИ

Графическая часть проекта (прил. 2) выполняется на листе формата А1. Она должна содержать следующие элементы:

- систему разработки (М 1:5000);
- план очистного забоя (М 1:100);
- три поперечных сечения очистного забоя: исходное положение комплекса, сечение по выемочной машине, крепление после прохода выемочной машины (М 1:50 или 1:100);
- сечения подготовительных выработок примыкающих к очистному забою, в т. ч. сохраняемой части (М 1:50 или 1:100);
- технологическую схему МДР (М 1:200);
- планограмму очистных работ (М 1:2000);
- график выходов рабочих;
- сводную таблицу показателей;
- дополнительную графическую информацию.

Проектирование системы разработки выполнено ещё в первом разделе проекта. Согласно заданию показывается отработка бремсберговой или уклонной части пласта. На чертеже должны присутствовать отработанное пространство, подготовительные забои, очистной забой. Показывается направление транспорти-

ровки угля, движение свежего и исходящего воздуха (с обязательным наличием вентиляционных сооружений). При изображении можно применять разрывы по падению и простиранию пласта, но в таких местах, чтобы не искажалось восприятие чертежа.

План очистного забоя также изображается с разрывами. Кроме непосредственно очистного забоя, на нём также показывают сопряжения и участки выемочных выработок, примыкающих к ним, крепь сопряжений, крепь усиления, оборудование, установленное на сопряжениях. Необходимость изображения крепи подготовительных выработок на плане согласовывается с руководителем отдельно.

Первое поперечное сечение забоя должно отражать исходное положение очистного оборудования перед выемкой очередной полосы угля, положение очистного оборудования. Третье сечение выполняется по первой секции крепи, задвигаемой рабочим (или по первой секции, у которой выдвигается перекрытие) после прохода выемочной машины.

Параметры крепления подготовительных выработок допускается принять без расчёта по согласованию с руководителем проекта. Остальные параметры выработок должны соответствовать данным, представленным в табл. 1.1.

Технологическая схема МДР должна отражать перемонтаж секций крепи очистного забоя. Схема выносится из раздела 8.

Планограмма работ, график выходов и сводная таблица показателей также дублируются из пояснительной записки.

Дополнительная графическая информация оговаривается с руководителем проекта в индивидуальном порядке. Ей, например, могут быть дополнительные сечения по забою или планы, поясняющие схемы работы очистного оборудования.

## 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  
«Подземная разработка пластовых месторождений»

Студенту \_\_\_\_\_ группы \_\_\_\_\_

Ф.И.О.

Дата выдачи задания «\_\_\_» \_\_\_\_\_ 202\_\_ г.

Дата предоставления проекта к защите «\_\_\_» \_\_\_\_\_ 202\_\_ г.

Тема: Составить проект разработки \_\_\_\_\_ части пласта \_\_\_\_\_  
\_\_\_\_\_ залегания мощностью  $m_{ср} =$  \_\_\_ м при \_\_\_\_\_ схеме  
подготовки в условиях \_\_\_\_\_.

Исходные данные:

#### 1. Характеристика пласта:

минимальная мощность  $m_{min}$ , М \_\_\_\_\_, максимальная мощность  $m_{max}$ , М \_\_\_\_\_;

размер по простиранию  $S$ , м \_\_\_\_\_, размер по падению  $H$ , м \_\_\_\_\_;

угол падения  $\alpha$ , град \_\_\_\_\_;

плотность угля  $\gamma$ , т/м<sup>3</sup> \_\_\_\_\_;

коэффициент крепости угля по шкале проф. М. М. Протоdjяконова  $f_y$  \_\_\_\_\_;

сопротивляемость пласта резанию в неотжатой зоне массива  $A$ , кН/м \_\_\_\_\_.

#### 2. Характеристика кровли:

средневзвеш. коэфф. крепости по шкале проф. М. М. Протоdjяконова  $f$  \_\_\_\_\_;

мощность легкообрушающихся слоёв непосредственной кровли  $h_{л}$ , м \_\_\_\_\_;

предел прочности на одноосное сжатие  $\sigma_y$ , \_\_\_\_\_ МПа.

#### 3. Относительная метанообильность выем. участка (оч. выработки), $q_p$ , м<sup>3</sup>/т \_\_\_\_\_.

#### 4. Тип выемки \_\_\_\_\_.

Спец. часть \_\_\_\_\_.

