

Міністерство освіти і науки України
Національний технічний університет
"Дніпровська політехніка"

Інститут природокористування
(інститут)

Кафедра гірничої інженерії та освіти
(повна назва)

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

кваліфікаційної роботи ступеню бакалавра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студента Троценка Анатолія Віталійовича
(ПІБ)

академічної групи 184-18зек-3
(цифр)

спеціальності 184 Гірництво
(код і назва спеціальності)

спеціалізації
за освітньо-професійною програмою Гірництво
офіційна назва

на тему: «Розробка параметрів технології охорони виймкового штреку пласта с4 шахти
«Благодатна» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»»
назва за наказом ректора

Керівники	Прізвище, ініціали	Оцінка за шкалою		Підпис
		рейтинговою	інституційною	
кваліфікаційної роботи	доц. Демченко Ю.І.			
розділів:				
Розділ 1	доц. Демченко Ю.І.			
Розділ 2	доц. Демченко Ю.І.			
Рецензент				
Нормоконтролер				

Дніпро
2021

ЗАТВЕРДЖЕНО:
завідувач кафедри
гірничої інженерії та освіти
повна назва

_____ проф. Бондаренко В.І.
(підпис) (прізвище, ініціали)

« _____ » _____ 2021 року

ЗАВДАННЯ
на кваліфікаційну роботу
ступеня бакалавра
(бакалавра, спеціаліста, магістра)

студенту Троценко А.В. академічної групи 184-18зек-3
(прізвище та ініціали) (шифр)

спеціальності 184 - Гірництво

спеціалізації _____

за освітньо-професійною програмою Гірництво
(офіційна назва)

на тему «Розробка параметрів технології охорони виїмкового штреху пласта с₄ шахти «Благодатна» ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля»»

затверджену наказом ректора НТУ «Дніпровська політехніка» від _____ № _____

Розділ	Зміст	Термін виконання
1-й розділ	Розглянути характеристику гірничого підприємства та проаналізувати виробничу ситуацію з розвитку гірничих робіт.	13.05.21
2-й розділ	Розробити параметри технології охорони виїмкового штреху пласта с ₄ шахти «Благодатна»	15.06.21

Завдання видано _____
(підпис керівника)

Дата видачі 08.04.2021 р.

Дата подання до екзаменаційної комісії 15.06.2021 р.

Прийнято до виконання _____
(підпис студента)

_____ доц. Демченко Ю.І.
(прізвище, ініціали)

_____ студ. Троценко А.В.
(прізвище, ініціали)

РЕФЕРАТ

Пояснювальна записка: 60 с., 10 рис., 14 табл., 26 джерел літератури.

Об'єкт розробки - технологія підтримки виробок в умовах інтенсифікації очисних робіт.

Мета кваліфікаційної роботи: запропонувати раціональний варіант підтримки виробок для повторного використання.

Предмет розробки - параметри кріплення виробок при відпрацюванні тонких вугільних пластів.

У першій частині роботи наведено загальну характеристику підприємства, зокрема гірничо-геологічну та гірничо-технічну характеристику шахти.

У другому розділі розроблені технологічні рішення. Виконано аналіз параметрів кріплення виїмкових штреків на тонких пластах і запропоновано технологію для шахти «Благодатна», виконано розрахунки транспорту шахти.

У підрозділі "Охорона праці" розглянуті заходи щодо боротьби з пилом, розглянуті шкідливі і небезпечні фактори, а також шляхи підвищення безпеки праці.

Виконані економічні розрахунки підтверджують ефективність запропонованих технічних рішень. Пропонована в роботі технологічна схема кріплення виїмкових штреків може бути застосована і на інших шахтах Західного Донбасу.

ШАХТА, ВУГІЛЛЯ, ШТРЕК, ЛАВА, ПЛАСТ, АРОЧНЕ КРІПЛЕННЯ, ЛИТА СМУГА, ОЧИСНИЙ ВИБІЙ, ОХОРОНА ПРАЦІ, ЕКОНОМІЧНИЙ ЕФЕКТ.

