

Учебное издание

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
к выполнению практических работ
по дисциплине
«ПРОЦЕССЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»
для студентов направления подготовки
44.04.04 Профессиональное обучение (по отраслям)

С о с т а в и т е л и:

Александр Михайлович Иваненко
Евгений Николаевич Шелемей

Печатается в авторской редакции.
Компьютерная верстка и оригинал-макет автора.

Подписано в печать _____
Формат 60x84¹/₁₆. Бумага типограф. Гарнитура Times
Печать офсетная. Усл. печ. л. _____. Уч.-изд. л. _____
Тираж 100 экз. Изд. № _____. Заказ № _____. Цена договорная.

Издательство ГОУ ВПО ЛНР
«Луганский Национальный
Университет имени Владимира Даля»

*Свидетельство о государственной регистрации издательства
МИ-СРГ ИД 000003 от 20 ноября 2015г.*

Адрес издательства: 91034, г. Луганск, кв. Молодежный, 20а
Телефон: 8 (0642) 41-34-12, факс: 8 (0642) 41-31-60
E-mail: uni@snu.edu.ua http: www.snu.edu.ua

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ
ЛУГАНСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ ОБРАЗОВАТЕЛЬНОЕ УЧРЕЖДЕНИЕ
ВЫСШЕГО ПРОФЕССИОНАЛЬНОГО ОБРАЗОВАНИЯ
ЛУГАНСКОЙ НАРОДНОЙ РЕСПУБЛИКИ
«ЛУГАНСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ИМЕНИ ВЛАДИМИРА ДАЛЯ»

Стахановский инженерно-педагогический институт
Кафедра технологии производства и охраны труда

МЕТОДИЧЕСКИЕ УКАЗАНИЯ
к выполнению практических работ
по дисциплине
«ПРОЦЕССЫ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТ»
для студентов направления подготовки
44.04.04 Профессиональное обучение (по отраслям)

*Рекомендовано к изданию Учебно-методическим советом
ГОУ ВПО ЛНР «Луганский государственный университет
имени Владимира Даля»
(протокол № __ от _____ г.)*

Методические указания к выполнению практических работ по дисциплине «Процессы подземных горных работ» для студентов направления подготовки Профессиональное обучение (по отраслям). /Сост.: Иваненко А.М., Шелемей Е.Н. - Луганск: ЛГУ им. В.Даля, 2020. - 100с.

Конспект лекций предназначен для студентов направление подготовки 44.04.04 Профессиональное обучение, магистерская программа «Безопасность технологических процессов и производств», «Горное дело. Подземная разработка пластовых месторождений». Приведены основные теоретические положения и примеры определения параметров крепления очистных забоев и паспортов крепления и управления кровлей, определение нагрузки на забое, оснащенные комбайнов и струговыми комплексами.

Составители: ст. препод. Иваненко А.М.

асс. Шелемей Е.Н.

Ответственный за выпуск: ст. препод. Иваненко А.М.

Рецензент: доц. Петров А.Г.

© Иваненко А.М., 2020
© ГОУ ВПО ЛНР Луганский
Государственный Университет имени
Владимира Даля», 2020

Список рекомендуемой литературы

1. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Черняк И.Л. Процессы подземных горных работ. Учебник для вузов. 3-е изд., Перераб. И доп. М., Недра, 1982. 423 с.
2. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. Учебн. пособие для вузов / Сапицкий К.Ф., Дорохов Д.В., Зборщик М.П., Андрушко В.Ф. -4-е изд., Перераб. и доп. М., Недра. 1981. 311 с.
3. Бурчаков А.С., Гринько Н.К., Ковальчук А.Б. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых. Второй изд., Перераб. И доп. М., Недра, 536 с.
4. Килячков А.П. Технология горного производства: Учеб. для вузов- Четвёртого изд., Пере раб. И доп- М:Недра, 1992.415с
5. Процессы подземных горных работ. Практикум / Иваненко А.М. – Стаханов: СУНИГОТ, 2019 – 72 с.
6. Кологривко А.А. Подземные горные работы. Учебное пособие. - Минск: БНТУ, 2006. - 94 с.
Режим доступа: <https://www.twirpx.com/file/1125050/>
7. Дементьев И.В., Химич А.А. и др. Основы горного дела. Часть 1. Геология. Горные предприятия и выработки. Горные работы. Проведение горных выработок, 3-е изд., дополн. — Екатеринбург: Уральский государственный горный университет, 2007. — 290 с.
Режим доступа: <https://www.twirpx.com/file/2693910/>
8. Филимонов К.А., Карасев В.А. Технология подземных горных работ. Учебное пособие. — Кемерово: КузГТУ, 2013. — 110 с.
Режим доступа: <https://www.twirpx.com/file/2216871/>
9. Аман И.П. Процессы очистных работ. Учеб. пособие. – Пермь:Изд-во. Перм.нац.исслед. политехн. ун-та, 2012- 172с.
Режим доступа: <https://www.twirpx.com/file/1095581/>

Содержание

1. Выбор типоразмера крепления, паспорта крепления и управления кровлей в очистном забое	4
1.1. Выбор типоразмера крепления	4
1.2. Расчет паспорта крепления и элементов управления кровлей ..	12
1.3. Примеры расчета крепления очистного забоя, паспорта крепления и управления кровлей	20
2. Расчет нагрузки на очистные забои пологих и наклонных пластов	29
2.1 Нагрузка на забой по выемочном машине	29
2.2 Нормативная нагрузка на очистной забой.....	41
2.3. Нагрузка на очистной забой по газовому фактору.....	59
2.4. Контрольные вопросы для самопроверки знаний.....	60
3. Расчет элементов забоя и выбор механизации	60
очистных работ в рядах крутых пластов	60
3.1. Примеры расчета элементов систем разработки и очистного забоя крутого пласта	65
3.2. Контрольные вопросы для самопроверки знаний.....	68
4. Определение нагрузки на очистные забои крутых пластов.....	69
4.1. Нагрузка на забой, оборудованный щитовым агрегатом	69
4.2. Нагрузка на очистной забой, оборудованный комплексом КГУ	70
4.3. Приклады определения нагрузки на очистные забои крутых пластов	71
4.4. Контрольные вопросы для самопроверки знаний.....	72

1. Выбор типоразмера крепления, паспорта крепления и управления кровлей в очистном забое

1.1. Выбор типоразмера крепления

Индивидуальная крепь. Эффективность применения индивидуального крепления зависит от правильного выбора паспорта крепления и параметров крепления. Для правильного выбора гидравлических призабойных и посадочных стоек необходимо иметь следующие данные:

- мощность пласта в пределах выемочного поля m и ее изменчивость $\pm \Delta m$;
- сближение пород кровли и подошвы по всей ширине призабойного пространства;
- высоту верхняка с учетом его деформаций;
- минимальный запас податливости, необходимый для вывода стояка из-под нагрузки;
- паспорт крепления очистного забоя.

Необходим типоразмер призабойных стоек при металлических верхняка может быть определено из формул (рис. 1.1)

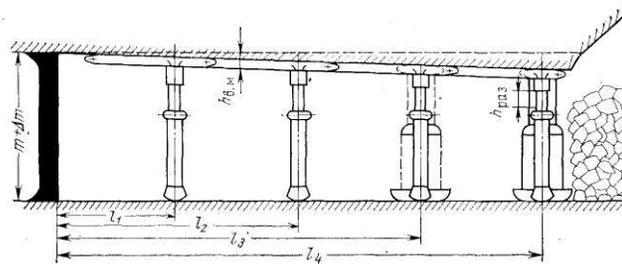


Рис. 1.1. Схема к выбору типоразмера стоек

$$H_{\max} = m + \Delta m - h_{\text{в}} - \alpha m \ell_1 \quad (1.1)$$

$$H_{\min} = m - \Delta m - h_{\text{в}} - \alpha m \ell_4 - h_{\text{раз}}, \quad (1.2)$$

где H_{\max} - максимально необходимая высота призабойного стояка, м;

H_{\min} - минимально допустимая высота призабойного стояка, м;

Таблица 6. 23. Смета расходов на проведение 1 м штрека

элементы затрат	Сумма расходов, грн	Себестоимость 1 м, грн ..	%%
Заработная плата	137136	914,24	44,19
Начисления на з \ п	50740,32	338,27	16,35
материалы	2243,4	15,0	0,72
амортизация	58428,91	389,53	18,82
электроэнергия	61776	411,84	19,92
вместе	310324,63	2069,00	100,00

Таблица 6.22. расходы электроэнергии

Наименование потребителей	мощность двигателя, кВт	Часы работы в сутки, г	Расход электроэнергии за месяц, кВт-ч	тариф 1 кВт-ч, грн	сумма расходов в месяц, грн
комбайн 4ПП2М	250	10	55000	0,55	30250
перегрузатель	110	10	24200	0,55	13310
ВМП	24	24	14400	0,55	7920
Неучтенные 20%					10296
вместе					61776

Себестоимость 1 м выработки по элементу "электроэнергия"

$$C_e = \frac{61776}{150} = 411,84 \text{ грн.}$$

Общая себестоимость 1 м выработки составляет

$$C_c = C_{зп} + C_{н.зп} + C_m + C_a + C_{\varepsilon} = 914,24 + 338,27 + 15 + 389,53 + 411,84 = 2069 \text{ грн}$$

Следовательно, проведение откатного штрека длиной 150 м будет стоить

$$2069 \times 150 = 310\,332 \text{ грн.}$$

m - средняя мощность пласта, м;

Δm - максимальные отклонения от средней мощности в пределах выемочного поля, м;

h в - высота металлического верхняка, м;

α - коэффициент сближения пород кровли и подошвы, 1 / м;

ℓ_1 - расстояние от забоя до первого ряда призабойного крепления, м;

ℓ_4 - расстояние от забоя до последнего ряда крепления, м;

h раз - запас раздвижки для разгрузки призабойного стояка, м.

Опускание кровли на расстоянии ℓ от забоя лавы определяется с учетом типа пород кровли

$$\Delta h = \alpha \ell m \quad (1.3)$$

Для условий Донецкого бассейна опускания кровли для пород I, II, III классов может быть определено в соответствии с формул:

$$\Delta h_1 = 0,04 m \ell; \Delta h_{11} = 0,025 m \ell;$$

$$\Delta h_{111} = 0,015 m \ell.$$

Величина запаса крышкой для разгрузки стояков принимается в зависимости от мощности пласта:

m , м $\langle 0,8 \ 0,81-1,2 \rangle$ 1, 2

h раз, г 0,03 0,04 0,05

Для выбора типоразмера посадочных стоек используют уравнение:

$$N_{\max} = M + \Delta m - \delta - \alpha m \ell_{п}; \quad (1.4)$$

$$N_{\min} = m - \Delta m - \frac{\delta}{2} - \alpha m \ell_{п} - \theta \quad (1.5)$$

где $\ell_{п}$ - расстояние от забоя до начального и конечного места установка посадочных стоек;

δ - толщина деревянной прокладки, м.

Типоразмер верхняков устанавливают в зависимости от ширины захвата исполнительного органа комбайна. Последняя может быть равной длине верхняка, половине его длины и может быть меньше его половины и не кратной длине верхняка. В зависимости от этого меняется подход к составлению паспорта крепления.

Комбайн с шириной захвата, равной длине верхняка, применяют в основном на пластах мощностью до 1 м. При этом призабойные стойки устанавливают прямолинейными рядами по падению (рис. 1.2).

В исходном положении конвейер придвинутый к забою и первый от забоя стоек 1 устанавливают позади конвейера. Верхняк 2 на 1/3 своей длины располагается от стойки в сторону выработанного пространства. Число рядов стоек крепления принимают не менее двух и не более четырех в зависимости от ширины при забойного пространства. Расстояние между при забойными стойками в раме принимают равным длине верхняка, а расстояние между рамами меняется от 0,6 до 1 м в зависимости от свойств породы кровли. С ухудшением состояния кровли, а также с увеличением мощности пласта плотность крепления должна увеличиваться. Особенно важное значение имеет закрепление пространства лавы в зоне сгиба забойного конвейера. Для этого верхняк 3 консольно навешивается на верхняк 2, при этом создается необходимое без стоек при забойное пространство.

При ширине захвата исполнительного органа комбайна, равной половине длины верхняка, применяют паспорт крепления как с прямолинейными рядами при забойных стоек (рис. 1.3, а), так и с диагональным (шахматной) расположением (рис.1.3, б). Стояк 1 крепления устанавливают непосредственно

Если стойки расположены прямолинейно по падению, то второй и третий ряды располагают по падению на расстоянии, равном длине верхняка друг от друга. При первом цикле извлечения стойки не устанавливают и новый обнаженный пространство шириной 0,5 или 0,63 м остается незакрепленным. При втором цикле выемки в зоне изгиба конвейера навешивают верхняк 2, а далее под него ставят стоек 3. Такой паспорт возможен при устойчивых породах кровли. Менее жесткие требования к устойчивости кровли предъявляются при диагональном расположении призабойных стоек.

Стойки 1 первого ряда крепления (рис.1.3, б) устанавливают непосредственно позади конвейера. Верхняки 2 закрепляют рабочее пространство над конвейером. Второй ряд стоек 4 крепления расположены на расстоянии с простиранию, равном половине длины верхняка или ширине захвата комбайна. При этом стойки первого, второго и последующего рядов расположены относительно друг друга в шахматном порядке.

Себестоимость 1 м выработки по элементу "материалы"

$$C_m = \frac{2243,4}{150} = 15,0 \text{ грн.}$$

Таблица 6.21. Расходы на амортизационные отчисления

Наименование оборудования	число единиц	оптовая стоимость, грн	Транспортные расходы 15%, грн	монтажные работы, грн.	первичная стоимость, грн ..	Норма амортизации, %	сумма амортизации, грн ..
комбайн 4ПП2М	1	1200000	180000	84000	1464000	3	43920
Переагрегат ПТК	1	123000	18450	8610	150060	3	4509
вентилятор ВМП	1	7152	1072,8	500,64	8725,44	3	261,76
неучтенные 20%							9738,1
вместе							58428,91

Себестоимость 1 м выработки по элементу "амортизационные отчисления"

$$C_a = \frac{58428,91}{150} = 389,53 \text{ грн.}$$

Себестоимость 1 м выработки по элементу "заработная плата"

$$C_{зп} = \frac{137136}{150} = 914,24 \text{ грн.}$$

Себестоимость по элементу "начисления на зарплату"

$$C_{н.зп} = 0,37 \times 914,24 = 338,27 \text{ грн.}$$

Таблица 6. 20. Затраты на материалы

Наименов. материала	Од. изм. ер. ния	расходы на месяц	оптовая стоимость единицы.	первичная счет., грн ..	остаточная счет., грн .. 10%	срок службы, мес	сумма расходов, грн. в месяц
металлическая арка	арка	150	126,4	18960	1896	24	711,0*
Затяжка с / б	шт	1050	8,8	9240	924	24	346,5*
режущий инструмент	шт	352	17,3	6089,6	609		609
смазочные материалы	т	236	8,6	2029,6	203		203
Неучтенные 20%							373,9
вместе							2243,4

сумма расходов* = (Первичная драгоценность - остаточная) / срок службы.

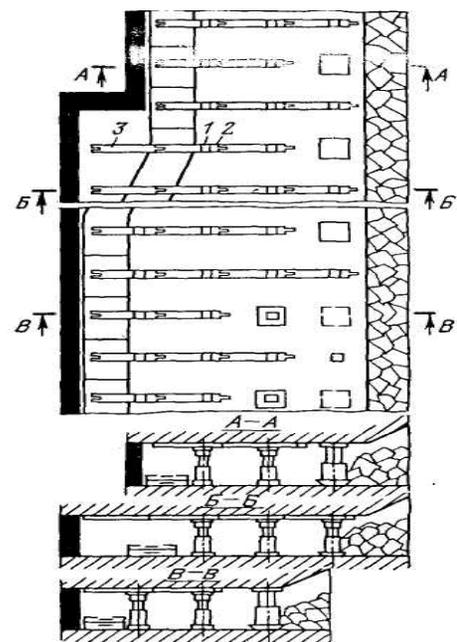


Рис. 1.2. Примерный паспорт крепления лавы при длине верхняка, равной ширине захвата исполнительного органа комбайна позади забойного конвейера, когда он придвинутый к забою.

Позади комбайна в зоне передвижения конвейера консольно навешивают верхняки, которые закрепляются в замках шарниров верхняков 2. После передвижения конвейера устанавливают призабойные стойки 4. После извлечения комбайном второй полосы консольно навешивают верхняки 7 и после передвижения конвейера устанавливают стойки 8.

При стружковом выемке ширина захвата исполнительного органа меньше половины длины верхняка. При очень благоприятных условиях могут применяться паспорта крепления с прямолинейным расположением стоек. Однако, рекомендуется применять диагональную схему расположения стоек при забойном креплении (рис.1.4).

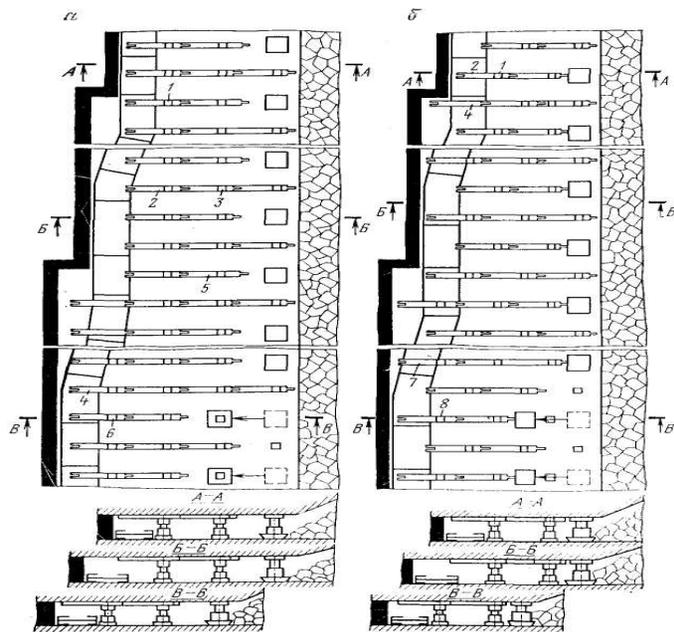


Рис. 1.3. Примерный паспорт крепления лавы при длине верхняка, яки вдвое превышает ширину захвата исполнительного органа комбайна

Стойки 1 первого ряда крепления располагают позади конвейера. На расстоянии 0,63 м от них по диагонали располагают стойки 2 второго ряда. Аналогично на расстоянии 0,63 м от второго ряда устанавливают стойки третьего ряда крепления 3. По мере продвижения струговой установки на верхняки 4 навешивают верхняки 5, а в дальнейшем под них устанавливают стойки.