Графическая часть проекта должна быть выполнена на 1 листе формата А1  
Расчетно-пояснительная записка должна быть составлена в соответствии с методическими указаниями по выполнению курсового проекта.

Рекомендуемая литература: согласно списку литературы методических указаний по выполнению курсового проекта.

Руководитель проекта \_\_\_\_\_

# Приложение 2

### Система разработки 15000

### Технико-экономические показатели

№	Наименование	Ед. изм.	Показатель
1	Средняя стоимость	руб.	23
2	Средняя стоимость	руб.	280
3	Средняя стоимость	руб.	280
4	Средняя стоимость	руб.	280
5	Средняя стоимость	руб.	280
6	Средняя стоимость	руб.	280
7	Средняя стоимость	руб.	280
8	Средняя стоимость	руб.	280
9	Средняя стоимость	руб.	280
10	Средняя стоимость	руб.	280
11	Средняя стоимость	руб.	280
12	Средняя стоимость	руб.	280
13	Средняя стоимость	руб.	280
14	Средняя стоимость	руб.	280
15	Средняя стоимость	руб.	280
16	Средняя стоимость	руб.	280
17	Средняя стоимость	руб.	280
18	Средняя стоимость	руб.	280
19	Средняя стоимость	руб.	280
20	Средняя стоимость	руб.	280
21	Средняя стоимость	руб.	280
22	Средняя стоимость	руб.	280
23	Средняя стоимость	руб.	280
24	Средняя стоимость	руб.	280
25	Средняя стоимость	руб.	280
26	Средняя стоимость	руб.	280
27	Средняя стоимость	руб.	280
28	Средняя стоимость	руб.	280
29	Средняя стоимость	руб.	280
30	Средняя стоимость	руб.	280
31	Средняя стоимость	руб.	280
32	Средняя стоимость	руб.	280
33	Средняя стоимость	руб.	280
34	Средняя стоимость	руб.	280
35	Средняя стоимость	руб.	280
36	Средняя стоимость	руб.	280
37	Средняя стоимость	руб.	280
38	Средняя стоимость	руб.	280
39	Средняя стоимость	руб.	280
40	Средняя стоимость	руб.	280
41	Средняя стоимость	руб.	280
42	Средняя стоимость	руб.	280
43	Средняя стоимость	руб.	280
44	Средняя стоимость	руб.	280
45	Средняя стоимость	руб.	280
46	Средняя стоимость	руб.	280
47	Средняя стоимость	руб.	280
48	Средняя стоимость	руб.	280
49	Средняя стоимость	руб.	280
50	Средняя стоимость	руб.	280