ЗМІСТ

	стр.
ВСТУП	5
1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА	6
1.1 Адміністративна підпорядкованість і географія місцезнаходження	6
1.2. Гірничо-геологічна характеристика	6
1.3. Аналіз виробничої ситуації з розвитку гірничих робіт	23
1.4 Висновки	24
1.5 Вихідні дані	24
2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА	26
2.1 Аналіз існуючих систем розробки	26
2.2 Вибір варіантів	27
2.3 Геомеханічне обґрунтування способів охорони виробок	27
2.4 Розробка раціонального способу охорони і підтримки виїмкових виробок	31
2.5 Технологічна схема транспорту	36
2.6 Охорона праці	44
2.7. Економічна оцінка запропонованих технічних рішень	52
Висновок	58
ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ	59

ВСТУП

Ритмічність, ефективність і безпека роботи у вугільній шахті визначається станом підготовчих виробок. Інтенсифікація очисних робіт, збільшення площі перерізу виробок, постійне зростання глибини розробки призвели до суттєвого погіршення умов будівництва та експлуатації гірничих виробок.

Стійкість підготовчих виробок залежить, в основному, від способів їх проведення, охорони та розташування відносно меж очисних робіт, а також від типу, конструкції і працездатності встановлених у них кріплень. Тому питання вибору раціональних засобів і способів кріплення та підтримки підготовчих виробок у складних умовах експлуатації стають все більш актуальними, оскільки від їх правильного рішення залежить і безпека робіт, і своєчасна підготовка очисного фронту, і техніко-економічні показники роботи шахт.

У кваліфікаційній роботі запропоновано для повторного використання гірничих виробок замість використовуваного способу підтримання гірничих виробок впровадити литу смугу спільно з рамно-анкерним кріпленням.

Лита смуга спільно з рамно-анкерним кріпленням дозволить зберегти виробку в задовільному стані достатній для повторного використання.

Метою даної кваліфікаційної роботи є максимальне зменшення як матеріальних витрат, так і витрат часу на ремонт виробок.

Для досягнення поставленої мети необхідно вирішити наступні завдання:

- виконати розрахунки по обґрунтуванню застосування технічних рішень на шахті «Благодатна»;
- виконати розрахунки щодо транспорту, охорони праці;
- визначити економічну ефективність прийнятих рішень.

1. ХАРАКТЕРИСТИКА ГІРНИЧОГО ПІДПРИЄМСТВА

1.1 Адміністративна підпорядкованість і географія місцезнаходження

Шахта «Благодатна» побудована за проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» закладена в 1965 р і здана в експлуатацію в грудні 1971 року. З 1971 по 1994 рік шахта «Благодатна» входила до складу виробничого об'єднання «Павлоградвугілля». З квітня 1994 р. по 1997р. орендне підприємство з видобутку вугілля, з 1997 по квітень 2000 р. - державне підприємство, підпорядковане безпосередньо Мінвуглепрому України, з квітня 2000 р - в складі ДХК «Павлоградвугілля». В даний час шахта є частиною приватного акціонерного товариства "ДТЕК Павлоградвугілля". С лютого 2005 року об'єднана з шахтою ім. Героїв Космосу в шахтоуправління.

Шахта розташована на території Павлоградського району Дніпропетровської області в 10 км від м. Павлограда. Безпосередньо на шахтному полі розташовано с. Вербки, а в 8км на північний захід - м Павлоград з його ж / д станціями. Через м Павлоград проходить автострада Київ-Донецьк, а також залізні дороги Дніпро - Покровськ, Москва-Симферопіль, з якими шахта пов'язана залізничною гілкою через ст. Ароматна.

На схід знаходиться шахта «Павлоградська», на північний захід знаходяться центральний лісобаза УМТС ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля», ЦЗФ «Павлоградська» і шахта ім. Героїв Космосу ПрАТ «ДТЕК Павлоградвугілля».

1.2. Гірничо-геологічна характеристика

Структура будови гірського масиву

У геоструктурі до шахтного поле примикає до північно-східного схилу Українського кристалічного масиву і тягнеться вздовж південно-західного борту Дніпровсько-Донецької западини. Площа шахтного поля характеризується в основному слабо-горбистим, спокійним моноклінальним заляганням з падінням порід в північному та північно-східному напрямках під кутом 3-4°, приурочену в велику заплаву долину річки Самара, затоплює в паводковий період.