Таблица 6.19. Фонд заработной платы на проходческих работах

профессия должность	Штат		число выходов в объеме	Расценяет., тариф. став., оклады	Месячный фонд зарплаты, грн				Общий фонд заработной платы, грн ..
	Явочным.	Учет.			пряма я	преми я	ночны е	Бригад.	
Бригада проходной.	25	35	150	321,4	48213	24106	19285	600	92204
электросваря	7	9	198	79,36	15713,	2357	6285		24355
Нач. участка	1	1		1850	1850				1850
Пом.нач.	1	1		1796	1796				1796
механик	1	1		1800	1800				1800
Гирняк	4	5	110	1780	8900	2670	3560		15130
вместе									137136

Комплексная норма выработки

$$H_k = \frac{2}{8,52} = 0,235 \text{ м /чол.- изменение}$$

$$P_k = \frac{642,83}{2} = 321,42 \text{ грн. / м}$$

Явочный штат бригады в сутки

$$Ш_{яв} = \frac{3 \times 2}{0,235} = 25,53$$

Принимаем явочный штат бригады $Ш_{яв} = 25$

$$\text{коэффициент перевыполнения } k = \frac{25,53}{25} = 1,02$$

Списочный состав сдельщиков

$$Ш_{обвд} = 25 \times 1,4 = 35$$

Явочный штат временных рабочих:

- проходческие изменения - по 1 очередном электрослесарю;
- ремонтно - подготовительная изменение - 4 электрослесаря.

Вместе явочный штат временных рабочих - 7;

Списочный состав временных рабочих

$$Ш_{обтм} = 7 \times 1,4 = 9,8 \text{ принимаем } 9.$$

Итак, штат проходческого бригады:

явочный - $Ш_{яв} = 25 + 7 = 32$;

учетная - $Ш_{о} = 35 + 9 = 44$.

Производительность труда на выход

$$П_{вых} = \frac{2 \times 3}{25} = 0,24 \text{ м/вих.}$$

Производительность труда в месяц

$$П_{мес} = \frac{2 \times 3 \times 25}{44} = 3,41 \text{ м/мыс.}$$

Себестоимость проведения 1 м штрека комбайном состоит из расходов на заработную плату, начисления на зарплату, затрат на материалы, амортизационные отчисления, электроэнергию.

Фонд заработной платы представлены в табл.6.19.

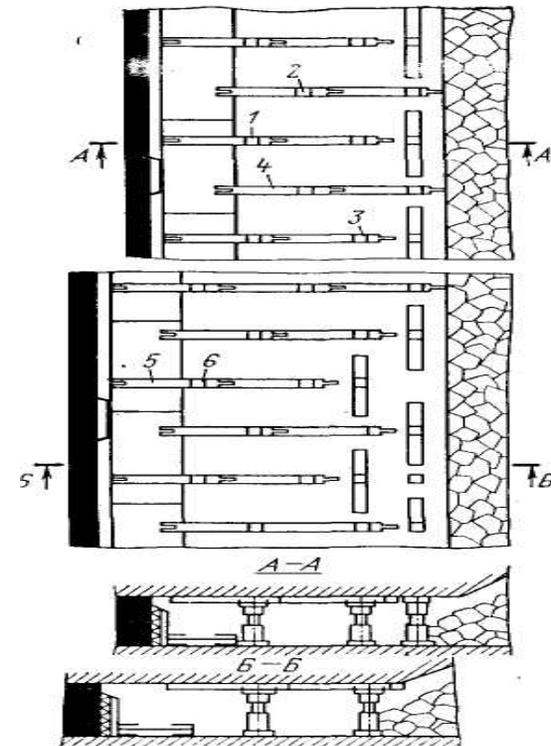


Рис. 1.4. Примерный паспорт крепления лавы при струговой выемке

Значительно сложнее решаются вопросы крепления при забойного пространства на крутых пластах. В этих условиях при извлечении узкозахватными комбайнами в основном применяют жесткое деревянное крепление; податливость его обеспечивается за счет смятия стояка и верхняка.

Комплекты крепления на крутых пластах устанавливают параллельно забоя на расстоянии 0,25 - 0,35 м от него (рис.1.5). В зависимости от устойчивости боковых пород комплект состоит обычно из 3-4 стоек. Комплект крепления устанавливают, как правило, на расстоянии 0,9 м друг от друга по простиранию. Плотность при забойного крепления колеблется от 1,5 до 2,7 стояка на 1 м². При слабых боковых породах кровли и подошвы последние завлекают сплошь распилами.

Крепления очистного забоя может происходить по двум схемам: по первой схеме крепления сводится после спуска или

частично в период спуска комбайна, а по второй - процесс крепления совмещается с выемкой угля комбайном следующей полосы. В первом случае крепления сводят одновременно в нескольких пунктах по длине лавы. Участки огораживают надежными полками. На каждом участке крепления устанавливают снизу вверх.

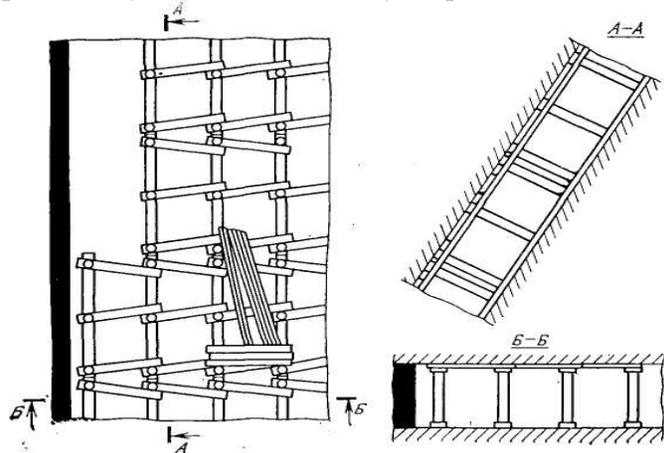


Рис.1.5. Паспорт крепления забоя при выемке угля узкозахватными комбайнами на крутых пластах

Скорость возведения крепи в лаве зависит от мощности пласта, конструкции призабойного крепления и числа крепильщиков. В среднем при мощности пласта 1 м скорость возведения крепи составляет 0,9 м / мин. При пяти рабочих и 1,5 м / мин. - при семи.

Одной из трудоемких операций при использовании деревянного крепления является доставка лесоматериалов в лаву. Применяют ручную доставку и механизированную.

Механизированная крепь. Важнейшими факторами, влияющими на выбор типоразмера крепления для конкретных условий, является мощность пласта, угол падения, состав и свойства боковых пород. Мощность пласта не является величиной постоянной. Она изменяется в пределах очистного забоя и по длине выемочного поля. Маркшейдерская служба шахты определяет среднее значение мощности пласта и степень отклонения от этого значения. Эти данные позволяют определить максимальную и минимальную мощность пласта.

комплексной расценки

виды работ	Один. измерение.	норма выработки			Объем работ на цикл	число чел. / изм	тариф ставка, грн.	Витрины на цикл,	основание из сборника
		по сборник	К	учреждений					
Провед. 4ПП2М	м	5,57	0,9х 0,95 х 0,97	4,62	2				ЕНВ т78, 9 г
машинист VI разр						1,00	83,6	83,6	
проходчик V разряда						3,00	79,3	238	
проходчик IV разряда						1,60	71,0	113,	
крепления штрека	рам	1,26	0,9	1,13	2	2,65	71,0	188,61	ЕНВ, т 104, 12 в
крепления канавки	м	37,5	0,5	18,7	2	0,26	71,0	18,8	т, 112, в
вместе						8,52		642,83	

составили материалы (9,5%). Но следует иметь в виду, что в расчет приняты только материалы, себестоимость которых полностью включается в себестоимость угля (материалы первой группы).

Стоимость электроэнергии определена с учетом потребляемой мощности.

Смета себестоимости добычи 1 т угля занесены в табл 6.17.

Таблица 6.17. Смета себестоимости добычи 1 т угля

элементы затрат	Сумма расходов на месяц, грн ..	Себестоимость 1 т угля, грн ..	Удельный вес элемента,% от Итоги
Заработная плата	185536,80	5,95	27,6
материалы	63679,80	2,04	9,5
электроэнергия	112197,75	3,60	16,7
амортизация	241920,00	7,75	36,0
начисления на заработную плату	68648,62	2,20	10,2
Вместе	671982,97	21,54	100,0

пример 6.2. Откаточный панельный штрек проводится комбайном типа 4ПП2М по пласту мощностью 1 м с углом падения 12о. Плоскость поперечного сечения в проходке вместе с канавкой составляет 16 м2, плоскость штрека в просвете после осадка - 11,2 м 2. За смену устанавливают две крепежные рамы арочной формы. Для затягивания закрепного пространства используют железобетонные затяжки. Закрепительное пространство закладывается породой от проходки .. Транспортное оборудование по штреку - ленточный конвейер с скребковым погрузчиком и монорельсовая дорога. Определить себестоимость строительства 1 м выработки по элементам: заработная плата, начисления на зарплату, расходы на материалы, амортизационные отчисления, стоимость электроэнергии.

Норму выработки и комплексную расценку определяют с использованием Сборника норм выработки (табл.6.18)

Таблица 6.18. К определению нормы выработки и

Максимальная и минимальная мощность пласта определяется из формул:

$$m_{\max} = m + \Delta m,$$

$$m_{\min} = m - \Delta m,$$

где Δm - отклонение мощности пласта от его среднего значения;

$$\Delta m = 0,1 \text{ м}$$

Одним из главных параметров механизированной крепи является минимальная конструктивная высота H_{\min} , так как она определяет минимальную мощность пласта, при которой применяют крепления. Значение H_{\min} может быть рассчитан по формуле

$$H_{\min} = M_{\min} - \Delta h_2 - \theta, \quad (1.6)$$

где m_{\min} - минимальная мощность пласта, м;

Δh_2 - величина опускания кровли (сближение боковых пород) на максимальном расстоянии от забоя, мм (рис.1.6, б)

$$\Delta h_2 = \alpha m \ell_3 \quad (1.7)$$

α - коэффициент, который зависит от состава и свойств породы;

рекомендуется принимать: для легкообвальных

пород (классе) $\alpha = 0,04$; для среднеобвальных (класII) $\alpha = 0.025$; для важкообвальных (класIII) $\alpha = 0.015$; для слишком важкообвальных (класIV) $\alpha = 0.015$;

ℓ_3 - расстояние от плоскости забоя до последнего стояка в секции;

θ - запас на разгрузку стояка (рекомендуется 40-60 мм).

Максимальная высота крепления определяется по формуле (рис.1.6, а)

$$H_{\max} = m_{\max} - \Delta h_1 \quad (1.8)$$

Окончательно типоразмер механизированной крепи по размерам переднего (первого) и последнего (заднего) стояка определяется из формул:

$$H_{\max} = M_{\max} - \alpha m_{\max} \ell_3;$$

$$H_{\min} = m_{\min} - \alpha m_{\min} \ell_3 - \theta,$$

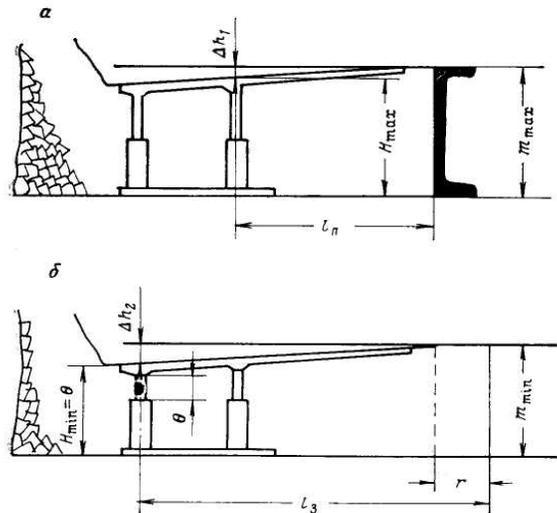


Рис. 1.6 Спуск пород кровли в рабочем пространстве при механизированной крепи: а - положение крепления перед извлечением б - положение крепления после прохода комбайна

1.2. Расчет паспорта крепления и элементов управления кровлей

Индивидуальная крепь. По мере подвигания очистного забоя породы кровли отслаиваются и в виде консолей или блоков зависают, создавая тем самым первичный давление на призабойной крепления. После извлечения призабойного крепления породы непосредственной кровли (глинистые или песчаные сланцы) обваливаются, а породы основной кровли (более крепкие породы - песчаники или известняки) увеличивают прогиб, а дальше обваливаются более крупными блоками. Если для пород основной кровли нет достаточного опоры в выработанном пространстве, то они, обвалюючись, создают дополнительную нагрузку на безпосредню кровлю, а так, и на призабойной крепления в виде вторичных осадков.

Такое поведение пород кровли может наблюдаться и в том случае, когда над пластом залегает более мощный породный слой одного и того же состава, например, глинистые сланцы. При этом какая-то часть пород обваливается беспорядочно, представляя из себя непосредственную кровлю. Выше лежа слои этих пород представляют

$$C e = \frac{112197,75}{31200} = 3,6 \text{ грн. / т}$$

Таблица 6.16. Расходы и стоимость электро энергии

потребитель энергии	мощность, кВт		Продолжительность работы, часов		км	расход энергии, кВт · ч	Тариф за 1 кВт · ч, грн	стоимость энергии в месяц Е1, грн
	одного потребителя	Общая N дв	по сут ки	по меся ц дв				
комбайн	132	264	12	300	0,75	59400	0,55	32670
конвейер	55	220	14	350	0,9	69300	0,55	38115
СНТ-32	55+5,5	121	14	350	0,85	42350	0,55	23292,5
1УЦН С13	30	30	14	350	0,85	8925	0,55	4908,75
Перевантажувач	45	45	14	350	0,9	14175	0,55	7796,25
освещение	0,025	2,25	24	600	1,0	1350	0,55	742,5
неучтенные 5%								5342,75
вместе								112197,75

Следовательно, расходы средств на месячный добыча 31200 т угля составили 671982,97 грн .. Себестоимость добычи 1 т угля по определенным элементам составила 21,54 грн (табл 6.17). Наибольшие расходы составили амортизационные отчисления, связанные со стоимостью очистного комплекса. Наименьшие затраты

эмульсия	т	1,33	1800	90	1890	2513,7
зубки	шт	850	38	19	57	48450
другие материалы	15 %					8306,1
вместе						63679,8

Расходы на амортизационные отчисления определяются с табл.6. 15.

Таблица 6.15. Расходы на амортизационные отчисления

оборудование	Кол.	Оптовая цена, грн		Трансп. расходы, грн.	расходованы на монтаж, грн	первичная стоимость, грн	Норма амортизации, %		Месячи амортиз. в годах
		за единицу	Всего				год	месяц	
механизированный комплекс	1	720000	720000	360000	504000	8064000	30	3	241920

Себестоимость 1т угля по элементу "амортизационные отчисления"

$$C_a = \frac{241920}{31200} = 7,75 \text{ грн. / т.}$$

Расходы на электроэнергию определяются из табл .. 6.16

Себестоимость 1 т угля по элементу "электроэнергия"

из себя основную кровлю, они будут висеть или обваливаться блоками.

Конечно призабойной крепление чувствует проявление первичных осадок, специальное - как первичных, так и вторичных. Вторичные осадки обычно проявляются при недостаточной мощности пород непосредственной кровли, которые беспорядочно обваливаются (условия самоподбучивания отсутствуют).

В кровли пласта могут залегать крепкие породы, которые обваливаются большими глыбами при значительной плоскости обнажения или медленно прогибаются.

В соответствии с таким поведением пород на практике находят применение следующие способы управления кровлей: полное обрушение, медленное опускание, частичное и полное закладки выработанного пространства.

Призабойной крепление в виде рамок, которые устанавливают перпендикулярно к забою, состоит из стоек и верхняков. Расстояние между стойками рамки зависит от технологии работ, от использованного оборудования. Чаще она принимается равной 0,8 - 1 м. Расстояние между рамками, или плотность крепления, определяется нагрузкой, в зависимости от условий получают следующими способами.

Если слой отделенных от массива пород висит в виде консольной балки (рис.1.7) мощностью h_n , создавая тем самым первичный давление на призабойной крепление, то давление на 1 м² плоскости при забойного пространства Q_c (МПа) определяется по формуле

$$Q_c = h_n \gamma_i \frac{1}{100}, (1.9)$$

где h_n - мощность непосредственной кровли м;
 γ_i - средняя плотность пород кровли, т / м³.

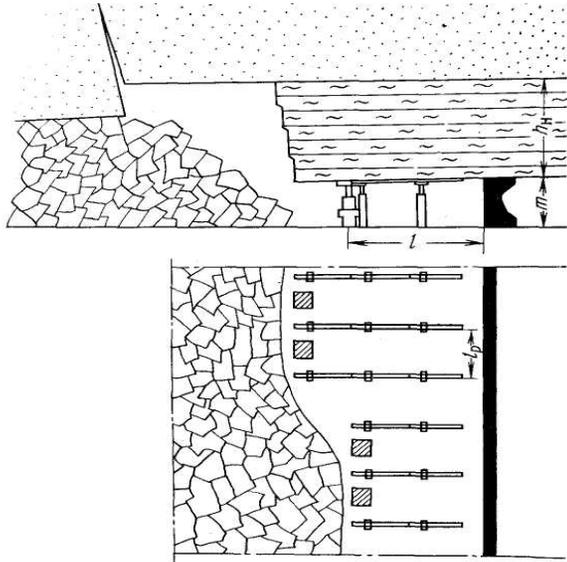


Рис. 1.7. Схема для расчета индивидуального крепления

В этом случае на каждый квадратный метр при забойного пространства необходимо установить N стоек

$$N = \frac{Q_3}{P}, \quad (1.10)$$

где P - допустимая рабочая нагрузка на стоек, МН.