### Схема монтажа - демонтажных работ 12000

### План очистного забоя 12000

### Планосетка работ 12000

### График выходов рабочих

Процесс	Выходы						
	1	2	3	4	5	6	7
1. Подготовка к работе	1	1	1	1	1	1	1
2. Работы по монтажу	1	1	1	1	1	1	1
3. Работы по демонтажу	1	1	1	1	1	1	1
4. Работы по очистке	1	1	1	1	1	1	1
5. Работы по установке	1	1	1	1	1	1	1
6. Работы по проверке	1	1	1	1	1	1	1
7. Работы по сдаче	1	1	1	1	1	1	1
8. Работы по уборке	1	1	1	1	1	1	1
9. Работы по ремонту	1	1	1	1	1	1	1
10. Работы по обслуживанию	1	1	1	1	1	1	1
11. Работы по наладке	1	1	1	1	1	1	1
12. Работы по испытанию	1	1	1	1	1	1	1
13. Работы по приемке	1	1	1	1	1	1	1
14. Работы по заключению	1	1	1	1	1	1	1
15. Работы по архивированию	1	1	1	1	1	1	1
16. Работы по сдаче документов	1	1	1	1	1	1	1
17. Работы по уходу	1	1	1	1	1	1	1
18. Работы по ремонту	1	1	1	1	1	1	1
19. Работы по обслуживанию	1	1	1	1	1	1	1
20. Работы по наладке	1	1	1	1	1	1	1
21. Работы по испытанию	1	1	1	1	1	1	1
22. Работы по приемке	1	1	1	1	1	1	1
23. Работы по заключению	1	1	1	1	1	1	1
24. Работы по архивированию	1	1	1	1	1	1	1
25. Работы по сдаче документов	1	1	1	1	1	1	1
26. Работы по уходу	1	1	1	1	1	1	1
27. Работы по ремонту	1	1	1	1	1	1	1
28. Работы по обслуживанию	1	1	1	1	1	1	1
29. Работы по наладке	1	1	1	1	1	1	1
30. Работы по испытанию	1	1	1	1	1	1	1
31. Работы по приемке	1	1	1	1	1	1	1
32. Работы по заключению	1	1	1	1	1	1	1
33. Работы по архивированию	1	1	1	1	1	1	1
34. Работы по сдаче документов	1	1	1	1	1	1	1
35. Работы по уходу	1	1	1	1	1	1	1
36. Работы по ремонту	1	1	1	1	1	1	1
37. Работы по обслуживанию	1	1	1	1	1	1	1
38. Работы по наладке	1	1	1	1	1	1	1
39. Работы по испытанию	1	1	1	1	1	1	1
40. Работы по приемке	1	1	1	1	1	1	1
41. Работы по заключению	1	1	1	1	1	1	1
42. Работы по архивированию	1	1	1	1	1	1	1
43. Работы по сдаче документов	1	1	1	1	1	1	1
44. Работы по уходу	1	1	1	1	1	1	1
45. Работы по ремонту	1	1	1	1	1	1	1
46. Работы по обслуживанию	1	1	1	1	1	1	1
47. Работы по наладке	1	1	1	1	1	1	1
48. Работы по испытанию	1	1	1	1	1	1	1
49. Работы по приемке	1	1	1	1	1	1	1
50. Работы по заключению	1	1	1	1	1	1	1
51. Работы по архивированию	1	1	1	1	1	1	1
52. Работы по сдаче документов	1	1	1	1	1	1	1
53. Работы по уходу	1	1	1	1	1	1	1
54. Работы по ремонту	1	1	1	1	1	1	1
55. Работы по обслуживанию	1	1	1	1	1	1	1
56. Работы по наладке	1	1	1	1	1	1	1
57. Работы по испытанию	1	1	1	1	1	1	1
58. Работы по приемке	1	1	1	1	1	1	1
59. Работы по заключению	1	1	1	1	1	1	1
60. Работы по архивированию	1	1	1	1	1	1	1

### Курсовой проект

Система разработки и плановая очистка работ

Исполнитель: РМПИ

Специальность: РМПИ

Группа: РМПИ

Экз. №: РМПИ-271

## СПИСОК РЕКОМЕНДУЕМОЙ ЛИТЕРАТУРЫ

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

2. Подземная разработка пластовых месторождений (практикум для студентов) / П. В. Егоров [и др.]. – Москва : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 1995. – 217 с. – 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. Рекомендации по безопасному ведению горных работ на склонных к динамическим явлениям угольных пластах (утв. приказом № 327 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 21.08.2017). – Текст : непосредственный.

5. Инструкция по применению схем проветривания выемочных участков шахт с изолированным отводом метана из выработанного пространства с помощью газоотсасывающих установок (утв. приказом № 680 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 01.12.2011). – Текст : непосредственный.

6. Технологические схемы многоштрековой подготовки выемочных столбов для отработки высокогазоносных и самовозгорающихся пологих угольных пластов, обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу комплексно-механизированных забоев (утв. приказом № 735 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 22.12.2011). – Текст : непосредственный.

7. Временные указания по управлению горным давлением в очистных забоях на пластах мощностью до 3,5 м с углом падения до 35°. – Ленинград, : ВНИМИ, 1982. – 136 с. – Текст : непосредственный.

8. Филимонов, К. А. Подземная разработка пластовых месторождений. Часть 1 : учеб. пособие / К. А. Филимонов ; КузГТУ. – Кемерово, 2016. – 99 с. – Текст : электронный.

<http://library.kuzstu.ru/meto.php?n=91430&type=utchposob:common>

9. Егошин, В. В. Системы разработки крутопадающих пластов Кузбасса : учебное пособие / В. В. Егошин, Е. В. Кухаренко. – Кемерово, 1991. – 80 с. – Текст : непосредственный.

10. Курленя, М. В. Технология щитовой разработки угольных месторождений / М. В. Курленя, Зворыгин Л. В., Лебедев А. В. – Новосибирск : Наука. Сибирское отделение, 1988. – 253 с. – Текст : непосредственный.

