

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

до випускної кваліфікаційної роботи
освітньо-кваліфікаційного рівня **бакалавр**

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Скласти проект відробки виймальної ділянки
пл. к8 ш. "Карбоніт" ДП «Первомайськвугілля»
з детальною розробкою основного питання:
"Вибір раціонального способу охорони діляничних виробок"**

Виконав: студент групи Гір-17д Колякіна А.С.

.....
(підпис)

Керівник: Філат'єв М.В.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

“ _____ ” _____ 2021 року

**З А В Д А Н Н Я
НА ДИПЛОМНУ РОБОТУ СТУДЕНТУ**

Колякіній Аліні Сергіївні

1. Тема роботи: «Скласти проект відробки виймальної ділянки пл. к8 ш. «Карбоніт» ДП «Первомайськвугілля» з детальною розробкою основного питання: "Вибір раціонального способу охорони діляничних виробок».
Керівник роботи: Філат'єв Михайло Володимирович, доц.,
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень):
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Паспорт виймання вугілля, кріплення та управління покрівлею у лаві.
 3. Паспорт проведення та кріплення підготовчої виробки.
 4. Спеціальна частина проекту.

6. Консультанти розділів проекту

Розділ	Прізвище, ініціали та посада консультанта	Підпис, дата	
		завдання видав	завдання прийняв

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проекту	Строк виконання етапів проекту	Примітка
1	Геологія родовища	10.05.21-12.05.21	
2	Границі та запаси шахтного поля	13.05.21	
3	Розробка основних напрямків проекту	14.05.21	
4	Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти	15.05.21-16.05.21	
5	Розкриття, підготовка та система розробки	17.05.21-22.05.21	
6	Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення виробки	23.05.21-31.05.21	
7	Охорона праці	01.06.21	
8	Спеціальна частина	02.06.21-09.06.21	

Студент _____

Колякіна А.С.

Керівник проекту _____

Філатьєв М.В.

РЕФЕРАТ

Дипломний проект містить: 79 стор., 16 рис., 26 табл., 4 аркуша графічної частини.

Об'єкт проектування: гірничі роботи шахти "Карбоніт" ДП "Первомайськвугілля".

Ціль дипломного проектування – розробка проект відробки виймальної ділянки.

Методи: розрахунок, техніко-економічне обґрунтування.

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розраховані запаси вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання вибору системи розробки, а також механізації очисних і підготовчих робіт. Розроблено паспорт виймальної ділянки та проведення штреку по пласту k₈. Зроблено розрахунки параметрів провітрювання виїмкової ділянки та дільничного транспорту. В основній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу охорони дільничних виробок .

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Карбоніт" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ШАХТА, РОЗКРИТТЯ, СИСТЕМА РОЗРОБКИ, МЕХАНІЗАЦІЯ, ТРАНСПОРТ, БОРОТЬБА З ПИЛОМ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

Зміст

РЕФЕРАТ	4
ВСТУП	6
1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	7
1.1 Геологія родовища	7
1.2 Границі і запаси шахтного поля	10
2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ	14
2.1 Розробка основних напрямків проекту	14
2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи	15
2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів	19
2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок	26
2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k₈	26
2.4.2 Паспорт проведення та кріплення ярусного конвеєрного штреку пл. k₈⁶	36
2.4.3 Транспорт на дільниці	45
2.4.4 Провітрювання ділянки	46
2.4.5 Енергопостачання дільниці	58
2.5 Охорони праці	61
2.6 Спеціальна частина	62
ВИСНОВКИ	78
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	79

ВСТУП

Вугільна промисловість – одна з базових галузей енергетики України – представлена як державними, так і приватними підприємствами. Станом на 01.01.2020 р. на території України налічувалось 482 діючих шахти, 95 з яких відносяться до державних та 387 – недержавні.

Фактичні обсяги видобування за 2016 р. не покрили внутрішню потребу України у вугіллі, що спричинило ріст імпортованого вугілля на 7%, ніж у попередній рік.

Після окупації Донбасу, де зосереджено більшість вугледобувних підприємств України, видобуток значно знизився. У 2015 році всього було видобуто 39,7 млн тонн кам'яного вугілля, у 2016-му – 40,9 млн тонн, у 2017-му – 34,9 млн, у 2018-му – 33,3 млн, у 2019-му – 31,2 млн.

Розташування значної частини вугледобувних підприємств у зоні АТО спричинює перешкоди у реформуванні галузі. Так, станом на 01.07.2017 р. 131 підприємство державного сектору економіки визначено як таке, що знаходиться на території, де державні органи влади не здійснюють свої повноваження.

При цьому рівень видобутку вугілля приватними шахами набагато вище. Для порівняння: торік державні шахти видобули 2,7 млн тонн енергетичного вугілля і 0,8 млн тонн коксу, а приватні – 22,2 млн і 5,5 млн тонн відповідно.

Тим не менш, з метою комплексного вирішення існуючих проблем галузі та підвищення ефективного використання потенціалу у 2017 р. була затверджена нова Концепція реформування та розвитку вугільної промисловості на період до 2025 року. Реформи галузі направлені більше всього на використання сучасних та прогресивних методів проектування і управління гірничими підприємствами.

У зв'язку з вищесказаним, усе більшого значення набуває вибір раціональних технологічних рішень в області гірничого проектування: способів підготовки шахтних полів, систем розробок, технологічних схем ведення очисних і підготовчих робіт, способів охорони підготовчих виробок

Дійсний дипломний проект, метою якого є розробка проекту військової дільниці в умовах шахти "Карбоніт", виконаний на основі реальних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов. Обсяг розв'язуваних у проекті задач відповідає вимогам виданого завдання.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

1.1 Геологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Адміністративно шахта "Карбоніт" розташована в селищі Карбоніт Золотівської міськради Луганської області і входить до складу ДП "Первомайськвугілля".

Шахта знаходиться в 9 км в північно-східному напрямку від м. Попасна і в 12 км від м. Первомайськ.

Шахта поєднана під'їзним залізничним шляхом з залізничною станцією Світланове, яка розташована в 3 км на захід від шахти на основній магістралі Шипилове-Ниркове і асфальтовою дорогою з шосе Гірськ-Первомайськ.

Електропостачання здійснюють Сергівські електричні мережі ВАТ "Луганськкобленерго".

Джерелом господарчо-питного та протипожежного водопостачання являється Карбонітський майданчик водопровідних споруджень.

Гірнична маса відправляється на збагачувальні фабрики "Гірська" та "Михайлівська". Після збагачення вугілля використовується в енергетичних цілях.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові шахтного поля приймають участь кам'яновугільні породи палеогенового та четвертинного віків.

На більшій частині ділянки є виходи корінних порід на поверхню, які перекриті незначним шаром четвертинних відкладень потужністю від 2 до 4 м. Північна частина ділянки покрита палеогеновою товщею порід потужністю від 10 до 30 м і представлена кольоровими глинами і пливунами.

Короткі відомості про стратиграфію і літологічний склад родовища приведені в табл. 1.1.

Таблиця 1.1 – Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Маркуючі горизонти
		пісковик	алевроліт	аргіліт	вугілля	вапняк		
		$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$	$\frac{м}{\%}$		
C ₃ ¹	580	$\frac{149,6}{25,8}$	$\frac{228,5}{39,4}$	$\frac{189,1}{32,6}$	$\frac{1,2}{0,2}$	$\frac{11,6}{2,0}$	N ₁ , N ₂ , N ₃	
C ₂ ⁷	386	$\frac{152,5}{39,5}$	$\frac{118,1}{30,6}$	$\frac{84,1}{21,8}$	$\frac{6,9}{1,8}$	$\frac{24,4}{6,3}$	m ₃ M ₄ , M ₆ , M ₈ , M ₁₀ , M ₃	
C ₂ ⁶	225	$\frac{74,2}{33,0}$	$\frac{83,2}{37,0}$	$\frac{46,3}{20,6}$	$\frac{7,9}{3,5}$	$\frac{13,4}{5,9}$	l ^h ₈ , l ₆ , l ₃ , l ₂ , l ₁	L ₁ , L ₂ , L ₃ , L ₄ , L ₅ , L ₆
C ₂ ⁵	335	$\frac{144,0}{43,0}$	$\frac{80,7}{24,1}$	$\frac{87,1}{26,0}$	$\frac{8,4}{2,5}$	$\frac{14,8}{4,4}$	k ^B ₈ , k ₃	K ₁ , K ₂ , K ₃ , K ₄ , K ₈ , K ₉

1.1.2.2 Тектоніка

В геологічному відношенні шахта розташована на північному крилі Петро-Мар'ївської синклінали, яка являється складовою частиною Артемівської котловини.

В центральній частині ділянки простягання порід південно-східне, на заході переходить в північно-східне, на сході в південне. Кути падіння порід коливаються від 13 до 45°.

В центральній частині шахтного поля проходить крупна флексурна складка з пологим західним крилом і крутим східним крилом з падінням до 45-50°. До крутого крила складки по пл. l_8^H , l_3 , l_2' приурочена зона мілкоамплітудних порушень типу насувів з амплітудою від 0,5 до 2 м. Порушення розташовані паралельно напрямку флексурної складки. По пл. m_3 в напрямку вісі складки проходить насув з амплітудою від 4 до 15 м, яка збільшується з глибиною. Флексурна складка з приуроченими до неї порушеннями практично непереходима очисними роботами.

Шахтне поле пересікають такі порушення (з північного заходу на південний схід):

насув Карбонітський II: $h = 10$ м, азимут падіння 160°, кут падіння зміщувача = 30°;

насув Карбонітський: $h = 1,25$ м, азимут падіння 180°, кут падіння зміщувача = 25°;

насув Східний: $h = 20$ м, азимут падіння 180°, кут падіння зміщувача = 40°;

Західніше стовбура № 4 є ряд диз'юнктивних порушень з амплітудою 0,5-2,5 м.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочого вугільного пласту надана в табл. 1.2.

Таблиця 1.2 – Характеристика робочого вугільного пласту

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Будова	Витриманість
	Загальна	Корисна		
	Від – до середня	Від – до середня		
k^B_8	$\frac{0,80 - 0,90}{0,85}$	$\frac{0,75 - 0,85}{0,80}$	складна	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля пластів відноситься до газових. Характеристика якості вугілля наведена в табл. 1.3.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля

Індекс пласту	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність A^{daf} , %	Вологість W_t^r , %	Сірчаність S_t^d , %	Вихід летючих речовин V^{daf} , %	Вища теплотворна спроможність Q_B^{daf} , ккал/кг	
k^B_8	21	4,4	4,4	40	8079	ДГ

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Поверхня ділянки розташована на лівому схилі ріки Камишеваха і представляє степову слабохвилясту рівнину, перерізану балками, що впадають в пойму ріки Камишеваха, яка в свою чергу впадає в річку Лугань. Максимальна висотна відмітка + 254 м, мінімальна + 112 м.

Підземні води пов'язані з відкладеннями четвертинного, третинного і кам'яновугільного віків.

Водоносні горизонти приурочені, головним чином, до вапняків, рідше до пісковиків. В обводненні гірничих виробок приймають участь пісковики m_3SM_4 , M_1SM_2 , $l^H_8SM_1$, $L_7Sl^H_8$, $L_1Sl^l_1$, K_9Sk_8 , K_7SK_8 , K_6Sk_6 , K_3SK_4 і вапняки M_3 , M_1 , L_7 , L_1 , K_9 , K_7 .

Хімічний склад шахтної води: сухий залишок – 2,8 г/л; рН – 8,1; загальна жорсткість – 12 мг-екв/л; вміст хлоридів – 610 мг/л; вміст сульфатів – 1050 мг/л.

Води хлоридно-гідрокарбонатно-сульфатно-натрієвого складу з мінералізацією 0,92 г/л.

Фактичні водопритоки в шахту складають:

$$Q_{\text{норм}} = 115 \text{ м}^3/\text{год};$$

$$Q_{\text{макс}} = 120 \text{ м}^3/\text{год}.$$

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Категорія шахти за газом – надкатегорійна.

Категорія шахти по пилу – небезпечна.

Вугільні пласти безпечні по раптовим викидам вугілля і газу, безпечні по гірським ударам, не схильні до самозаймання.

Відносна газообільність шахти – 20,7 м³/т, абсолютна – 3,8 м³/хв.

Природна газоносність пл. m_3 складає 0,3-5 м³/т (середня 2,1 м³/т).

Природна газоносність пл. k^B_8 складає 5-15 м³/т (середня 10 м³/т).

Кут падіння пластів складає 13-15°.

Проходження гірничих виробок по вміщуючим породам здійснюється в силікозонебезпечних умовах.

Геотермічний градієнт дорівнює 2,83°C на 100 м, а геотермічний ступінь 36,7 м на 1°C.

Основні відомості про бічні породи вугільного пласту наведені в табл. 1.4.

Таблиця 1.4 – Основні відомості про бічні породи вугільного пласту

Пласт	Безпосередня покрівля				Основна покрівля				Безпосередня підшва			
	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ	Тип породи	Потужність, м	Коеф. міцності	Категорія по ДонВУГІ
к ^в ₈	вапняк	3,3	9	Б ₅	пісковик	5,0	8	А ₃	аргіліт	4,0	5	П ₃

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Технічними границями шахтного поля є:

по повстанню на північному сході – виходи пластів під наноси;

по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить по ізогіпсі "- 800 м", нижче якої розташовані резервні ділянки Гірська Глибока № 1 та Мар'ївська;

по простяганню:

- на північному заході:

- до ізогіпси "- 350 м" – загальна границя з ш. "Райдуга";

- від ізогіпси "- 350 м" до ізогіпси "- 800 м" – загальна границя з ш. "Гірська";

границя розташована на відстані 4000 м від центральних стовбурів;

- на південному сході – загальна границя з ш. "Золоте", яка розташована на відстані 1000 м від центральних стовбурів.

Розміри шахтного поля:

- по простяганню – 5000 м;

- по падінню – 2750 м.

Площа шахтного поля – 13,75 км².

Границями ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання, є:

по повстанню на північному сході – границя зі старими гірськими роботами;

по падінню на південному заході – умовна лінія, що проходить по ізогіпсі "- 800 м", нижче якої розташована резервна ділянка Гірська Глибока № 1;

по простяганню:

- на північному заході – загальна границя з ш. "Гірська", яка розташована на відстані 4000 м від центральних стовбурів;

- на південному сході – насув Східний, який розташований на відстані 1800 м від центральних стовбурів.

Розміри ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання:

- по простяганню – 2200 м;

- по падінню – 1200 м.

Площа ділянки шахтного поля, що залишилася до відпрацювання – 2,64 км².

Розвідка шахтного поля здійснена мережею геологічних розвідницьких свердловин з відстанню між ними 250-500 м.

По категоріям розвіданості запаси вугілля розподілені: А = 19 %; В = 33 %; С₁ = 58 %.

Пласти витримані по потужності та куту падіння, тому для підрахунку запасів використовуємо спосіб середнього арифметичного:

$$Q_{\text{ср.ар}} = \frac{S_{\text{г}}}{\cos \alpha} \cdot m_{\text{ср}} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.1)$$

де α – кут падіння пласта, град ($\alpha = 14^\circ$);

$S_{\text{г}}$ – горизонтальна площа пласта, м²;

$m_{\text{ср}}$ – середня нормальна корисна потужність пласту, м;

γ – об'ємна вага вугілля, т/м³.

Результати підрахунків запасів зведемо в табл. 1.5.

Таблиця 1.5 – Підрахунок балансових запасів

Індекс пласта	$S_{\text{г}}, \text{ м}^2$	$S_{\text{н}}, \text{ м}^2$	$m_{\text{ср.н.}}, \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	Q, тис. т	Примітка
k ^{в8}	2640000	2720736	0,80	1,42	3091	

Визначимо проектні втрати вугілля.

Втрати вугілля в цілику під проммайданчиком вентиляційної свердловини № 4:

$$П_1 = \frac{a + b}{2} \cdot h \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.2)$$

де а і в – підстава трапеції, м;

h – похила висота, м.

Результати розрахунку втрат зведемо в табл. 1.6.

Таблиця 1.6 – Підрахунок втрат вугілля в цілику під проммайданчиком вентиляційної свердловини № 4

Індекс пласта	a, м	b, м	h, м	$m_{\text{ср.н.}}, \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	П ₁ , т
k ^{в8}	530	625	730	0,80	1,42	341205

Визначимо втрати в бар'єрних ціликах:

$$П_2 = \ell \cdot d \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.3)$$

де ℓ – довжина цілика в площині пласта, м;

d – ширина цілика, м;

$$d = 5 \cdot m + 0,05 \cdot H + 0,002 \cdot L, \text{ м}, \quad (1.4)$$

де H – глибина цілика від земної поверхні, м;

L – довжина ходу маркшейдерської зйомки від стовбура до цілика, м.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.7.

Таблиця 1.7 – Підрахунок втрат вугілля в бар'єрних ціликах

Індекс пласта	H , м	L , м	d , м	l , м	m , м	γ , т/м ³	Π_2 , т
Втрати в цілику з ш. «Гірська»							
k^B_8	912	5150	60	1200	0,80	1,42	81656
Втрати в цілику з вільною ділянкою ш. «Гірська-Глибока»							
k^B_8	1200	6200	76	2200	0,80	1,42	190939
Усього							272595

Визначимо проектні втрати біля насуву Східного:

$$\Pi_3 = d_n \cdot l_n \cdot m \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.5)$$

де d_n – ширина зони розламу уздовж тектонічного порушення, м;

l_n – довжина тектонічного порушення.

Результати розрахунку зведемо в табл. 1.8.

Таблиця 1.8 – Підрахунок втрат вугілля біля насуву Східного

Індекс пласта	d , м	l , м	m , м	γ , т/м ³	Π_3 , т
k^B_8	50	1200	0,80	1,42	68160

Визначимо проектні експлуатаційні витрати:

$$\Pi_4 = [Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3)] \cdot c, \text{ т}, \quad (1.6)$$

де $Q_{\text{бал}}$ – балансові запаси шахти, т;

c – коефіцієнт експлуатаційних втрат.

$$\Pi_4 = [3091000 - (0 + 273000 + 68000)] \cdot 0,03 = 82000 \text{ т}.$$

Визначимо сумарний відсоток проектних втрат:

$$\Sigma \Pi = \frac{\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4}{Q_{\text{бал}}} \cdot 100, \%; \quad (1.7)$$

$$\Sigma\Pi = \frac{0 + 273000 + 68000 + 82000}{3091000} \cdot 100 = 13,7 < 15 \text{ \%}.$$

Визначимо промислові запаси шахти:

$$\begin{aligned} Q_{\text{пр}} &= Q_{\text{бал}} - \Sigma (\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ т}; \\ Q_{\text{пр}} &= 3091000 - (0 + 273000 + 68000 + 82000) = 2668000 \text{ т.} \\ Q_{\text{пр}} &= 2,7 \text{ млн. т.} \end{aligned} \quad (1.8)$$

Строк служби шахти:

$$T = \frac{Z_{\text{пром}}}{A_{\text{ш.р}}}, \text{ років,} \quad (1.9)$$

де $A_{\text{ш.р}}$ – річний видобуток шахти, тис. т;

$$T = \frac{2668}{500} = 5 \text{ років.}$$

2 ОСНОВНА ЧАСТИНА ПРОЕКТУ

2.1 Розробка основних напрямків проекту

Для розробки основних напрямків технічного переоснащення шахти оцінимо її роботу за останній рік. В табл. 2.1 представлені основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік.

Таблиця 2.1 – Основні техніко-економічні показники роботи шахти за 2020 рік

№	Показник	Од.	Значення		
		вимір.	План	Факт	%
1	Проектна потужність шахти	т	500000	111045	22,2
2	Виробнича потужність	т	360000	111045	30,8
3	Навантаження на очисний вибій	т/добу	500	154	30,8
4	Кількість лав	шт	2	2	100,0
5	Посування ЛОЗ	м/міс	28	27,5	98,2
6	Швидкість проведення виробок	м/міс	40	35	87,5
7	Чисельність трудящих ППП	чол.	1453	1434	98,7
8	в тому числі робочих з видобутку	чол.	1115	1149	103,0
9	в тому числі ГРОВ	чол.	205	214	104,4
10	прохідників	чол.	131	135	103,1
11	Середня заробітна платня ППП	грн/міс	4309	4270	99,1
12	робочих з видобутку	грн/міс	4204	4133	98,3
13	ГРОВ	грн/міс	5982	6359	106,3
14	прохідників	грн/міс	5780	5450	94,3
15	Зольність видобуваного вугілля	%	35,1	37,2	106,0
16	Собівартість вугілля	грн/т	1043,95	1416,8	135,7
17	Ціна реалізованого вугілля	грн/т	798,29	776,58	97,3

Шахта була закладена в 1908 році, а після відновлення здана в експлуатацію в 1947 році. Реконструкція була здійснена в 1973 році.

В дійсний час роботи ведуться в уклонному полі гор. 665 м на пл. m_3 та k^B_8 .

В роботі знаходяться наступні лави:

по пл. m_3 – лава, оснащена комплексом 2МКД 90 з комбайном 1К-101;

по пл. k^B_8 – лава, оснащена індивідуальним кріпленням 7СУГ-30 з комбайном 1К-101.

Підготовчі виробки проводяться буровибуховим способом. Прибирання гірничої маси здійснюється машинами ППМ на ПНБ.

Транспортування вугілля по горизонтальним виробкам здійснюється акумуляторними електровозами АМ-8Д, 2АМ-8Д та 13-АРП-1 в вагонетках ВД-3,3-900 з донною вигрузкою, по уклонам – стрічковими конвеєрами 1Л-80.

Транспортування обладнання і матеріалів здійснюється в глухих вагонетках УВГ-3,3-900 по горизонтальним виробкам за допомогою акумуляторних електровозів АМ-8Д, 2АМ-8Д та 13-АРП-1, по похилим виробкам за допомогою однокінцевих підйомів.

Аналізуючи вище приведену інформацію було виявлено наступні "вузькі" місця в технологічній схемі шахти:

- фізичне зношення видобувного, прохідницького і транспортного обладнання;
- відсутність коштів на придбання високопродуктивної техніки та ремонт і заміну окремих вузлів і механізмів;
- не використовується безнішева технологія виїмки, яка дозволяє скоротити трудомісткість робіт у лаві і час технологічних перерв;
- не використовується механізоване кріплення сполучень, яке дозволяє механізувати операції по кріпленню сполучень, підтримці голівки забійного конвеєра і її пересуванню в міру посування лави.

Даним проектом передбачаємо технічне переоснащення шахти. Для цього необхідно вирішити наступні задачі:

- розрахувати оптимальну виробничу потужність шахти;
- розрахувати кількість лав, необхідних для забезпечення розрахованої виробничої потужності;
- вибрати раціональну систему розробки;
- замінити застаріле очисне, прохідницьке, транспортне та вентиляційне устаткування на більш прогресивне і продуктивне.

2.2 Технологічні схеми ведення очисних робіт, виробнича потужність шахти і режим її роботи

Для вибору засобів механізації очисних робіт необхідно зробити прогноз поведінки порід в очисному вибої. Прогноз здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз", розробленої на кафедрі РРКК.

Результати розрахунку:

- основна покрівля – важкозрушувана;
- безпосередня покрівля – стійка;
- "хибна" покрівля – неутворюється;
- підошва пласта – середньої стійкості;
- водоприток у лаву $< 1 \text{ м}^3/\text{год}$.