Расстояние между рамками l_p призабойного крепления определяется по формуле

$$l_p = \frac{N_1}{\ell N}, \quad (1.11)$$

где N_1 - количество стоек в рамке, шт.;

ℓ - длина рамки, г.

Если отделены от массива породы непосредственной кровли обломались по забойного линии под углом ϕ и этот блок пород содержится призабойной креплением (рис. 1. 8), то нагрузка на каждый стоек крепления (без учета угла ϕ в связи с малым его значению) в зависимости от количества рядов стоек определяется по формулам:

для двух рядов стоек

2200
2170
1800
1800
1800
1800
1800
1800

сумма бригадирських доплат 650

Сумма доплат звеньевойМ450

Число часов, отработанных в ночное время 60

результаты расчета

Прямой фонд зарплаты рабитников- сдельщиков 92664

Премия рабочих - сдельщиков 46332

Фонд зарплаты рабочих-повременщиков 15984

Премия рабочих - повременщиков 6393,6

Фонд зарплаты иТР15820

Сумма доплат за ночное время работы 7243,2

сумма бригадирських доплат 650

Сумма доплат звеньевойМ450

Суммарный фонд зарплаты 185536,8

Таблица 6.14. Затраты на материалы

материал	единицы измерения	расходы помесяц	Плановая стоимость за единицу, грн ..			Зхагальна стоимость, грн ..
			По оптовой цене	транспортно заготовь. расх.	всего	
машинное масло	т	0,56	4200	210	4410	2469,6
солидол	т	0,42	4400	220	4620	1940,4

Производительность труда за месяц

$$П_{\text{мис.}} = \frac{D_{\text{мис.}}}{Ш_{\text{об}}} = \frac{31200}{63} = 495,23 \text{ м/міс.}$$

Себестоимость 1 т угля определяем по пяти элементам:

- заработная плата;
- начисления на заработную плату;
- затраты на материалы;
- расходы на амортизационные отчисления;
- расходы на электроэнергию.

Фонд заработной платы определен в табл.6.13 и составляет

$$Ф_{\text{зп}} = 185536,8 \text{ грн.}$$

Себестоимость 1 т угля

$$С_{\text{зп}} = \frac{185536,8}{31200} = 5,95 \text{ грн. / т}$$

Начисления на заработную плату

$$Ф_{\text{НЗП}} = 185536,8 \times 0,37 = 68648,62 \text{ грн.}$$

Себестоимость 1 т угля

$$С_{\text{НЗП}} = \frac{68648,62}{31200} = 2,2 \text{ грн. / т}$$

Затраты на материалы представлены в табл.6. 14.за форме

Себестоимость 1 т угля по элементу "материалы"

$$С_{\text{м}} = \frac{63679,8}{31200} = 2,04 \text{ грн. / т}$$

Таблица 6.13. Исходные данные и результаты расчета фонда заработной платы

Исходные данные

Лунный объем добычи, т	31200
Расценка за 1 т угля, грн	2,97
Число рабочих - повременщиков	7
Тарифная ставка рабочего V разряда, грн	83,38
Число выходов в месяц	25
число ИТР	
Оклады ИТР, руб.	2450

$$R1 = \frac{Qca \ell_p}{(a^2+b^2)100}; \quad (1.12)$$

$$R2 = \frac{Qcb \ell_p}{(a^2+b^2)100}; \quad (1.13)$$

при трех рядах стоек

$$R1 = \frac{Qca \ell_p}{(a^2+b^2+d^2)100}; \quad (1.14)$$

$$R2 = \frac{Qcb \ell_p}{(a^2+b^2+d^2)100}; \quad (1.15)$$

$$R3 = \frac{Qcd \ell_p}{(a^2+b^2+d^2)100}; \quad (1.16)$$

где R1, R2, R3 - реакции стояка соответствующего ряда призабойного крепления, МН

a b. d - расстояние от забоя до соответствующего ряда крепления;

c - расстояние от забоя до середины блока, м;

Q - масса блока, которая приходится на одну рамку призабойного крепления, т

$$Q = \ell h n \ell g \gamma \lambda. \quad (1.17)$$

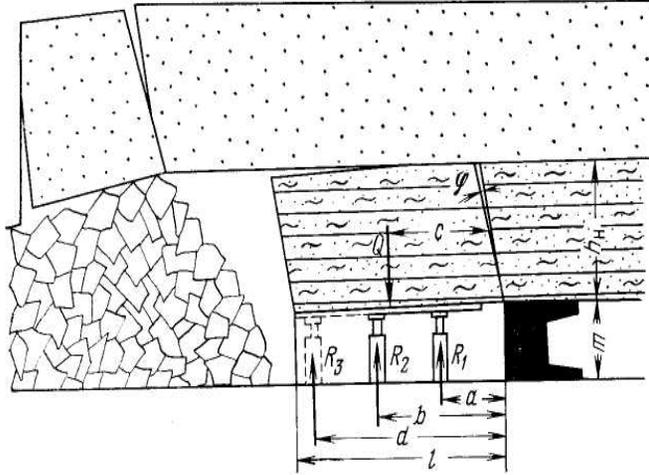


Рис.1.8. Расчетная схема крепления

В зависимости от числа рядов стоек при забойного пространства расчет расстояния между рамками l_p происходит по реакции последнего ряда стоек

$$l_p = \frac{R}{P} \cdot (1.18)$$

Длина блока l_b определяется по формуле

$$l_b = (0,25 \div 0,33) \sqrt{\frac{2\sigma_{зг} h_n}{\gamma_{ср}}}, \quad (1.19)$$

где $\sigma_{зг}$ - предел прочности пород на изгиб, МПа (табл.1.1)

Длина блока должна быть не менее ширины призабойного пространства

где $7,273 = \frac{384}{52,80}$ - необходимое количество человек - изменений за цикл;

384 - норма выработки по сборнику, т;

52,80 - комплексная норма выработки по сборнику, т / чел.-изменений.

комплексная расценка

$$P_k = \frac{618,6}{208} = 2,97 \text{ грн. / т.}$$

Явочный штат сдельщиков

$$\text{Ш яв. от} = \frac{A_{\text{доб}}}{H_k K} = \frac{1248}{28,6 \cdot 1,1} = 39,67$$

принимаем 39 рабочих.

В каждую добывающую смену принимаем по одному дежурному электрослесарю, в ремонтную смену - 4 электрослесарей.

Численность инженерно-технических работников на участке: начальник - 1; зам. начальника - 1; механик - 1; горных мастеров - 5. (1.15) Итого - 8 человек.

Явочный штат повременщиков составляет

$$\text{Ш яв.поч} = 3 + 4 = 7.$$

Списочный состав сдельщиков и повременщиков составляет

$$\text{Ш об.вид.} = 39 \times 1,4 = 54,6;$$

принимаем 54 рабочих

$$\text{Ш об.поч} = 7 \times 1,4 = 9,8;$$

принимаем 9 рабочих

Общее число явочных рабочих

$$\text{Ш яв} = 39 + 7 = 46.$$

Общий списочный состав работников

$$\text{Ш о} = 54 + 9 = 63.$$

Производительность труда на выход

$$P_{\text{вых}} = \frac{A_{\text{доб}}}{\text{Ш яв. вид}} = \frac{1248}{39} = 32,0 \text{ м/вих.}$$

вид работ	Одн измерение.	норма выработки			о Объем работ на цикл	потр ибн.е числ о чел .. - изме нени й на цикл	Тариф. ставка, комп ..	сумма зарпл а. на цикл. комп .	основа ние для устано вл. нормы вырабо тки
		по сб ор ник	к	установлена					
машин ист выемочных машин VI разряда					1	95,54	95,54		
Горны й рабочи й очистн ого забоя Vрозр яду					6,273	83,38	523,0		
вместе					7,273		618,6		

С табл..1 [5] устанавливаем комплексную норму выработки на выемку угля очистным комплексом КМ-87Е с комбайном ГШ-68 (табл..6.12)

Комплексная норма выработки для бригады

$$N_{вк} = \frac{208}{7,273} = 28,6 \text{ м}^3/\text{чол.} - \text{змін} ,$$

Таблица 1.1.

порода	значение $\sigma_{зг}$, МПа
глинистый сланец	4 - 5
песчано-глинистый сланец	5 - 6
песчаный сланец	6 - 7
песчаник	10 - 11

Механизированная крепь. Наиболее сложными условиями взаимодействия секции с кровлей есть такие, когда крепление поддерживает блок пород непосредственной кровли с висящей консолью. Размер консоли (шага обрушения) блока можно определить по формуле

$$\ell_0 = \sqrt{\frac{\sigma_n h_n}{3\gamma_{ср}}}, \quad (1.20)$$

где h_n - мощность непосредственной кровли, м

$$h_n = \sum h_i \quad (1.21)$$

h_i - мощность i -го слоя пород, м;

σ_n - предел сопротивления пород кровли сгиба, МПа;

$\gamma_{ср}$ - средняя плотность пород непосредственной кровли, т / м³.

По мере выемки угля блок пород увеличивается на ширину захвата r . Следовательно, размер блока, который будет производить давление на крепление, с учетом висящей консоли ℓ_0 и ширины r определяется по формуле

$$\ell = b + r + \ell_0, \quad (1.22)$$

где b - ширина призабойного пространства к выемке пласта, м.

Таким образом, механизированная крепь испытывает давление блока пород длиной ℓ и высотой h_n (Рис.1.9) Каждая секция крепления несет нагрузки от блока пород, шириной равной шагу установки секций a . В результате в стояках крепления возникают силы реакции R_1, R_2 и т. Д., Которые уравнивают силы горного давления.

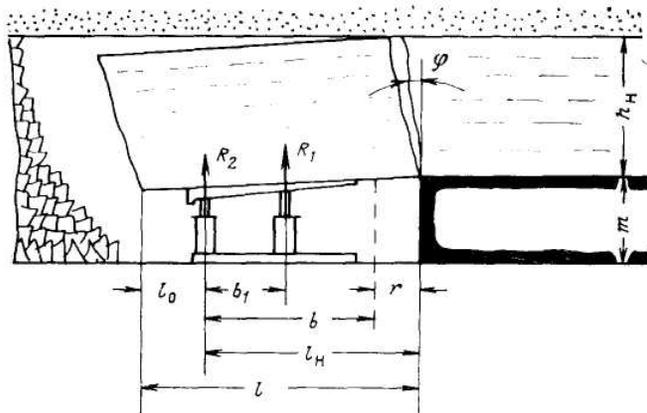


Рис. 1.9. Расчетная схема к определению несущей способности механизированной крепи (φ - угол наклона трещин облома блоков пород непосредственной кровли; $\varphi = 15-250$)

Уравнения равновесия моментов действующих сил, с одной стороны, равномерно распределенной нагрузки q от блока пород непосредственной кровли на длине l , а с другой - реакции опор стоек механизированной крепи R_1 и R_2 будет следующим

$$Mq = MR_1 - MR_2 = 0 \quad (1.23)$$

Превратив моменты сил через их значения, получим уравнение равновесия

$$q(l_n + l_0)^2 = R_1(l_n - b_1) + R_2 l_n, \quad (1.24)$$

где $l_n = b + r$

- b - ширина призабойного пространства, м;
- b_1 - расстояние между стойками механизированной крепи, м;
- r - ширина захвата исполнительного органа комбайна, м;
- q - давление 1 м блока непосредственной кровли, МПа,

Пример 6.1. Определить себестоимость угля из очистного забоя для следующих условий: мощность пласта - 1,4 м; угол падения пласта - 120; средняя плотность угля - 1,35 т / м³; Метанообильность пласта - 16 м³ / т; комбайн 1ГШ-68, крепления сообщения с прилегающей выработкой КС-1А, крепления в лаве М-87Э; ширина захвата исполнительного органа комбайна - 0,63 м; длина лавы - 180 м; число циклов в сутки - 6; группа средних рабочих скоростей XII (1.669 - 1.950 м / мин.); конвейер в лаве СПМ-87М. Режим работы: число рабочих дней в году - 305; число смен в сутки - 4, из них 1 ремонтная и 3 - добывающие; форма организации - комплексная бригада

Р е ш е н и е.

Определяем объем добычи в лаве из одного цикла

$$D_{ц} = 180 \cdot 1,4 \cdot 0,63 \cdot 1,35 \cdot 0,97 = 208 \text{ т.}$$

Суточная добыча из очистного забоя

$$D_{д} = 208 \cdot 6 = 1248 \text{ т.}$$

Лунный добыча очистного забоя

$$D_{м} = 1248 \cdot 25 = 31200 \text{ т.}$$

Комплексную норму выработки для бригады определяем по форме 1.

Таблица 6.12. К определению комплексной нормы и расценки

вид работ	Одн. измерение.	норма выработки			о Объем работ на цикл	потр ибн.е числ о чел .. - изме нени й на цикл	Тариф. ставка, комп ..	сумма зарпл а. на цикл. комп .	основа ние для устано вл. нормы выработ ки
		по сб ор ни к	к	установлена					
Извлеч ение угля компл ексом	т	384	1	384	208				ЕНВТ 1 17с

Расчет оплаты потребительской электроэнергии происходит по форме 6 (табл .. 6.10)

Таблица 6.10. Основная оплата установленной мощности

потребитель энергии	мощность, кВА		Продолжительность работы, часов		км	расходы энергии, кВт · ч	Тариф за 1 кВтг, грн	стоимость энергии в месяц Е1, грн
	одного потреббил.	Общая Н дв	по сутки	по месяцу т дв				
1	2	3	4	5	6	7	8	9

Основная оплата установленной мощности определяется по формуле

$$E2 = \frac{N_m b_e}{12}, \quad (6.14)$$

где b_e - тариф за 1 кВт установленной мощности, руб. / Год;

N_t - установленная мощность трансформатора, кВ · А

На основании выполненных расчетов себестоимости угля по элементам затрат составляется смета и определяются удельный вес каждого элемента и себестоимость добычи 1 т угля по форме 7 (табл .. 6. 11)

Таблица 6.11. Смета себестоимости добычи

1 т угля

элементы затрат	Сумма расходов на месяц, грн ..	Себестоимость 1 т угля, грн ..	Удельный вес элемента, % от Итоги
Заработная плата			
материалы			
электроэнергия			
амортизация			
Вместе	ΣC_i	ΣC_i	100,0

$$q = \gamma_{ср} h_n \frac{1}{100}; \quad (1.25)$$

$R1, R2$ - реакции стоек механизированной крепи, МН.

Нагрузка на стойки механизированной крепи определяется из формул:

на первый ряд

$$R1 = \frac{q(\ell_n + \ell_o)^2 (\ell_n b_1) a}{200[\ell_n^2 + (\ell_n b_1)^2]} + P_R, \quad (1.26)$$

на второй ряд

$$R2 = \frac{q(\ell_n + \ell_o)^2 \ell_n a}{200[\ell_n^2 + (\ell_n b_1)^2]} + P_R, \quad (1.27)$$

где a - шаг установки секций крепи, м;

P_R - первичный распор, МН.

Максимальная нагрузка на один стоек (при отсутствии второго или при разрушении одной из стоек) составит

$$R_{max} = \frac{q(\ell_n + \ell_o)^2 a}{200 \ell_n} + P_R. \quad (1.28)$$

Для механизированной крепи с тремя рядами стоек и двумя стойками в каждом ряду нагрузки на каждый стоек ряда определяется из формул:

$$R1 = \frac{q(\ell_n + \ell_o)^2 (\ell_n b_1 b_2) a}{400[\ell_n^2 + (\ell_n b_1)^2 + (\ell_n b_1 b_2)^2]} + P_R; \quad (1.29)$$

$$R2 = \frac{q(\ell_n + \ell_o)^2 (\ell_n b_1) a}{400[\ell_n^2 + (\ell_n b_1)^2 + (\ell_n b_1 b_2)^2]} + P_R; \quad (1.30)$$

$$R3 = \frac{q(\ell_n + \ell_o)^2 \ell_n a}{400[\ell_n^2 + (\ell_n b_1)^2 + (\ell_n b_1 b_2)^2]} + P_R, \quad (1.31)$$

где b_2 - расстояние между вторым и третьим крайними стойками, м.

Максимальная нагрузка, когда $R_1 = 0$ и $R_2 = 0$,

$$R_{\max} = \frac{q(\epsilon_n + \epsilon_o)^2 a}{200\epsilon_n} \quad (1.32)$$

Наряду с проверочным расчетом реакции стояков необходимо проверить механизированное крепление на удавлювания опорных элементов секций (оснований) в подошву или верхнего перекрытия секций в кровлю. Размер удавлювания зависит, в свою очередь, от величины максимальной реакции и от плоскости опоры:

$$R_{\max} \leq \frac{\sigma_{кр}}{n} S_{кр}; \quad (1.33)$$

$$R_{\max} \leq \frac{\sigma_n}{n} S_n; \quad (1.34)$$

где $\sigma_{кр}$ и σ_n - границы сопротивления удавлювания соответственно пород кровли и подошвы, МПа;

$S_{кр}$ и S_n - площадь контакта секций в соответствии с породами кровли и подошвы, м²;

n - коэффициент запаса прочности (для пород средней прочности рекомендуется принимать $n = 4-6$).