Площа шахтного поля складена осадовими породами нижнього карбону, що залягають на еродованих поверхнях кристалічних порід до кембрію і перекритих молодшими лізокайнозойськими відкладеннями. У нижньому карбоні представляють промисловий інтерес, є відкладення самарської свити (C_{13}). Свити C_{12} і C_{14} розкриті одиничними свердловинами і на площі шахтного поля практично не вивчені.

Свита C_{13} (Самарська) вивчена досить повно за даними розвідувальних свердловин. Загальна потужність свити 430 м. У відкладеннях свити міститься до 40 вугільних пластів та прошарків, з котрих тільки 15 пластів – C_1 , C_3 , C_3^H , C_4^H , C_4^1 , C_4^2 , C_5 , C_5^1 , C_6^H , C_7^H , C_7^B , C_8^H , C_8 , C_9 , C_{10} . За даними геологічної дорозвідки в затверджених межах шахтного поля залягає 6 пластів робочої потужності C_9 , C_8^H , C_7^H , C_5 , C_4 , C_1 . Крім того на резервній ділянці, розташованій за південно-Тернівським скиданням залягають робочі пласти C_1 і C_4^H . Потужність продуктивної свити дорівнює близько 200 м, Основними маркуючими горизонтами свити є: витриманий, порівняно малопотужний (0,30-1,30м) вапняк C_1 , який служить нижньою межею свити, і вугільні пласти C_1 , C_7^H , C_8^H . Верхньою межею свити C_{13} є порівняно потужний (0,55-3,65м) вапняк D_1 . Літологічний склад свити: пісковики - 24%, алевроліти-45%, аргіліти-26%, вапняки-0,5%, вугілля-4,5%. Породи карбону повсюдно перекриті більш молодими утвореннями тріасового, юрського, палеогенового і четвертинного віку. Пласти C_9 , C_8^H , C_7^H в першому блоці відпрацьовані, залишилися запаси на пластах C_5 , C_4 , C_1 . Пласт C_5 простої будови, залягає вище в 40-45 м пласта C_4 і в 40-45 м нижче відпрацьованого пласта C_7 . Марка вугілля ДГ.

Питома вага 1,38 г/см³, зольність 11,0%, вологість 13,8-12,3%, опірність різанню 305 кг / см, міцність 2,72, середня потужність пласта 1,1 м міцністю 2,5-3, газоносність 5-10 м³ / т. Безпосередньо над пластом залягає потужний (до 52м) вельми обводнених піщаник міцністю 4-5, виділення води у вигляді повсюдного капелю.

Пласт C_4 в основному простої будови, залягає вище в 40-45 м пласта C_1 і в 40-45 м нижче пласта C_5 . Марка вугілля ДГ. Питома вага 1,45 г / см³, зольність

16,4%, вологість 12,1%, опірність різанню 300 кг / см, міцність 2,5-3,0, середня потужність пласта 0,8-0,93 м, газоносність 7-9,7 м³ / т. Безпосередньо над пластом залягають переважно аргіліти потужністю 0,3-1,0м («помилкова покрівля»), міцністю -1,0-1,2, алевроліти міцністю 1,5-1,8 і пісковики потужністю 5-15 м міцністю -4, 0-5,2, в основний покрівлі - пісковики потужністю 15-25м тієї ж міцності. Залягає пласт тільки в східній частині бремсбергового поля, в іншій частині пласт розмитий. Гірничими роботами відпрацьована велика частина пласта.

Пласт С₁ залягає нижче 80-85м пласта С₅ і 40-45м пласта С₄. Марка вугілля ДГ. Питома вага 1,44 г / см³, зольність 14,4%, вологість 12,3%, опірність різанню 300 кг / см, міцність 2,5-3,0, середня потужність пласта 0,95 м, з прошарками аргілітів 0.15-0.22 м, міцністю -1,2-1,5 газоносність 4,7-11,7 м³ / т. Будова пласта відносно проста.