Вибір видобувного устаткування і технологічної схеми ведення очисних робіт здійснюємо з урахуванням вимог ПБ [1], орієнтуючись на застосування вузькозахватної техніки.

У даних гірничо-геологічних умовах можливе застосування наступних варіантів технологічних схем:

технологічна схема з застосуванням вузькозахватних комбайнів і індивідуального кріплення;

технологічна схема з застосуванням механізованих комплексів.

Застосування стругової технології нераціонально, тому що пласт має включення піриту, що несприятливо для ефективного використання стругових установок. Так як застосування мехкомплексу дозволяє підвищити середньодобове навантаження на лаву і продуктивність праці ГРОВ більше ніж у 2 рази в порівнянні з комплектами вузькозахватного устаткування з індивідуальним кріпленням, то

приймаємо технологічну схему з використанням механізованого комплексу, причому для забезпечення потокової організації робіт транспорт вугілля з лави доцільно здійснювати конвеєрним транспортом.

Вибір комплексу здійснюємо на основі аналізу областей їх застосування [2] у залежності від потужності пласта, кута його падіння, категорій покрівлі по стійкості і обвалюванню та ін.

У даних умовах можливе застосування наступних комплексів:

1КМ 103М з комбайном 1К 103М;

1МКД 90 з комбайном КА 90;

МДМ з комбайном 1К 103М.

Розрахунок навантаження по організаційно-технічному фактору робимо на ПК по програмі, розробленої на кафедрі ЕУ (див. листинг 2.2). Найбільше навантаження на лаву буде при використанні комплексу 1КМ 103М з комбайном 1К 103М і складе 840 т/добу.

Розрахунок нормативного навантаження здійснюємо за допомогою ПК по програмі "Прогноз". Відповідно до розрахунку (див. листинг 2.1) нормативне навантаження на комплекс 1КМ103М складає 672 т/доб.

Перевірку навантаження по газовому фактору робимо в п. 2.4.4.

Отже, для подальшого розрахунку приймаємо навантаження по організаційно-технічному фактору, яке дорівнює 840 т/добу при виконанні 4 циклів.

Для визначення оптимального річного видобутку шахти скористаємось методикою проф. А.С.Малкіна [3]:

$$A_{ш.р.} = (k_{пл} + k_{н.о.в.}) \sqrt{Z_{пр} \frac{m_{о.р.}}{m_{сум}} k_{глиб}}, \text{ тис.т.}, \quad (2.1)$$

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив числа вугільних пластів в шахтному полі і прийнятих до одночасної розробки;

$$k_{пл} = \frac{n_{пл.ор} + \sqrt{n_{пл} - n_{пл.ор}}}{\sqrt{n_{пл}}}, \quad (2.2)$$

де $n_{пл.ор}$ – кількість пластів, прийнятих до одночасної розробки;

$n_{пл}$ – кількість пластів в шахтному полі;

$k_{н.о.в.}$ – коефіцієнт, що враховує вплив навантаження на очисний вибій на рівень проектної потужності шахти;

$$k_{н.о.в.} = \sqrt{\psi_6 \cdot A_{ов} \cdot \frac{m_{сер}}{m_{рі}}}, \quad (2.3)$$

де ψ_6 – коефіцієнт, що демонструє ступінь впливу середнього навантаження на очисний вибій на річну потужність шахти;

$A_{ов}$ – місячне навантаження на очисний вибій, т/міс;

$m_{сер}$ – середня потужність вугільних пластів в шахтному полі, м;

Фамилия студента Колякіна А.С.
 Имя студента 1КМ103М (1К103М)
 Исходные данные 1-го массива
 0,8 0.63 1.36 290 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 15 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 15 3
 Рабочая скорость комбайна 2.625478
 Время выемки угля комбайном 110.1457
 Время подготовки к очередному циклу 39.25476
 Добыча с цикла 210.0743
 Время технологических перерывов 15
 Потери времени 21.21487
 Продолжительность цикла 107.3069
 Количество циклов 4,001158
 Суточная добыча 840.123

Фамилия студента Колякіна А.С.
 Имя студента 2МКДД (КДК 500)
 Исходные данные 1-го массива
 0.8 0.63 1.36 250 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Рабочая скорость комбайна 2.014787
 Время выемки угля комбайном 131.3253
 Время подготовки к очередному циклу 48.02587
 Добыча с цикла 240.0743
 Время технологических перерывов 20
 Потери времени 30.29523
 Продолжительность цикла 110.2489
 Количество циклов 5.547411
 Суточная добыча 664.512

Фамилия студента Колякіна А.С.
 Имя студента МДМ (ГШ 200)
 Исходные данные 1-го массива
 0.8 0.63 1.36 250 0.85 1 200 0.089 1 1.1 1 1.053 20 200 0 35 0 0
 0 0.98 0 0 0.02 0.08 0.03 360 20 3
 Рабочая скорость комбайна 2.415478
 Время выемки угля комбайном 115.1547
 Время подготовки к очередному циклу 47.15478
 Добыча с цикла 240,0743
 Время технологических перерывов 20
 Потери времени 35.14578
 Продолжительность цикла 120.1487
 Количество циклов 5.365847
 Суточная добыча 609.307

m_{pi} – потужність i -го пласту, для якого розраховане навантаження на очисний вибій, м;

$Z_{пр}$ – промислові запаси шахтного поля, тис. т;

$m_{o,p}$ – потужність пластів, прийнятих до одночасної розробки, м;

$m_{сум}$ – сумарна потужність пластів в шахтному полі, м;

$k_{глиб}$ – коефіцієнт, що враховує вплив глибини розробки і кута падіння пластів;

$$k_{глиб} = 1 + \frac{H_{в.м.}}{H_{н.м.}}, \quad (2.4)$$

де $H_{в.м.}$ – глибина верхньої границі шахтного поля, м;

$$k_{глиб} = 1 + \frac{200}{1200} = 1,17;$$

$$k_{н.о.в} = \sqrt{0,8 \cdot 28125 \cdot \frac{0,85}{0,85}} = 1,4;$$

$$k_{пл} = \frac{1 + \sqrt{1-1}}{\sqrt{1}} = 1;$$

$$A_{ш.р.} = (2 + 1,4) \cdot \sqrt{2668 \cdot \frac{0,85}{0,85} \cdot 1,17} = 543 \text{ тис.т.}$$

Приймаємо найближчу меншу проектну потужність шахти $A_{шр} = 500$ тис. т. Повний термін служби шахти:

$$T = T_{розр} + t_{осв} + t_{згас}, \text{ років}, \quad (2.5)$$

де $T_{розр}$ – розрахунковий термін служби шахти, років;

$t_{осв}$ – час на освоєння виробничої потужності шахти, років (при $A_{шр} = 500$ тис. т $t_{осв} \leq 2$ роки);

$t_{згас}$ – час на згасання видобутку, років ($t_{згас} = 1-2$ роки);

$$T_{розр} = \frac{Z_{пром}}{A_{шр}}, \text{ років}; \quad (2.6)$$

$$T_{расч} = \frac{2668000}{500000} = 5 \text{ років.}$$

$$T = 5 + 1 + 1 = 7 \text{ років.}$$

Режим роботи шахти по видобутку:

- число робочих днів за рік – 300;

- число робочих змін по видобутку вугілля за добу – 3;

- тривалість робочої зміни:

на підземних роботах – 6 годин;
на поверхні – 8 годин.

2.3 Розкриття, підготовка і система розробки вугільних пластів

Для відробки пласту на шахті прийнятий панельний спосіб підготовки. Залишаємо його без змін.

Вибір системи розробки проводимо методом техніко-економічного порівняння. У даних гірничо-геологічних умовах найбільш підходять дві системи розробки: стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням (рис. 2.1) і стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору (рис. 2.2).

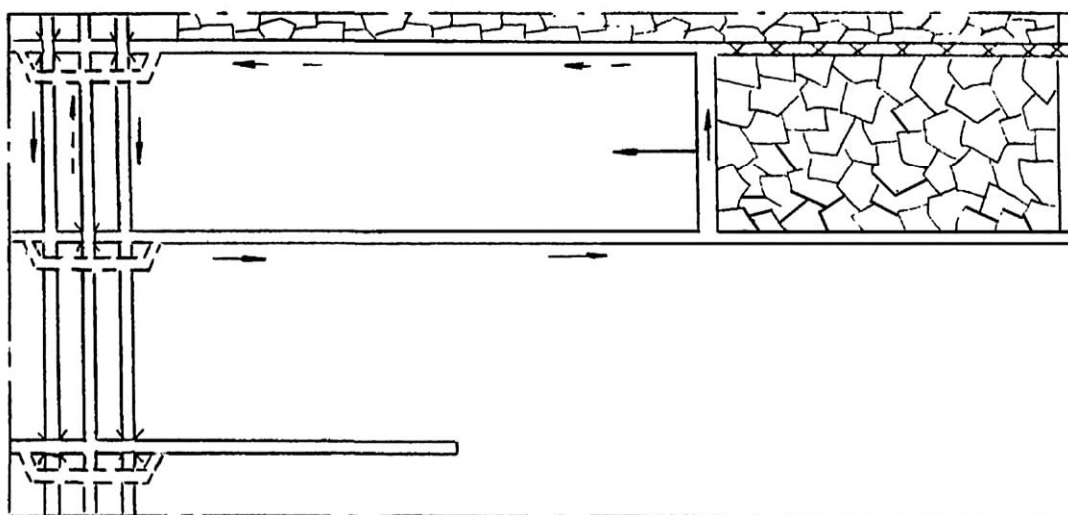


Рисунок 2.1 – Стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням

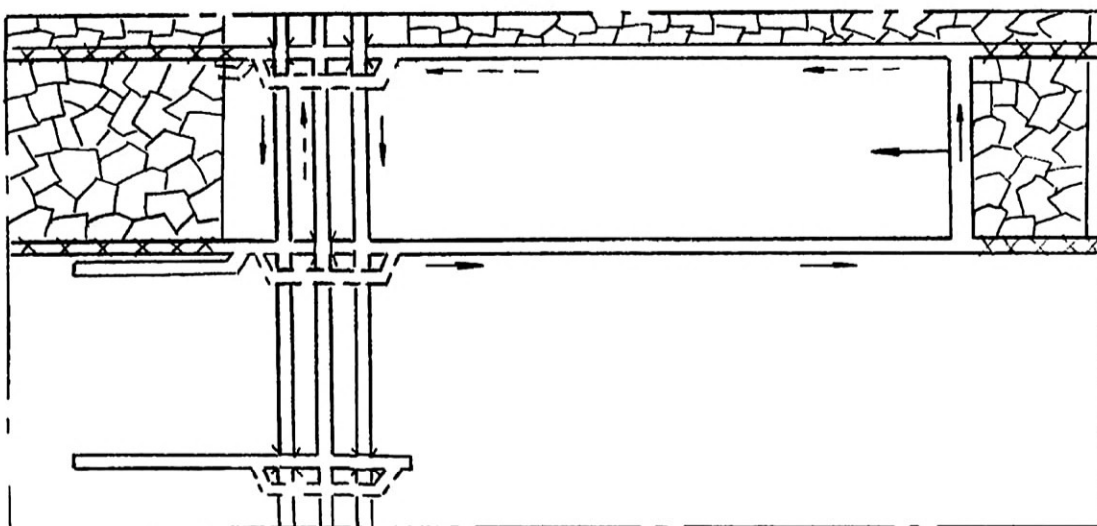


Рисунок 2.2 – Стовпова система розробки лава-ярус з проведенням виробок вприсічку до виробленого простору

Для економічного порівняння застосовуємо програму "Прогноз". За допомогою програми розрахуємо вартість проведення та підтримання 1 м виробок (див. листинг 2.3).

Розрахуємо питомі витрати для кожної системи розробки:

$$C = \frac{\Sigma K + \Sigma R}{Z_{\text{яр}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.7)$$

де ΣK – сумарні витрати на проведення виробок, грн;

ΣR – сумарні витрати на підтримання виробок, грн;

$Z_{\text{яр}}$ – запаси вугілля в ярусі, т.

Результати розрахунків зведемо в табл. 2.2.

Таблиця 2.2 – Результати розрахунку питомих витрат

Варіант	Витрати на проведення, грн	Витрати на підтримання, грн	Сумарні витрати, грн	Питомі витрати, грн/т	Питомі витрати, %
1	263900	371200	635100	2,62	100
2	471900	279500	751400	2,97	114

Як видно з табл. 2.2, варіант 1 на 14 % дешевше варіанту 2, тому його й приймаємо для подальшого розгляду.

Зробимо розрахунок лінії очисних вибоїв по шахті [3].

Визначимо добове посування діючої лави:

$$V_{\text{д.доб}} = r \cdot n_{\text{ц}}, \text{ м/добу}, \quad (2.8)$$

де r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів за добу ($n_{\text{ц}} = 4$, див. п. 2.2);

$$V_{\text{д.доб}} = 0,8 \cdot 4 = 3,2 \text{ м/добу}.$$

Визначимо річне посування діючої лінії очисних вибоїв:

$$V_{\text{д.річ}} = N \cdot V_{\text{д.доб}} \cdot K, \text{ м/рік}, \quad (2.9)$$

де N – число робочих днів за рік ($N = 300$, див. п. 2.2.2);

K – коефіцієнт гірничо-геологічних умов ($K = 0,95$ [3]);

$$V_{\text{д.річ}} = 300 \cdot 3,2 \cdot 0,95 = 912 \text{ м/рік}.$$

Визначимо сумарну продуктивність пластів, що відробляються:

$$\Sigma p = \Sigma m \cdot \gamma_{\text{ср}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.10)$$

Студент Колякіна А.С. група Гір-17д

ЗАТРАТЫ НА ПРОВЕДЕНИЕ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ЗА СЧЕТ СРЕДСТВ ЭКСПЛУАТАЦИИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРА 17.05.17

1	X54=	15.7	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.85
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00

2	X54=	15.7	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.85
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00

3	X54=	15.7	X55=	6.00	X57=	1.00	X8=	3.00
	X58=	8.00	X59=	1.00	X56=	3.00	X11=	0.85
	X10B=	1.00	X60B=	1.00	X7=	8.00	X61=	1.00

ТАБЛИЦА 2 -

№ СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

СТОИМОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ
1М, ГРН.

НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ
ПЛАСТА

1	207	Вар. 1. Провед в.штрека
2	207	Вар. 2. Провед к. штрека
3	302	Вар. 3. Провед к. штрека

Студент Колякіна А.С. група Гір-17д

ЗАТРАТЫ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ПЛАСТОВЫХ ШТРЕКОВ И НАКЛОННЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ СТОЛБОВОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ

ТАБЛИЦА 1 - ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ ДЛЯ КАЖДОГО СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ 17.05.17

1	X9=	17,2	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	830.00	X11=	0.85
	X80B=	4.80	X20B=	15.00	X97=	0.80	X61=	1000.00

2	X9=	17,2	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	830.00	X11=	0.85
	X80B=	4.80	X20B=	8.00	X97=	0.80	X61=	1000.00

3	X9=	17,2	X12=	1000.00	X19=	3.00	X8=	3.00
	X14=	756.00	X16=	2.00	X13=	830.00	X11=	0.85
	X80B=	4.80	X20B=	15.00	X97=	0.80	X61=	1000.00

ТАБЛИЦА 2 -

РЕЗУЛЬТАТЫ ПРОГНОЗА

№ СОЧЕТАНИЯ ФАКТОРОВ

СТОИМОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ
1М, ГРН.

НАИМЕНОВАНИЕ ВЫРАБОТКИ
ПЛАСТА

1	375	Вар. 1. Поддерж. в. штрека
2	486	Вар. 2. Поддерж. к. штрека
3	512	Вар. 3. Поддерж. к. штрека

$$\Sigma p = 0,85 \cdot 1,42 = 1,2 \text{ т/м}^2.$$

Визначимо діючу лінію очисних вибоїв по пластах, що одночасно відпрацьовуються, по кожному пласту:

$$h_d = \frac{A_{\text{шп}} \cdot k_{\text{оч}} \cdot k_{\text{вид}}}{v_d \cdot \Sigma p \cdot c}, \text{ м}, \quad (2.11)$$

де $k_{\text{оч}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з очисних вибоїв ($k_{\text{оч}} = 1$ [3]);

$k_{\text{вид}}$ – коефіцієнт, що залежить від кількості вугілля, що добувається з діючих очисних вибоїв (згідно ПТЕ [4] щодо резервних вибоїв $k_{\text{вид}} = 0,92$);

c – коефіцієнт виймання вугілля ($c = 0,95$ [3]);

$$h_d = \frac{500000 \cdot 1 \cdot 0,92}{912 \cdot 1,2 \cdot 0,95} = 348 \text{ м.}$$

Визначимо сумарну кількість діючих лав по шахті:

$$\Sigma n = \frac{\Sigma h_d}{l_l}, \text{ лав}, \quad (2.12)$$

де l_l – довжина лави ($l_l = 200$ м [2]);

$$\Sigma n = \frac{348}{200} = 1,7 \text{ лави.}$$

Приймаємо 2 лави.

Уточнимо сумарну діючу лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\begin{aligned} \Sigma h_d &= \Sigma n_{\text{л.д}} \cdot l_l, \text{ м}, \\ \Sigma h_d &= 2 \cdot 200 = 400 \text{ м.} \end{aligned} \quad (2.13)$$

Виходячи з рекомендацій [3], на 2 діючі лави не приймаємо резервно-діючих лав.

Визначимо загальне число лав по шахті:

$$\Sigma n_{\text{заг}} = \Sigma n_{\text{л.д}} + \Sigma n_{\text{р.д.л}}, \text{ лав}, \quad (2.14)$$

де $\Sigma n_{\text{р.д.л}}$ – сумарна кількість резервно-діючих лав;

$$\Sigma n_{\text{заг}} = 2 + 0 = 2 \text{ лави.}$$

Визначимо загальну лінію очисних вибоїв по шахті:

$$\begin{aligned}\Sigma h_{\text{заг}} &= \Sigma n_{\text{заг}} \cdot l_{\text{л}}, \text{ м,} \\ \Sigma h_{\text{заг}} &= 2 \cdot 200 = 400 \text{ м.}\end{aligned}\quad (2.15)$$

Середня продуктивність пластів:

$$\begin{aligned}p_{\text{ср}} &= \frac{\Sigma p}{n_{\text{пл}}}, \text{ т/м}^2, \\ p_{\text{ср}} &= \frac{1,2}{1} = 1,2 \text{ т/м}^2.\end{aligned}\quad (2.16)$$

Визначимо максимально можливу річну продуктивність шахти, з урахуванням одночасної роботи діючих і резервно-діючої лави:

$$\begin{aligned}A_{\text{шп (max)}} &= \Sigma h_{\text{заг}} \cdot V_{\text{д.р}} \cdot p \cdot c, \text{ т/рік,} \\ A_{\text{шп (max)}} &= 400 \cdot 912 \cdot 1,2 \cdot 0,95 = 554000 \text{ т/рік.}\end{aligned}\quad (2.17)$$

Визначимо фактичний коефіцієнт резерву виробничої потужності шахти:

$$\begin{aligned}k_{\text{рез}} &= \frac{A_{\text{шп (max)}}}{A_{\text{шп}}}; \\ k_{\text{рез}} &= \frac{554000}{500000} = 1,11.\end{aligned}\quad (2.18)$$

Отриманий результат входить в інтервал нормативного значення коефіцієнту резерву, який рівний 1,1-1,2.

Визначимо середнє річне посування загальної лінії очисних вибоїв:

$$\begin{aligned}V_{\text{заг}} &= \frac{V_{\text{д.р}}}{k_{\text{рез}}}, \text{ м/рік;} \\ V_{\text{заг}} &= \frac{912}{1,11} = 822 \text{ м/рік.}\end{aligned}\quad (2.19)$$

Для того, щоб вчасно підготувати нове виймальне поле, не допускаючи запізнювань у підготовці і не створюючи зайвих випереджень, розрахуємо оптимальне співвідношення очисних і підготовчих робіт, виходячи з умови своєчасної підготовки [6]:

$$T_{\text{підг}} + t_{\text{рез}} = T_{\text{оч}}, \quad (2.20)$$

де $T_{\text{підг}}$ – загальні витрати часу на підготовку виймального поля, міс.;

$t_{\text{рез}}$ – нормативний резерв часу на підготовку нового виймального поля, міс. ($t_{\text{рез}} = 1-2$ міс.);

$T_{оч}$ – тривалість відробки частини поля, що залишилась, міс.
Визначимо витрати часу на підготовку виймального поля:

$$T_{підг} = t_{пл} + t_{ш} \cdot t_{р.п} \cdot t_{мон} = t_{пл} + \frac{L_{в.п}}{V_{ш}} + \frac{l_{л}}{V_{рп}} + t_{мон}, \text{ міс}, \quad (2.21)$$

де $t_{пл}$ – час на спорудження прийомних площадок, міс;

$t_{ш}$, $t_{р.п}$ – відповідно час, що витрачується на проведення штреку і розрізної печі, міс;

$t_{мон}$ – час на монтаж устаткування, міс;

$L_{в.п}$ – довжина виймального поля, м;

$l_{л}$ – довжина лави, м;

$V_{ш}$, $V_{рп}$ – швидкість проведення відповідно штреку і розрізної печі, м/міс.

Час на відпрацювання стовпа:

$$T_{оч} = \frac{x}{V_{оч}}, \text{ міс}. \quad (2.22)$$

Умовимося, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{пв} = V_{ш} = V_{рп}, \text{ м/міс}, \quad (2.23)$$

тоді впливає, що в середньому швидкість проведення виробки повинна бути:

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot l_{л} + L_{в.п}}{\frac{x}{V_{оч}} - (t_{пл} + t_{ш} + t_{р.п} + t_{мон} + t_{рез})}, \text{ м/міс}; \quad (2.24)$$

$$V_{пв} = \frac{2 \cdot 200 + 1100}{\frac{500}{912} - (1 + 1 + 1 + 1 + 1)} = 180 \text{ м/міс}.$$

Для своєчасної підготовки нового виймального поля швидкість проведення виробок повинна бути не менше 180 м/міс, причому підготовку нового поля необхідно почати, коли в діючому полі залишиться відробити 500 м. Вибір раціонального способу охорони виробок, що примикають до лави, наведений у розділі 2.6.

2.3.2 Розкриття шахтного поля

Шахтне поле розкрито вертикальними центральнотривальними стовбурами – № 4 та № 5 і квершлагами на гор. 310 та 665 м. Для вентиляції служать свердловини № 2 та № 4.

Щоб забезпечити безперебійне виконання шахтою встановленого плану видобутку вугілля, необхідно вчасно робити підготовку нових горизонтів. Для цього

необхідно знати, у якій послідовності повинна вестися розробка кожного пласту в часі і просторі. Звідси виникає необхідність складання календарного плану відпрацювання пласту.

У зв'язку з тим, що в перший і другий рік після здачі нового горизонту в експлуатацію необхідно укомплектувати штат бригади робітниками, придбати навички та освоїти техніку і методи роботи у даних умовах, то посування варто брати відповідно рівним 50 і 75 % від прийнятого, а в наступні роки – 100 %.

Схема розкриття, підготовки, система розробки, а також календарний план відпрацювання пл. т₃ представлені на листі № 2 графічної частини.