1.3. Примеры расчета крепления очистного забоя, паспорта крепления и управления кровлей

Пример 1.1. Выемка угля на пологом пласте мощностью $m = 1$ м и углом падения $\alpha = 12^\circ$ происходит по челночной схеме узкозахватными комбайном 1к-101У с шириной захвата $r = 0,8$ м; транспортировки угля по лаве происходит скребковым конвейером СП-63М; длина лавы $l_{o.v} = 150$ м. Предполагается применение индивидуальной металлической крепи. В кровли пласта залегает глинистый сланец средней устойчивости, мощностью 8 м и средней плотностью $\gamma = 2,5$ т / м³. Выше глинистого сланца залегает песчаник мощностью 10 м; подошва пласта - песчаный сланец. Режим работы: четыре смены по 6:00, из них три по добыче угля и одна ремонтная. Работа в лаве организована по графику шесть циклов в сутки.

Таблица 6.9. Расходы на амортизационные отчисления

объект	Ко л. од ин.	Оптовая цена, грн		трансп орт расход ы, грн ..	расхо дован ием ты на монта ж, грн	Сер вис на сто имость, грн	Норма амортизаци и, %		Мисячии амортиз. видрахов А, грн
		за единицу	Общая				годо вая	меся на, Н общ	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

Себестоимость 1 т угля по амортизации определяется по формуле

$$C_a = \frac{\Sigma A}{D_{mic}} \quad (6.11)$$

Определение себестоимости угля по элементу "Электроэнергия" происходит двухставочного тарифа и состоит из основной оплаты постоянной мощности участкового трансформатора и дополнительной оплаты количества потребительской электроэнергии.

Себестоимость угля по элементу "Электроэнергия"

$$C_e = \frac{E_1 + E_2}{D_{mic}}, \quad (6.12)$$

где E_1 - стоимость электроэнергии с учетом потребляемой мощности, руб.;

E_2 - стоимость электроэнергии с учетом установленной мощности, руб.

Дополнительная оплата потребительской электроэнергии (кВт · ч) выполняется для каждого потребителя энергии по формуле

$$E_1 = N_{дв} t_{дв} k_m a_e, \quad (6.13)$$

где $N_{дв}$ - мощность двигателя с технической характеристики, кВт;

$t_{дв}$ - продолжительность работы двигателя за месяц (250-375 г)

k_m - коэффициент, учитывающий загрузку двигателя по мощности (принимается от 0,5 до 0,9)

a_e - тариф за 1 кВт · ч потребительской энергии, грн ..

Таблица 6.4. Вартість матеріалів другої групи

матеріал, малоцінний.	єдиниць вимірювання	Кол. одиниць в роботі	Оптова ціна матеріалів, грн		Трансп. - загот. расходи, грн	первоначальна ціна, грн	Остаток, грн	термін служби, міс	сума погашення, грн. / мес
			за одиницю	Обща					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

При розрахунку собівартування по елементу "Амортизація" суму амортизаційних відчислень визначають по кожному виду обладнання в лаві (виробничі, бурові, доставочні машини і механізми, спеціальне кріплення, апаратура управління) по формулі

$$A = \Pi_1 \frac{H_{\text{заг}}}{100}, \quad (6.9)$$

де Π_1 - первісна ціна об'єкта;

$$\Pi_1 = Q_{\text{ц}} + M_{\text{м}} + Z_{\text{м}}, \quad (6.10)$$

$Q_{\text{ц}}$ - оптова ціна об'єкта;

Tr - витрати на транспортування (3-7% оптової ціни), руб.;

$См$ - витрати на монтаж обладнання (8-12% оптової ціни, для рухомого нестационарного обладнання витрати на монтаж не враховуються), грн ..

$N_{\text{заг}}$ - загальна норма амортизаційних відчислень.

Розрахунок амортизаційних відчислень проводиться по формі 5 (табл.6.5)

Завдання: Вибрати спосіб управління кровлею і розрахувати паспорт кріплення

Решение. С учетом указанных горно-геологических условий для управления кровлей принимаем полное обрушение, а для крепления призабойного пространства - гидравлические стойки типа ГС и металлические верхняки типа 1ВЗС длиной 9,8 м; в качестве специального крепления - стойки ОКУ; шаг посадки - 0,8 м.

Выбираем типоразмер призабойного крепления. Максимальную высоту стояка определяем по формуле (1.1)

$$H_{\text{max}} = M + \Delta m - h_{\text{в}} - \alpha m \ell_1,$$

где $\alpha m \ell_1 = h_1$ - опускание кровли на первый ряд стоек, м.

Величина Δm принимается равной 5 - 10% от средней мощности пласта. Принимаем 10%, тогда $\Delta m = 0,1$; $m = 0,1 \cdot 1 = 0,1$ м = 100 мм; толщину металлического верхняка принимаем $h_{\text{в}} = 100$ мм. Первый ряд стоек устанавливается на расстоянии 1,2 м от плоскости забоя. Порода кровли может быть отнесена ко II классу ($\alpha = 0,025$)

$$h_1 = 0,025 \cdot 1000 \cdot 1,2 = 30 \text{ мм};$$

$$H_{\text{max}} = 1000 + 100 - 100 - 30 = 970 \text{ мм}.$$

Минимальную высоту стояка определяем по формуле (1.2)

$$H_{\text{min}} = M - \Delta m - h_{\text{в}} - \alpha m \ell_{\text{п}} - h_{\text{раз}};$$

$h_{\text{п}} = \alpha m \ell_{\text{п}}$ - опускание кровли на последний ряд стоек. На расстоянии $\ell_{\text{п}} = 2,8$ м

$$h_{\text{п}} = 0,025 \cdot 1000 \cdot 2,8 = 70 \text{ мм};$$

$h_{\text{раз}} = 30$ мм - запас раздвижки стояка разгрузки.

$$H_{\text{min}} = 1000 - 100 - 100 - 70 - 30 = 700 \text{ мм}.$$

Принимаем третий типоразмер стояка ГСУ М с рабочим сопротивлением 0,2 МН.

Определяем нагрузку на призабойное кріплення. Порода кровли способна зависеть в виде консольной балки. Давление на 1 м² площади призабойного пространства находим из формулы (1.9)

$$Q_3 = \frac{8 \cdot 2,5}{100} = 0,2 \text{ МПа.}$$

Количество стоек на 1 м²

$$N = \frac{0,2}{0,2} = 1 \text{ шт.}$$

Принимаем типовой паспорт крепления лавы. Рамки при забойного крепления устанавливаем нормально к плоскости забоя. Первый ряд стоек устанавливаем на расстоянии 1,2 м от забоя, второй - 2 м, третий - 2,8 м. Следовательно, в лаве на удалении 2 м от плоскости забоя в рамке используется два стойка (N1 = 2).

Расстояние между рамками определяем по формуле (1.11)

$$\ell_p = \frac{2}{2 \cdot 1} = 1 \text{ м.}$$

конечно ℓ_r принимают в пределах 0,8 - 1,2 м; принимаем $\ell_p = 1$ м.

Определим типоразмер специального крепежа. Высота посадочного стойка ОКУ-04 в сдвинутой положении должна быть не более

$$H_{\min} = 1000 - 100 - 70 - 50 = 780 \text{ мм.}$$

Максимальная высота посадочного стойка должна быть не менее

$$H_{\max} = 1000 + 100 - 70 = 1030 \text{ мм.}$$

Принимаем посадочный стойку окуме -04 с номинальным рабочим сопротивлением 1,5 МН.

Нагрузка на 1 м специального крепления от воздействия только непосредственной кровли (при условии отсутствия вторичной осадки) рассчитываем по формуле

$$R / = \frac{h_1 \gamma_1}{800b} (3 b_2 + 8 b \ell_0 + 6 \ell_2 0). \text{ МН / м (1.35)}$$

$$R / = \frac{8 \cdot 2,5}{800 \cdot 2} (3 \cdot 22 + 8 \cdot 2 \cdot 0,8 + 6 \cdot 0,82) = 0,458 \text{ МН.}$$

Количество посадочных стоек на 1 м

$$3M1 = p_i c_i, (6.7)$$

где p_i - затраты материала за месяц;

c_i - стоимость единицы материала, грн ..

Плановую стоимость единицы материала устанавливают по прейскурантам оптовых цен с учетом транспортных и заготовительных расходов. Величины транспортных и заготовительных расходов принимают в размере до 5% от прейскурантной цены на материалы.

Другие материалы, которые трудно поддаются учету, учитываются в размере до 15% от стоимости рассчитанных материалов. Расчет стоимости материалов первой группы происходит по форме 3 (табл.6.3)

Таблица 6.3. Стоимость материалов первой группы

материал	единицы измерения	расходы по месяцам	Плановая стоимость за единицу, грн ..			Знагельная стоимость, грн ..
			По оптовым ценам	транспортно заготовительных расх.	всего	
1	2	3	4	5	6	7

Расходы на материалы, списываются на себестоимость в счет расходов будущих периодов (вторая группа), определяется по формуле

$$C_{M2} = \frac{(P - O)n}{t_{сл}}, (6.8)$$

где P - первоначальная стоимость единицы материала, руб .;

O - остаточная стоимость единицы материала (принимается в размере 2-5% цены по прейскуранту), руб .;

n - количество единиц материалов, находящихся в эксплуатации;

$t_{сл}$ - срок службы, мес.

Расчет стоимости материалов второй группы ведется по форме 4 (табл.6.4)

Плановые премии рабочим очистных забоев определяют в зависимости от нормативов объемов добычи угля в размере 10 - 50% от прямой заработной платы.

В доплаты к заработной плате включают доплаты за руководство бригадой и доплаты за работу в ночное время. Подземным рабочим они начисляются в размере 20% часовой тарифной ставки за каждый час ночной работы. Ночной считается время с 22 вечера до 6 утра.

Дополнительная зарплата включает оплату тарифных отпусков, выплату за выслугу лет и т. Для подземных рабочих дополнительную зарплату принимают в размере 20% от основной заработной платы ..

Себестоимость 1 т угля по элементу "Заработная плата"

$$C_{п} = \frac{\Sigma ЗП}{D_{мес}} \quad (6.5)$$

где $\Sigma ЗП$ - месячный фонд заработной платы всех работников участка, руб .;

$D_{мес}$ - месячный добыча угля, т.

Расчет себестоимости по элементу "Материалы" происходит на основании норм расхода материалов, паспортов крепления лавы и цен на материалы. При этом учитываются расходы по основным видам материалов (крепежным, взрывным, смазочным, зубкам, резцам, гибким кабелям, индивидуальным креплением).

По принципу включения в себестоимость материалы разбиваются на две группы:

1) материалы, себестоимость которых полностью включается в месячную себестоимость угля (лесные, взрывчатые, смазочные, зубки и т.д.);

2) материалы, стоимость которых включается в себестоимость угля частями, по мере их износа (металлические стойки, гибкий кабель, скребковые цепи и т.д.).

Себестоимость 1 т угля по материалам определяется делением суммарных затрат по первой и второй группам на месячный объем добычи:

$$C_{м} = \frac{\Sigma Z_{м1} + \Sigma Z_{м2}}{D_{мес}} \quad (6.6)$$

Стоимость материалов первой группы

$$N_{пс} = \frac{R^{\square}}{P} = \frac{0,458}{1,5} = 0,3 \text{ шт.}$$

или расстояние осями посадочных стоек

$$l_{т} = \frac{P}{R^{\square}} = \frac{1,5}{0,458} = 3,3 \text{ м}$$

Посадочные стойки располагаются обычно в промежутках между рамками. Принимаем паспорт крепления и управления кровлей, при котором стойки специального крепления устанавливают через две рамки в третий. Расстояние между осями стоек специального крепления составит 3 м.

Определим необходимое количество:

- стоек специального крепления

$$N_{пс} = \frac{l_{оз}}{l_{ш}} = \frac{150}{3} = 50 \text{ шт.}$$

где $l_{ш}$ - шаг установки стоек ОКУ., г.

- стоек призабойного крепления и металлических верхняков

$$n_{пк} = \frac{l_{оз}}{l_{р}} N_{р} = \frac{150}{1} \cdot 3 = 450 \text{ шт.},$$

где $N_{р}$ - число рядов стоек призабойного крепления; число верхняков $n_{в} = 450$ шт.

Определяем расходы метало крепления и крепежных материалов. Потери гидравлических стоек при нормативе 1% в месяц составляют

$$\frac{450 \cdot 1}{100 \cdot 25} = 0,18 \text{ шт / сут},$$

потери металлических верхняков при нормативе 4% в месяц составляют

$$\frac{450 \cdot 4}{100 \cdot 25} = \hat{=} 0,72 \text{ шт / сут}.$$

потери посадочных стоек при нормативе 1% в месяц составляют

$$\frac{50 \cdot 1}{100 \cdot 25} = \hat{=} 0,02 \text{ шт / сут}.$$

С целью обеспечения безопасности работ при выполнении процесса управления кровлей (перестановка посадочных стоек, изъятие из зоны обрушения призабойного крепления) необходимо устанавливать контрольные деревянные стойки. Число их определяется опытным путем. Принимаем расходы контрольных стоек 50 шт / сут. Кроме стоек необходимы распилы. Контрольный стоек должна подводиться под отрезок (0,5 м) распила. Кроме того, стойки, которые устанавливаются в пролетах рамки при забойного крепления, тоже подводятся под кусок (0,5 м) распила. При шести циклах в сутки таких кусков необходимо $100 \cdot 6 = 600 + 50 = 650$ шт.

Расходы леса составляет

$$V = \frac{\pi d^2}{4} \ell_c N_{\text{ст}} + \frac{\pi d^2}{4} \ell_p N_p, \quad (1.36)$$

где d - диаметр стояка, м;

$$d = 1.1 \sqrt{m} = 1.1 \sqrt{100} = 11 \text{ см} = 0,11 \text{ м};$$

ℓ_c - длина стояка, м;

$N_{\text{ст}}$ - количество стоек;

ℓ_p - длина распила (рамки), м;

N_p - количество отрезков распилов.

$$V = \frac{3,14 \cdot 0,11^2}{4} 1 \cdot 50 + \frac{3,14 \cdot 0,11^2}{8} 1 \cdot 50 = 0,45 + 0,23 = 0,68 \text{ м}^3.$$

В соответствии с Правилами безопасности на выемочном участке необходимо иметь запас метало крепления не менее 5% (гидравлических стоек не менее 25 шт, верхняков - 25 шт., Посадочных стоек - 3 шт.)

Таблица 1.2. Задача контрольной домашней работы

№ завдання	угол падения	мощность пласта, м	плотность угля, т/м ³	класс породы	мощность безопасной кровли, м	мощность основной кровли, м	длина лавы, м	ширина захвата, м

В состав рабочих очистного забоя входит бригада горнорабочих очистного забоя, электрослесари очередные и по ремонту, машинисты установок и ИТР.

Явочное число бригады в сутки

$$n_{\text{я}} = \frac{D_{\text{доб}}}{H_k}, \quad (6.3)$$

где D сут - суточный объем добычи из очистного забоя, т.

Полученное число мужчин-смен округляется в меньшую сторону с тем счетом, чтобы коэффициент перевыполнения норм не превышал 10% ($k_p = 1,1$).

Численность электрослесарей, машинистов подземных установок, ИТР, необходимых для работы очистного забоя определяется по нормативам.

В списочный состав входят все постоянные, временные и сезонные рабочие, принятые на срок не менее пяти дней списочное число состоит из рабочих, числящихся в штате на данный день. К ним относятся рабочие, которые вышли на работу, которые находятся в отпусках, которые не вышли на работу из причин болезни, в связи с выполнением государственных и общественных обязанностей, имеют выходной день, которые находятся в командировке для повышения квалификации

$$n_{\text{сп}} = n_{\text{як сп}}. \quad (6.4)$$

Полученные данные заносят в табл. 6.2. по форме 2:

Таблица 6.2. Определение фонда заработной платы

бригада, профессия, должность	численность			Объем работы, выходы в месяц	Комп. розц., тар. ставка (Оклад), грн	Месячный фонд заработной платы, грн ..				
	явочная	к сп	списочная			основная			до-приложени-ва	всего
						прямая	премия	По раб. ночью		

Оклады ИТР рассчитывают в зависимости от планового среднесуточного объема добычи угля, мощности пласта и угла падения пластов, а также вида механизации.

Для расчета себестоимости по элементу "Заработная плата" определяется плановый месячный фонд заработной платы по лаве. Исходными данными для этого есть объем добычи, сделанная расценка, штаты рабочих на вспомогательных работах и инженерно - технических работников (ИТР), а также плановое количество выходов их за месяц, тарифные ставки и оклады, размеры премий и доплат.

Для определения штата работников необходимо рассчитать комплексную норму выработки. В норму выработки включаются работы, которые выполняются горняками очистного забоя и машинистами горных машин в соответствии с паспортом и планограмму ведения работ. Расчет комплексной нормы выработки и расценки выполняется по форме 1 (табл.6.1), в которую поочередно записывают все работы, выполняемые в очистном забое.

Таблица 6.1. К определению комплексной нормы и расценки

вид работ	единица измерит.	норма выработки			о Объем работ на цикл	потребн. число чел.овико изменени й на цикл	Тариф. ставка, грн ..	сумма зарпла. на цикл. грн ..	основани е для установл. нормы выработк и
		по сбо рни ку	k	уста новля ть на					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10

Комплексная норма выработки для бригады

$$N_k = \frac{D_u}{\sum n}, \quad (6.1)$$

где D_u - добыча угля за цикл т;

$\sum n$ - необходимое количество человек-смен на цикл.

комплексная расценка

$$P = \frac{\sum Z}{D_u}, \quad (6.2)$$

где $\sum Z$ - сумма заработной платы на цикл, грн ..