11. Ремезов, А. В. Технология отработки пологих и наклонных угольных пластов по камерно-столбовой системе в сложных горно-геологич. условиях / А. В. Ремезов, П. В. Егоров, С. И. Калинин и др. – Кемерово : Кузбассвузиздат, 2005. – 223 с. – Текст : непосредственный.

12. Методическое руководство по выбору геомеханических параметров технологии разработки угольных пластов короткими забоями. – СПб. : ВНИМИ, 2003. – 30 с. – Текст : непосредственный.

13. ГОСТ 33164.1-2014. Межгосударственный стандарт. Оборудование горно-шахтное. Крепи механизированные. Секции крепи. Общие технические условия. – Москва : Стандартинформ, 2015. – 82 с. – Текст : непосредственный.

14. ГОСТ 31557-2012. Межгосударственный стандарт. Комбайны очистные. Общие технические требования. Методы испытаний. – Москва : Стандартинформ, 2013. – 21 с. – Текст : непосредственный.

15. Яцких, В. Г. Горные машины и комплексы / В. Г. Яцких, Л. А. Спектор, А. Г. Кучерявых. – Москва : Недра, 1981. – 400 с. – Текст : непосредственный.

16. Хорешок, А. А. Горные машины и комплексы : учеб. пособие для курсового проектирования / А. А. Хорешок, А. М. Цехин, Л. Е. Маметьев, Г. Д. Буялич, А. Ю. Борисов, Ю. В. Дрозденко ; КузГТУ. – Кемерово, 2018. – 158 с. – Текст : непосредственный.

17. Бурчаков, А. С. Процессы подземных горных работ : учебник для вузов / А. С. Бурчаков, Н. К. Гринько, И. Л. Черняк. – 3-е изд., перераб. и доп. – Москва : Недра, 1982. – 423 с. – Текст : непосредственный.

18. Васючков, В. Ю. Основы горного дела / В. Ю. Васючков. – Москва : Недра, 1990. – 512 с. – Текст : непосредственный.

19. ГОСТ Р 53650-2009. Установки струговые. Общие технические условия. – Москва : Стандартинформ, 2013. – 20 с. – Текст : непосредственный.

20. Кундель, Х. Выемка угля / Х. Кундель. – Москва : Недра, 1986. – Пер. изд. : ФРГ, 1983. – 287 с. – Текст : непосредственный.

21. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / колл. авт. – Макеевка-Донбасс, 1989. – 320 с.

22. Инструкция по дегазации угольных шахт (утв. приказом № 679 Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору от 01.12.2011). – Текст : непосредственный.

23. Единые нормы выработки (времени) для шахт Кузнецкого бассейна / Минуглепром СССР. – Москва, 1981. – 557 с. – Текст : непосредственный.

24. Горная энциклопедия : в 5 т. / гл. ред. Е. А. Козловский. – Москва : Советская энциклопедия, 1984–1991. – Текст : непосредственный.

25. ГОСТ Р 31560-2012. Крепи металлические податливые рамные. Крепь арочная. Общие технические условия. – Москва : Стандартинформ, 2013. – 14 с. – Текст : непосредственный.

26. ГОСТ Р 53960-2010. Крепи металлические податливые рамные. Крепь трапециевидная. Общие технические условия. – Москва : Госстандарт, 2011. – 15 с. – Текст : непосредственный.

27. 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.

28. Технические требования по безопасной эксплуатации транспортных машин с дизельным приводом в угольных шахтах РД 05-312-99. – Текст : непосредственный.

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

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

31. 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.

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

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

Составители  
Филимонов Константин Александрович  
Зорков Данил Викторович

## **СИСТЕМА РАЗРАБОТКИ И ТЕХНОЛОГИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ**

Методические указания по выполнению курсового проекта  
по дисциплине «Подземная разработка пластовых месторождений»  
для студентов специальности 21.05.04 «Горное дело», специализации  
«Подземная разработка пластовых месторождений»  
всех форм обучения

В авторской редакции

Подписано в печать \_\_\_\_ .04.2022. Формат 60×84/16.  
Бумага офсетная. Отпечатано на ризографе. Уч.-изд. л. \_\_\_\_.  
Тираж \_\_\_\_ 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.