2.3.3 Капітальні гірничі виробки

2.3.3.1 Стовбури

Стовбур № 5 (головний) – призначений для видачі з шахти вугілля і породи та відводу відробленого струменя повітря. Стовбур обладнаний двома підйомами: односкіповим породним з противагою зі скіпом ємкістю 7 м³ (10,6 т) і підйомною машиною ПР-6×3,2/0,5 і двоскіповим вугільним підйомом зі скіпами з донним розвантаженням ємкістю 15,2 м³ (13 т) кожен і підйомною машиною ПР-6×3,2/0,5. Діаметр стовбура 5,5 м. Стовбур закріплений з/б тюрінгами ВНІОМСА.

Стовбур № 4 (допоміжний) – призначений для спуску-підйому людей і обладнання, спуску матеріалів та подачі в шахту свіжого струменя повітря. Клітьовий підйом стовбура № 4 обладнаний двоповерховою кліттю на 2 вагонетки ємкістю 3,3 м³ і одноповерховою кліттю. Підйом обладнаний машиною 2П-6×2,4. Діаметр стовбура 5,0 м. Стовбур закріплений з/б тюрінгами ВНІОМСА.

2.3.3.2 Пристовбурний двір і головні розкриваючі виробки

Пристовбурний двір споруджено на гор. 665 м. Він містить наступні камери:

- камера головного водовідливу, в якій розташована головна водовідливна установка, обладнана 3 центробіжними насосами НЦШ 320/720;

- ЦПП, де застосовується секціонована система шин. В кожній секції є ввідне і секційні комплектні розподільчі пристрої типу КРУВ-6. Живлення на дільничні пересувні підстанції подається через розподільчі пункти високого напруження РП-6;

- гараж-зарядна, необхідна для зарядки і ремонту електровозів. Зміна батарей здійснюється за допомогою електричних кранів КЗД-3. Зарядкам батарей здійснюється від зарядного пристрою ЗУК-155/230. Живлення зарядних пристроїв здійснюється від силових трансформаторів ТКШВП.

2.4 Паспорта виймальної ділянки, проведення та кріплення підземних виробок

2.4.1 Паспорт виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

2.4.1.1 Гірничо-геологічний прогноз

Уточнення гірничо-геологічних умов відпрацьовування не проводимо, тому що швидкість посування очисного вибою не змінюється. Прогнозні дані представлені в п 2.2 (листинг 2.1).

Прогнозний гірничо-геологічний паспорт представлений на рис. 2.3.

2.4.1.2 Обґрунтування параметрів паспорта виймання вугілля, кріплення і управління покрівлею в очисному вибої пласта k_8

Згідно п. 2.2 для механізації очисних робіт приймаємо комплекс 1КМ103М, до складу якого входять [2]:

- вузькозахватний комбайн 1К103М;
- механізоване кріплення 1М103;
- скребковий конвеєр СП 202;
- кріплення сполучень ОКСА-КМ103;
- скребковий перевантажувач – ПС;
- насосні станції СНТ-32;
- гідро і електроустаткування.

Схема роботи комбайна – двостороння, ширина смуги, що виймається – 0,8 м, спосіб зарубки комбайна в пласт – самозарубкою "косими" заїздами.

Перевірочний розрахунок реакції мехкріплення здійснюємо за умовою:

$$R = B \cdot D \cdot \gamma_2 \cdot h_2 \cdot L_2 \leq 0,8 R_T, \quad (2.29)$$

де R – розрахункове значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН;

D – коефіцієнт, що залежить від присутності над шаром важкозрушуваних порід легкозрушуваних;

γ_1 – об'ємна вага порід i -го пласту безпосередньої покрівлі, МН/м³;

h_2 – потужність основної покрівлі, м;

L_2 – шаг зрушення основної покрівлі, м;

R_T – табличне значення реакції заднього ряду стійок кріплення, МН/м [2].

$$R = 0,5 \cdot 1 \cdot 0,026 \cdot 2,2 \cdot 20 = 2,7 \leq 0,8 \cdot 18,8 = 15,04.$$

Умова виконується, отже для ефективного використання комплексу немає необхідності застосовувати заходи щодо розупрочнення покрівлі.

У якості кріплення посилення в уклоні приймаємо металеві стійки 17ГКУ30, що встановлюються під кожної рами на відстані: перед лавою – 30 м; за лавою – 80 м.

Головки забійного конвеєру виносяться із лави у виробки, що примикають, і закріплюються спеціальних опорах кріплення сполучень.

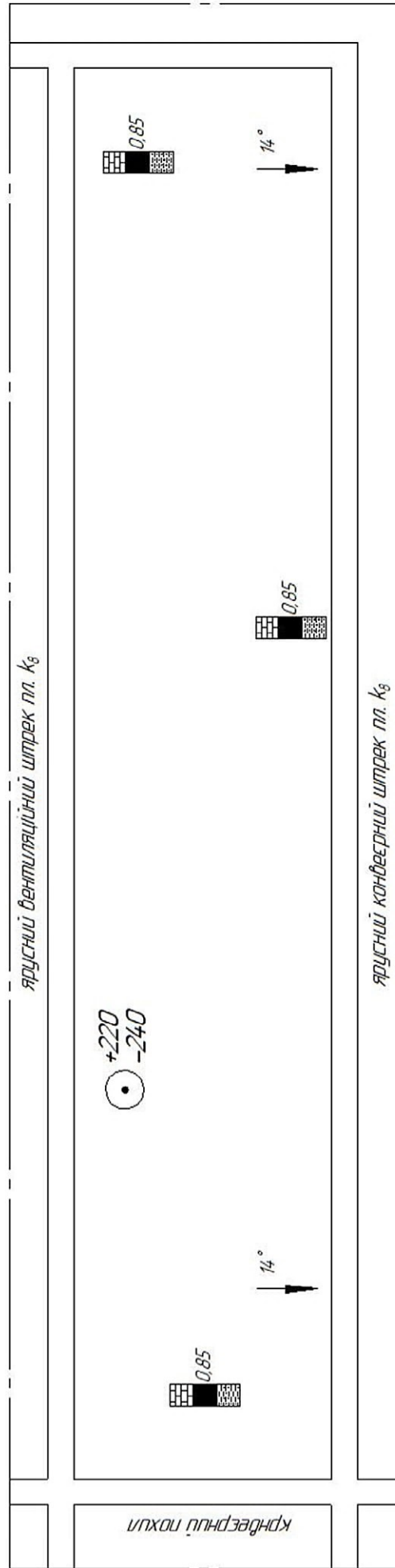


Рисунок 2.3 – Прогнозний гірничо-геологічний паспорт

Монтаж і демонтаж комплексу здійснюється відповідно до [9].

Роботи з монтажу ведуться ланками гірномонтажників чисельністю 6 чоловік.

Розвантаження, розміщення і монтаж устаткування ведеться в наступному порядку:

- електро і гідроустаткування;
- лінійні риштаки конвеєра з нижньою гілкою скребкового ланцюга і навісним устаткуванням;
- секції механізованого кріплення з гідро устаткуванням;
- комбайн;
- приводні голівки конвеєра;
- кріплення сполучень.

Послідовність дій при монтажі скребкового конвеєру:

- з відрізків ланцюга збирають нижню гілку і лебідкою розтягують її по розрізу, наприкінці ланцюга встановлюють відкисні стійки;

- стикують по 5-6 риштаків, кріплять до них канат тягової лебідки і по розтягнутій нижній гілці ланцюга транспортують їх по розрізу до місця розташування верхнього приводу;

- після монтажу групи риштаків вантажний канат лебідки доставляється до місця нової партії риштаків, у такій послідовності монтують весь риштачний став;

- доставляють і встановлюють навісне устаткування і лемехи.

Послідовність дій при монтажі секцій мехкріплення:

- доставлені під розріз секції на сполученні розвертають консолями по напрямку руху;

- до секції прикріплюють вантажний і холостий канати лебідок, подається сигнал машиністу на включення лебідок і здійснюється транспортування секції до розрізу;

- після доставки секції до місця установки, роблять її розворот (за допомогою лебідки і обвідного блоку), приєднують гідро устаткування і роблять розпір.

У такій послідовності монтують і інші секції мехкріплення. Монтаж комбайну 1К 103 здійснюється в конвеєрному штреку. Складові частини комбайну доставляються до розрізу і лебідкою зтягуються в нішу для монтажу.

Схема монтажу комплексу представлена на рис. 2.4.

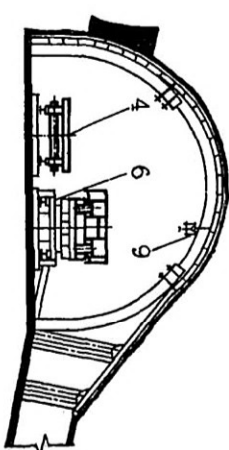
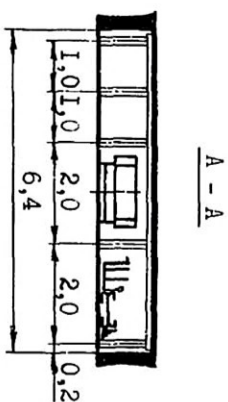
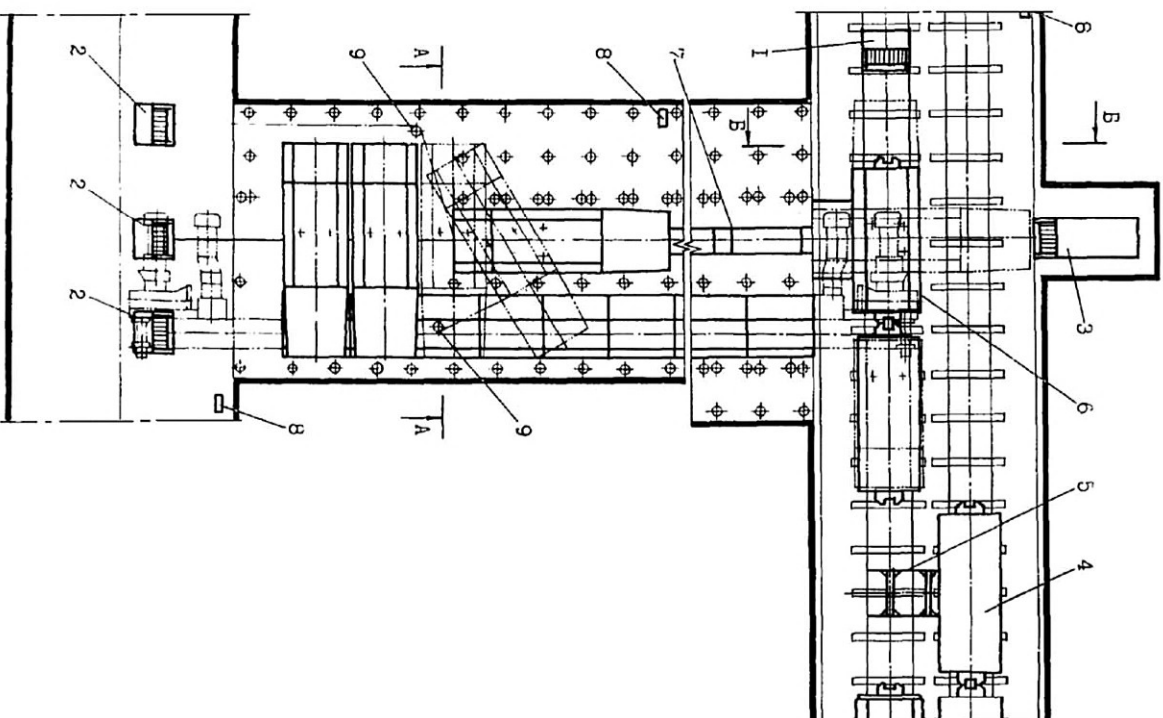
2.4.1.3 Управління станом масиву гірничих порід

Розрахунок, приведений у п. 2.4.1.2, показав, що механізоване кріплення 1М103 у даних гірничо-геологічних умовах може експлуатуватися з достатньою ефективністю, тому заходи щодо розупрочнення покрівлі не передбачаємо.

Вибір заходів щодо первинного осадку покрівлі у лаві.

Для забезпечення безпеки робіт, запобігання завалів лави, повітряних ударів при першому осаді завислої на великій площі покрівлі після відходу лави від розрізного просіку приймаємо спеціальні заходи [7]:

- організується щозмінне чергування в лаві інженерно-технічних робітників дільниці згідно з затвердженим графіком;



В - В повернуто

1. лебідка ЛМ 25
2. лебідка ЛПКВ
3. лебідка ЗЛШ
4. платформа ПД
5. платформа перекатна ППР
6. полок монтажний ПМГ
7. дорога монтажна МД
8. апаратура сигналізації та зв'язку АПКМ
9. блоки обвідний, вантажний та ін.

Рисунок 2.4 – Схема монтажу комплексу МДМ з застосуванням лебідок

- проводиться щозмінний інструктаж робочих щодо правил поведінки при началі осаду основної покрівлі та виходу з лави в безпечне місце;
- на сполученнях лави з підготовчими виробками вивіщується світлове табло: "УВАГА! ЛАВА ПРАЦЮЄ В ПЕРІОД ВІДХОДУ ВІД РОЗРІЗНОЇ ПЕЧІ";
- контролюється газовий режим надзором дільниці ВТБ два рази за зміну, надзором видобувної дільниці – три рази;
- при перших признаках осаду основної покрівлі черговий, що знаходиться в середній частині лави, повинен подати встановлений звуковий сигнал по одній з абонентських станцій для виводу людей з лави;
- робочі відводяться від сполучення лави на відстань 50 м;
- до виводу людей в безпечне місце особа дільничного надзору негайно повідомляє гірничого диспетчеру о початку первинного осаду основної покрівлі і прийнятих мірах;
- первинний осад основної покрівлі проводиться під керівництвом начальника дільниці або його заступника;
- до пуску лави в експлуатації допускається виймання 3-4 смуг для вирівнювання лінії очисного вибою.

Визначимо ступінь підняття порід підшоши в уклоні [7]:

$$k = \frac{k \cdot H}{\sigma_n}, \quad (2.30)$$

де k – коефіцієнт, що враховує ступінь обвалювання порід покрівлі;
 H – глибина розробки, м;
 σ_n – міцність порід підшоши, МПа;

$$k = \frac{3 \cdot 460}{50} = 27.$$

Отже, згідно [7], підшошва в штреках відноситься до слабо пучащій.

На підставі порівняння розрахункового коефіцієнту ступеня підняття підшоши з табличним значенням коефіцієнту [7], можна зробити висновок, що прийнятий спосіб охорони штреків не забезпечує допустимий ступінь підняття підшоши, тому що $k = 27 > k_T = 14$. Тому, в якості способу боротьби з підняттям підшоши приймаємо камуфлетне висадження порід з наступних їх зміцненням.

Параметри технології:

- довжина шпура – 2 м;
- відстань між рядами шпурів – 2 м;
- відстань між шпурами в ряду – 0,5 м;
- величина заряду – 0,2 кг.

2.4.1.4 Організація очисних робіт і основні техніко-економічні показники

З метою ефективної експлуатації видобувного устаткування, а також раціональної організації робіт у лаві приймаємо чотирьохзмінний добовий режим роботи очисного вибою: перша зміна – ремонтно-підготовча, три інші – по видобутку вугілля. Тривалість робочої зміни – 6 годин. Тижневий робочий режим роботи ділянки – шестиденний робочий тиждень. Форма організації праці робітників – добова комплексна бригада (МГВМ, ГРОВ, електрослюсарі), розбита на ланки. Форма організації робіт в очисному вибої – поточна, що відповідає максимальній інтенсифікації виробництва.

Місячний план видобутку вугілля на ділянці:

$$D_{\text{міс}} = A_{\text{доб}} \cdot n_{\text{р.д}}, \text{ т}, \quad (2.31)$$

де $A_{\text{доб}}$ – навантаження на очисний вибій, т/доб;
 $n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів на місяць, днів;

$$D_{\text{міс}} = 840 \cdot 25 = 21000 \text{ т.}$$

Розрахунок обсягів робіт в очисному вибої здійснюємо на 1 цикл по всім робочим процесам.

Виїмка вугілля комбайном:

$$D_{\text{к}} = L_{\text{к}} \cdot m \cdot r \cdot \gamma \cdot c, \text{ т}, \quad (2.32)$$

де $L_{\text{к}}$ – комбайнова довжина лави, м;
 m – потужність пласта, м;
 r – ширина захоплення в.о. комбайна, м;
 γ – об'ємна вага вугілля, т/м³;
 c – коефіцієнт видобутку вугілля;

$$D_{\text{к}} = 200 \cdot 0,85 \cdot 0,8 \cdot 1,42 \cdot 0,97 = 210 \text{ т.}$$

Зведення органних рядів біля уклону та хідника:

$$n_{\text{ор}} = \frac{r}{d} \cdot n_{\text{ор}}, \text{ стійок}, \quad (2.33)$$

де d – діаметр стійки, м;
 $n_{\text{ор}}$ – кількість рядів органного кріплення;

$$n_{\text{ор}} = \frac{0,8}{0,15} \cdot 2 = 11 \text{ стійок.}$$

Викладення дерев'яних кострів для охорони хідника:

$$n_k = \frac{r}{a_k} \cdot n_k, \text{ штук,} \quad (2.34)$$

де a_k – крок встановлення кострів, м;

n_k – кількість рядів кострів;

$$n_k = \frac{0,8}{2,4} \cdot 1 = 0,33 \text{ штук.}$$

Зведення литої смуги:

$$Q_{л.п} = Ш \cdot m \cdot r, \text{ м}^3, \quad (2.35)$$

де Ш – ширина литої смуги, м;

$$Q_{л.п} = 1,2 \cdot 0,85 \cdot 0,8 = 0,82 \text{ м}^3.$$

Розрахунок паспорту комплексної норми виробки і розцінки робимо в табл. 2.3 згідно з [10].

Визначимо нормативну трудомісткість робіт з обслуговування комплексу:

$$T_k = \frac{T_r}{K_{ц}}, \text{ чол.-змін,} \quad (2.36)$$

де T_r – табличне значення трудомісткості по обслуговуванню комплексу;

$K_{ц}$ – коефіцієнт циклічності;

$$K_{ц} = \frac{N_y}{D_{ц}^k}, \quad (2.37)$$

де N_y – встановлена змінна норма виробітку на виїмку вугілля в конкретних умовах;

$D_{ц}^k$ – комбайновий видобуток на цикл, т;

$$K_{ц} = \frac{412}{210} = 1,83;$$

$$T_k = \frac{6,9}{1,83} = 3,8 \text{ чол. – зм.}$$

Таблиця 2.3 – Розрахунок комплексної норми виробки і розцінки в очисному вибої

Вид робіт	Норма обслуговування	Норма виробки			Обсяг робіт на цикл	Трудомісткість на цикл	Тарифна ставка, грн	Сума зарплати, грн	Обґрунтування ЕНВ-06
		за збірником	загальний коеф.	встановлена					
Виймка вугілля комплексом, т	6,9	309	1,27×1,05	412	225	0,60	132,00	79,20	т 3, 17 б
МГВМ 6р.						3,2	113,58	363,46	
ГРОВ 5р.						0,12	113,58	13,29	т 65, 5 а
Зведення органних рядів, ст.		94		94	11	0,02	113,58	2,65	т 67, 2 б
Викладення дерев'яних кострів, шт.		21,4	0,9	19,3	0,5	0,88	113,58	100,51	т 69, 3 в
Зведення литої смуги, м ³		1,13		1,13	1,0	4,83		559,11	
Разом									

Коефіцієнти:

1,27 – зміна ширини захоплення комбайна;

1,05 – зміна питомої ваги вугілля;

0,9 – викладення кострів на сполученні лави з підготовчою виробкою.

Трудомісткість машиніста-механіка комбайна:

$$T_m = \frac{1}{K_{\text{ц}}}, \text{ чол.-змін}; \quad (2.38)$$

$$T_m = \frac{1}{1,83} = 0, \text{ чол.-зм.}$$

Трудомісткість ГРОВ:

$$T_{\text{ГРОВ}} = T_k - T_m, \text{ чол.-змін}; \quad (2.39)$$

$$T_{\text{ГРОВ}} = 3,8 - 0,6 = 3,2 \text{ чол.-змін.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = \frac{D_{\text{ц}}}{\Sigma T}, \text{ т/чол.-змін}, \quad (2.40)$$

де ΣT – сумарна трудомісткість виконання процесів, чол.-змін;

$$N_k = \frac{210}{4,83} = 47 \text{ т/чол.-зм.}$$

Комплексна розцінка на виїмку 1 т:

$$P = \frac{\Sigma Z}{D_{\text{ц}}}, \text{ грн/т}, \quad (2.41)$$

де ΣZ – сумарна заробітна плата, грн;

$$P = \frac{559,11}{210} = 2,48 \text{ грн/т.}$$

Явочний склад робітників-відрядників (ГРОВ у зміни з видобутку):

$$N_{\text{я}} = \frac{D_{\text{доб}}}{N_k \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ чол.}, \quad (2.42)$$

де $k_{\text{пер}}$ – плановий коефіцієнт перевиконання норми виробітку;

$$N_{\text{я}} = \frac{840}{47 \cdot 1,15} = 21 \text{ чол.}$$

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування очисного вибою в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11]:

1. Для комплексу 1КМ103М і планового видобутку 840 т/добу таблична норма часу складе 40,5 чол.-годин (табл. 1, п. 1 г);
2. Поправочні коефіцієнти до табличної норми часу, що враховують:
 - кількість приводних голівок конвеєра – 1,07 чол.-годин.
3. скоректована таблична норма часу складе: $40,5 - 1,07 = 39,4$;
4. Трудомісткість робіт МГВМ 6 розряду складе 1 чол.-зм;
5. Трудомісткість ГРОВ 5 розряду складе $39,4 - 6 = 33,4$ чол.-год., або $33,4 : 6 = 5,5$ чол.-зм.

Чисельність електрослюсарів на ділянці визначимо по [11]. Річну трудомісткість по ремонту обладнання визначимо в табл. 2.4.