	5	0,9	1,25	I	7	5	180	0,63
2.	8	0,95	1,34	II	9	8	175	0,63
3.	10	1,15	1,28	I	10	6	165	0,80
4.	12	1,2	1,35	III	8	9	140	0,80
5.	14	0,85	1,38	I	6	10	160	1,00
6.	10	1,3	1,42	II	5	7	170	1,00
7.	20	1,1	1,42	II	11	9	165	0,63
8.	18	1,05	1,35	III	9	9	185	0,80
9.	8	0,95	1,40	III	8	6	150	1,00
10.	10	1,0	136	II	10	10	175	0,63

Пример 1.2. Стенка на пологом пласте мощностью $m = 1,6$ м под углом падения $\alpha = 120$ оборудована механизированным комплексом КМ87УМП с комбайном 1К101У, механизированным креплением М87УМП и забойным скребковым конвейером СП87ПМ-11. Ширина захвата исполнительного органа комбайна $r = 0,63$ м. Расстояние от оси задней стойки к плоскости забоя после передвижения секции $b = 3$ м; между осями соседних секций $a = 1$ м; между стойками крепления $b_1 = 1$ м. В кровле пласта залегает песчано - глинистый сланец средней устойчивости мощностью $h_n = 8$ м, плотностью $\gamma = 2,5$ т / м³ и удельным сопротивлением вдавливанию $\sigma_{кр} = 4$ МПа. Выше залегает песчаник мощностью 10 м. Опыт работы показывает, что при разработке пласта зависают породные консоли $k \ell$ $v = 1,5$ м. В подошве залегает песчано-глинистые породы с удельным сопротивлением вдавливанию $\sigma_{п} = 5$ МПа. Первичный распор $PR = 0,15$ МН.

Задания. Выбрать типоразмер и выполнить расчет механизированной крепи в заданных условиях.

Р е ш е н и е. По данным маркшейдерской службы изменения мощности пласта Δm в выемочных поле колеблются в пределах $\pm 10\%$. Отклонение от средней мощности составляет

$$\Delta m = \pm 1600 \cdot 0,1 = \pm 160 \text{ мм.}$$

Максимальную и минимальную мощность пласта определяем из формул:

$$m_{\max} = m + \Delta m = 1600 + 160 = 1760 \text{ мм}$$

$$m_{\min} = m - \Delta m = 1600 - 160 = 1440 \text{ мм}$$

Определяем типоразмер крепления из формул

$$H_{\max} = M_{\max} - \alpha \cdot m_{\max} \ell_{\Pi} = 1760 - 0,025 \cdot 1760 \cdot 1,89 = 1676,5 \text{ мм};$$

$$H_{\min} = m_{\min} - \alpha \cdot m_{\min} \ell_{\Sigma} - \theta = 1440 - 0,025 \cdot 1440 \cdot 3,62 - 40 = 1270 \text{ мм}.$$

принимая крепления II типоразмера согласно технической характеристики.

Анализируя строение кровли пласта, приходим к выводу, что песчано-глинистый сланец мощностью является непосредственной кровлей пласта и расчет нагрузки на крепление следует вести на давление этого слоя пород.

Реакцию переднего и заднего стояков определяем из формул (1.26), (1.27)

$$R_1 = \frac{2,5}{200} \frac{8(3,63+1,5)^2(3,63-1)1}{3,63^2+(3,63-1)^2} + 0,15 = 0,494 \text{ МН};$$

$$R_2 = \frac{2,5}{200} \frac{8(3,63+1,5)^2 3,63-1}{3,63^2+(3,63-1)^2} + 0,15 = 0,625 \text{ МН}.$$

Максимальная реакция стояка (1.28)

$$R_{\max} = \frac{2,5}{200} \frac{8(3,63+1,5)^2 1}{3,63} + 0,15 = 0,875 \text{ МН}.$$

Проверяем крепления на вдавливания опорных элементов секций (1.33), (1.34):
в кровлю

$$R_{\max} = 0,875 \leq \frac{4}{5} \cdot 3,27 = 2,62;$$

в подошву

$$R_{\max} = 0,875 \leq \frac{5}{5} \cdot 1,06 = 1,06$$

Пример 5.1. Определить возможную нагрузку на лаву при полном закладке выработанного пространства. Закладные работы в лаве выполняются параллельно с очистными. Лава закреплена металлическим индивидуальным креплением, которое перед возведением закладочного массива заменяют деревянное. Для ограждения закладочного массива используют металлическую сетку. Длина лавы-175 м, мощность пласта 1,3 м; средняя плотность угля - 1,35 т / м³; число смен по добыче угля в сутки -3. В скамье работает комбайн с шириной захвата 0,63 м. Допустимая нагрузка на лаву по газовому фактору 920 т / сут.

Р е ш е н и е. Возможно из условий закладочных работ нагрузка на лаву составляет

$$A_{\text{д}} = \frac{(360-30)3}{\frac{60}{200} \cdot 0,8 + \frac{3,7+0,1}{1,3 \cdot 1,35 \cdot 0,95 \cdot 1,9}} = 687 \text{ т / сут}.$$

Итак, ограничивающим фактором для нагрузка на лаву есть закладка.

Пример 5.2. Для условий предыдущего примера определить возможную нагрузку на лаву, оборудованную механизированным креплением с дистанционным управлением боковым выпуском закладочного материала без остановки машины ..

Р е ш е н и е. Нагрузка на скамью из условий закладочных работ

$$A_{\text{д}} = \frac{(360-30)3}{\frac{60}{200} \cdot 0,8 + \frac{0,1}{1,3 \cdot 1,35 \cdot 0,95 \cdot 0,63}} = 2953 \text{ т / сут}.$$

Ограничивающим фактором для нагрузка на лаву является газовый фактор. Принимаем нагрузки 920 т / сут.

6. Определение себестоимости угля

Себестоимость добычи 1 т угля определяется по четырем элементам: "Заработная плата", "Материалы", "Амортизация", "Электроэнергия".

$$A_{\text{д}} = \frac{(T_{\text{зм}} t_{\text{пз}}) n_{\text{ззм}} k_n m \gamma c}{\left(\frac{1}{v} + t_{\text{вк}} \frac{t_k k_n}{\ell_n \ell_n} \right) \left(1 - \frac{\ell_n}{\ell_n} \right)}, \quad (5.3)$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, мин.;

$t_{\text{пз}}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций в смену, мин.;

$n_{\text{изм}}$, $n_{\text{изм с}}$, $n_{\text{изм к}}$ - число смен соответственно по добыче, закладке и работе комбайна;

Q - производительность пневмозакладной машины, м³ / ч;

$k_{\text{с}}$ - расходы закладочного материала, отнесенного к 1 т добычи, м³ / т (0,6 - 0,85);

$t_{\text{п}}$ - время на подготовку выработанного пространства к приему закладки (зкорочення трубопровода, строительство ограждения, продувка трубопровода и т.п.), принимается: при применении разборного трубопровода с ограждающей сеткой - 3,7 мин / м; разборного трубопровода с передвижным ограждением - 23 мин / м; безразборного трубопровода с ручным управлением боковыми выпусками - 4,4 мин / м; безразборного трубопровода с дистанционным управлением боковыми выпусками и остановкой машины - 2,5 мин / м; безразборного трубопровода с дистанционным управлением боковыми выпусками без остановки машины - 0;

$t_{\text{в}}$ - непредвиденные затраты времени ($\approx 0,1$), мин. / М;

m - мощность пласта, м;

γ - средняя плотность угля, т / м³;

c - коэффициент извлечения угля ($\approx 0,95 - 0,98$)

v из-шаг закладки (1,5 - 2,5), и;

k_n - коэффициент надежности работы выемочного механизма;

v - скорость подачи комбайна м / мин.;

$t_{\text{вк}}$ непредвиденные затраты времени при работе комбайна (0,05 - 0,1), мин. / М;

$t_{\text{к}}$ - продолжительность конечных операций при работе комбайна (20-40), мин.;

$\ell_{\text{л}}$ - длина лавы м;

$\ell_{\text{н}}$ - длина ниш., г.

Таблица 1.Завдания контрольной домашней работы

вариант задания	Тип комплекса	угол падения пласта, град.	Средняя мощность пласта., Г.	Отклонение от средней мощн., Г.	класс пород кровли по обрушения
1.	КМ103М	10	0,95	10	I
2.	КМК97М	30	1,15	8	II
3.	КМК98Д	18	1,12	9	II
4.	1МКД90	12	1,20	6	I
5.	2МКД90	16	1,35	10	II
6.	3МКД90	14	1,75	10	!
7.	КМ137	8	1,25	7	II
8.	КМ138- 1	25	1,55	5	II
9.	КМ138- 2	30	1,85	12	I
10.	КМ88	28	1,15	8	II
11.	1КМ87М	11	1,22	10	II
12.	1КМТ	20	1,45	12	I

1.4. Контрольные вопросы для самопроверки знаний

- Общие понятия о креплении очистных забоев.
- Индивидуальная крепь очистных забоев.
- Механизированная крепь.
- Методика выбора паспорта и параметров крепления.
- Выбор типоразмера индивидуального крепления; расчетная схема.
- Выбор типоразмера механизированной крепи; расчетная схема.
- Методика расчета индивидуального крепления; расчетная схема.
- Методика расчета механизированной крепи; расчетная схема.
- Выбор параметров посадочного крепления.
- Расходы металокриплення и крепежных материалов.
- Определение максимальной и минимальной мощности пласта.

- Определение величины опускания кровли (сближение боковых пород).
- Расчетная схема к выбору типоразмеров механизированной крепи.
- Расчетная схема к выбору типоразмеров индивидуального крепления
- Максимальный и минимальный размеры механизированной крепи.
- Максимальный и минимальный размеры стоек индивидуального крепления.
- Нагрузка на стойки механизированной крепи.
- Размер блока пород над секцией крепления.
- Расстояние между стойками крепежной рамки и между рамками. Число стояков призабойного крепления.
- Определение нагрузки на стойки индивидуального крепления при забойного пространства.

1. От каких основных параметров зависит нагрузка на очистные забои, оборудованы щитовыми агрегатами, на крутых пластах?
2. Понятие о шаге выемки при применении агрегатов.
3. Режим работы лав на крутых пластах.
4. По каким операций состоит время на вспомогательные работы при применении щитовых агрегатов типа АЦМ и АНЦ?
5. Определение времени на ремонтно-подготовительные работы.
6. Продолжительность технологического цикла в рядах, оборудованных комплексом КГУ.

5. Определение нагрузки на очистной забой из условий закладочных работ

Процесс возведения закладочного массива может совмещаться с очистными работами или выполняться в специально выделенные изменения. Совмещение возможно при применении как механизированного, так и индивидуального крепления. В последнем случае увеличивается ширина рабочей части выработанного пространства на двойной шаг закладки.

Минимально возможное (по фактору производительности пневмозакладной машины) нагрузка на лаву при совмещении работ по выемке угля с закладкой находят из формулы

$$A_{\text{д}} = \frac{(T_{\text{зм}} t_{\text{пз}}) n_{\text{зм}}}{60k_3 + t_n + t_e} \cdot \frac{Q}{m \gamma c b_3}; \quad (5.1)$$

Если работы по выемке угля и закладке выработанного пространства разделены во времени, нагрузка на лаву определяют исходя из числа закладных изменений:

$$A_{\text{д}} = \frac{(T_{\text{зм}} t_{\text{пз}}) n_{\text{зм.з}}}{60k_3 + t_n + t_e} \cdot \frac{Q}{m \gamma c r}; \quad (5.2)$$

и проверяют по производительности выемочного механизма

$$A_d = \frac{360 \cdot 4 \cdot 60 \cdot 1,9 \cdot 1,4 \cdot 0,97 \cdot 0,7}{105} = 1486 \text{ м.}$$

Пример 4.2. Определить нагрузки на очистной забой длиной 140 м, оборудован механизированным комплексом КГУ, для следующих условий: мощность пласта 1,2 м; средняя плотность угля 1,35 т / м³; выемки угля происходит по всей длине лавы; режим работы - три смены по добыче угля и одна ремонтно-подготовительная.

Решение. Норматив времени на вспомогательные операции (4.8)

$$T_{\text{доп}} = \frac{1 \cdot 140}{0,95} = 147 \times 47$$

Время на ремонтно-подготовительные работы (4.9)

$$t_{\text{р}} = \frac{1 \cdot 16 \left(\frac{140}{2} + \frac{1 \cdot 140}{0,95} \right)}{3} = 84 \times 47$$

Коэффициент совмещения перемещения секций крепи с выемкой угля комбайном (4.7)

$$K_c = \frac{0,95}{2 \cdot 1} = 0,475.$$

Продолжительность одного технологического цикла (4.6)

$$T_{\text{ц}} = 1,16 \left(\frac{140}{2} + 147 \cdot 0,475 \right) + 84 = 246 \times 46$$

Суточная нагрузка на очистной забой (4.5)

$$A_{\text{сут}} = \frac{360 \cdot 4 \cdot 140 \cdot 1,2 \cdot 1,35 \cdot 0,9 \cdot 0,97}{246} = 1159 \text{ м.}$$

Определенные нагрузки на очистной забой (примеры 4.1 и 4.2) проверяется по газовому фактору. Окончательно принимается наименьшее из определенных нагрузок.

4.4. Контрольные вопросы для самопроверки знаний

2. Расчет нагрузки на очистные забои пологих и наклонных пластов

2.1 Нагрузка на забой по выемочной машине

2.1.1 Расчет производительности комбайнового очистного комплекса

Теоретическая (расчетная) производительность комбайна (основной машины любого комплекса) Q_T (т / мин) представляет из себя средний минутный поток угля, который поступает из очистного забоя при непрерывной работе выемочной машины, и определяется по формуле

$$Q_T = v_T m r \gamma, \quad (2.1)$$

где v_T - технически допустимая скорость подачи, м / мин .;

m - выемочная мощность пласта, м;

r - ширина захвата комбайна, м;

γ - средняя плотность угля, т / м³.

Реальную скорость подачи комбайна $v_{\text{п}}$ (М / мин.) Определяют из условий энергозатрат на разрушение угля N_{ω} (кВт ч / т)

$$v_{\text{п}} = \frac{P_{\text{ст}}}{60 H_{\omega} m r \gamma}, \quad (2.2)$$

где $P_{\text{ст}}$ - устойчивая мощность двигателя комбайна, кВт

Подставляя значения формулы (2.1) в (2.2), имеем

$$Q_T = \frac{P_{\text{ст}}}{60 H_{\omega}}. \quad (2.3)$$

величина N_{ω} определяется по графикам зависимости ее от сопротивляемости угля резанию (рис.2.1)

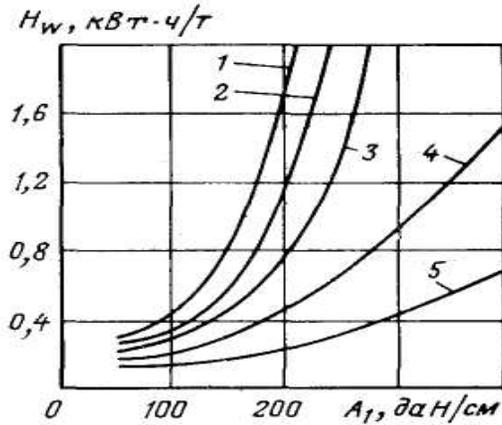


Рис.2.1 Зависимость удельных энергозатрат выемки угля комбайнами от сопротивляемости резке: 1- 1К101; 2 КШ1КГУ; 3 2К-52; 4 1ГШ68; 5-КШ3М

Значение устойчивой мощности $P_{ст}$ и технически допустимой скорости подачи v для различных типов комбайна приведены в табл. 2.1

Таблица 2.1. Технические характеристики угольных комбайнов

Тип комбайна	Ширина захвата r , м	P в., кВт	v т, м / мин	Коэффициент готовности комбайна $K_{г}$	Коэффициент машинного времени $K_{м}$
1К101	0,80	85	4,5	0,84 - 0,87	0,55 - 0,64
МК-67	0,80	105	6,0	0,76 - 0,80	0,57 - 0,68
2К-52м	0,63	85	6,0	0,87 - 0,90	0,47 - 0,61
1ГШ-68	0,63	245	6,0	0,85 - 0,90	0,43 - 0,58
К-103	0,80	170	5,0	0,91 - 0,90	0,57 - 0,68
КА-80	0,80	170	5,0	0,89 - 0,91	0,53 - 0,61
КШ-3М	0,63	185	6,0	0,91 - 0,93	0,47 - 0,58
К-120	0,50	270	3,0	0,90 - 0,93	0,47 - 0,60
КШ1КГУ	0,63	85	6,0	0,91 - 0,93	0,47 - 0,58

$t / с$ - норматив времени на перемещение секций крепи (1 мин.);

$T_{доп}$ - норматив времени на вспомогательные операции при выемке угля комбайном, мин. / Цикл.

$$T_{доп} = \frac{t_{сек}^2 \ell_m}{\ell_{сек}}; \quad (4.8)$$

T_p - время на ремонтно-подготовительные работы, мин. / Цикл,

$$T_p = \frac{k \left(\frac{\ell_m}{v_n} + \frac{t_{сек} \ell_m}{\ell_{сек}} \right)}{n_g}; \quad (4.9)$$

n_g - количество смен по выемке угля.

4.3. Приклады определения нагрузки на очистные забои крутых пластов

Пример 4.1. Определить нагрузки на очистной забой длиной 60 м, оборудован щитовым агрегатом АЩМ, при следующих условиях: мощность пласта - 1,9 м; средняя плотность угля - 1,4 т / м³; режим работы - три смены по добыче угля и одна - ремонтно-подготовительная; скорости подачи конвейером-струга: горизонтальная - 0,06 м / мин., вертикальная - 0,04 м / мин.
Решение. Определяем время на вспомогательные работы (4.3)

$$T_{доп} = 8 + 8 + 15 + 5 = 36 \text{ мин.}$$

Определяем время на ремонтно-подготовительные работы (4.4)

$$T_p = \left[1,16 \left(\frac{0,7}{0,04} + \frac{1,9 \cdot 0,8}{0,06} \right) + 1,06 \cdot 36 \right] : 3 = 25,6 \text{ ххв}$$

продолжительность цикла

$$T_{ц} = 1,16 \left(\frac{0,7}{0,04} + \frac{1,9 \cdot 0,8}{0,06} \right) + 1,06 \cdot 36 + 25,6 = 105 \text{ ххв}$$

Суточная нагрузка на очистной забой (4.1)

$t_{пщ}$ - норматив времени на посадку щита, распор крепления (8-10 мин)

$t_{пк}$ - время на поднятие и передвижки конвейера-струга (8 мин на цикл)

$t_{пп}$ - время на погашение углеспускных печи (10-20 мин)

$t_{со}$ - время на снятие угольного откоса (2-5 мин)

T_p - время на ремонтно-подготовительные работы, мин. / Цикл,

n в - число смен по выемке угля.

$$T_p = \frac{k \left[\left(\frac{r}{v_y} + \frac{m}{v^y} \frac{r_n}{v^y} \right) + k_1 T_{доп} \right]}{n_g}, \quad (4.4)$$

Полученная нормативная нагрузка на щитовой забой следует сравнить с максимальным по газовому фактору.