Безпосередньо над пластом залягає переважно аргіліти міцністю 1,0-1,2 і алевроліти міцністю 1,5-1,8, а так само «помилкова покрівля» потужністю 0,1-0,2 м, в основний покрівлі - пісковики потужністю 15-25м.

У межах шахтного поля шахти «Благодатна» нараховується 9 млн. т у засбросовій ділянці по пластам С₄ і С₁.

Поле пласта С₄ шахти «Павлоградська» в 1 блоці не розкрити, проте розкрита засбросова частина пластів С₁ і С₄ і нарізані лави. Виходячи з цього доцільно перерозподілити запаси вже розкритих полів пластів С₄ і С₁ шахт «Благодатна» і «Павлоградська», суть якого полягає в тому що шахта «Благодатна» передає запаси по пластах С₄ і С₁ в засбросовій частині, а шахта «Павлоградська» в свою чергу передає шахті «Благодатна» частину поля по пласту С₄ в 1 блоці. Промислові запаси вугілля марки ДГ станом на 1.01.2017 р. становили 48,26 млн.т (1 блок – 12,5; 2 блок – 29,2; 3 блок – 6,8): по пластам С₉ – 4,027 млн.т (2 блок), С₈ – 4,513 млн.т (2 блок), С₇ – 7,097 млн.т (2 блок), С₅ – 8,213 млн.т (1 блок – 2,699; 2 блок – 5,514), С₄ – 2,024 млн.т (1 блок), С₁ – 22,385 млн.т (1 блок – 7,501; 2 блок – 8,04; резервна діляниця – 6,855).

Верхня межа метанових газів на поле ш. «Благодатна» проходить на глибинах 130-150м (абс.отм. мінус 50). Всі вугільні пласти в основному знаходяться в метановій зоні.

Шахта по газу відноситься до III категорії. Суфлярне метановиділення не спостерігалися. По викидах і гірським ударами пласти не небезпечні. Вугільний пил вибухонебезпечна. Всі оцінювані пласти не схильні до самозаймання. Температура порід у нижній технічній кордону оцінюваної площі (глибина 300м) не перевищує 22,8 ° С.

Гідрогеологія

Підземні води, укладені в четвертинних, неогенових, палеогенових і кам'яновугільних відкладах. Найбільш водообильним є бучакський водоносний горизонт. Так безпосередньо над пластом С₅ залягає потужний (до 52 м), в якому знаходяться статичні запаси води, піщаник міцністю 4-5, виділення води у вигляді повсюдного капезу. В даний час водоприток у шахті становить 225 м³/год, в подальшому при доопрацюванні пласта С₅.

Шахтні води хлоридно-натрієвого складу з мінералізацією до 19 г/л і загальною жорсткістю 67-70 мг-екв/л. Вода по відношенню до металу досить агресивна.

Тектоніка

Згідно тектонічної схеми Західного Донбасу площа шахтного поля приурочена до північно-східної частини Самарського горста. Пологе залягання осадової товщі ускладнюється цілим рядом великих і дрібних тектонічних порушень типу скидів, поєднаних з пологими структурами пликативного типу. З розривних форм дислокацією слід відзначити найбільш великі скиди: Вербський, Богданівський, Південно-Терновський, Павлоградско-Вязовський.