Таблиця 2.4 – Річна трудомісткість по ремонту обладнання

Найменування обладнання	Вид обладнання	Кількість в роботі	Нормативна трудомісткість T_{op} , чол.-годин		Обґрунтування
			на од.	на все	
в лаві					
Комбайн	1К 103М	1	2232	2232	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Мехкріплення	1М103	133	18,4	2447	
Конвеєр скребковий	СП 202	1	1388	1388	
Кріплення сполучень	ОКСА-КМ103	2	171	342	
Перевантажувач	ПС	1	1183	1183	
Коефіцієнти				1,1	
Усього				8350	
в інших виробках					
Конвеєр стрічковий	2ЛТ-100У	1	4124	4124	ЕНЧ-1995, 3, т. 9
Насосна станція	СНТ-32	2	1681	3362	
Лебідка	ЛВД-34	3	186	558	
Трубопровід, км		1	150	150	
Дорога на підшві	ДКН4-2	1	995	995	
Усього				9970	
Разом				18320	

Нормативна явочна чисельність електрослюсарів:

$$N_{ч} = \Sigma T_{op} \frac{K_1 \cdot K_2 \cdot K_3}{357 \cdot t_{зм}}, \text{ чол.-змін}, \quad (2.43)$$

де ΣT_{op} – сумарна річна нормативна трудомісткість планового технічного обслуговування і ремонту устаткування;

K_1 – коефіцієнт, що враховує пайову участь дільничних електрослюсарів у технічному огляді і ремонті устаткування, $K_1 = 0,6$;

K_2 – коефіцієнт, що враховує технічне обслуговування і ремонт електропускової і захисної апаратури і гнучких кабелів, $K_2 = 1,2$;

K_3 – коефіцієнт, що враховує непланові ремонти устаткування, виконувані ремонтними і черговими електрослюсарями ділянки, $K_3 = 1,3$;

$t_{зм}$ – тривалість робочої зміни на підземних роботах, $t_{зм} = 6$ годин;

$$N_{\text{ч}} = 18320 \cdot \frac{0,6 \cdot 1,2 \cdot 1,3}{357 \cdot 6} = 8,2 \text{ чол.} - \text{змін.}$$

Для подальших розрахунків приймаємо:

- ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну – 5 чол.;

- електрослюсарів – 8 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{\text{яв}} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.44)$$

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад робітників-відрядників:

$$Ч_{об} = 21 \cdot 1,92 = 40 \text{ чол.}$$

Обліковий склад ГРОВ у ремонтно-підготовчу зміну:

$$Ч_{об} = 5 \cdot 1,92 = 10 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 8 \cdot 1,65 = 13 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки:

- начальник ділянки – 1 чол.;
- заступник начальника – 1 чол.;
- помічник начальника – 1 чол.;
- механік ділянки – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

2.4.2 Паспорт проведення та кріплення ярусного конвеєрного штреку пл. $k_{\text{с}}^6$

У зв'язку з тим, що коефіцієнт міцності присікаємих порід не перевищує 4 (по шкалі проф. Протод'яконова М.М.), то для проведення виробки приймаємо комбайновий спосіб. Для механізації робіт приймаємо комбайн КСП 33. Відбита гірничя маса буде перевантажуватися на скребковий перевантажувач ПТК-3У і потім транспортуватися стрічковим конвеєром 2ЛТ 100У. Доставка допоміжних ма-

теріалів і обладнання буде здійснюватися у вагонетках ВГ-1,6-900 та на платформах шахтних ПТО 900-20. Виробка обладнується одноколіїним рейковим шляхом. Ширина колії – 900 мм, рейки Р-24 на дерев'яних шпалах (прийнято згідно з [14]).

Виходячи з прийнятої технологічної схеми проведення, необхідної величини випередження очисних робіт підготовчими (див. п. 2.3.1.4), приймаємо місячне посування підготовчого вибою $V = 180$ м. Тоді добове посування складе:

$$V_{\text{доб}} = \frac{V_{\text{міс}}}{n_{\text{р.д}}}, \text{ м/доб}, \quad (2.45)$$

де $n_{\text{р.д}}$ – кількість робочих днів за місяць;

$$V_{\text{доб}} = \frac{180}{25} = 7,2 \text{ м/добу}.$$

Проведемо вибір форми і поперечного перерізу виробки, типу кріплення.

Так як над вугільним пластом залягає пласт вапняку потужністю 0,9 м та міцністю 8, то виробку доцільно проводити трапецієвидної форми.

Для визначення площі поперечного перерізу виробки у світлі визначимо мінімальну ширину виробки на висоті пересувного составу:

$$B = m + a + p + b + n, \text{ м}, \quad (2.46)$$

де m – зазор між кріпленням і конвеєром, м;

a – ширина конвеєра, м;

p – зазор між конвеєром і пересувним составом, м;

b – ширина пересувного составу, м;

n – зазор для проходу людей, м;

$$n = 0,7 + (1,8 - h - h_p) \cdot \text{ctg } \beta, \text{ м}, \quad (2.47)$$

де 0,7 – ширина проходу для людей на висоті 1,8 м від рівня баласту (від підлоги виробки), м;

h – висота пересувного составу, м;

h_p – відстань від підлоги виробки до рівня головки рейки, м;

β – кут нахилу стійок кріплення до горизонтальної площини, град;

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,3 - 0,19) \cdot \text{ctg } 80^\circ = 0,75 \text{ м};$$

$$B = 0,4 + 1,4 + 0,4 + 1,32 + 0,75 = 4,27 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по баласту:

$$l_6 = B + 2(h_p + h) \cdot \text{ctg } \beta, \text{ м}; \quad (2.48)$$

$$l_6 = 4,27 + 2(1,3 + 0,19) \cdot \text{ctg } 80^\circ = 4,8 \text{ м}.$$

Ширина виробки у світлі по верхняку:

$$l_B = B - 2 (h_1 - h) \cdot \operatorname{ctg} \beta, \text{ м}, \quad (2.49)$$

де h_1 – висота виробки у світлі від головки рейки до верхняку. Згідно [12] $h_1 \geq 2,2$ м.

$$l_B = 4,3 - 2 (2,5 - 1,3) \cdot \operatorname{ctg} 80^\circ = 3,9 \text{ м}.$$

Висота похилу від рівня баласту до верхняку:

$$\begin{aligned} h_B &= h_1 + h_p, \text{ м}, \\ h_B &= 2,5 + 0,19 = 2,69 \text{ м}. \end{aligned} \quad (2.50)$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі:

$$\begin{aligned} S_{\text{св}} &= \frac{l_B + l_B}{2} \cdot h_B, \text{ м}^2; \\ S_{\text{св}} &= \frac{4,8 + 3,9}{2} \cdot 2,69 = 11,7 \text{ м}^2. \end{aligned} \quad (2.51)$$

Вибір кріплення проводимо згідно інструкції [15].

Для вибору основного кріплення визначимо зміщення порід покрівлі:

$$U_{\text{кр}} = U + k_{\text{кр}} \cdot k_s \cdot k_k \cdot U_1, \text{ мм}, \quad (2.52)$$

де U – зміщення порід покрівлі в період її служби до впливу очисних робіт, мм;

$$U = k_\alpha \cdot k_\Theta \cdot k'_s \cdot k_B \cdot k_t U_T, \text{ мм}, \quad (2.53)$$

де k_α – коефіцієнт впливу кута падіння порід і напрямку проходки виробки відносно простягання порід;

k_Θ – коефіцієнт напрямку зміщення порід;

k'_s – коефіцієнт впливу розмірів виробки;

k_B – коефіцієнт впливу інших виробок;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід;

U_T – зміщення порід, прийняте за типове, мм;

$k_{\text{кр}}$ – коефіцієнт впливу класу покрівлі по обвалюваності;

k_s – коефіцієнт, що враховує вплив площі перетину виробки у світлі;

k_k – коефіцієнт, що характеризує долю зміщень порід покрівлі в загальних зміщеннях;

U_1 – зміщення порід в зоні тимчасового опорного тиску очисного вибою, мм;

$$U = 0,85 \cdot 0,45 \cdot 0,4 \cdot 1 \cdot 0,9 \cdot 300 = 41 \text{ мм};$$

$$U_{\text{кр}} = 41 + 1 \cdot 1,1 \cdot 0,4 \cdot 380 = 208 \text{ мм}.$$

Розрахункове навантаження на основне кріплення:

$$P = k_{\text{п}} \cdot k_{\text{н}} \cdot k_{\text{пр}} \cdot b \cdot P^{\text{н}}, \text{ кН/м}, \quad (2.54)$$

де $k_{\text{п}}$ – коефіцієнт перевантаження;

$k_{\text{н}}$ – коефіцієнт надійності;

$k_{\text{пр}}$ – коефіцієнт умов проведення виробки;

b – ширина виробки в прохідці, м;

$P^{\text{н}}$ – нормативне навантаження;

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 70 = 393 \text{ кН/м}.$$

Щільність встановлення основного кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s}, \text{ рам/м}, \quad (2.55)$$

де N_s – несуча спроможність кріплення, кН.

В якості кріплення приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) зі спецпрофілю СВП-27.

$$n = \frac{393}{350} = 1,12 \text{ рам/м}.$$

Приймаємо відстань між рамами 0,8 м.

Сумарне навантаження на кріплення за весь час існування виробки:

$$U^{\text{кр}} = U_{\text{кр}} + (U_1 \cdot k_k + m \cdot k_{\text{охр}}) \cdot k_s \cdot k_{\text{кр}}, \text{ мм}, \quad (2.56)$$

де m – виймальна потужність пласту, мм;

$k_{\text{охр}}$ – коефіцієнт, що враховує вплив податливості штучних огорожень на опускання покрівлі;

$$U^{\text{кр}} = 208 + (380 \cdot 0,4 + 850 \cdot 0,1) \cdot 1,1 \cdot 1 = 542 \text{ мм}.$$

Сумарне навантаження на основне кріплення і кріплення посилення:

$$P = 1,1 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 5,1 \cdot 100 = 561 \text{ кН/м}.$$

В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30.

Щільність встановлення кріплення посилення в зоні впливу лав:

$$n_1 \geq \frac{P - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ ст/м}, \quad (2.57)$$

де n , N_s – відповідно щільність, рам/м, і несуча спроможність основного кріплення, кН;

N_{s1} – несуча спроможність засобів посилення, кН;

$$n_1 \geq \frac{561 - 1 \cdot 450}{300} = 0,37 \text{ ст/м.}$$

Встановлюємо одну стійку посилення через одну раму основного кріплення. Тип кріплення по податливості:

$$\Delta \geq k_{oc} \cdot k_{анк} \cdot k_{ус} \cdot U^I_{кр}, \text{ мм,} \quad (2.58)$$

де k_{oc} , $k_{анк}$, $k_{ус}$ – відповідно коефіцієнти, що залежать від щільності встановлення рамного, анкерного та кріплення посилення;

$$\Delta \geq 1 \cdot 1 \cdot 0,7 \cdot 542 = 363 \text{ мм.}$$

Остаточню приймаємо кріплення металеве податливе трапецієвидне КМП-Т(К) з спецпрофілю СВП-27 (податливість 800 мм). В якості кріплення посилення приймаємо гідравлічні стійки 17ГКУ 30, встановлюємо через одну раму основного кріплення.

Протяжність встановлення кріплення посилення: l_1 – ділянка кріплення попереду першого вибою = 30 м; l_2 – ділянка кріплення позаду першого вибою = 65 м; l_3 – ділянка кріплення попереду другого вибою = 40 м. Розрахунок комплексної виробки і розцінки проводимо згідно [16] і вносимо в табл. 2.5.

Таблиця 2.5 – Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниця вимірю-	Норма виробки			Обсяг робіт на	Потрібна кількість чол.-змін на 1 м	Потрібна кількість чол.-змін	Тарифна ставка, грн.	Розцінка за 1 м, грн.	Обґрунтування для встановлення норми виробки
		за збірником	коефіцієнт за збірником	встановлена						
Проведення виробки комбайном КСП 33	м	0,51	0,97	0,49	3	2,05	6,15		197,9	табл. 3, п. 85 д
машиніст гірничих виймальних машин VI розряду					3	0,5	1,5	229,08	53,94	
прохідник V розряду					3	1,55	4,65	197,16	143,96	

Об'єм робіт по нормі на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м,} \quad (2.59)$$

де N – змінна норма виробки на бригаду, м ($N = 2,06$ (§ 1, табл. 3, п. 85 д);
 k – коефіцієнт за збірником;

$$Q = 2,06 \cdot 0,97 = 2,0 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка:

$$Q_{1ч} = \frac{N}{T}, \text{ м,} \quad (2.60)$$

де T – змінна нормативна трудомісткість, чол.-змін, м ($T = 4,06$ чол.-змін (§ 1, табл. 3, п. 85 е));

$$Q_{1ч} = \frac{2,06}{4,06} = 0,51 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з урахуванням поправочного коефіцієнту:

$$\begin{aligned} Q_{зм} &= Q_{1ч} \cdot k, \text{ м;} \\ Q_{зм} &= 0,51 \cdot 0,97 = 0,49 \text{ м.} \end{aligned} \quad (2.61)$$

Трудомісткість на зміну:

$$\begin{aligned} T_{зм} &= \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ чол. – зм;} \\ T_{зм} &= \frac{2,0}{0,49} = 4,1 \text{ чол. – зм.} \end{aligned} \quad (2.62)$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядам професій робітників:

а) машиніст гірничих виймальних машин VI розряду:

$$\begin{aligned} T_{МГВМ} &= \frac{1}{Q}, \text{ чол. – зм;} \\ T_{МГВМ} &= \frac{1}{2,0} = 0,5 \text{ чол. – зм;} \end{aligned} \quad (2.63)$$

б) прохідник V розряду:

$$\begin{aligned} T_{ПРОХ} &= \frac{(T_{зм} - 1)}{Q}, \text{ чол. – зм;} \\ T_{ПРОХ} &= \frac{(4,1 - 1)}{2,0} = 1,55 \text{ чол. – зм.} \end{aligned} \quad (2.64)$$

Приймаємо явочну кількість у зміну МГВМ VI розряду 1 чол., прохідників V розряду – 4 чол.

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню і ремонту устаткування в ремонтно-підготовчу зміну визначимо згідно з [11] в табл. 2.6.

Таблиця 2.6 – Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол-год		Обґрунтування
				на од.	на все	
1	Комбайн	КСП 33	1	1660	1660	ЕНВ-06
2	Перевантажувач	ПТК-3У	1	1183	1183	
3	Стрічковий конвеєр	2Л100У	1	4311	4311	
4	Дорога напочвенна	ДКН4-2	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1,7	135	202	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Усього				8579	
10	Коефіцієнт К1				0,6	
11	Коефіцієнт К2				1,2	
12	Коефіцієнт К3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Остаточню приймаємо явочну кількість робітників за добу: МГВМ VI розряду – 4 чол.; прохідників V розряду – 12 чол.; слюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{об} = N_{яв} \cdot k_{об}, \text{ чол.}, \quad (2.65)$$

де $k_{об}$ – коефіцієнт облікового складу;

Обліковий склад МГВМ VI розряду:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,59 = 6 \text{ чол.}$$

Обліковий склад прохідників V розряду:

$$Ч_{об} = 12 \cdot 1,59 = 19 \text{ чол.}$$

Обліковий склад електрослюсарів:

$$Ч_{об} = 4 \cdot 1,417 = 6 \text{ чол.}$$

Чисельність інженерно-технічних робітників встановлюємо відповідно до затвердженої структури роботи ділянки: начальник ділянки – 1 чол.; заступник начальника – 1 чол.; помічник начальника – 1 чол.; механік ділянки – 1 чол.; гірничий майстер – 6 чол.

Розробка графіку організації робіт.

Розробку графіку проводимо згідно з [18]. Для будови лінійного графіку організації процесу комбайнового виймання розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, що відкладемо на графіку. Результати розрахунків зводимо в табл. 2.7. Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР робимо в табл. 2.8.

Таблиця 2.7 – Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операції	Об'єм робіт		Число робітників, чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-хв.		Тривалість процесів (операцій), хв.			Обґрунтування (ЄНВ, розділ 2)
	од. вим.	на цикл		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну		
ПЗО			5		129			25,8	§ 2, табл. 50
Усунення мілких несправностей			5		90,5			18,1	§ 2, табл. 50
Управління комбайном	м	0,8	1	140,28 · 1 = 140,28	140,28 · 3 = 420,84	70,24 · 1 = 70,24	70,24 · 3 = 210,7		§ 2, табл. 51
Підкидка гірничої маси, расшпигівка, підтягування і підвіска кабелів	м	0,8	1	58,62 · 1 = 58,62	58,62 · 3 = 175,86	18,5 · 1 = 18,5	18,5 · 3 = 55,5		§ 2, табл. 51
Зачистка за комбайном	м	0,8	1	15,0 · 1 = 15,0	15,0 · 3 = 45,0	6,8 · 1 = 6,8	6,8 · 1 = 20,4		§ 2, табл. 51
Отведення і проробка во	м	0,8	1	10,72 · 1 = 10,72	10,72 · 3 = 32,16	7,69 · 1 = 7,69	7,69 · 3 = 23,1		§ 2, табл. 51
Отвід і заміна зубків, перевірка напрямку виробки	м	0,8	2	9,34 · 1 = 9,34	9,34 · 3 = 28,02	5,62 · 1 = 5,62	5,62 · 3 = 16,8		§ 2, табл. 51
Встановлення і пересування запобіжного кріплення	м	0,8	1	6,3 · 1 = 6,3	6,3 · 3 = 18,9	2,9 · 1 = 2,9	2,9 · 3 = 8,7		§ 2, табл. 51
Кріплення	м	0,8	2-5	145,1 · 1 = 145,1	145,1 · 3 = 435,3	93,7	281,2		§ 2, табл. 52
Нарощування конвєсу	м	0,8	3	69,6 · 1 = 69,6	69,6 · 3 = 208,8	25,2 · 1 = 25,2	25,2 / 3 = 8,4		§ 2, табл. 52
Нарощування вент. трубопроводу	м	0,8	2	3,54 · 1 = 3,54	3,54 · 3 = 10,62	-	10,62 / 2 = 5,3		§ 2, табл. 52
Нарощування рейкового шляху	м	0,8	2-5	44,27 · 1 = 44,27	44,27 · 3 = 132,81	-	132,81 / 5 = 26,5		§ 34, табл. 132
Усього					2486				

Таблиця 2.8 – Розрахунок штату та фонду оплати праці ділянки ГПР

Професія робітника (посада)	Од. вимір	на місяць	на добу	Обсяг робіт по змінам				Чисельність робітників на роботі	Розцінка, тарифна ставка, оклад, грн.	Фонд оплати праці, грн/м				Усього	
				1	2	3	4			прямая з.пл.	премія	доплати			
												нічні	інші		
МТВМ 6 р	м	225	9	0	3	3	3	4	6	14097,0	3020,50	4810,0	6121,5	21670,50	
Прохідник 5р									12	197,16	5544,0	1396,20	0	735,62	7675,82
Електрослюсар 5р									4	169,06	5094,0	1123,23	902,0	389,56	6748,79
Начальник ділянки									1	3408,00	3408,00	256,40	0	49,80	1206,20
Зам. нач. ділянки									1	3181,00	3181,00	242,30	0	49,80	1172,10
Пом. нач. ділянки									1	3067,00	3067,00	229,50	655,0	49,80	1226,55
Механік ділянки									1	3181,00	3181,00	235,10	0	49,80	1144,90
Гірничий майстер									5	2640,00	15840,0	1693,56	1016,0	498,56	7866,62
Оплата попередбач. робіт															295,60
Усього									29	45900,0	8196,79	7383,0	7944,5	169424,29	

Розрахунок собівартості проведення 1 м виробки.

Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час робимо в табл. 2.9.

Таблиця 2.9 – Розрахунок суми доплат за роботу у нічний час

№ п/п	Професія	Тариф. ставка (оклад), грн	Кількість годин		Розмір доплати за 1 годину роботи в нічний час, грн	Сума, грн
			за добу	за місяць		
1	МГВМ VI р	229,08	8	200	8,80	1118,00
2	Прохідник	197,16	40	800	7,57	4810,00
3	Пом. нач. ділянки	3067	6	125	5,56	1205,00
4	Гірничий майстер	2640	8	200	5,08	1016,00
5	Усього					7383,00

Розрахунок вартості матеріалів робимо в табл. 2.10.

Таблиця 2.10 – Розрахунок вартості матеріалів

№ п/п	Матеріал	Од. вим	Норма витрат на 1м	Обсяг на місяць	Витрати матеріалів в місяць	Ціна за одиницю, грн	Вартість матеріалів за місяць
1	Кріплення КМП-Т(К)	компл.	1,0	180	180	940,00	211500,0
2	Затяжка	м ³	0,23		51,75	370,0	12265,0
3	Вент труба	м	1		180	104,00	15600,0
4	Рейки Р 24	т	0,048		7,2	3000,0	21600,0
5	Шпали дерев'яні	м ³	0,064		14,4	180,00	2592,00
6	Усього						711452,0

Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань робимо в табл. 2.11.

Таблиця 2.11 – Розрахунок вартості амортизаційних відрахувань

№ п/п	Обладнання	Кількість	Ціна за одиницю, грн	Витрати на транспорт та монтаж (15%), грн	Первісна стоимость, грн	Річна норма амортизації, %	Сума амортизаційних відрахувань, грн
1	КСП-33	1	1000000	150000	1150000	20	230000
2	2Л100У	1	750000	112500	862500	20	17250
3	ВМП	1	1200000	180000	1380000	20	27600
4	ЛВД 34	1	200000	30000	230000	20	4600
5	КТПВ	1	170000	25500	195500	20	3910
6	ПВИ 250БТ	5	650000	97500	747500	20	14950
7	АВ 400ДО	2	300000	45000	345000	20	6900
8	Усього		220000	33000	253000	20	5060
							668960

Калькуляцію собівартості 1 м виробки робимо в табл. 2.12.

Таблиця 2.12 – Калькуляція собівартості 1м виробки

№ п/п	Елемент витрат	Сума витрат, грн/міс	Обсяг робіт на місяць, м	Собівартість 1м, грн/м	Уд. вага, %
1	Витрати на оплату праці	169424,29	180	941,25	10
2	Відрахування на соц. міри (49,5%)	83865,02	180	465,92	5
3	Допоміжні матеріали	711452,0	180	3952,51	44
4	Амортизація	668960,0	180	3716,44	41
5	Усього			9076,12	100

2.4.3 Транспорт на дільниці

Доставка вугілля по лаві пласта k_8 здійснюється скребковим конвеєром СП 202, що входить до складу комплексу 1КМ103М.

Розрахунковий вантажопотік визначимо згідно з [19]:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{доб}} \cdot k_n}{3 \cdot t_{\text{зм}} \cdot k_m}, \text{ т/год.}, \quad (2.77)$$

де $Q_{\text{доб}}$ – добова продуктивність вибою, т/доб.;

k_n – коефіцієнт нерівномірності вантажопотоку ($k_n = 1,5$ [19]);

$t_{\text{зм}}$ – тривалість зміни, год.;

k_m – коефіцієнт машинного часу ($k_m = 0,8$ [19]);

$$Q_p = \frac{840 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 122 \text{ т/год.}$$

Вибір типу стрічкового конвеєра робимо по 2 параметрам:

1 максимальній величині вантажопотоку;

2 припустимій довжині конвеєра.

Виходячи з умови:

$$Q_p \leq Q_t, \text{ т/год} \quad (2.78)$$

де Q_t – теоретична продуктивність конвеєра, т/год.

По графікам застосовності [19] робимо вибір стрічкового конвеєра: для заданих умов підходить конвеєр 2ЛТ 100У, тому що при необхідній його довжині $L = 1100$ м і куті нахилу $\beta = 0^\circ$ $Q_p = 122 < Q_t = 200$ т/год.

Графік застосовності представлено на рис. 2.5.

Для перевантаження гірничої маси з забійного конвеєра СП 202 на стрічковий 2ЛТ 100У приймаємо перевантажувач скребковий ПС, що входить до складу

мехкомплексу 1КМ103М [2].