4.2. Нагрузка на очистной забой, оборудованный комплексом КГУ

Уровень технически и организационно обоснованного суточной нагрузки на очистной забой, оборудованный механизированным комплексом КГУ, определяется по формуле

$$A_{д} = \frac{T_{зм} n \ell_{л} m \gamma c}{T_{ц}}, \quad (4.5)$$

где n - число рабочих смен в течение суток;

$T_{ц}$ - длительность технологического цикла, мин.,

$$T_{ц} = k \left(\frac{\ell_{л}}{v_n} + T_{доп} k_c \right) + T_p; \quad (4.6)$$

k - коэффициент, учитывающий непредвиденные перерывы в работе ряды

$$(K = 1,16)$$

k_c - коэффициент совмещения перемещения секций механизированной крепи с выемкой угля комбайном.

$$k_c = \frac{\ell_c}{v_n t_{сек}}; \quad (4.7)$$

$t_{сек}$ - расстояние между секциями (0,95 м)

Если скорость подачи, определенная из условий энергозатрат $v_{п}$, будет выше технически допустимой, то следует в расчетах принимать табличное значение v_t . Затраты времени, вызванные необходимостью устранения отказов комбайна; затраты времени на маневровые и конечные операции, на замену инструмента оцениваются коэффициентом технического использования комбайна $k_{тех}$..

Техническая производительность комбайна определяется по формуле

$$Q_{тех} = K_{тех} \cdot Q_t; \quad (2.4)$$

$$k_{тех} = \frac{1}{k_z + \frac{t_{мо} + t_{ко} + t_{зн}}{\ell_{л}} v_n}, \quad (2.5)$$

где k_g - коэффициент готовности комбайна;

$t_{мо}$, $t_{ко}$ - время на маневровые и конечные операции, мин.;

$t_{зн}$ - время на замену инструмента, мин.;

$\ell_{л}$ - длина лавы, м.

Эксплуатационная производительность комбайна $Q_{э}$ (т / мин) определяют с учетом затрат времени на разного рода организационные простои комбайна, связанные со смежными процессами

$$Q_{э} = k_{э} Q_t \quad (2.5)$$

$$k_{э} = \frac{1}{k_z + \frac{t_{мо} + t_{ко} + t_{зн} + t_o}{\ell_{л}} v_n}, \quad (2.6)$$

где $t_{в}$ - время простоев комбайна по организационным причинам, мин.

Затраты времени на маневровые и другие операции определяют на основании хронометражных наблюдений. В расчетах можно принимать эти значения в смену в пределах (мин.): $T_{мо} = 10-20$; $t_{ко} = 15-30$; $t_{зн} = 10-15$; $t_{в} = 25-30$.

Комбайн определяет производительность комплекса (т / мин.)

$$Q_{комп} = k_{мп} Q_t, \quad (2.7)$$

где k_m - коэффициент машинного времени использования комбайна с учетом надежности крепления и конвейера.

сменная производительность $Q_{изм}$ (т / изм)

$$Q_{изм} = 60 k_m Q_t T_{см}, \quad (2.8)$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, ч.

Суточная нагрузка на комплексно - механизированный очистной забой определяется в зависимости от числа добывающих изменений в сутки.

При работе в лаве двух комбайнов нагрузки на комплекс подсчитывают аналогично. Для этого определяют теоретическую производительность и коэффициент машинного времени для двух случаев: одновременно и Неодновременная работа двух комбайнов. При одновременной работе двух комбайнов определяющим фактором, ограничивающим вуглепоток со скамейки, будет производительность забойного конвейера.

Пример 2.1. Определить суточная нагрузка на лаву длиной 180 м, оборудованную комплексом КМ-87УМ с комбайном 2К-52м по пласту мощностью 1,3 м; средняя плотность угля 1,24 т / м³; сопротивляемость угля резанию 180 кН / м.

Решение.

Определяем скорость подачи комбайна по формуле (2.2), табл .. 2.1, рис.2.1

$$v_{п} = \frac{85}{60 \cdot 0,6 \cdot 1,3 \cdot 0,63 \cdot 1,25} = 2,3 \text{ м / мин ..}$$

Теоретическая производительность комбайна (2.1)

$$Q_t = 2,3 \cdot 1,3 \cdot 0,63 \cdot 1,25 = 2,4 \text{ т / мин ..}$$

Коэффициент технической производительности (2.5)

$$k_{тех.} = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{15+20+15}{180}} \cdot 2,3 = 0,56.$$

3. Число рабочих в одном уступе.

4. Высота магазинного уступа и опережение его по простиранию.

5. Необходима емкость магазинного уступа.

6. Количество уступов на этаже.

4. Определение нагрузки на очистные забои крутых пластов

4.1. Нагрузка на забой, оборудованный щитовым агрегатом

Нагрузка на очистной забой, оборудованный щитовым агрегатом, определяется по формуле

$$A_c = \frac{T_{зм} n l m \gamma c r}{T_{ц}}, \quad (4.1)$$

где $T_{см}$ - продолжительность смены, мин .;

n - число рабочих смен;

l - длина очистного забоя, м;

m - мощность пласта, м;

γ - средняя плотность угля, т / м³;

c - коэффициент извлечения угля;

r - шаг выемки (при АЦМ равной 0,7 м и при АНЩ - 0,6 м);

$T_{ц}$ - длительность технологического цикла, мин .;

$$T_{ц} = k \left(\frac{r}{v_y} + \frac{m}{v_y} \frac{r_n}{v_y} \right) + k_1 T_{доп} + T_p \quad (4.2)$$

где k - коэффициент, учитывающий непредвиденные перерывы в работе лавы (1,16)

r_n - ширина начального врубая (0,8 м);

v_y - нормативная скорость вертикальной подачи при зарубании исполнительного органа в полости, м / мин .;

v / y - нормативная скорость горизонтальной подачи, м / мин .;

k_1 - коэффициент, учитывающий норматив времени на подготовительно-заключительные операции (1,06)

$T_{доп}$ - время на вспомогательные операции, мин.

$$T_{доп} = t_{пч} + t_{пк} + t_{пп} + t_{св}; \quad (4.3)$$

длине лавы. Принимаем, что время на извлечение полосы угля в магазинном уступе равный времени выемки полосы угля комбайном в лаве. Тогда емкость магазина составит

$$Q_{\text{маг}} = \frac{(120 - 8 - 3 - 4) \cdot 0,9 \cdot 1,3 \cdot 1,1 \cdot 0,95 \cdot 6}{6} = 128 \text{ м.}$$

Суточная добыча из лавы

$$A_{\text{сут}} = (120 - 8) \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 1,3 \cdot 1,1 \cdot 0,95 = 273 \text{ т.}$$

Минимальное расстояние между магазином и линией забоя:

$$c / = \frac{273 \cdot 1,5}{60 \cdot 4 \cdot 1,1} = 1,55 \text{ м.}$$

$$\sin \delta = \frac{\sin 3^\circ}{\sin 6^\circ} = \frac{0,615}{0,863} = 0,722; \delta = 45^\circ.$$

Высота магазинного уступа

$$h_{\text{маг}} = \frac{1,55}{0,712} + \sqrt{\frac{128 \cdot 1}{0,8 \cdot 1,1}} = 10,18 \text{ м.}$$

Принимаем $h_{\text{маг}} = 10 \text{ м.}$

Ширина магазинного уступа

$$d_{\text{маг}} = \frac{1,55}{0,712} + \sqrt{\frac{128}{0,8 \cdot 1,1}} = 10,18 \text{ м.}$$

Принимаем ширину магазинного уступа кратной ширине крепления, то есть

$$d_{\text{маг}} = 9,9 \text{ м.}$$

Длина комбайновой части без учета верхней ниши составляет:

$$l_{\text{л}} = 120 - 8 - 3 - 4 - 10 - 4 = 91 \text{ м.}$$

3.2. Контрольные вопросы для самопроверки знаний

1. Основные критерии для выбора типа машин для крутых пластов.
2. От каких параметров зависит высота уступа?

Техническая производительность комбайна

$$Q_{\text{тех}} = 0,56 \cdot 2,4 = 1,35 \text{ м/хв.}$$

При выемке угля комбайном емкость магазина должно соответствовать

(2.6)

$$k_e = \frac{1}{\frac{1}{0,9} + \frac{15 + 20 + 15 + 25}{180}} = 0,5,$$

Эксплуатационная производительность комбайна

$$Q_{\text{э}} = 0,5 \cdot 2,4 = 1,2 \text{ м/хв.}$$

Производительность механизированного комплекса при коэффициенте машинного времени 0,45 составит

$$Q_{\text{комп}} = 0,45 \cdot 2,4 = 1,1 \text{ м/хв.}$$

Сменная производительность комплекса

$$Q_{\text{изм}} = 60 \cdot 1,1 \cdot 6 = 390 \text{ м.}$$

Суточная нагрузка комплексно-механизированной лавы при трех добывающих изменениях

$$Q_{\text{сут}} = 390 \cdot 3 = 1170 \text{ м.}$$

Процесс крепления очистного забоя может сдерживать комбайн, уменьшая его теоретическую и техническую скорости. Производительность комбайна по процессу крепления $Q_{\text{кр}}$ (т / мин) определяется по формуле

$$Q_{\text{кр}} = m \cdot \gamma \cdot v_{\text{кр}} \cdot k_{\text{кр}}, \quad (2.9)$$

где $v_{\text{кр}}$ - скорость передвижения секций крепи, м / мин;

$k_{\text{кр}}$ - коэффициент, учитывающий устойчивость и обводненность пород почвы, принимаем в пределах 0,6 - 0,8.

Скорость передвижения секций зависит от конструктивных особенностей крепления, от числа операций и приемов, необходимых для ее эксплуатации.

Условиями применения механизированной крепи по фактору "устойчивость кровли" определяется неравенством

$$\frac{P}{F_{\text{оп}}} \leq q_n, \quad (2.10)$$

где P - нагрузка на крепления со стороны кровли, Н;
 $F_{\text{оп}}$ - площадь опоры секций, см²;
 q_n - несущая способность подошвы, Па.

Данные таблицы 2.2 соответствуют основной проектной схеме передвижения секций - последовательной, когда секции передвигаются одна за другой и снятия нагрузки происходит после того, как передвинута секция раскреплены между кровлей и подошвой.

$t_{\text{д}}$ - продолжительность вспомогательных операций на 1 м лавы, мин ..

Среднее время на крепление 1 м скамьи

$$t / \text{кр} = \frac{t_{\text{кр}}}{r_1 n_p n_m k_n}, \quad (3.10)$$

где $t_{\text{кр}}$ - затраты времени на крепление 1 м 2 (см. табл. 3.1);

r_1 - ширина заходки комбайна, м;

n_p - число рабочих, занятых на креплении лавы в одной точке;

n_t - количество точек из которых происходит одновременно крепление лавы;

k_n - коэффициент перевыполнения нормы выработки.

Пример 3.2. Определить элементы ряды, в которой выемки угля происходит комбайном. Режим работы скамьи трехсменный: две смены по добыче угля комбайном и одна - ремонтно-подготовительная. В смену вынимают одну полосу угля по всей длине лавы. После выемки угля в ту же смену выполняют крепления лавы в четырех точках одновременно. На каждой точке работает один рабочий. Мощность пласта 1,1 м; рабочая скорость подачи комбайна 1 м / мин .; скорость спуска комбайна 3 м / мин .; глубина врубая 0,9 м; высота этажа 120 м; над Откатчики штреком оставляют целики угля высотой 8 м, под вентиляционным штреком целиков не оставляют; ширина просеку 4 м, средняя плотность угля 1,3 т / м³; коэффициент извлечения угля 0,95; угол падения пласта 600; категория шахты по газу III.

Р е ш е н и е. Определяем время на крепление 1 м скамьи

$$t_{\text{кр}} = \frac{7,4}{0,9 \cdot 1 \cdot 4 \cdot 1,15} = 1,78 \times 7$$

Возможная длина комбайновой части лавы (3.9)

$$l_{\text{л}} = \frac{360 \cdot 30}{\frac{1}{1} + \frac{1}{3} + 1,78 + 0,2} = 100 \text{ м.}$$

При выемке угля комбайном емкость магазина должно соответствовать количеству угля, снятого с одной полосы по всей

Минимальное расстояние между магазином и линией забоя определяем по формуле

$$c / = \frac{260 \cdot 1,5}{60 \cdot 4 \cdot 1} = 1,63 \text{ м.}$$

$$\sin \delta = \frac{\sin \beta}{\sin \alpha} = \frac{\sin 38^\circ}{\sin 60^\circ} = \frac{0.615}{0.863} = 0.712; \delta = 450$$

При наличии водостоков R = 3.6 м.

Высота магазина

$$h_{\text{маг}} = \frac{1,63}{0,7} + \sqrt{\frac{121}{0,8 \cdot 1}} \cdot 3,6 \cdot 1 \cdot 4 = 7,08 \text{ м.}$$

Принимаем высоту магазина h маг = 8 м.

Ширину магазина определяем по формуле (3.4)

$$d_{\text{маг}} = \frac{1,63}{0,7} + \sqrt{\frac{121}{0,8 \cdot 1 \cdot 1}} \cdot 3,6 \cdot \frac{4}{1} = 7,08 \text{ м.}$$

Принимаем опережение магазинного уступа 7,2 м - кратное ширине крепления. Количество уступов на этаже

$$n_{\text{уст}} = \frac{133 \cdot (8+8) \cdot 3 \cdot 8 \cdot 4}{13,9 \cdot 13} = \frac{102}{13} \approx 7,3.$$

Длина уступа принимается равной четному числу метров. Принимаем 8 уступов, из них 5 высотой по 12 м и 3 высотой по 14 м.

Итак, высота этажа hп = 133 м будет состоять из пяти уступов по 12 м (60 м), трех уступов по 14 м (42 м), целиков над откатным (8 м) и под вентиляционным (8 м) штреками, просека (4 м), магазина (8 м) и высоты откатного штрека (3 м).

При выемке угля комбайном типа "Темп" длина лавы определяется по формуле

$$\ell_{\text{л}} = \frac{T \cdot t_{\text{пз}}}{\frac{1}{v_n} + \frac{1}{v_m} + t^{\text{кр}} + t_\delta}, \quad (3.9)$$

где v п - скорость подачи комбайна, м / мин .;

v м - скорость опускания комбайна, м / мин .;

t / кр - время на крепление 1 м лавы, мин .;

Таблица 2.2 Скорость крепления механизированных секций

показатели	1М 10 3	КД 90	М87 УМН	МТ	МК 75	1 МКМ	М88	МК 98	1У КП
Скорость передвижения секций, м / мин .:									
при слабо трещиноватых, а не обводненных породах	4,1	4,6	5,1	4,3	4,4	4,0	4,8	4,8	4,8
при трещиноватых, обводненных породах	2,0	2,3	2,5	2,1	2,6	2,8	2,4	2,4	2,9
допустимый сопротивление пород почвы пласта удавлению, МПа	3,5	1,9	3,0	1,9	0,8	1,1	2,8	3,2	0,9
Коэффициент готовности крепления	0,9	0,9	0,9	0,9	0,88	0,84	0,9	0,95	0,9

Если производительность комбайна по креплению окажется выше его теоретическую производительность, то это будет означать, что процесс крепление не будет сдерживать процесс извлечения. Опыт показывает, что при параллельной схеме передвижения секций, когда при одновременной работе нескольких пар рабочих по передвижению можно увеличить скорость крепления за комбайном в 1,5 - 1,8 раза по сравнению с данными табл..2.2.

2.1.2 Расчет производительности струговой установки

Теоретическую производительность струговой установки определяют по формуле

$$Q_{\text{т}} = h_{\text{с}} \cdot m \cdot c \cdot v \cdot c_{\text{у}}, \quad (2..11)$$

где h с - толщина стружки за один проход струги, м;

m с - часть мощности пласта, которая обрабатывается исполнительным органом струга, м;
 v с - скорость движения струга, м / мин ..

Конечно отжим позволяет интенсифицировать выемки угля стругом. Верхняя пачка пласта под воздействием опускания кровли обваливается и попадает на конвейер. Толщину этой пачки рекомендуется принимать не менее 5-10 см и не более высоты исполнительного органа струга. При таких условиях выемки теоретическая производительность струговой установки

$$Q_T = h \cdot c \cdot m \cdot v \cdot \gamma \quad (2.12)$$

где m в - выемочных мощность пласта с учетом обрушения верхней пачки угля, м.

Коэффициент машинного времени струга выше, чем у комбайна, и может быть доведен до 0,4-0,5. Тогда переменная производительность струговой установки $Q_{изм}$ (т) составит

$$Q_{изм} = 60 \cdot k \cdot m \cdot h \cdot c \cdot m \cdot v \cdot \gamma \cdot T \text{ см}, \quad (2.13)$$

где k м - коэффициент машинного времени;

T Зм- продолжительность смены, г.

Суточная эксплуатационная производительность струговой установки Q с (т) составляет

$$Q_c = \ell \cdot c \cdot m \cdot v \cdot \gamma \cdot h \cdot c \cdot n_c \quad (2.14)$$

где ℓ с - рабочая длина лавы, на которой выемки угля происходит стругом, м;

c - коэффициент извлечения угля;

h с - толщина стружки, м;

n с - количество рабочих ходов струга в сутки.