Характеристика запасів вугілля

Символ пласту	Марка вугілля	Середня міцність пласта, м От – до		Кут падіння пласта град.	Будова пласта	Зольність, % От – до Середня		Масова доля загальної сірки, % від – до середня	Газовосність, м ³ /т	Ступінь викидоне безпеки
		обща	полезн			Чистого вугілля (вугільних пачок)	Засореного вугілля (100% засоріння прошарками)			
C ₁₁	Д	<u>0,65-1,0</u> 0,81	<u>0,65-1,0</u> 0,81	2-3°	Просте	<u>5,8-26,7</u> 15,4	<u>5,8-26,7</u> 16,1	<u>1,0-4,0</u> 2,4	5	Небезпечні
C ₁₀₊ C ₁₀ ^H	Д, ДГ	<u>0,70-1,10</u> 0,87	<u>0,70-1,10</u> 0,86	2-3°	Просте	<u>6,9-15,5</u> 10,1	<u>6,9-15,5</u> 10,1	<u>1,5-2,6</u> 1,8	10	Небезпечні
C ₉	Д, ДГ	<u>0,75-1,3</u> 1,04	<u>0,75-1,3</u> 1,04	2-5°	Просте	<u>3,4-23,1</u> 9,5	<u>3,4-23,1</u> 9,6	<u>0,9-4,1</u> 2,1	10	Небезпечні
C ₈₊ C ₈ ^H	Д, ДГ	<u>0,70-1,20</u> 0,93	<u>0,65-1,20</u> 0,91	2-5°	Просте та складне (2-е пачки)	<u>5,0-21,3</u> 11,4	<u>5,1-29,1</u> 13,9	<u>0,5-3,7</u> 1,6	10-13,8	Небезпечні
C ₇₊ C ₇ ^H	Д, ДГ	<u>0,85-1,80</u> 1,15	<u>0,85-1,45</u> 1,14	2-5°	Переважно просте	<u>2,1-22,3</u> 11,2	<u>2,1-26,8</u> 11,9	<u>0,3-3,7</u> 1,5	5-14,9	Небезпечні
C ₅₊ C ₅ ^B	Д, ДГ	<u>0,60-1,57</u> 0,97	<u>0,60-1,40</u> 0,95	2-5°	Просте	<u>2,7-19,2</u> 8,3	<u>2,7-27,5</u> 9,3	<u>0,4-4,9</u> 1,8	5-11,7	Небезпечні
C ₄₊ C ₄ ^H	ДГ	<u>0,70-1,20</u> 0,88	<u>0,70-1,10</u> 0,86	2-3°	Просте та складне	<u>3,2-28,8</u> 11,2	<u>3,2-28,8</u> 12,5	<u>1,2-5,0</u> 2,3	5-10	Небезпечні
C ₁	ДГ	<u>0,62-1,0</u> 0,90	<u>0,54-1,0</u> 0,89	2-5°	Переважно просте	<u>3,2-23,5</u> 10,2	<u>3,2-29,2</u> 11,0	<u>0,5-4,8</u> 1,4	10-16	Небезпечні

До них приєднуються більш дрібні їх відгалуження також скидного типу. Простягання основних тектонічних порушень північно-західне і південно-східне, згідне з простяганням кам'яновугільної товщі, кути падіння круті і складають, як правило, 50-60°. Амплітуда зміщення порід в межах шахтного поля змінюється від 10 до 280 м.

Межі та розміри шахтного поля

Шахтне поле має розміри по простягання 8,0 км і по падінню 3,0 км, і розділено на два блоки. В даний час ведуться гірничі роботи в першому блоці. Площа земельного відводу 6,3га.

Затвердженими межами шахтного поля є:

- на заході-залізнична магістраль МПС Лозова-Синельникове
- на сході умовна лінія, розташована навхрест простягання пластів на відстані 1,2 км від стовбурів, що є спільним кордоном з шахтою «Павлоградською»
- на півночі (по падінню) - Богдановський і Вербське скидання
- на півдні (по повстанню) Південно-Тернівське скидання

Таблиця 2

Розподіл запасів шахти «Благодатна» (станом на 01.01.2021 р.)

Індекс вугільних пластів	Затверджені кондиції		Всього балансних запасів тис.т (Q1)	Розподіл запасів по геологічній міцності, м						Запаси вугілля у втратах у крупних геологічних порушеннях тис.тон	Запаси вугілля під населен. пунктами в зоні підтоплення Тис.тонн	Пром. запаси, наявні до відпрацювання (по ПТУ та ГТУ) тис.тонн
	По міцності пласта, М	По зольності А4, %		До 0,8		0,8- 0,9		0,9 и более				
				Кол-во тис.т (Q2)	(Q2-Q1)%	Кол-во тис.т (Q3)	(Q3-Q1)%	Кол-во тис. т (Q4)	(Q4-Q1)%			
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
C ₁₁	0,6	30	2567	601	23	1986	77	-	-			-
C ₁₀ ^а + C ₁₀	0,6	30	2704	355	13	1359	50	990	37			-
C ₉	0,6	30	6991	-	-	2744	3	4247	61		5800	4027
C ₈ ^а +C ₈	0,6	30	7166	299	4	5496	77	1371	19		5900	4513
C ₇ ^а + C ₇	0,6	30	12038	954	8	265	2	10819	90		9200	7097
C ₅ ^а +C ₅	0,6	30	13201	5432	11	6725	51	1044	8		9800	8213
C ₄ ^а + C ₄	0,6	30	5509	1015	18	4494	82	-	-			2024
C ₁	0,6	30	30891	6382	21	23626	76	888	3		4100	22385
Всього			81092	15038	19	46695	58	19359	24		46525	48259