Перевірку перевантажувача робимо за умовою 2.77:

$$Q_p = 122 < Q_t = 700 \text{ т/год.}$$

Для транспортування гірничої маси з прохідницьких вибоїв приймаємо конвеєр стрічковий 2ЛТ 100У. Розрахунковий вантажопотік складе:

$$Q_p = \frac{380 \cdot 1,5}{3 \cdot 6 \cdot 0,8} = 39 \text{ т/год.}$$

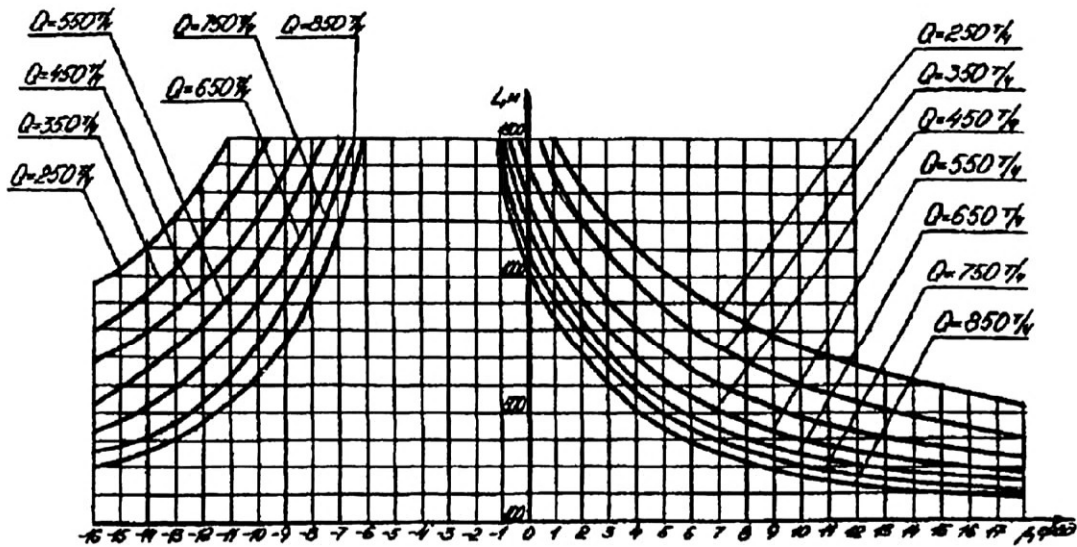


Рисунок 2.5 – Графік застосовності конвеєру 2ЛТ 100У

2.4.4 Провітрювання ділянки

2.4.4.1 Вибір схеми провітрювання виймальної ділянки

Розробляємий пласт – k^B_8 , спосіб підготовки пласту – панельний; система розробки – стовпова з відробкою виймальних стовпів по простяганню і зворотноточним провітрюванням; кількість лав – 2; кількість підготовчих вибоїв – 2; механізація очисних робіт – комплекс 1М103М; навантаження на лаву – 840 т/добу; спосіб проведення виробок – комбайновий. Виходячи з вищесказаного, відповідно до [20], приймаємо схему провітрювання виймальної ділянки типу 1-М-Н-в-вт.

2.4.4.2 Розрахунок відносної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою пласту k_8

Відносна метанообільність виймальної ділянки:

$$q_{\text{діл}} = q_{\text{пл}} + q_{\text{сп}} + q_{\text{пор}}, \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (2.68)$$

де $q_{пл}$ – метановиділення з розроблюваного пласту, $м^3$;
 $q_{сп}$ – метановиділення зі зближених вугільних пластів, $м^3/т.с.д.$;
 $q_{пор}$ – метановиділення з порід, що вміщують, $м^3/доб$;

$$q_{пл} = q_{о.п} + q_{о.у} + k_{е.п} \cdot (X - X_o), \text{ м}^3/\text{т.с.д.}, \quad (2.69)$$

де $k_{е.п}$ – коефіцієнт, що враховує експлуатаційні втрати вугілля в межах виймальної ділянки;

X_o – залишкова метаноносність вугілля, що залишається у виробленому просторі, у ціликах і т.п., $м^3/т$;

$$X_o = X_{о.г} \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.70)$$

де $X_{о.г}$ – залишкова метаноносність вугілля, $м^3/т.с.б.м.$;

$$X_{о.г} = 18,3 \cdot (V^{daf})^{-0,6}, \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.}, \quad (2.71)$$

де V^{daf} – вихід летючих речовин, %;

$$X_{о.г} = 18,3 \cdot 40^{-0,6} = 2,0 \text{ м}^3/\text{т.с.б.м.};$$

k_{WA} – коефіцієнт перерахування метаноносності пласта на вугілля, частки од.

$$k_{WA} = \frac{100 - W - A}{100}, \text{ частки од.}, \quad (2.72)$$

де W і A – відповідно пластова вологість і зольність, %;

$$k_{WA} = \frac{100 - 4,4 - 21}{100} = 0,75.$$

$$X_o = 2,0 \cdot 0,75 = 1,5 \text{ м}^3/\text{т}.$$

X – природна метаноносність пласта, $м^3/т$;

$$X = X_{г} \cdot k_{WA}, \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.73)$$

де $X_{г}$ – природна метаноносність пласта, $м^3/т.с.б.м.$;

$$X = 15 \cdot 0,75 = 11,2 \text{ м}^3/\text{т}.$$

$q_{о.п}$ – відносне метановиділення з очисного вибою, $м^3/т$;

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot X \cdot k_{пл} \cdot \exp(-n), \text{ м}^3/\text{т}; \quad (2.74)$$

де $k_{пл}$ – коефіцієнт, що враховує вплив системи розробки на метановиділення

із пласта;

$$k_{\text{пл}} = \frac{l_{\text{оч}} - 2 \cdot b_{3.д}}{l_{\text{оч}}}, \quad (2.75)$$

де $l_{\text{оч}}$ – довжина очисного вибою, м;

$$k_{\text{пл}} = \frac{200 - 2 \cdot 11}{200} = 0,89.$$

n – показник ступеня, що залежить від швидкості посування очисного вибою, виходу летючих речовин з вугілля та глибини розробки;

$$n = a_1 \cdot V_{\text{оч}} \cdot \exp(-0,001 \cdot H + b_1 \cdot V^{\text{daf}}), \quad (2.76)$$

де a_1, b_1 – коефіцієнти, значення яких приймаються в залежності від V^{daf} ;

$$n = 0,152 \cdot 4 \cdot \exp(-0,001 \cdot 900 + 0,051 \cdot 40) = 1,9;$$

$q_{\text{o,y}}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q_{\text{o,y}} = q^{\text{l}_{\text{o,y}}} + q^{\text{ll}_{\text{o,y}}}, \quad \text{м}^3/\text{т}, \quad (2.77)$$

де $q^{\text{l}_{\text{o,y}}}, q^{\text{ll}_{\text{o,y}}}$ – відносне метановиділення з відбитого вугілля в лаві та в штреку відповідно, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q^{\text{l}_{\text{o,y}}} = X \cdot k_{\text{пл}} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] (b_2 \cdot k_{\text{т,y}} + b_3 \cdot k^{\text{l}_{\text{т,y}}}), \quad \text{м}^3/\text{т}; \quad (2.78)$$

$$q^{\text{ll}_{\text{o,y}}} = X \cdot k_{\text{пл}} \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-n)] b_2 \cdot k^{\text{ll}_{\text{т,y}}}, \quad \text{м}^3/\text{т}; \quad (2.79)$$

де b_2, b_3 – коефіцієнти, що враховують частку відбитого вугілля, що знаходиться відповідно на конвеєрі і залишається на ґрунті в лаві, частки од.;

$k_{\text{т,y}}, k^{\text{l}_{\text{т,y}}}, k^{\text{ll}_{\text{т,y}}}$ – коефіцієнти, що враховують ступінь дегазації відбитого від масиву вугілля відповідно в очисній виробці на конвеєрі, на ґрунті в лаві і на конвеєрі у виробці виймальної ділянки, частки од.;

$$k_{\text{т,y}} = a \cdot T_{\text{т,л}}^{\text{в}}; \quad (2.80)$$

$$k^{\text{l}_{\text{т,y}}} = a \cdot T_{\text{т,л,л}}^{\text{в}}; \quad (2.81)$$

$$k^{\text{ll}_{\text{т,y}}} = a \cdot T_{\text{т,к}}^{\text{в}} - a \cdot T_{\text{т,л}}^{\text{в}}; \quad (2.82)$$

де a, b – коефіцієнти, що характеризують газовітдачу з відбитого вугілля;

$T_{\text{т,л}}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на конвеєрі в лаві, хв.;

$$T_{\text{т,л}} = \frac{l_{\text{оч}}}{60 \cdot V_{\text{к,л}}}, \quad \text{хв}, \quad (2.83)$$

де $V_{к.л}$ – швидкість транспортування вугілля в лаві, м/с;

$T_{т.л.л}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля на підосві в лаві при однобічній виїмці вугілля, хв.;

$T_{т.к}$ – час перебування відбитого від масиву вугілля у транспортній виробці в межах виїмальної ділянки, хв.;

$$T_{т.к} = \frac{\sum_{i=1}^{n_i} l_{тi}}{60 \cdot V_{тi}}, \text{ хв}, \quad (2.84)$$

де n_i – кількість ділянок довжиною l_{mi} з різною швидкістю руху вугілля;

l_{mi} – довжина виробки з i -м видом транспорту, м;

V_{mi} – швидкість транспортування вугілля на ділянці l_{mi} , м/с;

$$T_{т.к} = \frac{1100}{60 \cdot 2} = 9,2 \text{ хв.}$$

$$T_{т.л} = \frac{200}{60 \cdot 1,4} = 2,4 \text{ хв.}$$

$$k_{т.у} = 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,097;$$

$$k_{т.у}^l = 0;$$

$$k_{т.у}^{ll} = 0,118 \cdot 9,2^{0,25} - 0,052 \cdot 2,4^{0,71} = 0,103.$$

$$q_{о.п} = 0,85 \cdot 11,2 \cdot 0,89 \cdot \exp(-1,9) = 1,3 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у}^l = 11,2 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot (1 \cdot 0,097 + 0) = 0,8 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у}^{ll} = 11,2 \cdot 0,89 \cdot [1 - 0,85 \cdot \exp(-1,9)] \cdot 1 \cdot 0,103 = 0,9 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{о.у} = 0,8 + 0,9 = 1,7 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{пл} = 1,3 + 1,7 + 0,03 \cdot (11,2 - 1,5) = 3,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Відносне метановиділення із супутників:

$$q_{сп} = \Sigma q_{сп.п} + \Sigma q_{сп.н} \text{ м}^3/\text{т}. \quad (2.85)$$

Відносне метановиділення як з пласта (супутника), що підроблюється $q_{сп.п}$, так і з пласта (супутника), що надроблюється $q_{сп.н}$, визначається по формулі:

$$q_{сп} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot \frac{m_{сп}}{m_b} \cdot (X_{сп} - X_o) \cdot \left(1 - \frac{M_{сп}}{M_p}\right), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.86)$$

де $m_{сп.i}$ – сумарна потужність вугільних пачок окремого i -го супутника, м;

$X_{сп.i}$ – природна метаносність i -го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

$X_{о.i}$ – природна метаносність i -го супутника, $\text{м}^3/\text{т}$;

m_b – виїмальна корисна потужність розроблююмого пласту, м;

$M_{сп}$ – відстань по нормалі між покрівлею розроблююмого і підосвою збли-

женого (при підробітці) пластів і між подошвою розроблююмого і покрівлею зближеного (при надробітці) пластів, м;

M_p – відстань по нормалі між розроблюючим і зближеним пластами, при якому метановиділення з останнього практично дорівнює нулю, м.

При надробітці пологих і похилих вугільних пластів зачення $M_p = 60$ м, а при підробітці пологих і похилих пластів визначається по формулі:

$$M_p = 1,3 \cdot l_{оч} \cdot k_{у.к} \cdot k_{л} \cdot \sqrt{m_{в.пр}} \cdot (\cos \alpha_{пл} + 0,05 \cdot k_{л}), \text{ м}, \quad (2.87)$$

де $m_{в.пр}$ – потужність пласта, що виймається, з урахуванням породних пропластків, м;

$k_{у.к}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею;

$k_{л}$ – коефіцієнт, що враховує вплив ступеня метаморфізму на величину зводу розвантаження;

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot V^{daf}), \quad (2.88)$$

де $\alpha_{пл}$ – кут падіння пласта, град.

$$k_{л} = 1,88 \cdot \exp(-0,018 \cdot 40) = 0,92;$$

$$M_p = 1,3 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,92 \cdot \sqrt{0,85} \cdot (\cos 14 + 0,05 \cdot 0,92) = 225 \text{ м.}$$

$$q_{сп1} = 1,14 \cdot 4^{-0,4} \cdot \frac{0,5}{0,8} \cdot (11,2 - 1,5) \cdot \left(1 - \frac{140}{225}\right) = 1,5 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{сп3} = 1,14 \cdot 4^{-0,4} \cdot \frac{0,55}{0,8} \cdot (11,2 - 1,5) \cdot \left(1 - \frac{31}{60}\right) = 2,1 \text{ м}^3/\text{т};$$

$$q_{сп} = 1,5 + 2,1 = 3,6 \text{ м}^3/\text{т}.$$

У зв'язку з відсутністю даних з метаносності вміщуючи порід метановиділення визначаємо по формулі:

$$q_{пор} = 1,14 \cdot V_{оч}^{-0,4} \cdot (X - X_0) \cdot k_{сп} \cdot (H - H_0), \text{ м}^3/\text{т}, \quad (2.89)$$

де $k_{сп}$ – коефіцієнт, що враховує вплив способу управління покрівлею і літологічний склад порід, частки. од;

H – глибина розробки, м;

H_0 – глибина верхньої границі зони метанових газів, м;

$$q_{пор} = 1,14 \cdot 4^{-0,4} \cdot (11,2 - 1,5) \cdot 0,00106 \cdot (600 - 100) = 3,4 \text{ м}^3/\text{т}.$$

Тоді відносна метанообільність виймальної ділянки складе:

$$q_{діл} = 3,3 + 3,6 + 3,4 = 10,3 \text{ м}^3/\text{т}.$$

2.4.4.3 Розрахунок абсолютної метанообільності виймальної ділянки і очисного вибою по пласту k_8

Провітрювання ділянки здійснюється по схемі 1-М, тому $I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}}$:

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{A_{\text{оч}} \cdot q_{\text{діл}}}{1440}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.90)$$

де $A_{\text{оч}}$ – середньодобовий видобуток з очисної виробки, т/добу;
 $q_{\text{оч}}$ – очікуване метановіделення з очисної виробки, $\text{м}^3/\text{т}$.

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{955 \cdot 10,3}{1440} = 6,8 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо необхідність проведення дегазації. Критерієм, що визначає необхідність проведення дегазації, є підвищення метанообільності виробок понад припустиму по фактору вентиляції I_p :

$$I_{\text{оч (діл)}} > I_p = \frac{0,6 \cdot V_{\text{max}} \cdot S_{\text{min}} \cdot c}{k_n}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.91)$$

де V_{max} – максимально припустима по ПБ швидкість руху повітря в лаві, м/с;
 k_n – коефіцієнт нерівномірності метановиділення в лаві (з табл. 6.3 [20]);
 c – припустима по ПБ максимальна концентрація метану у вихідному з лави струмені повітря, %;
 S_{min} – мінімальна площа перетину лави, м^2 ;

$$S_{\text{min}} = k_{\text{оз}} \cdot S_{\text{оч.min}}, \text{ м}^2, \quad (2.92)$$

де $k_{\text{оз}}$ – коефіцієнт, що враховує рух повітря по частині виробленого простору, що безпосередньо прилягає до при вибійного (з табл. 6.4 [20]).

$$S_{\text{min}} = 1,2 \cdot 1,7 = 2,0 \text{ м}^2;$$

$$I_p = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,0 \cdot 1}{1,5} = 3,2 \text{ м}^3/\text{хв};$$

$$I_{\text{оч (діл)}} = 6,8 \text{ м}^3/\text{хв} > I_p = 3,2 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Отже, необхідно проводити дегазацію.

Проводимо наступні способи дегазації:

дегазація свердловинами, пробуреними по пласту з підготовчих виробок $k_{\text{дег}} = 0,45$;

дегазація пласта-супутника свердловинами, пробуреними з підготовчих виробок $k_{\text{дег}} = 0,2-0,5$;

відсос газу з виробленого простору $k_{\text{дег}} = 0,3-0,7$.

Визначимо очікуване метановиділення з очисної виробки і виймальної ділянки:

$$q_{\text{оч}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + k_{\text{в.п}} \cdot q_{\text{в.п}}, \text{ м}^3/\text{Т}; \quad (2.93)$$

$$q_{\text{діл}} = (q_{\text{о.п}} + q_{\text{о.у}}) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + q_{\text{в.п}}, \text{ м}^3/\text{Т}, \quad (2.94)$$

де $k_{\text{д.пл}}$ – коефіцієнт ефективності дегазації розроблюємого пласта, частки од;

$k_{\text{в.п}}$ – коефіцієнт, що враховує метановиділення з виробленого простору в при вибійний, частки од;

$q_{\text{в.п}}$ – очікуване метановиділення з виробленого простору на виймальній ділянці, $\text{м}^3/\text{Т}$;

$$q_{\text{в.п}} = [k_{\text{е.п}} (X - X_0) \cdot (1 - k_{\text{д.пл}}) + (\sum q_{\text{сп.пі}} + q_{\text{пор}}) \cdot (1 - k_{\text{д.сп}}) + \sum q_{\text{сп.ні}} (1 - k_{\text{д.сн}})] \cdot (1 - k_{\text{д.вп}}) \cdot (1 - k_{\text{д.в.о}}), \text{ м}^3/\text{Т}; \quad (2.95)$$

де $k_{\text{д.сп}}$, $k_{\text{д.сн}}$, $k_{\text{д.в.о}}$, $k_{\text{д.вп}}$ – коефіцієнти, що враховують ефективність дегазації зближених пластів і порід, що надроблюються; зближених пластів, що підроблюються; виробленого простору та ефективність ізольованого відводу метану відповідно, частки од;

$$q_{\text{в.п}} = [0,03 \cdot (11,2 - 1,5) \cdot (1 - 0,45) + (1,5 + 3,4) \cdot (1 - 0,3) + 2,1 \cdot (1 - 0)] \cdot (1 - 0,5) \cdot (1 - 0,5) = 1,4 \text{ м}^3/\text{Т};$$

$$q_{\text{оч}} = (1,3 + 0,8) \cdot (1 - 0,45) + 1 \cdot 1,4 = 2,5 \text{ м}^3/\text{Т};$$

$$q_{\text{діл}} = (1,3 + 1,7) \cdot (1 - 0,45) + 1,4 = 3,0 \text{ м}^3/\text{Т};$$

$$I_{\text{діл}} = I_{\text{оч}} = \frac{955 \cdot 3,0}{1440} = 2,0 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{р}} = \frac{0,6 \cdot 4 \cdot 2,0 \cdot 1}{1,76} = 2,7 \text{ м}^3/\text{ХВ};$$

$$I_{\text{оч}} (\text{діл}) = 2,0 \text{ м}^3/\text{ХВ} < I_{\text{р}} = 2,7 \text{ м}^3/\text{ХВ}.$$

Отже, дегазація ефективна.

2.4.4.4 Розрахунок кількості повітря для провітрювання виймальної ділянки

2.4.4.4.1 Розрахунок витрат повітря для пласта k_8

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання виймальної ділянки по газам, що постійно виділяються:

$$Q_{\text{діл}} = \frac{100 \cdot I_{\text{діл}} \cdot k_{\text{н}}}{C - C_0}, \text{ м}^3/\text{ХВ}, \quad (2.96)$$

де k_n – коефіцієнт нерівномірності виділення газу, частки од.;

C – припустима згідно ПБ концентрація газу у вихідному з очисної виробки вентиляційному струмені, %;

C_o – концентрація газу у вентиляційному струмені, що надходить на виймальну ділянку, %;

$$Q_{\text{діл}} = \frac{100 \cdot 2,0 \cdot 1,76}{1 - 0,05} = 370 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Витрати повітря повинні задовольняти умові:

$$Q_{\text{діл}} \leq Q_{\text{оч max}} \cdot k_{\text{ут.в}} = 60 \cdot S_{\text{оч max}} \cdot V_{\text{max}} \cdot k_{\text{ут.в}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.97)$$

де V_{max} – максимально припустима швидкість повітря в очисній виробці згідно ПБ, м/с;

$k_{\text{ут.в}}$ – коефіцієнт, що враховує витоки повітря через вироблений простір у межах виймальної ділянки (приймаємо по рис. 6.13 [20]);

$$Q_{\text{діл}} = 370 \leq 60 \cdot 2,0 \cdot 4 \cdot 1,7 = 816 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Умова виконується.

Приймаємо $Q_{\text{діл}} = 370 \text{ м}^3/\text{хв.}$

2.4.4.5 Розрахунок максимально припустимого навантаження на очисний вибій по газовому фактору

$$A_{\text{max}} = A_p \cdot I_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p \cdot (C - C_o)}{194} \right]^{1,93}, \text{ т/добу}, \quad (2.98)$$

де I_p – середня абсолютна метанообільність очисної виробки (приймаємо по табл. 7.1 [20]);

Q_p – максимальна витрата повітря в очисній виробці, що може бути використане для розведення метану до припустимих ПБ норм, $\text{м}^3/\text{хв}$ (приймаємо по табл. 7.1 [20]);

$$A_{\text{max}} = 1160 \cdot 0,65^{-1,67} \cdot \left[\frac{816 \cdot (1 - 0,05)}{194} \right]^{1,93} = 2160 \text{ т/добу.}$$

2.4.4.6 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання тупикових виробок

2.4.4.6.1 Розрахунок метанообільності, кількості повітря і вибір засобів провітрювання штреку пласта k_8

Метановиділення в виробку, проведеному по пласту:

$$I_{\text{п}} = I_{\text{пов 1}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.99)$$

$$I_{\text{з.п}} = I_{\text{пов 2}} + I_{\text{о.у.п}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.100)$$

де $I_{\text{пов}}$ – метановиділення з нерухомих оголених поверхонь пласта, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{пов}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot m_{\text{п}} \cdot V_{\text{п}} \cdot (X - X_0) \cdot k_{\text{т}}, \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.101)$$

де $V_{\text{п}}$ – проектна швидкість посування вибою тупикової виробки, $\text{м}/\text{добу}$;

$k_{\text{т}}$ – коефіцієнт, що враховує зміну метановиділення в часі, частки од. (приймаємо по табл. 3.2 [20]).