Рабочая длина лавы определяется по формуле

$$\ell_c = \ell_l - (\sum \ell_n + \sum \ell), \quad (2.15)$$

где ℓ_l - общая длина лавы, м;

$\sum \ell_n$ - суммарная длина ниш, м;

$\sum \ell$ - суммарная длина участков ряды, где уголь вынимают ручным, буровзрывным или иным способом, г..

значение ℓ_c , M в, γ , c для конкретного очистного забоя являются величинами практически неизменными, то для определения

r_1 - ширина полосы угля в забое уступа, м;

γ - средняя плотность угля в целике, т / м³;

c - коэффициент извлечения угля;

t - продолжительность времени сохранения угля в магазине (0,5-1,0 изменения), ч;

T - продолжительность смены, ч.

Количество уступов на этаже определяется по формуле

$$n_{уст} = \frac{H_n \cdot \sum h_u \cdot \sum h_{iu} \cdot h_{mag} \cdot h_n}{h_{уст}}, \quad (3.8)$$

3.1. Примеры расчета элементов систем разработки и очистного забоя крутого пласта

Пример 3.1. Рассчитать элементы системы разработки для пласта мощностью $m = 1$ м при выемке угля отбойными молотками. Шахта III категории по газу. Боковые породы пласта средней устойчивости. Уголь средней крепости. Коэффициент извлечения $c = 0,95$. В скамье принято трехсменный режим работы. Продолжительность смены $T = 6:00$. В течение двух смен происходит выемки угля, третья смена - ремонтно-подготовительная. Снимается полоса угля шириной $r_1 = 0,9$ м. Высота просеку (печи) $h_p = 4$ м. Под вентиляционным и над откатным штреками оставляют целики угля высотой $H_{ц} = 8$ м. Высота этажа $H_{п} = 133$ м. Высота откатного штрека 3 м, $t = 6$ г.
Решение. Высоту уступа исходя из норм выработки определяем по формуле (3.1)

$$h_{уст} = \frac{1,15 \cdot 1 \cdot 9,7}{0,8} = 13,9 \text{ м}$$

Вместимость магазина определяем по формуле (3.7)

$$Q_{mag} = \frac{(133 - 8 - 8 - 3 - 4) \cdot 0,9 \cdot 1,3 \cdot 1 \cdot 0,95 \cdot 6}{6} = 121 \text{ т.}$$

Для определения высоты магазина определяем суточная добыча угля из лавы

$$A_{сут} = (H_p - \sum h_{ц}) \cdot 2 \cdot r_1 \cdot \gamma \cdot m \cdot c = (133 - 16) \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 1,3 \cdot 1 \cdot 0,95 = 260 \text{ т.}$$

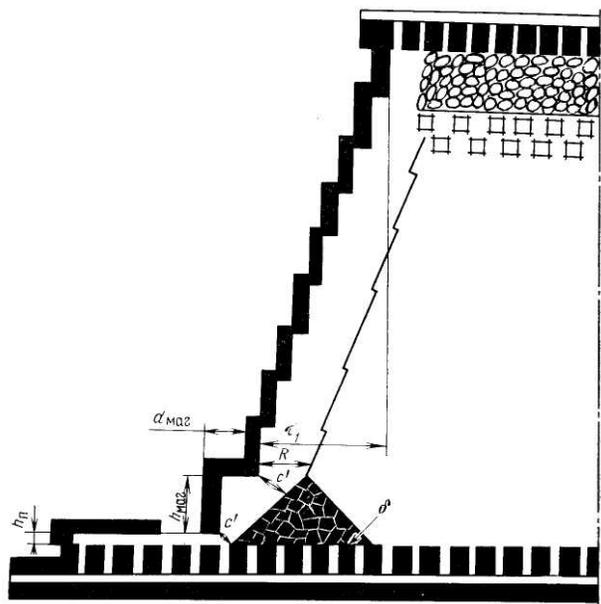


Рис. 3.1. Схема для расчета магазинного уступа

При наличии водостоков R равна расстоянию между забоем первого уступа и концом нижнего рештака. Когда рештаки отсутствуют, $R = \tau l / 2$ В скамье с прямолинейным забоем, когда есть только один магазинный уступ, $R = 0$; если комбайновая скамейка имеет два магазинных уступа, R равна величине опережения верхнего уступа (r_1 - общая растяжка уступов в лаве, она равна сумме опережения уступов)

Требуемая вместимость магазина зависит от длины лавы и организации работ в очистном забое и на транспорте.

Зависимость между вместимостью магазина, высотой этажа и время бронирования угля в магазине может быть выражена формулой

$$Q_{\text{маг}} = \frac{(H_n \sum h_u \sum h_{u'} h_n) r_1 \gamma_{\text{мст}}}{T} \quad (3.7)$$

где H_n - наклонная высота этажа, м;

$h_{ц}$ - длина целиков по падению пласта, м;

$h_{ш}$ - высота штреков по падению пласта, м;

эксплуатационной производительности по формуле (2.14) необходимо установить значение h_c и n_c .

Толщина стружки $h_c(M)$ зависит в основном от прочности угля, которая определяется сопротивляемостью угля резанию \bar{A} (кН / м). Для струговых рядов Донецко-Макеевского района Донбасса с $\bar{A} = 40 - 150$ кН / м толщину стружки можно определить с эмпирической формулы

$$h_c = \frac{6,84}{A - 15} - 0,01. \quad (2.16)$$

при расчетах производительности струговых установок, применяемых на углях и антрацитах с сопротивляемостью резанию до 180 кН / м, можно пользоваться формулой

$$h_c = 12,2 - 0,04 \bar{A}. \quad (2.17)$$

Количество рабочих ходов струга можно определить по формуле

$$n_c = \frac{(T_{\text{зм}} T_{\text{пз}}) k_p n_{\text{зм.д}}}{\sum t_c}, \quad (2.18)$$

где $T_{\text{см}}$ - продолжительность смены, мин .;

$T_{\text{пз}}$ - продолжительность подготовительно-заключительных операций, мин .;

k_p - коэффициент, учитывающий затраты рабочего времени;

$n_{\text{зм.д}}$ - количество изменений добычи угля в сутки;

$\sum t_c$ - затраты времени на один проход струга по лаве, мин.

На подготовительно-заключительные операции ежемесячно тратится 25-30 мин. коэффициент k_p , учитывающий неизбежные в условиях действующих шахт простой, можна принимать равным 0,75.

Затраты времени на проход струга по ряду оговариваются выполнением ряда операций и перерывами между ними

$$\sum t_c = t_o + t_v + t_{\text{тп}} \quad (2.19)$$

где t_v - время на выполнение основной операции (резка угля)

$$t_o = \frac{\ell_c}{v_c}, \quad (2.20)$$

t_v - продолжительность вспомогательных операций;

$$t_v = t_m + t_{\text{до}} + t_c + t_n \quad (2.21)$$

t_m, t_k, t_c, t_n - затраты времени соответственно на маневровые операции, на конечные операции, на замену рабочего инструмента и на ликвидацию неполадок в работе, мин.

Характер этих операций, их количество и продолжительность определяются конструктивными особенностями установок, схеме ее работы и горно-геологическими условиями в очистном забое. Так, при выемке угля стругом по челночной схеме маневровые операции отсутствуют, а при одностороннем извлечении маневровой операцией является холостых ход и тогда

$$t_m = \frac{\ell_c}{v_c}$$

Суммарные затраты времени на конечные операции определяются по формуле

$$t_k = 2t_{рев} + t_d + t_{пг}, \quad (2.22)$$

где $t_{рев}$, t_d , $t_{пг}$ время соответственно на остановку струга в конце скамьи и реверсирования, на перемещение конвейера и подтягивание опор домкратов передвигки конвейера и на перемещение приводных головок, мин.

Для определения величины t_d можно пользоваться формулой

$$t_d = \frac{t^1 h_c}{\ell_u}, \quad (2.23)$$

где t^1 - время на перестановку домкрата, мин.;

ℓ_u - длина выдвигного штока домкрата., г.

Время на перемещение приводных головок конвейера

$$t_{пг} = \frac{t^1 h_c}{\ell_n}, \quad (2.24)$$

где t^1 - время на перемещение приводной головки, мин.;

ℓ_n - расстояние, на которое при подвигании очистного забоя происходит перемещение приводных головок., г.

Затраты времени на замену изношенного режущего инструмента струга

$$t_c = \ell_{cm} + \gamma_{ch} zt_{г.}, \quad (2.24)$$

$$d_{маг} = \frac{c}{s \ln n} + \sqrt{\frac{Q_{маг}}{\gamma_1 m \operatorname{tg} \delta}} R \frac{h_n}{\operatorname{tg} \delta}, \quad (3.4)$$

где c - минимальное расстояние между магазином и линией забоя по максимально допустимой скорости вентиляционной струи, м

$$c / = \frac{A_{доб} q_в}{60 v_{max} m} \quad (3.5)$$

$A_{суг}$ - серебдньодобовий добыча ряды, т;

$q_в$ - необходимое количество воздуха на 1 т суточной добычи, м³ / мин.;

v_{max} - максимально допустимая скорость движения струи воздуха в очистном забое (4 м / с);

m - мощность пласта, м;

$Q_{маг}$ - необходимая емкость магазина, т;

γ_1 - масса 1 м³ угля в насыпи (0,8) т;

δ - угол уклона откоса магазина к линии простирания в плоскости пласта, который зависит от угла естественного откоса β и угла падения α (для угла $\beta = 34-400$ среднее значение - 380):

$$\sin \delta = \frac{\sin \beta}{\sin \alpha}; \quad (3.6)$$

R - расстояние между забоем первого уступа и верхней точкой магазина.

h_n - высота вентиляционного просеку (печи), г.

Таблица 3.1. Определение времени на отражение угля и крепления

Средняя мощность пласта, М	Затраты времени, минут			Коэффициент по расходам времени на крепление 1 м2, учитывающий состав комплекта крепления: стойки + горбыль + затяжки					
	На отражение 1 м2 отбойным молотком			3 + 1 + 0	3 + 2 + 0	3 + 1 + 3	3 2 3	2 2 7	3 2 14
	мягкое вугли-ля	Вугиль-сре-ди-про-чно-й-ости	проч-но-е-ву-вет-ви						
0,50	5,0	7,4	11,3	0,94	0,86	1,04	1,00	1,14	1,41
0,60	5,5	8,2	12,5						
0,70	6,1	9,1	13,9						
0,95	6,9	10,2	15,6						
1,18	7,7	11,3	17,3						
1,40	8,4	12,3	18,0						
1,60	9,0	13,3	20,3						
1,81	9,5	14,0	21,4						
2,00	10,0	14,8	22,6						

Высоту магазинного уступа $h_{\text{маг}}$ и опережение его по простиранию $d_{\text{маг}}$ при вийванни угля отбойными молотками можно определить из следующих формул (рис. 3.1)

$$h_{\text{маг}} = \frac{c}{\cos \delta} + \sqrt{\frac{Q_{\text{маг}} \text{tg} \delta}{\gamma_1 m}} \text{Rtg} \delta \quad h_n ; (3.3)$$

где z - удельные затраты резцов, шт. / т;
 t_p - время на замену одного резца, мин.

Время на ликвидацию неполадок при работе струговой установки зависит от ее надежности

$$t_n = \frac{\ell_c}{v_c} \left(\frac{1}{k_z} + 1 \right). (2.25)$$

Коэффициент эксплуатационной надежности установки k_g определяется по формуле

$$k_g = \frac{T_{\text{ср}}}{T_{\text{ср}} + \tau_{\text{ср}}}, (2.26)$$

где $T_{\text{ср}}$ - среднее время исправной работы между отказ, мин .;
 $\tau_{\text{ср}}$ - среднее время обновления (ликвидация отказа), мин ..

Технологические перерывы $t_{\text{тп}}$ включают обмене вагонеток на погрузочных пунктах и время на измельчение кусков породы и угля

$$t_{\text{тп}} = t_{\text{вб}} + t_{\text{вп}} = \ell_{\text{см}} v_{\text{ч}} h_{\text{с}} (\Delta t_{\text{об}} + \Delta t_{\text{ор}})$$

где $\Delta t_{\text{об}}$ - нормативные затраты времени на обмен вагонеток, мин. / т;
 $\Delta t_{\text{ор}}$ - нормативные затраты времени на измельчение кусков породы и угля, мин. / Т.

Окончательно эксплуатационная производительность струговой установки определяется из формул:

при двусторонней схеме выемки, без холостого хода

$$Q_c = \frac{\ell_c m_g \gamma_{\text{ч}} h_c (T_{\text{зм}} - T_{\text{пз}}) k_n n_{\text{змд}}}{\frac{\ell_c}{v_c k_z} + 2t_{\text{пев}} + h_c \left(\frac{t_{\text{д}^1}}{\ell_{\text{у}}} + \frac{t_{\text{п}^1}}{\ell_n} \right) + \ell_c m_g \gamma_{\text{ч}} h_c (zt_p + \Delta t_{\text{об}} + \Delta t_{\text{ор}})}, (2.27)$$

при односторонней схеме выемки, с холостым ходом

$$Q_c = \frac{\ell_c m_g \gamma_{\text{ч}} h_c (T_{\text{зм}} - T_{\text{пз}}) k_n n_{\text{змд}}}{\frac{\ell_c}{v_c} \left(\frac{1}{k_z} + 1 \right) + 2t_{\text{пев}} + h_c \left(\frac{t_{\text{д}^1}}{\ell_{\text{у}}} + \frac{t_{\text{п}^1}}{\ell_n} \right) + \ell_c m_g \gamma_{\text{ч}} h_c (zt_p + \Delta t_{\text{об}} + \Delta t_{\text{ор}})}, (2.28)$$

где ℓ с = 200 м - длина лавы;
 m в = 1,5 м - выемочная мощность пласта;
 γ = 1,3 т / м³ - средняя плотность угля;
 c = 0,95 - коэффициент извлечения угля;
 T с м = 360 мин - продолжительность смены;
 T п с = 25 мин - продолжительность подготовительно-заклучительных операций;
 k п = 0,75 - коэффициент, учитывающий потери рабочего времени;
 n изм д = 3 - число смен по добыче угля в сутки;
 v с = 36,8 м / мин. - скорость движения струга;
 k г = 0,85 - коэффициент готовности струговой установки;
 t рев = 0,15 мин - время на остановку струга в конце забоя и реверсирования;
 t 1д = 1,5 мин - время на перестановку домкрата;
 ℓ ш = 0,75 м - длина выдвижного штока домкрата;
 t 1п г = 15 мин - время на перемещение приводных головок;
 ℓ п = 0,25 м - расстояние перемещения приводных головок;
 z = 0,01 шт / т - удельные затраты резцов;
 t р = 3 мин - продолжительность замены одного резца;
 Δt в б = 0,162 мин / т - время на обмен вагонеток;
 Δt в р = 0,075 мин / т - время на измельчение кусков породы и угля;
 \bar{A} = 130 кН / м - средняя сопротивляемость угля резанию.

Выемка угля в лавы происходит по двусторонней схеме, без холостого хода.

Р е ш е н и е.

Из формулы (2.17) определяем толщину стружки

$$h_c = 12,2 - 0,04 \cdot 130 = 7 \text{ см} = 0,07 \text{ м}$$

Из формулы (2.13) определяет переменную производительность струговой установки

$$Q_{с м} = 60 \cdot 0,4 \cdot 0,07 \cdot 1,5 \cdot 36,8 \cdot 1,3 \cdot 6 = 723 \text{ т}$$

Суточная нагрузка на струговую установку при трехсменном режиме работы

комбайна по горно-геологическим причинам невозможно, выемки угля следует производить отбойными молотками.

Высота уступа в этом случае зависит от производительности труда рабочего очистного забоя и числа рабочих, занятых в одном уступе. Она может быть рассчитана исходя из норм выработки или времени, которое тратится на единицу работы (на 1 м²)

Высоту уступа по норме выработки можно определить по формуле

$$h_{уст} = \frac{k_n n N_{вир}}{r_1}, \quad (3.1)$$

где k п - коэффициент перевыполнения нормы выработки (1,1 - 1,15)

n - число рабочих в одном уступе;

N вир - норма выработки рабочего очистного забоя в сутки

на отражение и крепления, м²;

r_1 - ширина крепления - расстояние между рядами крепления по простиранию, м.

Высота уступа по затратам времени

$$h_{уст} = \frac{n(T - t_{пз}) - t_{вид} (c_{с} - 1) r_1 k_o k_k}{r_1 (t_{вид} + t_{кр}) k_o}, \quad (3.2)$$

где T - продолжительность смены, мин .;

t п из - время на подготовительно-заклучительные операции (30 мин);

t от - время на отражение 1 м², мин .;

c_o - отношение времени, которое тратится на вырубку 1 м² в углу, к времени, затрачиваемого на вырубку 1 м² на последней части уступа;

k_o - коэффициент, учитывающий время на отдых ($k_o = 1.1$)

h к - высота угла, м;

t кр - время на крепление 1 м², мин ..

значения величин t от и t кр приведены в табл.3.1.

$J_p = J_{\text{дел}}$

$$J_{\text{дел}} = \frac{q_{\text{дел}} A_n}{1440},$$

где $q_{\text{дел}}$ - относительная метанообильность пласта, м³ / т;

$K_{\text{дел}}$ - коэффициент, учитывающий утечки воздуха через выработанное пространство;

S в ч. Мин - минимальная площадь поперечного сечения призабойного пространства очистной выработки в просвете, м²;

V_{max} - максимально допустимая по ПБ скорость воздуха в очистном забое, м / с.

Окончательное нагрузки на очистной забой в заданных или принятых условиях принимается наименьшее из рассчитанных:
по выемочной машине (комплекса);
по нормативу нагрузка на очистной забой;
по газовому фактору.