Таблиця 3

Природна газонасність по глибинам розробки

Інтервал опробування	Кількість опробувань	Середнє значення		Зміни газонасності, м ³ /т.с.б.м. від до
		Глибина, м	Газонасність, м ³ /т.с.б.м	
100-150	14	139	3,6	1,8-11,8
150-200	69	178	6,2	1,0-13,8
200-250	86	225	7,2	4,4-14,0
250-300	53	271	7,9	4,7-11,7

Ділянка за Південно-Тернівський скиданням, на якому залягає пласт С₁ і С₄ є резервним. Межа першого блоку проведена в створі з 934 збірним штреком пл. С₉ розміри якого складають по простяганню 3,6 км

Технічні показники

Шахта «Благодатна» побудована за проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» закладена в 1965 р. і здана в експлуатацію в грудні 1971 року з первісної проектною потужністю 1200 тис. тон на рік, яка була освоєна в 1974 році.

З 1990 р шахта «Благодатна» почала поступовий перехід на нижні пласти С₅, С₄, С₁ з найгіршою продуктивністю і гіршими гірничо-геологічними умовами шахта знизилася обсяги видобутку вугілля. В період 1993 по 1998 р. шахта була самостійною. За цей час по ряду об'єктивних і суб'єктивних причин шахта знизилася показники по видобутку вугілля з 1,1 до 0,4 млн. т у рік, з проведення гірничих виробок з 10 до 3 км в рік.

Відпрацювання запасів в блоці №2 ускладнено розташуванням на його площі села Вербки. Промислові запаси в блоці №2 під с. Вербки становлять 29,2 млн. тонн. З 1991 року, внаслідок різних причин, відбувся спад виробництва. З 1996 року інститутом Донвугі виробнича потужність шахти прийнята - 900 тис. т/рік. На 1.01.2006 р. нормативна – 600 тис. т., встановлене завдання 1000 тис. тон вугілля в рік.

Шахтне поле розбито на 2 блоку і резервну ділянку.

В межах 1-го блоку проектом інституту «Дніпрогіпрошахт» передбачено відпрацювання 6 пластів: С₉, С₈, С₇^н, С₅, С₄^н, С₁. Відпрацювання запасів верхньої групи пластів в блоці №1 закінчена: пласта С₉ – 1992г., пласта С₈ -1991г., пласта С₇^н - 1998г.

В теперішній час ведуться роботи по пластам С₄^н, С₅, С₁ (бресбергова частина) в блоці №1.

Схема розкриття

Розкриття шахтного поля здійснено двома центральними – здвосними стовбурами (головним і допоміжним) і горизонтальними квершлагами.

Стовбури пройдено до кінцевої глибини до гор. 325 м. Головний ствол має діаметр 6.0 м, площа перерізу у світлі 28,3м² і закріпленій чавунними тубінгами в наносних породах (до гор 250м) і бетонним кріпленням в коренях породах, гирло закріплено залізобетоном. Головний ствол служить для видачі вугілля, породи, а також для виходу вихідної повітря і обладнаний двоскиповим вугільним зі скіпами НКМ9,3 вантажопідйомністю 9т (10,9 м³) і односкиповим породним зі скіпом вантажопідйомністю 5,3 т (4 м³) підйомами. По головному стовбуру прокладено сходове відділення на всю глибину стовбура. Огородження виконано з металевих сіток. Армування стовбура жорсткого «Ш» образного типу виконано до гор 250м до вугільного завантаження. Розстріли: центральні із двотавра №27в, упори з двотавра №20в, провідники із рейок Р43, крок армування в тубінговій частині – 4000 мм, в бетонній – 4168 мм. В стовбурі виконані сполучення з виробками для запасного виходу на гор 140, 165, 210 м і дві для завантаження вугілля нижче гор 250м на 8м і породне нижче гор 210 м на 14 м.