$I_{\text{о.у.п}}$ – метановиділення з відбитого вугілля, $\text{м}^3/\text{хв.}$;

$$I_{\text{о.у.п}} = j \cdot k_{\text{ту}} \cdot (X - X_0), \text{ м}^3/\text{хв.}, \quad (2.102)$$

де j – технічна продуктивність комбайну, $\text{т}/\text{хв.}$ (приймаємо по табл. 3.3 [20]);

$k_{\text{ту}}$ – коефіцієнт, що враховує ступінь дегазації відбитого вугілля, дол. од.;

$$k_{\text{ту}} = a \cdot T_{\text{у}}^b, \quad (2.103)$$

де a, b – коефіцієнти, що характеризують газовіддачу з відбитого вугілля (при $T_{\text{у}} \leq 6$ хв $a = 0,052, b = 0,71$, при $T_{\text{у}} \geq 6$ хв $a = 0,118, b = 0,25$);

$T_{\text{у}}$ – час знаходження вугілля в привибійному просторі, хв.;

$$T_{\text{у}} = \frac{S_{\text{вуг}} \cdot l_{\text{ц}} \cdot \gamma}{j}, \text{ хв.}, \quad (2.104)$$

де $S_{\text{вуг}}$ – площа перетину виробки по вугіллю в проходці, м^2 ;

$l_{\text{ц}}$ – посування вибою за цикл безперервної роботи комбайну, м ;

$$T_{\text{у}} = \frac{6,7 \cdot 1 \cdot 1,3}{1,0} = 8,7 \text{ хв.};$$

$$k_{\text{ту}} = 0,118 \cdot 8,7^{0,25} = 0,2;$$

$$I_{\text{о.у.п}} = 1,0 \cdot 0,2 \cdot (3,9 - 1,6) = 0,5 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{пов 1}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 9 \cdot (3,9 - 1,6) \cdot 0,35 = 0,3 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{пов 2}} = 2,3 \cdot 10^{-2} \cdot 1,0 \cdot 9 \cdot (3,9 - 1,6) \cdot 0,11 = 0,1 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{п}} = 0,3 + 0,5 = 0,8 \text{ м}^3/\text{хв.};$$

$$I_{\text{з.п}} = 0,1 + 0,5 = 0,6 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

Розрахуємо витрати повітря для провітрювання привибійного простору при комбайновому способі проведення:

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot I_{з.п}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.105)$$

$$Q_{з.п} = \frac{100 \cdot 0,6}{1 - 0,05} = 63 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Розрахунок витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{з.п} = 6 \cdot n_{чол}, \text{ м}^3 / \text{хв}; \quad (2.106)$$

$$Q_{з.п} = 6 \cdot 5 = 30 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря у виробці:

$$Q_{з.п} = 60 \cdot V_{п \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.107)$$

де $V_{п \text{ min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в тупиковій виробці, м/с;

$$Q_{з.п} = 60 \cdot 0,25 \cdot 12,2 = 183 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Витрати повітря по мінімальній швидкості повітря в привибійному просторі тупикової виробки:

$$Q_{з.п} = 20 \cdot V_{прив \text{ min}} \cdot S, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.108)$$

де $V_{прив \text{ min}}$ – мінімально припустима згідно ПБ швидкість повітря в привибійному просторі, м/с (при температурі 26°C та вологості 70 % $V_{прив \text{ min}} = 1$ м/с);

$$Q_{з.п} = 20 \cdot 1,0 \cdot 12,2 = 244 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Приймаємо $Q_{з.п} = 244 \text{ м}^3 / \text{хв}$.

Витрати повітря для провітрювання усієї тупикової виробки по газовиділенню:

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot I_{п} \cdot k_{н.п}}{C - C_0}, \text{ м}^3 / \text{хв}, \quad (2.109)$$

де $k_{н.п}$ – коефіцієнт нерівномірності газовиділення у тупиковій виробці;

$$Q_{п} = \frac{100 \cdot 0,8 \cdot 1}{1,0 - 0,05} = 84 \text{ м}^3 / \text{хв}.$$

Витрати повітря по кількості людей:

$$Q_{\text{п}} = 6 \cdot n_{\text{чол.н}}, \text{ м}^3/\text{хв}, \quad (2.110)$$

де $n_{\text{чол.н}}$ – найбільша кількість людей, що одночасно працюють у виробці, чол.;

$$Q_{\text{п}} = 6 \cdot 8 = 48 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Повинна виконуватись умова:

$$Q_{\text{п}} \geq Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.111)$$

де $k_{\text{ут.тр}}$ – коефіцієнт витоків повітря у вентиляційних трубопроводах;

$$k_{\text{ут.тр}} = k_{\text{ут.тр}1} \cdot k_{\text{ут.тр}2}, \quad (2.112)$$

де $k_{\text{ут.тр}1}$ – коефіцієнт витоків повітря для кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава (приймаємо по табл. 5.4 [20]);

$k_{\text{ут.тр}2}$ – коефіцієнт витоків повітря для трубопроводу з поліетиленовим рукавом (приймаємо по табл. 5.6 [20]);

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,11 \cdot 1,02 = 1,13;$$

$$Q_{\text{п}} = 84 \geq 244 \cdot 1,13 = 276 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Умова не дотримується, тому приймаємо $Q_{\text{п}} = 276 \text{ м}^3/\text{хв}$.

Вибір засобів провітрювання виробки.

При проведенні виробки будемо застосовувати нагнітальний спосіб провітрювання. Для зменшення коефіцієнта витоків повітря та аеродинамічного опору гнучких трубопроводів застосовуємо комбінований трубопровід із гнучких труб типів 1А та 1Б та введеного усередину їх поліетиленового рукава і кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава.

Визначимо аеродинамічний опір гнучкого комбінованого трубопроводу:

$$R_{\text{тр.г}} = r_{\text{тр}} \cdot (\ell_{\text{тр}1} + 20 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}1} \cdot n_2) + r_{\text{тр}к} \cdot (\ell_{\text{тр}2} + 20 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{\text{тр}2} \cdot n_2), \text{ к}\mu, \quad (2.113)$$

де $r_{\text{тр}}$ – питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, к μ /м;

$\ell_{\text{тр}1}$ – довжина кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

$d_{\text{тр}1}$ – діаметр кінцевої ділянки трубопроводу без поліетиленового рукава, м;

n_1, n_2 – число поворотів трубопроводів на 90° і 45° відповідно;

$r_{\text{тр}к}$ – аеродинамічний опір 1 м трубопроводу з поліетиленовим рукавом, к μ /м;

$\ell_{\text{тр}2}$ – довжина ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$d_{\text{тр}2}$ – діаметр ділянки трубопроводу з поліетиленовим рукавом, м;

$$R_{\text{тр.г}} = 0,0161 \cdot (300 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) + \\ + 0,0046 \cdot (800 + 20 \cdot 0,8 \cdot 0 + 10 \cdot 0,8 \cdot 0) = 14,2 \text{ кр.}$$

Визначимо подачу вентилятора:

$$Q_p = Q_{\text{з.п}} \cdot k_{\text{ут.тр}}, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.114) \\ Q_p = 244 \cdot 1,13 = 276 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Визначимо тиск вентилятора, що працює на гнучкий комбінований трубопровід:

$$h_p = Q_p^2 \cdot R_{\text{тр.г}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}; \quad (2.115) \\ h_p = 4,6^2 \cdot 14,2 \cdot \left(\frac{0,59}{1,13} + 0,41 \right)^2 = 260 \text{ даПа}.$$

По додатку 1 [20] і розрахунковим значенням Q_p і h_p вибираємо вентилятор типу ВМ-6.

Визначимо режим роботи вентилятора, для чого нанесемо аеродинамічну характеристику трубопроводу на аеродинамічну характеристику вентилятора.

Результати розрахунків зводимо в табл. 2.13.

Таблиця 2.13 – Результати розрахунків

$Q_{\text{з.п}}, \text{ м}^3/\text{с}$	2	3	4	5
$k_{\text{ут.тр}}$	1,05	1,08	1,11	1,15
$Q_p, \text{ м}^3/\text{с}$	2,1	3,2	4,4	5,7
$h_p, \text{ даПа}$	60	135	240	345

Побудуємо характеристику трубопроводу на аеродинамічній характеристиці вентилятора (рис. 2.6).

З побудови видно що $Q_{\text{ф}} = 285 \text{ м}^3/\text{хв}$; $h_{\text{ф}} = 270 \text{ даПа}$.

Витрати повітря у місті встановлення ВМП повинна задовольняти наступним умовам:

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot Q_{\text{ф}} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв}; \quad (2.116)$$

де $Q_{\text{ф}}$ – подача вентилятора, $\text{м}^3/\text{хв}$;

$$Q_{\text{вс}} \geq 1,43 \cdot 285 \cdot 1,1 = 448 \text{ м}^3/\text{хв}.$$

Витрати у вибою складуть:

$$Q_{\text{з.п.ф}} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{h_{\text{ф}}}{R_{\text{тр.г}}}} - 0,69 \cdot Q_{\text{ф}}, \text{ м}^3/\text{с}; \quad (2.117)$$

$$Q_{з.п.ф} = 1,69 \cdot \sqrt{\frac{270}{14,2}} - 0,69 \cdot 4,8 = 4,3 \text{ м}^3/\text{с} = 258 \text{ м}^3/\text{хв.}$$

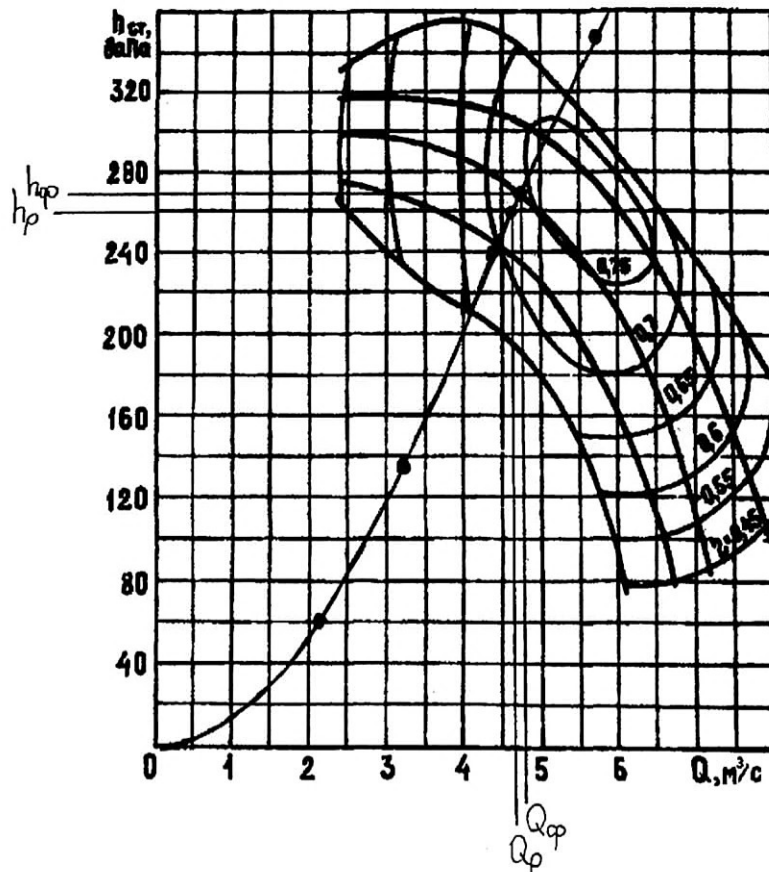


Рисунок 2.6 – Аеродинамічна характеристика вентилятора VM-6 та вентиляційного трубопроводу

2.4.5 Енергопостачання ділянки

Для живлення усіх видів машин і механізмів на ділянці використовується електрична енергія. Напруга в електромережі ділянки складає 660 В.

Вибір трансформаторної підстанції робимо на ПК (див. листинг 2.5).

Згідно з отриманими даними приймаємо трансформаторну підстанцію КТПВ-630/6-0.69.

У якості комутаційної апаратури приймаємо:

- автоматичні вимикачі АВ;
- магнітні пускачі ПВИ.

У якості силового броньованого кабелю приймаємо кабель марки ЕВТ.

У якості силових гнучких кабелів приймаємо кабелі марки КГЕШ.

Для живлення освітлювальної мережі і гучномовного зв'язку приймаємо пусковий апарат АПШ.

У якості світильників приймаємо світильник РВЛ-20.

Перелік застосовуваного обладнання представлений в табл. 2.14.

Таблиця 2.14 – Перелік застосовуваного обладнання

№	Вид обладнання	Тип електродвигуна	Кількість електродвигунів	Потужність, кВт	cos φ
1	Комбайн 1К 103М	ЭКВЭ - 200	1	200	0,87
2	Скребокний конвеєр СП-202	2ЭДКОФВ250В4	2	2 X 110 = 220	0,91
3	ВСП	АИУМ.225.М4	2	2 X 55 = 110	0,85
4	Скребокний перевантажувач ПС	2ЭДКОФВ250В4	2	2 X 55 = 110	0,91
5	Насосна станція СНТ-32	АИУМ.225.М4 АИУМ.112.М2	1 1	55 3 = 58	0,85
6	Насосна станція СНТ-32	АИУМ.225.М4 АИУМ.112.М2	1 1	55 3 = 58	0,85
7	Лебідка ЛВД 34	ВРП200М2	1	25,2	0,87
8	Лебідка ЛВД 34	ВРП200М2	1	25,2	0,87

Електропостачання дільниці здійснюється від пересувного розподільного пункту на якому встановлена трансформаторна підстанція, яка приєднана до розподільної мережі за допомогою КРУ. Дільничний розподільний пункт знаходиться на конвеєрному штреку попереду вибою лави на свіжому струмені повітря і постійно переміщується в міру пересування лави. Згідно розрахунку приймаємо до встановлення на виймальній ділянці трансформаторну підстанцію КТПВ 630. Трансформатор КТПВ 630 живить дільничні автоматичні вимикачі АВ. Відключення вимикачів здійснюється блоком максимального токового захисту типу ПМЗ у випадку виникнення струмів короткого замикання.

Схема електропостачання представлена на рис. 2.11.

Усі забійні машини приєднуються до мережі за допомогою пускачів, які у свою чергу живляться від двох вимикачів АВ. Керування усіма пускачами здійснюється дистанційно з пультів, розташованих на машинах чи поблизу від них. Згідно вимог ПБ [1] в підземних виробках обладнана загальна мережа заземлення. В конвеєрному штреку улаштована місцева мережа заземлення, до якої приєднані всі об'єкти, які підлягають заземленню (металеві частини електротехнічного обладнання, розташоване у виробках).

Для заземлення КТПВ-630/6-0.69, АВ та ПВИ використовуємо сталеву смугу товщиною 3 мм, шириною 20 см та довжиною 5 м. Місцеве заземлення розташовуємо у стічній канавці в конвеєрному штреку (ширина канавки складає 30 см). На дно канавки кладемо шар піску товщиною 50 мм. Потім укладаємо сталеву смугу і засипаємо зверху шаром суміші з піску і дрібної породи. Товщина верхнього шару 150 мм. Параметри місцевого заземлення задовольняють вимогам ПБ.

Місцеві заземлювачі улаштовуємо у кожного розподільного пункту, окремо встановленого електроприймача і кабельної муфти. В мережах стаціонарного освітлення місцевий заземлювач улаштовуємо не для кожної муфти або світильника, а через кожні 100 м мережі. Заземлення муфт гнучких кабелів, а також корпус комбайну 1К 103М, конвеєру СП 202, перевантажувача ПС, лебідки ЛВД 34, світильників здійснюємо з'єднанням із загальною мережею заземлення за допомогою заземлюючих жил живильних кабелів. Заземлюючу жилу з обох боків приєднуємо до внутрішніх заземлюючих затискачів у кабельних муфтах та ввідних пристроях. пристроїв, які нормально не знаходяться під напругою, але можуть опинитися під

напругою у випадку ушкодження ізоляції; трубопроводи, сигнальні троси і інше

Для комбайну 1К 103М і забійного конвеєру СП 202 передбачаємо іскробезпечну схему безперервного контролю заземлення. Крім цього, застосовуємо схему управління з використанням заземлюючої жили силового кабелю, попередній контроль цілісності якої здійснюється по іскробезпечному ланцюгу перед подачею напруги на машину.

Схема заземлення дільниці представлена на рис. 2.7, схема електропостачання на рис. 2.8.

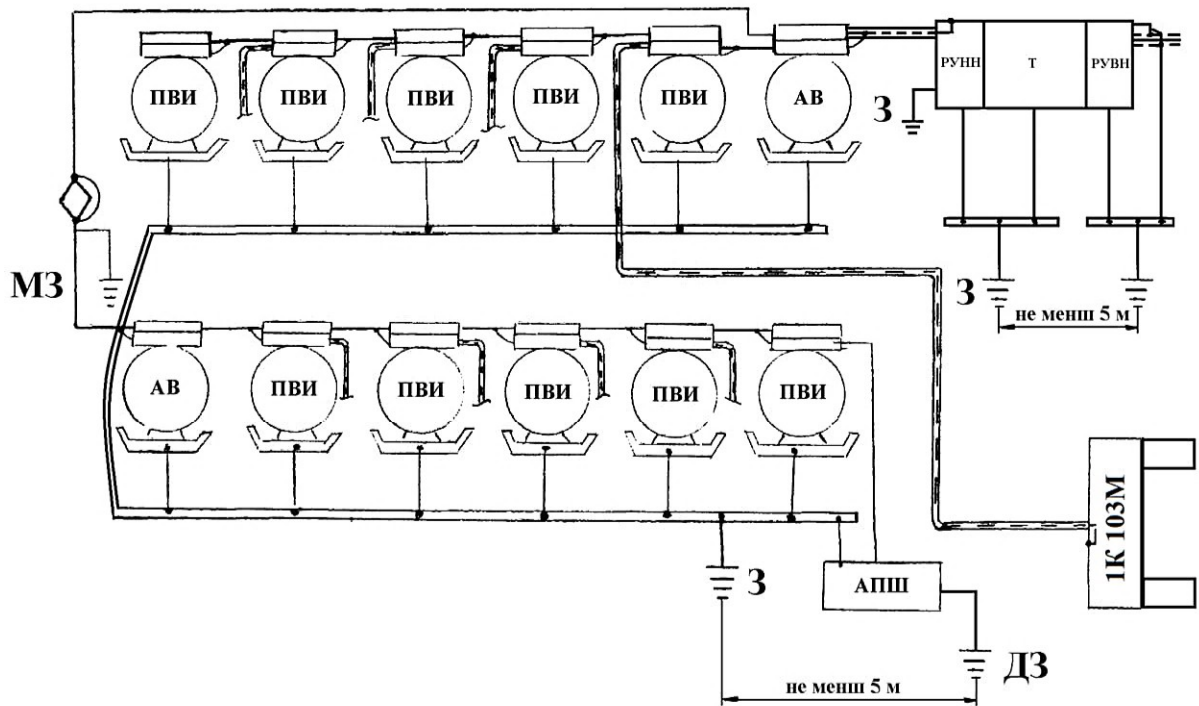


Рисунок 2.7 – Схема заземлення дільниці

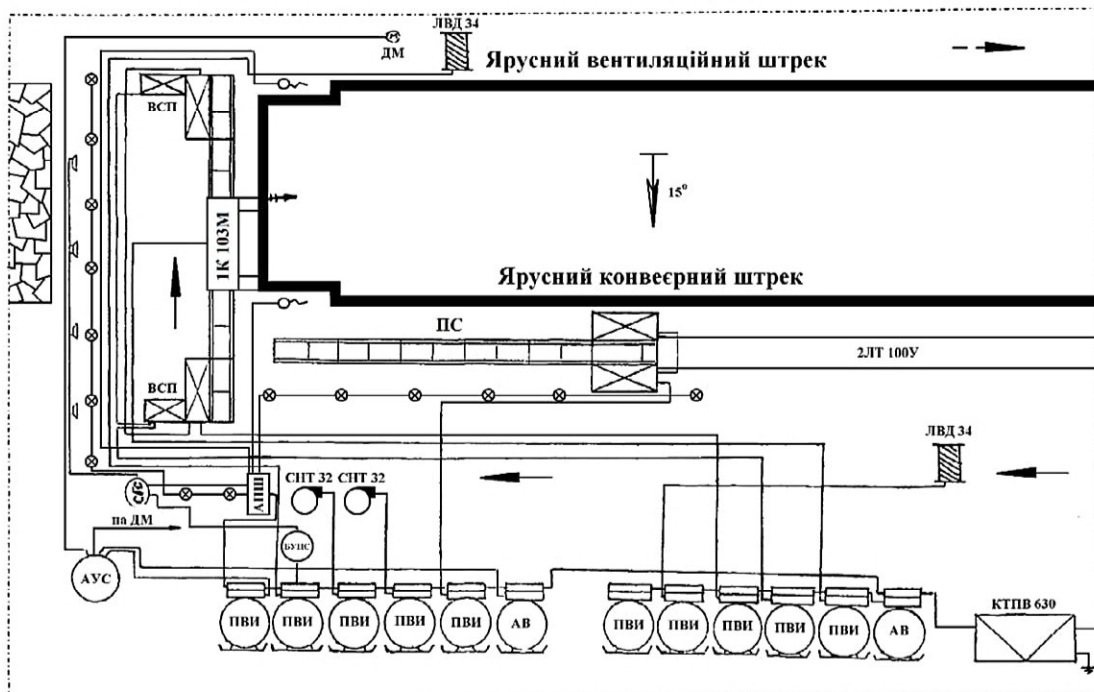


Рисунок 2.8 – Схема електропостачання дільниці

Головний заземлювач у шахті влаштований у водозбірнику, який знаходиться в пристовбурному дворі похилих стовбурів. В якості заземлювача використовуємо сталеву смугу шириною 40 см та довжиною 2,5 м. На випадок огляду, чищення або ремонту головного заземлювача передбачаємо влаштування резервного заземлювача в водозбірнику горизонту 11 штреків. Загальний перехідний опір мережі заземлення не перевищує 2 Ом.

Крім заземлення захист людей від поразки електричним струмом здійснюємо з застосуванням реле витоку струму з автоматичним відключенням ушкодженої мережі. Загальний час відключення мережі напругою 660 В складає не більш 0,2 с.

Захист від витікання струменя на стороні 6 кВ передбачається блокуючим реле витікання БРУ, які вмонтовано у розподільчій пристрій. Захист від витікання у мережі напругою 660 В передбачається за допомогою апарату АЗУР. Він вмонтований в блок захисту підстанції КТПВ-630/6-0.69. Реле витікання БРУ встановлені також в пускачах. Величина уставки БРУ при 660 В не менш 30 кОм.

2.5 Охорони праці

Для забезпечення безпеки при веденні очисних робіт необхідно:

- виїмку вугілля в очисному вибої здійснювати відповідно до паспорта виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею із застосуванням комплексу заходів для запобігання всіх небезпечних і шкідливих виробничих факторів;

- ведення очисних робіт до первинного осаду основної покрівлі, первинний осад основної покрівлі, а також підхід вибою до технічних границь виймальної ділянки проводити по заходах, передбачених паспортом виїмки вугілля, кріплення та управління покрівлею;

- у випадку зупинки робіт в очисному вибої на час понад добу вживати заходи по попередженню обвалення покрівлі в привибійний простір, загазуванню та затопленню;

- у процесі роботи здійснити перевірку стійкості покрівлі і вибою шляхом огляду й остукування;

- лаву, обладнану механізованим комплексом, оснащувати гучномовним зв'язком із прийомопередаючими пристроями, встановленими через кожні 10 м, а також на сполученнях;

- первинний осад основної покрівлі робити під керівництвом начальника ділянки чи його заступника;

- у випадку затримки обвалення покрівлі понад встановлений паспортом крок посадки необхідно застосовувати штучне обвалення, при цьому забороняється здійснювати роботи в лаві по видобутку вугілля до обвалення покрівлі;

- сполучення очисних виробок із транспортними і вентиляційними виробками повинні бути закріплені механізованим пересувним кріпленням.

При монтажно-демонтажних роботах необхідно:

- закріпити монтажну камеру відповідно до паспорту кріплення;

- усі дії по веденню робіт здійснити по умовних сигналах;

- при веденні будь-яких робіт робітником знаходитися тільки в закріплених місцях;

- при транспортуванні устаткування по монтажній камері забороняється знаходитися перед устаткуванням, що рухається;

- використовувати доставочне відділення для проходу людей заборонено.