2.4. Контрольные вопросы для самопроверки знаний

1. Параметры теоретической производительности узкозахватными комбайна.
2. Определение реальной скорости подачи комбайна.
3. Понятие о удельные энергзатраты на разрушение угля.
4. Коэффициенты технического и эксплуатационного использования комбайна.
5. Теоретическая производительность струговой установки.
6. Коэффициент машинного времени струга.
7. Толщина стружки и число рабочих ходов струга

3. Расчет элементов забоя и выбор механизации очистных работ в рядах крутых пластов

Для механизированного выемки угля в рядах крутых пластов используются комбайну комплекты, комплексы, щитовые агрегаты с деревянным или металлическим креплением. Основными критериями для выбора типа машины является устойчивость боковых пород и мощность угольного пласта. В тех случаях, когда подобрать тип

$$Q_c = 723 * 3 = 2168 \text{ т}$$

Эксплуатационную суточную производительность установки определяем по формуле (2.28)

$Q_c =$

$$\frac{200}{36,8} + 2 \cdot \frac{1,5}{0,85} + 0,07 \left(\frac{1,5}{0,75} + \frac{15}{0,25} \right) + 200 \cdot \frac{1,3}{0,01} \cdot \frac{0,95}{3 + 0,162 + 0,075} = 1090 \text{ т}$$

—×

времени не превышает 0,2 - 0,25.

2.2 Нормативная нагрузка на очистной забой

Нормативы нагрузки на очистной забой определены с учетом геологических и технических условий выемки угля. При разработке нормативов принято хрупкое угля с плотностью в массиве 1,3 т / м³; залегания пластов горизонтальное при отсутствии осложняющих ведение горных работ горно-геологических факторов (геологических нарушений, сложности гипсометрии и т.п.); режим работы - три-часовых смены по выемке угля.

В условиях, если хоть один фактор отличается от принятых для норматива, нагрузка пересчитывается по формуле

$$Q_n = (Q_v + q \Delta l) \frac{T_{\text{зм}} n_{\text{зм}}}{1080} \cdot \frac{\gamma}{1,3} \cdot k_{\text{т}}, \quad (2.29)$$

где Q_v - нормативная нагрузка (табличное) на очистной забой, т / сут

Если мощность пласта отличается от табличного значения, реальная нагрузка корректируется интерполяцией по формуле

$$Q_v = Q_1 + \frac{m_1 - m}{m_2 - m} (Q_2 - Q_1), \text{ т}, \quad (2.30)$$

где m_2, m_1 - соответственно ближайшее больше и меньше значения мощности пласта, м;

$Q_2; Q_1$ - табличное значение нормативных нагрузок, соответствующих данным мощностям пласта, т / сут;

q - поправка к нормативной нагрузке при изменении длины очистного забоя Δl на 1 м; если длина забоя больше указанную в таблицах, поправка принимается со знаком плюс, если меньше - со знаком минус; если длина очистного забоя превышает предельное значение, указанное в таблицах для соответствующих условий, норматив нагрузки определяется исходя из предельного значения длины очистного забоя;

Δl - разница длины очистного забоя, которая рассчитывается и указанной в таблицах;

n с м - число смен добычи угля в сутки;

T с м - продолжительность смены, мин. (360)

γ - реальная плотность угля в массиве, т / м³;

k г г - коэффициент уменьшения норматива нагрузки на очистной забой со сложными горно-геологическими условиями; определяется как произведение всех коэффициентов уменьшения норматива нагрузки из причин действия отдельных усложняющих горно-геологических факторов, но не ниже 0,25.

При работе в очистном забое двух комбайнов применяют следующие значения поправочного коэффициента: при мощности пласта 0,8 - 1,2 м - 1,3; 1,21-1,6 м - 1,2; 1,61-3,2 м - 1,1.

При расчетах норматива нагрузки на комплексно-механизированные очистные забои в зависимости от срока эксплуатации механизированного крепления принимаются следующие поправочные коэффициенты: 0,9 - при эксплуатации крепления 1-2 года; 0,85 - при эксплуатации крепления более 2-х лет.

Ниже представлены нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные комбайнов и струговыми комплексами.

2.3. Нагрузка на очистной забой по газовому фактору

Разработка угольных пластов сопровождается выделением газа метана из пласта угля, боковых пород и смежных пластов (спутников). Правила безопасности допускают ведение очистных работ при наличии метана в исходящей из участка струи не более 1%. Уменьшить концентрацию метана можно двумя путями: увеличением количества свежего воздуха, подаваемого в шахту; изъятием метана по источникам его поступления, минуя очистной забой.

Количество свежего воздуха, подаваемого в шахту, ограничивается небольшой плоскостью сечения при забойного пространства и предельно допустимой Правилами безопасности скоростью движения воздуха вдоль лавы.

Второй путь уменьшения содержания метана в исходящей струе предусматривает дегазацию пласта и его спутников с выводом газа на поверхность по дегазационных трубопроводам, увлажнения пласта, применение прямоочной с хеми проветривания, разбавление метана пидсвижающим струей воздуха.

Для определения допустимой нагрузки на очистной забой по газовому фактору предварительно выполняют расчеты по прогнозу метанообильности выработок или используют данные по абсолютной и относительной метанообильности угольного пласта.

Определенное предварительно наименьшее значение нагрузки по производительности выемочного машины и нормативного табличного проверяют по газовому фактору по формуле

$$A_{\max} = A_{\text{г}} \cdot J_{\text{р}} - 1,67 \left[\frac{Q_{\text{р}} (C - C_0)}{194} \right]^{1,93} \text{ Т / сут (2.31)}$$

где $A_{\text{р}}$ - расчетная нормативная нагрузка на очистной забой, т / сут;

$Q_{\text{р}}$ - расход воздуха для вентиляции очистного забоя, м³ / мин .;

$J_{\text{р}}$ - абсолютная метанообильность пласта, м³ / мин .;

C и C_0 - соответственно допустимые концентрации метана на свежем и выходном струи воздуха в очистном забое, %

Для схем проветривания типа 3-В

$$Q_{\text{р}} = Q_{\text{оч. max}} \cdot K_{\text{дел}}$$

$$Q_{\text{в ч. Max}} = 60 S_{\text{в ч min}} \cdot V_{\text{max}}$$

Таблица 2.18. Норматив нагрузки на очистной забой, оборудованный стругом УСТ - 2 А с креплением МКС

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопротивляемость угля резанию, кН. / м	Нагрузка на забой при устойчивой кровле, т / сут.	Нагрузка на забой при кровле средней устойчивости, т / сут.
Пологие пласты, Длина очистного забоя 150 м, подошва - от средней устойчивости к устойчивой	0,55	100	- / -	350/290
		150	- / -	260/220
	0,7	100	560/470	430/360
		150	420/350	320/270
	1,0	100	740/620	560/470
		150	550/460	430/360

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 0,5 т / сут при устойчивой кровле и на 0,4 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 100 м, то норматив нагрузки уменьшается на 1,0 т / сут при устойчивой кровле и на 0,8 т / сут при кровле средней устойчивости.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки вводится поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.3. Нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексами "Донбасс", КМ103, КД80, МКД90 с комбайнами 1К101, К103, КА80, КА90

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сутки	Нагрузка на очистной забой с кровлей средней устойчивости, т / сутки
Пологие и	0,8	430	450
наклонные	0,9	660	550
пласты; длина	1,0	760	610
забоя 150 м	1,1	870	690
сопротивляемость	1,2	970	770
пласта резке до 250кН / м;			
подошва - от средней до крепкой прочной			

Примечания.

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 180 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 2,5 т / сут при устойчивой кровле и на 2,0 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 120 м, то норматив нагрузки уменьшается со счета 2,0 т / сут при сток кровли и 1,5 т / сут припокрывли средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 150 до 120 м
3. При слабых породах подошвы в расчет нагрузки надо вводить поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.4. Нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексом 1КМ97Д с комбайном 2К-52м

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой с кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие и наклонные пласты; длина очистного забоя 150 м сопротивляемость пласта резке до 250 кН / м; подошва - от средней до крепкой	0,7	500	450
	0,9	710	610
	1,0	800	650
	1,1	900	700
	1,3	1130	810

Примечания:

1 Если длина очистного забоя увеличивается до 180 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 2,5 т / сут при устойчивой кровле и на 2,0 т / сут при кровле средней устойчивости.

2. Если длина очистного забоя уменьшается до 120 м, то норматив нагрузки уменьшается с учета 2,0 т / сут при устойчивой кровли и 1,5 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 150 м до 120 м.

3. При слабых породах подошвы в счет норматива надо вводить поправочный коэффициент 0,7.

Таблица 2.17. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные стругами УСВ с механизированной крепью 1 мкс

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопротивляемость угля резанию, кН. / м	Нагрузка на забой пристийкий кровли, т / сут	Нагрузка на забой при кровле средней устойчивости, т / сут.
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, подошва - от средней до крепкой	1,1	100	1200	1000
		150	1060	880
		200	970	81
	1,4	250	830	690
		100	1370	1140
		150	1130	930
		200	960	800
		250	830	690
		100	1620	1350
	1,9	150	1270	1060
		200	980	820
		250	840	700

Примечания: см. Табл..2.16.

Таблица 2.16. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные стругами УСВ с механизированной крепью 1МК97Д

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопrotивляемость угля резанию кН / м	Нагрузка на забой с устойчивой кровлей, т / сут.	Нагрузка на забой с кровлей средней устойчивости, т / сут.
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, подошва - от средней устойчивости до устойчивой	0,9	100	1050	850
		150	950	780
		200	830	690
	1,3	250	710	590
		100	1300	1080
		150	1080	900
		200	920	770
		250	780	650

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 1,2 т / сут при устойчивой кровле и на 0,9 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 100 м, то норматив нагрузки уменьшается на 1,2 т / сут при устойчивой кровле и на 0,9 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 150 до 100 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки вводится поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.5. Нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексами 1КМ-97Д с комбайном 1К-101У

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой с кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие и наклонные пласты, длина очистного забоя 150 м, сопротивляемость угля резанию до 250 кН / м, подошва - от средней до крепкой	0,7	500	450
	0,9	710	610
	1,0	800	660
	1,1	900	700
	1,3	1130	810

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 180 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 2,5 т / сут при устойчивой кровле и на 2,0 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 120 м, то норматив нагрузки уменьшается со счета 2,0 т / сут при устойчивой кровли и 1,5 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 150 до 120 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки надо вводить поправочный коэффициент 0,7.

Таблица 2.6. Нормативы нагрузки на очистные забой, оборудованы комплексами 1КМ-97Д с комбайном МК-67

Условия, для которых визначено норматив	Мощность пласта, м	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой с кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, сопротивляемость угля резанию до 300 кН / м, подошва- от средней до крепкой	0,8	550	450
	0,9	650	550
	1,0	750	600
	1,1	860	670

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 180 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 2,0 т / сут при устойчивой кровле и на 1,5 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 120 м, то норматив нагрузки уменьшается со счета 1,5 т / сут при устойчивой кровли и 1,0 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 150 до 120 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки нужно вводить поправочный коэффициент 0,7.

Таблица 2.15. Норматив нагрузки на очистной забой, оборудованный стругом СН75 с креплением 1мкс

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопротивляемость угля резанию, кН. / М	Нагрузка на забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на забой с кровлей средней устойчивости, т / сут.
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, подошва - от средней до крепкой	1,1	150	1080	900
		200	940	780
	1,4	250	790	660
		300	700	580
		150	1200	1000
		200	1000	860
		250	890	740
		300	770	640

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 1,0 т / сут при устойчивой кровле и на 0,7 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 100 м, то норматив нагрузки уменьшается на 1,2 т / сут при устойчивой кровле и на 0,9 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 150 до 100 м ..
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки вводится поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.14. Нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные стругом СН75 с креплением 1МК97Д, МК87

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопротивляемость угля резанию, кН. / М	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой с кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, подошва - от средней до крепкой	0,7	150	920	770
		200	800	670
		250	680	570
	1,0	300	580	480
		150	1000	840
		200	870	730
		250	730	610
		300	650	540
		150	1140	950
	1,3	200	580	820
		250	840	700
		300	720	600

Примечания:

1. Если длина очистного забоя уменьшается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 150 м. норматив нагрузки увеличивается на 1,0 т / сут при устойчивой кровле и на 0,7 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 100 м, то норматив нагрузки уменьшается на 1,2 т / сут при устойчивой кровли и 0,9 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 150 до 100 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки вводится коэффициент 0,8.

Таблица 2.7. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексами КМ-87 с комбайнами 1К 101У

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой с кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие и наклонные пласты, длина очистного забоя 170 м, сопротивляемость угля резанию до 250 кН / м, подошва - от средней до крепкой	1,1	920	780
	1,2	970	860
	1,3	1140	960

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 170 м норматив нагрузки увеличивается на 3,5 т / сут при устойчивой кровле и на 2,5 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 140 м, то норматив нагрузки уменьшается из расчета 2,5 т / сут при устойчивой кровли и 1,5 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины от 170 до 140 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки надо вводить поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.8. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексами КМ-87 с комбайном ГШ-68

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой и кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие и наклонные пласты, длина очистного забоя 170 м, сопротивляемость угля резанию до 350 кН / м, подошва -от средней до крепкой	1,0	800	750
	1,1	900	800
	1,2	1000	900
	1,3	1100	1000
	1,5	1260	1110
	1,7	1350	1240
1,9	1500	1370	

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 170 м норматив нагрузки увеличивается на 4,0 т / сут при устойчивой кровле и на 3,0 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 140 м, то норматив нагрузки уменьшается из расчета 3,0 т / сут при устойчивой кровле и 2,5 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 170 до 140 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки надо вводить поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.13. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные стругом СО75 и креплением 1мкс

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопротивляемость угля резанию, кн. / М	Нагрузка на забой при устойчивой кровли, т / сут	Нагрузка на забой при кровле средней устойчивости, т / сут
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, подошва - от средней до крепкой	1,1	100	1150	960
		150	1030	860
		200	880	730
	1,4	250	740	620
		100	1300	1100
		150	1100	920
		200	940	780
		250	800	670

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 150 м норматив нагрузки увеличивается на 1,2 т / сут при устойчивой кровле и на 0,9 т / сут при кровле средней устойчивости
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 100 м, то норматив нагрузки уменьшается на 1,4 т / сут при устойчивой кровле и на 1,0 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины очистного забоя от 150 до 100 м
3. При слабом породах подошвы в расчет норматива нагрузки вводится поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.12. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные стругом СО75 и креплением 1МК97Д

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопrotивляемость угля резанию, кН / м	Нагрузка на забой при устойчивой кровле, т / сут	Нагрузка на забой с кровлей средней устойчивости, т / сут	
Пологие пласты, длина очистного вибoя 150 м, подошва - от средней до крепкой	0,7	100	840	700	
		150	760	670	
		200	700	580	
		250	600	500	
	1,0	100	1080	900	
		150	950	800	
		200	820	680	
		250	700	590	
		1,3	100	1250	1040
			150	1050	880
			200	890	740
			250	740	620

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 1,2 т / сут при устойчивой кровле и на 0,9 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 100 м, то норматив нагрузки уменьшается на 1,4 т / сут при устойчивой кровле и на 1,0 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины очистного забоя от 150 до 100 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки надо ввести поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.9. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексами КМ-87 с комбайном ГШ-68

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой и кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, сопротивляемость угля резанию до 350 кН / м, подошва - от средней до крепкой	1,2	1050	950
	1,3	1150	1060
	1,5	1320	1150
	1,7	1400	1270
	1,9	1550	1390

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 180 м, то на каждый метр длины забоя после 150 г. норматив нагрузки увеличивается на 4,0 т / сут при устойчивой кровле и на 3,0 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 120 м, то норматив нагрузки уменьшается из расчета 3,0 т / сут при устойчивой кровле и 2,5 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя вид 150 до 120 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки надо ввести поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.10. Норматив нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексами КМ-87 с комбайном 2К-52

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопrotивляемость угля резанию, кН. / М	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой и кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие пласты, длина очистного забоя 150 м, подошва - от средней до крепкой	1,1	200 -300	1050 - 980	900 - 850
	1,3	200 -300	1200 - 1160	980 - 930
	1,5	200 -300	1280 - 1200	1080 - 1020
	1,7	200 -300	1350 - 1270	1150 - 1080
	1,9	200 -300	1500 - 1390	1270 - 1150

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 180 м, то на каждый метр длины забоя после 150 м. норматив нагрузки увеличивается на 4,0 т / сут при устойчивой кровле и на 3,0 т / сут при кровле средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 120 м, то норматив нагрузки уменьшается из расчета 3,0 т / сут при устойчивой кровли и 2,0 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины от 150 до 120 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива надо ввести поправочный коэффициент 0,8.

Таблица 2.11. Нормативы нагрузки на очистные забои, оборудованные комплексами КМ-87 с комбайнами 2К-52 М

Условия, для которых определены норматив	Мощность пласта, м	Сопrotивляемость угля резанию, кН. / М	Нагрузка на очистной забой с устойчивой кровлей, т / сут	Нагрузка на очистной забой с кровлей средней устойчивости, т / сут
Пологие и наклонные пласты, длина очистного забоя 170 м, подошва - от средней до крепкой	1,1	200 - 300	980 - 900	860 -800
	1,3	200 - 300	1080 - 1010	920 -860
	1,5	200 - 300	1240 -1150	1020 -980
	1,7	200 - 300	1300 -1200	1120 -1020
	1,9	200 - 300	1420 -1300	1230 -1110

Примечания:

1. Если длина очистного забоя увеличивается до 200 м, то на каждый метр длины забоя после 170 м норматив нагрузки увеличивается на 4,0 т / сут при устойчивой кровле и на 3,0 т / сут при кровли средней устойчивости.
2. Если длина очистного забоя уменьшается до 140 м, то норматив нагрузки уменьшается из расчета 3,0 т / сут при устойчивой кровли и 2,0 т / сут при кровле средней устойчивости на каждый метр длины забоя от 170 до 140 м.
3. При слабых породах подошвы в расчет норматива нагрузки надо ввести поправочный коэффициент 0,8.