Допоміжний ствол пройдено до кінцевої глибини і має діаметр 6.5 м, площа перерізу у світлі 33,2 м² і закріплений чавунними тубінгами в наносних породах (до гор 250 м) і бетонним кріпленням в корених породах, гирло закріплено залізобетоном. Допоміжний ствол служить для спуску-підйому людей, вантажів, устаткування, матеріалів в. т. ч. довгомірних, а також для подачі свіжого повітря в шахту і обладнаний двома незалежними вантажолюдськими підйомами з одноповерховими клітями ІНОВ 400.6.6., розрахованими на одну вагонетку ВГ3,3. У стовбурі виконані сполучення з робочими горизонтами, там же обладнані навколостовбурові двори 140, 165, 210, 250 і 325м кругового типу забезпечують ведення гірничих робіт на пластах С₅, С₄ і С₁. На гор. 140, 165 гірничі роботи з видобутку вугілля зупинені.

У стовбурі прокладені три стави головного водовідливу Д=250мм два з поверхні до гор 325м, один до гор 210м, два протипожежних Д=150мм до 325м і Д=100мм до гор 210м, один емульсійний Д=50мм, а також силові кабелі сигналізації та зв'язку.

Вугільні пласти розкриті горизонтальними квершлагами з горизонтів 140, 210, 250м та магістральними штреками, пройденими по пласту. Поля вугільних пластів С₇, С₅, С₁ розділене на бремсбергову і упохильну частини. Верхні пласти С₉, С₈, С₇ розкриті з гор 140, 165м, запаси цих пластів у межах першого блок відпрацьовані, тому розкриття їх докладно не висвітлюється.

Пласт С₅ в середній його частині розкритий горизонтальними (відкочувальним і конвеєрним) квершлагами гор. 210м, звідки розкривалася бремсбергова і похилена частина поля пласта С₅. Розкриття і підготовка пласта проводилася магістральними штреками, пройденими по пласту. Нижня частина пласта С₅ розкрита магістральними штреками з гор 250м. Пласти С₄ і С₁ у верхній частині бремсбергового поля розкриті квершлагами, пройденими з розкриваючих виробок пласта С₅ з середньої його частини. Середня частина пласта С₁ (нижня частина бремсбергового поля) розкриті з гор 325м магістральних відкочувальних штреків, а нижня частина пласта С₄ розкрита горизонтальним відкочувальним квершлагом пласта С₄.

Похильна частина пласта С₁ розкрита тільки на гор 325м виробками пристовбурового двору.

Всі розкриваючі виробки закріплені триланковим арочним металевим податливим кріпленням типу АП і КШПУ. Відкотний і конвеєрний квершлаг гор. 210м, закріплені кріпленням АП15,5 з кроком установки рам через 0,5 м, відкотний квершлаг на пласт С₄, магістральний відкотний і конвеєрний штреки пл. С₅ гор. 250, відкотний і конвеєрний квершлаг на пл. С₁ гор 210м закріплені кріпленням АП-13,8 з кроком установки рам через 0,5 м, магістральний відкотний штреки пл. С₁ закріплені кріпленням АП-11,2 з кроком установки рам через 0,5 м, магістральні відкотний і конвеєрні штреки пластів С₅, С₄, С₁. На шахті прийняті навколостовбурові двори гор. 140,165, 210, 250 і 325м кругового типу.

Виробки пристовбурових дворів гор.140,165м закріплені трьохзвенним арочним металевим податливим кріпленням і забетоновані, виробки навколостовбурових дворів гор. 210, 250 і 325м закріплені трьохзвенним

арочним металевим жорстким кріпленням з двотавра і СВП з тампонажу виробленого простору.

Основним горизонтом вважається горизонт 210 м, в якому розташовані камери головного водовідливу, ЦПП, медпункту і підземна диспетчерська, камери кругового породного перекидача, камера очікування. До відкочувального квершлягу гор 210м примикають гараж-зарядна гір 210 м і роздавальна камера складу ВМ і центральний вуглеспуск на гор 250 м.