Заходи щодо забезпечення безпеки робіт при веденні прохідницьких робіт:

- способи і прийоми ведення гірничих робіт і підтримки виробок повинні включати обвали гірничих порід у робочий простір. Проведені гірничі виробки повинні бути вчасно закріплені і утримуватися весь термін експлуатації відповідно до вимог проектів і паспортів. Матеріали, застосовувані для кріплення виробок, повинні відповідати вимогам стандартів, затверджених технічних умов і паспортів. Забороняється ведення гірничих робіт без затвердженого паспорта, а також відступу від нього;

- відставання постійного кріплення від вибоїв підготовчих виробок визначається паспортом, але не повинно бути більш 3 м. На початок нового циклу відставання постійного кріплення від вибою не повинне перевищувати кроку її установки. Усі пороженчі за кріпленням повинні бути закладені, забучені чи затампоновані;

- відстань від кінця чи перегородок вентиляційних труб до вибою не повинна перевищувати 8 м. Наприкінці гнучких повітропроводів повинна навішуватися труба з твердого матеріалу довжиною не менш 2,0 м, що забезпечує нормальний перетин вихідного отвору труби.

Вимоги, пропоновані до дільничного транспорту:

- стрічкові конвеєри повинні обладнуватися:

- а) датчиками бічного сходу стрічки, що відключають привід конвеєра при сході стрічки убік більш 10% її ширини;

- б) засобами пилопридушення в місцях перевантажень, якщо запиленість повітря в цих місцях перевищує гранично допустимі концентрації;

- в) пристроями по очищенню стрічок і барабанів.

2.6 Спеціальна частина

Вступ

Проведення виробки приводить до порушення напруженого стану в недоторканому гірському масиві, у результаті чого породи деформуються і зміщаються вбік виробки. Безпосередньо у вибою на контурі виробки відбувається пружне відновлення розвантажених порід, що закінчується при видаленні виробки на 12–15 м. Потім, у міру видалення прохідницького вибою, опускання породного контуру зростає за рахунок концентрації напруг у породах навколо виробок, що приведе до пластичних деформацій і руйнування порід на деяку глибину від контуру виробки. Найбільше інтенсивно породи зміщається в перші 1–3 місяці. Формування опускання порід у виробки показано на рисунку 2.9. Опускання порід, викликане її проведнням, з видаленням від вибою поступово зменшується до величин, обумовлених умовами роботи виробки як одиночної.

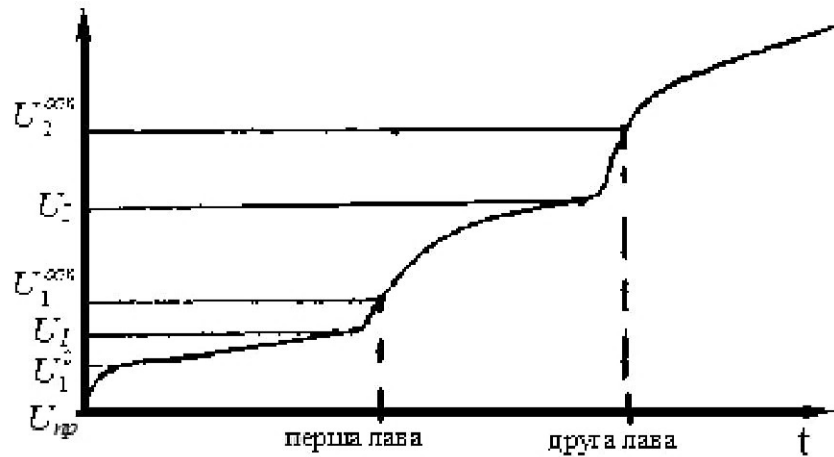


Рисунок 2.9 – Схема формування опускання порід у виробку

Великий вплив на умови підтримки робить ведення очисних робіт, у результаті яких у значних областях масиву, що примикає до очисного вибою, відбувається інтенсивне опускання порід. Протягом 1–2 місяців після проходження очисного вибою покрівля інтенсивно опускається в зоні динамічного опорного тиску, потім швидкості опускання вирівнюються і спостерігаються протягом тривалого часу (до 5 років), коли позначається вплив стаціонарного опорного тиску.

Якщо виробки використовуються в якості вентиляційної для нижче розташованої лави, вона знову зазнає впливу від переднього опорного тиску другої лави, а якщо підтримується і за другою лавою, то зазнає і вплив стаціонарного опорного тиску другої лави.

Таким чином, сумарне опускання порід у виробки можна описати наступною структурною формулою:

$$U = U_{\text{пр}} + U'_0 + U_1 + U_1^{\text{ост}} + U_2 + U_2^{\text{ост}}, \quad (2.118)$$

де $U_{\text{пр}}$ - опускання порід під впливом проведення виробки;

$K_{\text{пр}}$ - коефіцієнт, що враховує спосіб проведення виробки;

U'_0 - опускання у виробки як одиночної після періоду інтенсивного опускання порід;

U_1 - опускання покрівлі під впливом передньої зони опорного тиску першої лави, мм;

$U_1^{\text{ост}}$ - опускання порід у зоні залишкового опорного тиску першої лави;

U_2 - опускання порід під впливом передньої зони опорного тиску другої лави;

$U_2^{\text{ост}}$ - опускання порід у зоні стаціонарного опорного тиску другої лави.

У залежності від способу охорони у формулу можуть входити тільки деякі неї складові.

У залежності від співвідношення діючих напружень і міцності порід, розрізняють 3 типи деформацій.

I тип. При напругах на контурі менше межі тривалої міцності в масиві навколо виробки утвориться зона пружнов'язких деформацій. Деформаційний процес протікає без порушення суцільності порід і загасає (рис. 2.10). Опускання звичайно 50–60 мм. Тут можна не застосовувати рамне кріплення, а для запобігання вивалів застосовувати анкерне кріплення.

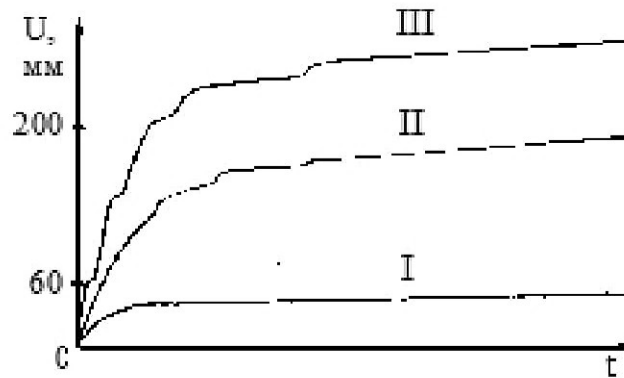


Рисунок 2.10 - Характер опускання порід при різних типах деформацій

II тип. Напруги на контурі перевищують межу тривалої міцності порід, але вони менше миттєвої міцності. Пружнов'язкі деформації з часом у частині зони приводять до руйнування порід, утвориться зона тривалого руйнування порід висотою 1,5–3 м. Опускання порід у виробку до 200 мм.

III тип. Напруги на контурі більше миттєвої міцності порід. Руйнування порід на контурі відбувається відразу після проведення виробки, утворюються зони зруйнованих порід і далі пружнов'язких деформацій. Опускання перевищують 200 мм (рис. 2.10).

2.6.1 Вплив факторів на опускання породного контуру виробки

Першопричиною всіх проявів гірського тиску є напружений стан гірських порід на контурі виробки й у масиві. До проведення виробки напружений стан масиву визначається в першу чергу глибиною від поверхні, тобто гідростатичним тиском. Для басейнів, розташованих у районах сучасних тектонічних процесів, на ділянках під схилами гір, у замкових частинах складок і в області великих тектонічних порушень горизонтальна складових напруг у 1,5 рази більше вертикальної.

Основні фактори: глибина розробки; тип і характеристика кріплення; спосіб охорони виробки; наявність очисних робіт і місце виробки щодо їхніх границь; перетин виробки; спосіб проведення виробки; термін служби; кут падіння пласта.

Найбільше що сильно впливає фактор – глибина розробки. У кілька разів збільшується підняття підшви при збільшенні глибини розробки від малих (200 м) до великих глибин (800 м і більш).

Зі зменшенням міцності порід збільшується опускання покрівлі й підняття підшоши. Як характеристику середовища прийнята розрахункова межа міцності порід на стиск (σ), як середнє значення з величин приведених міцностей покрівлі і підшоши (рис. 2.11).

$$\sigma = \frac{\sigma_{\text{пок}} + \sigma_{\text{під}}}{2}, \quad (2.119)$$

де σ – розрахункова міцність порід;

$\sigma_{\text{пок}}$ – приведена міцність покрівлі, що визначається:

$$\sigma_{\text{пок}} = \sigma_{\text{пок1}} \quad \text{при } h_{\text{пок1}} > 2 \text{ м};$$

$$\sigma_{\text{пок}} = \frac{\sigma_{\text{пок1}} h_{\text{пок1}} + \sigma_{\text{пок2}} h_{\text{пок2}} + \dots + \sigma_{\text{покn}} h_{\text{покn}}}{h_{\text{пок1}} + h_{\text{пок2}} + \dots + h_{\text{покn}}} \quad \text{при } h_{\text{пок1}} < 2 \text{ м} \quad (2.120)$$

де $\sigma_{\text{покi}}$ – розрахункова міцність порід;

$h_{\text{покi}}$ – межа міцності на стиск і-го шару покрівлі;

$\sigma_{\text{під}}$ – приведена міцність підшоши, що визначається при $h_{\text{під1}} < 2 \text{ м}$.

Приведена міцність підшоши визначається за формулою:

$$\sigma_{\text{під}} = \frac{\sigma_{\text{під1}} h_{\text{під1}} + \sigma_{\text{під2}} h_{\text{під2}} + \dots + \sigma_{\text{підn}} h_{\text{підn}}}{h_{\text{під1}} + h_{\text{під2}} + \dots + h_{\text{підn}}} \quad \text{при } h_{\text{пок1}} < 2 \text{ м} \quad (2.121)$$

де $\sigma_{\text{підi}}$ – розрахункова міцність порід;

$h_{\text{підi}}$ – межа міцності на стиск і-го шару підшоши;

На рисунку 2.11 показані розміри областей, що враховуються, у покрівлі й у підшоші пласта.

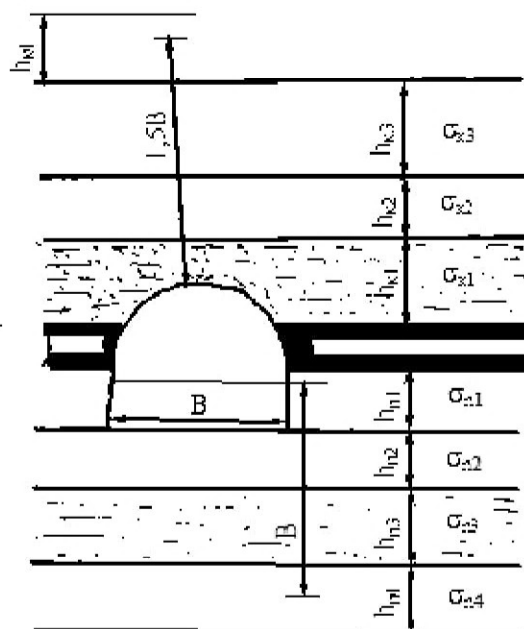


Рисунок 2.11 – Схема для розрахунку σ

При визначенні приведених міцностей покрівлі і підшви варто враховувати наступне.

1. Враховуються пласти потужністю більш 0,5 м.
2. Міцність порід на висоту: у покрівлі, рівну 1,5 ширини, у підшві на висоту, рівній одній ширині виробки.
3. Якщо міцності пластів породи розрізняються не більше ніж на 20%, розрахунок ведеться за мінімальним значенням, якщо більш 20%, то обчислюється середньозважене значення.
4. Якщо в покрівлі або в підшві мається шар більш 2 м безпосередньо над або під пластом, то враховувати тільки цей шар.
5. Якщо в перетині виробки більш міцні породи, чим у підшві й у покрівлі (у 2 і більш рази), то їх не враховують.

Міцність обводнених порід складає 0,8 від міцності сухих порід.

Обвалюємість покрівлі робить на опускання порід вплив.

По обвалюємісті покрівлі розділені на опускання 3 типи:

- легкообвалюємі – менше 50,0 МПа;
- середньої обвалюємісті – 50,0–80,0 МПа;
- важкообвалюємі більш 80,0 МПа.

По ступені підняття ґрунти розділені на:

- не схильні до підняття - $K=12$;
- малопучащі - $K=12-20$;
- пучащі - $K=20-40$;
- сильно пучащі - $K > 40$,

де K – коефіцієнт ступеня підняття (пучіння) ґрунту:

$$K = \frac{H}{\sigma_{\text{під}}}, \quad (2.122)$$

H - глибина розробки, м.

Для пластових виємкових виробок ступінь пучіння визначається по формулі:

$$K = \frac{H \cdot K_d}{\sigma_{\text{під}}}, \quad (2.123)$$

де K_d – коефіцієнт, що враховує тип покрівлі по обвалюємісті:

- для легкообвалюємі покрівлі $K_d = 2$;
- для середньообвалюємі покрівлі $K_d = 2,5$;
- для важкообвалюєміх порід $K_d = 3$.

При збільшенні щільності установки рам кріплення у виробки опускання зменшується на величину, обумовлену коефіцієнтом \sqrt{P} ,

P – щільність установки рам, рам/м.

Перетин виробки враховується коефіцієнтом K_s :

$$K_s = 0,32\sqrt{S}, \quad (2.123)$$

де S - перетин виробки, m^2 .

При проведенні виробки комбайном $U_{пр}$ зменшується в 1,25 рази, коефіцієнт $K_{пр} = 0,8$.

Зі збільшенням кута падіння пласта опускання порід зменшується.

Значний вплив на опускання робить спосіб охорони виробки. Вплив способів охорони розглянемо нижче.

2.6.1.1 Аналіз вивченості способів охорони

Основним принципом розробки вугільних пластів в межах виймальних полів відповідно до прогресивних технологічних схем повинна бути виїмка вугілля без залишення ціликів при наступних способах охорони пластових виймальних виробок:

- 1) підтримка вироблення в масиві попереду лави з подальшим погашенням
- 2) підтримка вироблення позаду забою лави за допомогою штучних огорож для повторного використання вироблення;
- 3) проведення виробки прісечку до виробленого простору;
- 4) оформлення вироблення позаду забою лави з підтримкою у вироблено-просторі бутовими смугами з двох сторін;
- 5) проведення спарених вироблень розділених цілком з погашенням одного вироблення услід за 1-ою лавою і другого вироблення услід за 2-ою лавою з одночасним витяганням ціликів.

На рисунку 2.12 показана схема 1 способу охорони.

Костри з круглого лісу або шпального бруса застосовуються при потужності пласта до 3,5 м і куті падіння до 35° при будь-яких породах, що вміщують. При потужності пласта до 2,5 м багаття встановлюються в один ряд, а при потужності $2,5 \div 3,5$ м - в два ряди. Розміри багаття в площині пласта приймаються не менше 2 м. Відстань між багаттями приймається рівним $1 \div 3$ м в залежності від стійкості покрівлі. Чим слабкіше породи покрівлі, тим вказану відстань менше.

Загальний зсув порід для схеми 1а визначається по формулі:

$$U_{заг} = (U_{пр}K_{пр} + U'_0 + U_1K_{кр})K_S K_{ус}, \quad (2.124)$$

де $U_{пр}$ - опускання порід під впливом проведення виробки;

$K_{пр}$ - коефіцієнт, що враховує спосіб проведення виробки;

U'_0 - опускання у виробки як одиночної після періоду інтенсивного опускання порід:

при t менш 1 року $U'_0 = V_0 t$;

при t більш 1 року $U'_0 = 12V_0$;

V_0 - швидкість опускання порід, мм/міс;

t - термін служби виробки, міс;

U_1 - опускання покрівлі під впливом передньої зони опорного тиску першої лави, мм;

K_s - коефіцієнт, що враховує перетин виробки;

$K_{кр}$ - коефіцієнт, що враховує обвалюємість покрівлі, дорівнює 0,8 для легкообвалюємих; 1 - середньої обвалюємої; 1,2- важкообвалюємої покрівлі;

$K_{ус}$ - коефіцієнт, що враховує вплив кріплення посилення, дорівнює: 0,8 при реакції кріплення посилення 0,1 МПа; 0,7 при реакції кріплення посилення 0,2 МПа.

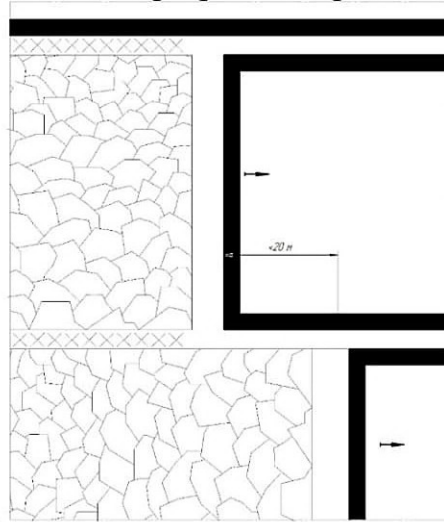


Рисунок 2.12 – Схема 1-го способу охорони виробки
Частки опускання покрівлі:

$$U_{к1} = U_{заг} K_{к}, \quad (2.125)$$

де

$$K_{кр} = \frac{\sigma_{п}}{\sigma_{п} + \sigma_{к}}, \quad (2.126)$$

Для схеми 3.1 опускання визначається по формулі:

$$U_{заг} = (U_{пр} K_{пр} + U_0' + 1,3 U_1 K_{кр}) K_s K_{ус}, \quad (2.127)$$

Вхідні у формули величини опускання і швидкості опускання знаходяться по графіках.

При другому способі охорони застосовуються наступні штучні огороження: органне кріплення, костри зі шпального бруса, залізобетонні тумби, лита смуга з бетону, бутова смуга.

Даний спосіб охорони може застосовуватися при будь-якій системі розробки.

При зведенні бутової смуги породою, що отримується в бутовому штреку, закладка виробляється, як правило, скреперної установкою. Усадка бутової смуги при зведенні пневмозакладною установкою становить (0,2 ÷ 0,25) м, скреперної установкою Z_u (0,3 ÷ 0,4) м і при зведенні вручну - (0,5 ÷ 0,6) м. В результаті усадки бутової смуги і осідання залягають над нею порід покрівлі виникає косонаправленим навантаження, яке діє на кріплення штреку. Як правило, вона призводить до деформації кріплення і необхідності перекріплення виробки.

Охорона БЖБТ застосовується при будь-якій системі розробки, при породах, що вміщують не нижче середньої стійкості і при потужності пласта до 1,5 м, при α до 18° . При легкообвалювальних породах покрівлі зводиться один суцільний ряд, при середньообвалювальних породах - найближчий до вироблення ряд зводиться суцільно, а другий ряд - через тумбу, тобто на один погонний метр вироблення викладається 3 тумби. При слабких породах ґрунту БЖБТ будуть вдавлюватися в неї, а при слабких породах покрівлі БЖБТ будуть «обіграватися», тобто породи покрівлі будуть обсипатися з боків БЖБТ. При слабких породах ґрунту БЖБТ будуть вдавлюватися в неї, а при слабких породах покрівлі БЖБТ будуть «обіграватися», тобто породи покрівлі будуть обсипатися з боків БЖБТ. Відстань від контуру виробки до литий смуги (ширина берми) при стійкій покрівлі має бути не менше висоти нижньої підривання у виробці. При нестійкій покрівлі литу смугу слід зводити безпосередньо за контуром виробки. Литя смуга застосовується при будь-якій системі розробки, при потужності пласта до 2,5 м, при α до 35° і при породах, що вміщують не нижче середньої стійкості. Це прогресивний спосіб охорони. Стійки органної кріплення на пластах тонкої і середньої потужності слід встановлювати на спустошену ґрунт пласта, по нормалі до нашарування порід на відстані $0,5 \div 1,5$ м від кріплення охоронюваної вироблення. Чим слабкіше породи ґрунту пласта, тим вказану відстань має бути більше. При міцності порід ґрунту менш 20 МПа стійки органної кріплення потрібно встановлювати на поздовжні лежня.

Бутокоstri забезпечують більшу жорсткість (меншу усадку), ніж бутові смуги, що зводяться вручну і навіть скреперної установкою. Вони мають велику площу опори, чим литя смуга з швидкотвердіючих матеріалів або органні ряди. Це зменшує осідання порід покрівлі над виробленим простором і покращує стан охороняється вироблення. Однак через високу трудомісткість робіт і великої витрати лісу в даний час цей спосіб охорони застосовується дуже рідко.

На рис. 2.13 показана принципова схема охорони виробки по 2 способів.

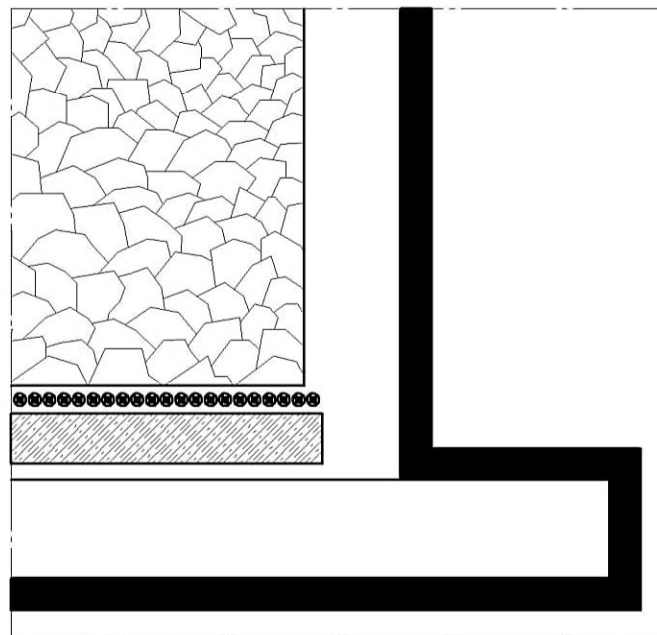


Рисунок 2.13 – Схема 2-го способу охорони виробки

Параметри штучних огорожень визначаються по наступній формулі:

$$\Pi = \frac{P}{P_{ел}}, \quad (2.128)$$

де $P_{ел}$ - кількість тумб, стійок органного кріплення або ширина смуги на 1 м виробки;

P - розрахункове навантаження, МН/м.

$$P = \left[a + b(m - 1) \frac{\sigma}{50} \right], \quad (2.129)$$

де a, b –емпіричні коефіцієнти, які наведені у таблиці 2.15.

Таблиця 2.15 – Емпіричні коефіцієнти

Штучне огороження	а	в
органне кріплення	0,9	0,3
ЗБТ	4,0	6,0
лита смуга	10,0	2,0

m - потужність пласту, округляти до цілих метрів у велику сторону;

σ - округлити до 50 при a менше 50 і до 80 при a більше 50 МПа;

$P_{ел}$ - несуча здатність елемента;

ЗБТ встановлюють у 1 ряд при легкообвалюючої покрівлі;

1,5 ряду при середньообвалюючої;

2 ряди при важкообвалюючої покрівлі.

Несуча здатність однієї дерев'яного стояка органного кріплення діаметром 0,2 м при довжині до 1 м - 0,3 МН; при довжині 1-2 м - 0,25 МН; при довжині більш 2м- 0,20 МН; однієї тумби ЗБТ площею F дорівнює $F\sigma_{\delta s}$, МН; для литий смуги $P_{ел}$ дорівнює міцності матеріалу смуги, МН.

Для забезпечення піддатливості дерев'яні стояки встановлюються під брус товщиною 0,15 м при потужності пласту до 2 м і додатково на ліжан такої ж товщини при потужності пласту більш 2 м.

Костри зі шпального бруса встановлюють в один ряд при потужності до 2,5 м і 2 ряди при потужності більш 2,5 м.

Нормативна міцність швидкотвердіючого матеріалу литої смуги через добу після введення 10,0 МПа.

Опускання покрівлі при другому способі охорони виробки визначається по формулі:

$$U_{заг2} = \left[U_{пр}K_{пр} + U_0' + (U_1 + U_1^{ост} + U_2)K_{кр} \right] K_s K_{ус}, \quad (2.130)$$

де $U_1^{ост}$ - залишкове опускання після проходу 1-й лави, мм;

$$U_1^{\text{ост}} = K_{\text{охр}} m + V_1 t_1 \quad (2.131)$$

$V_1 0 t_1$ - швидкість опускання порід і час експлуатації виробки за лавою, мм/міс., міс., відповідно;

U_2 - опускання покрівлі під дією передньої зони опорного тиску 2-й лави, мм
 $U_2 = 1,4 U_2$;

$K_{\text{охр}}$ - коефіцієнт, що враховує піддатливість штучного огороження:

- для органного кріплення – 0,2
- для ЗБТ – 0,15;
- для литий смуги – 0,1;
- для костров і бутових смуг – 0,4;
- для костров із круглого лісу – 0,6.

І по другому способі охорони можна підсилювати штрекове кріплення. Схема установки кріплення посилення приведена на рис. 2.11.

Параметри установки кріплення посилення приведені в табл. 2.16.

Таблиця 2.16 – Параметри установки кріплення посилення

Ділянка	Довжина ділянки, м при σ_k , МПа		
	До 50	50-80	більш 80
l_1	15	20	30
l_2	40	60	80
l_3	20	30	50

На рис. 2.14 показана схема проведення виробок вприсічку (3-й спосіб охорони).

Існує 3 схеми проведення виробки вприсічку до виробленого простору:

а) повна присічки або з частковим використанням погашається вироблення (ця схема застосовується при слабких породах, що вміщують, на малих глибинах, наприклад, в Підмосков'ї. Для шахт Донбасу вона не типова.);

б) з залишенням цілика вугілля між погашається і проводиться виробками розміром 2 ÷ 4 м;

в) проведення присічної виробки вприсічку до ізолюючої смуги, що зводиться при проведенні раніше використовуваної і погашеної виробки. Ця схема застосовується на пластах зі схильним до самозаймання вугіллям.

В результаті роздавлювання залишені цілики вугілля в схемі б) максимум опорного тиску зміщується в глиб масиву. Ця схема набула найбільшого поширення на шахтах Донбасу з наступних причин:

1) Присічна виробка проводиться за ЗНД (зоною підвищеної тріщинуватості) від погашається вироблення, тобто під "свіжої" покрівлю. Тому ймовірність вивалам породи і травматизму прохідників менше, ніж в схемі а).

2) Імовірність зустрічі виконавчого органу прохідницького комбайна з витягуванні її кріпленням погашеної вироблення відсутня, а в схемі а), вона є. Імовірність вибуху метану, що скупчився в куполах над погашеної виробленням, при проведенні виробки БВР в схемі б) значно нижче, ніж в схемі а).

3) В результаті зсуву максимуму опорного тиску в глиб масиву напруги в породах, що вміщують прісечну виробку, знижуються. В наслідок цього тиск на її кріплення зменшується. У тому випадку, коли є флангові похилі виробки, проведення прісечного штреку здійснюється з флангової виробки.

Відставання вибою прісечної вироблення від забою відпрацьовується лави повинно бути таким, щоб забій знаходився в зоні практично завершених зрушень підробленої товщі гірських порід. Чим слабкіше породи, тим швидше відбувається їх зрушення. Чим більше глибина розробки, тим довший процес зрушень.

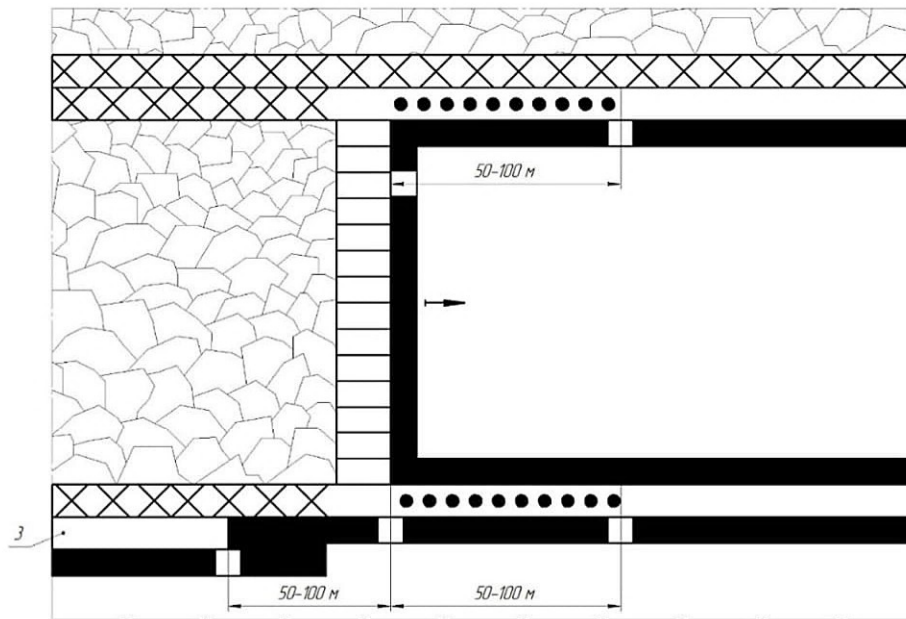


Рисунок 2.14 – Схема 3-го способу охорони виробки

Таблиця 2.17 - Умови застосування схем

Показники	Порода покрівлі		
	Легкообвалювальні	Середньообвалювальні	Важкообвалювальні
Схеми, що допускаються	А, Б, В	Б, В	В
Відстань до лави	90	більш 80	до 250
Розрив у часі, міс.	3	4	10

Опускання порід визначається по формулі:

$$U_{\text{зарз}} = (U'_{\text{пр}} + U''_0 + U'_1 K_{\text{кр}}) K_s K_{\text{ус}} K_1, \quad (2.132)$$

де $U'_{\text{пр}}$ - опускання порід під впливом проведення виробки вприсічку, мм;

$$U''_0 = V''_0 t \text{ при } t < 12 \text{ міс.} \quad (2.132)$$

K_1 - коефіцієнт, що враховує місце розташування виробки:

$K_1 = 1$ для схеми А; $K_1 = 0,7$ для Б и В;

$V_0^{//}$ - швидкість опускання порід у виробленні як одиночної, проведеної вприсічку; $V_0^{//} = V_1^{ост}$;

U_1' - опускання порід під впливом передньої зони опорного тиску у виробки, проведеної вприсічку.

Схема розташування й охорони виробки по 4 способів охорони показана на рис. 2.15.

Порода з бутового штреку закладається в верхню смугу, а від підривання в штреку - в нижню смугу (найчастіше скреперними установками). Довжина верхньої бутової смуги повинна бути не менше (8-10) м, а нижній - (8-10) м. Вся порода від підривання в штреку розміщується в нижній бутової смугі. Згідно ПБ відставання породного вибою в штреку від вугільного вибою лави в залежності від застосовуваного обладнання в лаві повинно бути не більше 5; 8 або 11 м. Кріплення встановлюється в зоні активних зрушень гірських порід. Тому для забезпечення стійкості штреку необхідно встановлювати кріплення з піддатливістю, що перевищує усадку бутових смуг. Незважаючи на значні ускладнення в порівнянні з односторонньою бутовою смугою схем транспорту і вентиляції, даний спосіб охорони набуває все більшого поширення на шахтах з великою глибиною розробки, на пластах зі слабкими породами, що вміщують і, особливо, на пластах з породами ґрунту, схильними до пученню.

Цей спосіб охорони застосовується при суцільній системі розробки "лава-штрек". Як одностороння, так і двостороння бутові смуги застосовуються при наступній потужності пласта:

- 1) при зведенні бутових смуг вручну до 0,8-1 м;
- 2) при зведенні ЗУ до 1-1,2;
- 3) при зведенні пневмозакладочною установкою до 1,5 м.

Застосування розвантажувальних свердловин детально описано в розділі 6, тому тут не розглядається

Опускання порід у виробку по 4 способів охорони визначається по формулі:

$$U_{заг4} = K_6 m, \quad (2.133)$$

де K_6 - коефіцієнт, що враховує піддатливість бутової смуги.

Опускання покрівлі визначається по формулі $U_k = 0,3m$, а підняття підосви по формулі $U_{п} = U_{заг4} - U_k$.

Умови застосування способів охорони пластових виїмкових виробок приведені в таблиці 2.18.

Таблиця 2.18 - Умови застосування способів охорони пластових виїмкових

Номер способу	1	2	3	4
Потужність пласта	будь-яка	до 2,5 м	будь-яка	до 1,5 м
Ступінь пучіння підосви	менше 12	менше 20	будь-яка	більше 40

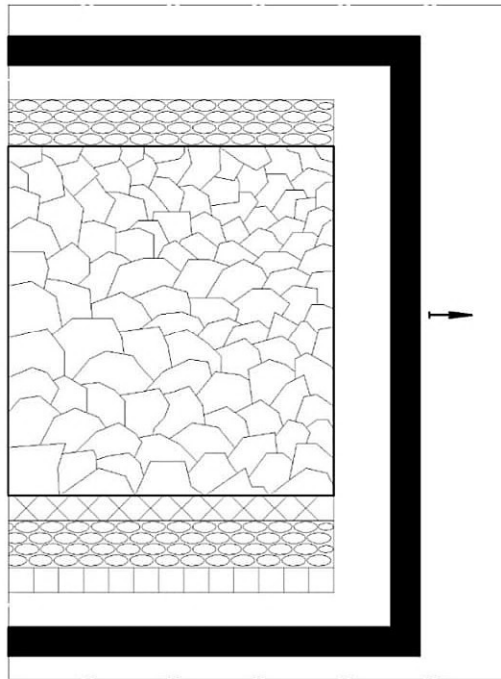


Рисунок 2.15 – Схема 4-го способу охорони виробки

На рис. 2.16 показане розташування виробок по 5 способі охорони.

Даний спосіб охорони застосовується при будь-якій системі розробки.

Згідно ПБ, норм технологічного проектування, залишення вугільних ціликів не рекомендується або забороняється на пластах, схильних до раптових викидів вугілля і газу, небезпечних за гірським ударам, на захисних пластах, а також на пластах, схильних до самозаймання.

Для сучасних шахт Донбасу цей спосіб не перспективний.

В даний час на шахтах Донбасу більше 50% лав працюють по безцеликовій технології. Для повторного використання вироблення зводяться податливі (бутові смуги, багаття), жорсткі (органний ряд, БЖБТ, литі смуги з швидкотвердіючого матеріалу) і обмежено податливі (бутокостри і накатні багаття) штучні споруди.

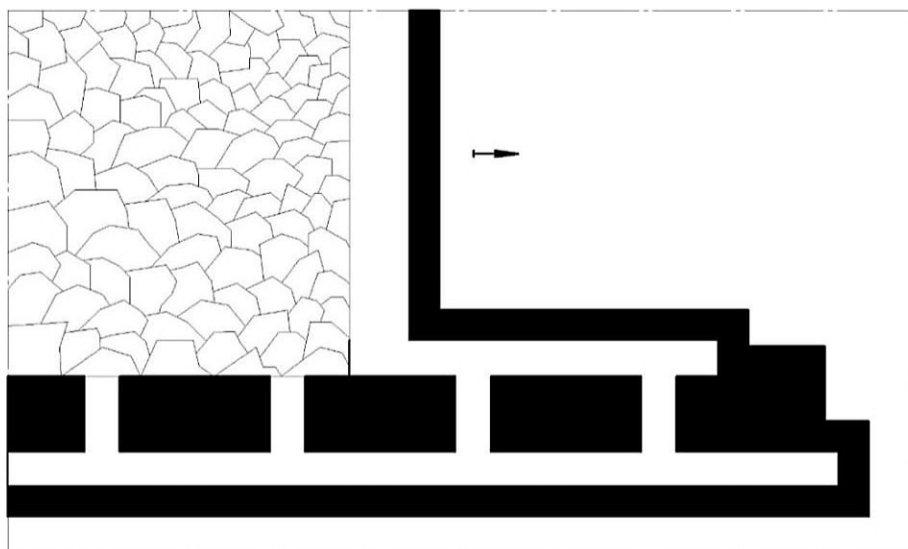


Рисунок 2.16 - Схема 5-го способу охорони виробок

2.6.2 Стан виробок на шахті.

Загальна довжина усіх виробок – 5000 м, усі виробки закріплені рамним металевим кріпленням. Частина виробок перебуває в незадовільному стані близько 20% хоча б за одним з показників:

- за висотою виробки;
- за шириною виробки;
- невідповідність допустимих значень проходу для людей;
- невідповідність допустимих значень відстаней між обладнанням.

Таким чином на шахті існує проблему з підтриманням гірничих виробок, перш за все дільничих виробок. Основною причиною є те, що дільничі виробки охороняються ціликами вугілля.

2.6.3 Вибір та обґрунтування способу охорони прилеглих до лав виробок

Для підвищення стійкості виробки, що примикає до очисному забою, необхідно зменшити значення сумарних зсувів за весь термін її служби. Цього можна досягти шляхом застосування раціональної системи розробки (при суцільній - проведення штреку слідом за лавою. При стовпової - погашати штреки слідом за лавою. При комбінованій з переважанням ознак стовпової - погашати вентиляційний штрек по мірі відпрацювання другої лави), застосуванням прохідницького комбайна замість БПР і т.д. Для зменшення зсувів у недоторканому масиві U_0 необхідно застосувати найбільш підходящі заходи з розглянутих раніше стосовно одиної виробленні (якісна забутовка або тампонаж закріпного простору, застосування рукавів "Буллфлекс" або набризкбетону по периметру арки, ВЦР, попередній розпір). Всі ці заходи виконуються в забої виробки. Сюди ж відносяться проведення вироблення широким забоем або проведення в два етапи. Поза зоною впливу очисного вибою, за зоною опорного тиску, тобто в масиві, доцільно застосовувати зміцнення порід анкерами, проведення компенсаційних щілин БВР або барошнековою машиною. У зонах впливу опорного тиску, а так само за лавою в зоні активного зрушення подробленої товщі гірських порід на ділянці (0,6-0,8) I лави - встановлювати кріплення посилення. Установка гідравлічних стійок з насадками в якості кріплення посилення краще установки дерев'яних Ремонтин, тому що при дерев'яних Ремонтин відбувається концентрація опорного тиску на меншому протязі вироблення, ніж при гідравлічних стійках.

У разі поломки дерев'яної Ремонтин виникає динамічне навантаження на кілька рам, що може привести до їх поломки.

Для зменшення зсувів у виробленому просторі бажано застосовувати штучні споруди з мінімальною піддатливістю (її мають литі смуги, що зводяться з швидкотверднучого матеріалу). Однак жорсткі штучні споруди застосовуються при породах, що вміщають не нижче середньої стійкості. При слабких породах вони не застосовуються.

Тому необхідно застосовувати раціональні способи охорони виробки з метою її повторного використання.

2.6.4 Розрахунок зміщень та порівняння варіантів. Технологія ведення робіт по вибраному способу.

Розрахунок способу охорони конвеєрного штреку робимо на ПК.

Выполнил: ст. группы Гир-17д Колякіна А.С.

Руководитель: Філатьев М.В.

Исходные данные

1. Вынимаемая мощность пласта 0,85 м;
2. Глубина разработки 900 м;
3. Угол падения пласта 14°;
4. Длина выработки 1100 м;
5. Сечение выработки в свету 12,2 м²;
6. Способ проведения выработки - Комбайн;
7. Реакция крепи усиления 0,2 МПа;
8. Время поддержания выработки вне зоны влияния очистного забоя 12 мес;
9. Время поддержания выработки в зоне влияния остаточного опорного давления 12 мес;
10. Длина лавы 200 м;
11. Годовая скорость подвигания очистного забоя 912 м/год.

Кровля:

12. Мощность первого слоя кровли 2,2 м;
13. Предел прочности первого слоя кровли 90 МПа;
14. Мощность второго слоя кровли 9 м;
15. Предел прочности второго слоя кровли 70 МПа;
16. Мощность третьего слоя кровли 5 м;
17. Предел прочности третьего слоя кровли 50 МПа.

Почва:

18. Мощность первого слоя почвы 2,3 м;
19. Предел прочности первого слоя почвы 70 МПа;
20. Мощность второго слоя почвы 5 м;
21. Предел прочности второго слоя почвы 80 МПа;
22. Мощность третьего слоя почвы 7 м;
23. Предел прочности третьего слоя почвы 50 МПа.

Результаты расчетов:

Категория пород почвы по пучению: пучащие (К = 0,89).

Таблица 1 - Сравнение вариантов

вариант	способ	Смещение, мм					Тип крепи	Уточн. S, м ²	Стоимость, грн./м				Затраты по варианту		
		U _к	U _п	U _{общ}	U _{расч}	U _{пред}			К	Р	О	І	грн./м	%	
I	1	191	242	433	191	300	ар.,3-х звенн.	12,2	1335	471	0	1806	3746	158	
	3	192	245	437	192	300	ар.,3-х звенн.	12,2	1335	605	0	1940			
II	2	лп	573	631	1204	573	700	ар.,5-ти звенн.	15,2	1669	344	341	2354	2372	100
		жб	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
		ок	815	559	1374	815	1000	ар.,5-ти звенн.	15,2	1669	372	808	2849	2475	104
		бк	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—
III	4	540	266	806	540	700	ар.,5-ти звенн.	15,2	1669	201	0	1870	3740	158	
IV	5	185	235	420	185	300	ар.,3-х звенн.	12,2	1107	303	0	1410	2820	119	

В результаті впровадження способу охорони конвеєрного штреку жорсткою литою смугою доведена можливість застосування прямої схеми провітрювання виїмкових ділянок. За рахунок зміни схеми провітрювання підвищений рівень безпечних умов праці гірників. Забезпечене краще збереження і працездатність свердловин, дегазації, в суміші, що відсисається, з яких концентрація метану зросла з 40 до 60%.

Після відходу лави від розрізної печі на 500 м середня втрата проектної площі поперечного перетину штреку не перевищила 35%. Підтверджена можливість повторного використання конвеєрного штреку як вентиляційного при підриванні в ньому на 0,8-1 м видавлених порід ґрунту. Витрати на відновлення 1 м повторно використовуваного конвеєрного штреку на 1000 грн. менше, ніж проведення нового вентиляційного штреку вприсечку до виробленого простору раніше відпрацьованих лав. Можлива продуктивність праці трьох гірників по зведенню литої смуги об'ємом 1.72 м^3 на 1 м посування лави досягає 8 м в зміну, що не є стримуючим чинником при високій інтенсивності виробництва очисних робіт.

Таким чином, описана технологія охорони виробок на пологих пластах з використанням литих смуг дозволяє не тільки реалізувати відомі геомеханічні принципи охорони виробок, але і практично забезпечити впровадження прямої схеми провітрювання.

ВИСНОВКИ

У дипломному проекті описана геологічна будова шахтного поля, розрахована кількість запасів вугілля, визначені виробнича потужність і режим роботи шахти. Вирішені питання вибору системи розробки. В якості системи розробки прийнята стовпова система розробки лава-ярус з повторним використанням транспортного штреку у якості вентиляційного і зворотноточним провітрюванням. Вирішені питання механізації очисних і підготовчих робіт. Для механізації очисних робіт прийнятий комплекс 1КМ103М з комбайном 1К 103М і добовим навантаженням 840 т/добу. Розроблений паспорт виймальної ділянки по пл. k_8^B . Для механізації проведення виробок прийнятий комбайн КСП 33. Зроблені розрахунки параметрів провітрювання шахти та магістрального транспорту.

В основній частині вирішені питання, пов'язані з вибором раціонального способу охорони дільничих виробок.

Результати виконаної роботи рекомендуються до використання технічним, технологічним і економічним службам ш. "Карбоніт" при розробці програми розвитку гірничих робіт.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Правила безпеки у вугільних шахтах. Нормативно-правовий акт з охорони праці. – К.: 2012. – 398 с.
2. Машины и оборудование для шахт и рудников. Справочник. С.Х. Клорикьян, В.В Старичнева, М.А. Сребный и др. М.: изд-во МГГУ, 1994.-471с.
3. Задачник по підземній розробці вугільних родовищ. Навчальний посібник для вищих навчальних закладів. К.Ф. Сапицький, В.П. Прокоф'єв, І.Ф. Ярембаш та ін. Донецьк: РВА ДонДТУ, 1999.-194с.
4. Правила технической эксплуатации шахт. М.: Недра, 1985.-400с.
5. Нормы технического проектирования для угольных шахт, разрезов и обогатительных фабрик. М.: Недра, 1981.-60с.
6. Бурчаков А.С. Технология подземной разработки месторождений полезных ископаемых. Учебник для вузов. М.: Недра, 1983.-487с.
7. Управление кровлей и крепление очистных забоев с индивидуальной крепью. Е.П. Мухин, Е.П. Захаров, Е.Д. Дубов и др. К.: Тэхника, 1994.-190с.
8. Технологические схемы монтажа и демонтажа механизированных комплексов КМ 103М, КМК 97М, КД 80, КМ 137, КМТ, КМ 138. Луганск, 1991.
9. Єдині норми виробітку на очисні роботи для вугільних шахт. К., 2006 – 352 с.
10. Единые нормативы численности повременно оплачиваемых рабочих для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. М.: Минуглепром СССР, 1998.-136с.
11. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебное пособие для вузов. М.: Недра, 1989.-240с.
12. Бокий Б.В., Зимина Е.А., Смирнянов В.В. Технология и комплексная механизация проведения горных выработок. М.: Недра, 1972.-336с.
13. Технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. М.: Недра, 1991.-250с.
14. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок / НИИ горной геомеханики и маркшейдерского дела ВНИМИ. – 2-е изд., перераб. и доп. – СПб., 1991. – 123 с.
15. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчі роботи для вугільних шахт. К., 2004 – 302 с.
16. Типовые агрегатные нормы на проведение подготовительных горных выработок проходческими комбайнами в угольных шахтах. – М.: МУП СССР, 1975. – 136 с.
17. Единые нормы выработки (времени) на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Утв. МУП УССР 18.01.80.-М.:1992.-402 с.
18. Единые нормы выработки на горно-подготовительные работы для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. Донецк: Донецкий ЦОГ, 1992.-285 с.
19. Кузьменко В.И. Горные транспортные машины в примерах и задачах. Учебное пособие. Луганск: Лугань, 1997.-208 с.
20. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. С.В. Янко, С.П. Ткачук, Л.Ф. Баженова и др. К.: Основа, 1994.-312 с.
21. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов М.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах: Учебное пособие. К.: УМК ВО, 1992.-400 с.
22. Справочник по борьбе с пылью в горнодобывающей промышленности. Под ред. А.С. Кузьмича. М.: Недра, 1982. – 240 с.