Навколостовбурний двір гор. 140 м використовується як запасний вихід. У пристовбуровому дворі гор. 165 м знаходяться склад ВМ, РПП і використовується як запасний вихід. У пристовбуровому дворі гор. 250 м знаходяться гараж-зарядна гір 250м, камера очікування, виробки вивантаження донних вагонів, вихід в камеру вугільної завантаження.

Навколостовбурний двір гор. 325м є самим нижнім горизонтом. У ньому розташовані камери водовідливу гор 325м, виробки для чищення просипу, камера гараж -зарядної гор 325м і РПП.

Вентиляція

На шахті прийнята центральна всмоктувальна схема провітрювання з подачею свіжого повітря по допоміжному та головному стовбуру. Шахта віднесена до Ш категорії по виділенню метану і небезпечною щодо вибуху вугільного пилу. За час роботи шахти суфлярних виділень газу та раптових викидів вугілля і метану не спостерігалось. Породний пил сілікозонебезпечний. Абсолютна метанообільність становить до 1,04 м³/хв. Для провітрювання шахти застосовані дві головні вентиляторні установки ВОД-30М, які працюють почергово, які встановлені у блока головного стовбура в спеціальному приміщенні. Повітря видається зі стовбура через підземний вентиляційний канал. Головні вентиляторні установки ВОД-30М укомплектовані синхронними електродвигунами потужністю 1250 кВт, 600об/хв

Провітрювання гірничих виробок і очисних вибоїв здійснюється за рахунок загальношахтної депресії, схема провітрювання лав прямоточна, з підсвіженням вихідного повітря.

Тупикові забої провітрюються за допомогою ВМП. Провітрювання гараж-зарядних і складу ВМ і роздавальної камери ВМ відокремлений.

Витрата повітря фактично становить 10310 м³/хв, розрахункова 9040 м³/хв, депресія становить 225мм вод ст., депресія вентиляторів 190 мм вод ст баланс надходження повітря надходить по допоміжному столу 182,1 м³/с.

Далі повітряний струмінь розподіляється на виїмкові ділянки - 18,3м³/с, підготовчі-15,7м³/с, підтримувані виробки - 106,3 м³/с, провітрювання камер 16,7 м³/с, внутрішні витоки складають 25,1 м³/с, Видається з шахти по головному стовбуру 182,1 м³/с. Зовнішні підсоси через шахтну будівлю, канал ГВР, капер - 41,4 м³/с.

Подача свіжого повітря до виїмкових ділянок і підготовчих вибоїв здійснюється з пристовбурових дворів гір 210 і 250м, по магістральним виробкам.

Для провітрювання очисних і підготовчих вибоїв пласта С₁ свіже повітря надходить по відкочувальному квершлягу пл С₁, 1-східному магістральному

відкочувальному штреку пласта С₁, вихідний повітря виходить на 2 східний магістральний відкатний штрек пласта С₁, далі йде по відкотувальним виробкам гор. 325 м і виходить на головний стовбур.

Для провітрювання очисних і підготовчих вибоїв пласта С₄ свіже повітря надходить з гор 250м за відкотувальним квершлагам пл. С₄, по 2 східному магістральному відкотувальному штреку пласта С₄, вихідний повітря виходить на 1 східний магістральний конвеєрний штрек пласта С₄, далі йде на конвеєрні виробки гор. 210м і виходить на головний стовбур.

Для контролю за шахтною атмосферою застосований безперервний автоматичний контроль за вмістом метану на виїмкових дільницях та підготовчих вибоях здійснюється апаратурою автоматичного газового захисту АТ-3-1 виконаної на базі апаратури «Метан». У центральному диспетчерському пункті встановлено 3 стійки СП.1, на які збирається інформація газової обстановки в шахті. Цілодобовий контроль та аналіз інформація від датчиків ДМТ здійснює оператор АГК за світлової індикації або по самописцям.

Контроль і управління ВМП здійснюється за допомогою апаратури «Вітер-1М». Провітрювання вибоїв виробляється ВМП типу ВМЕ-6 або ВМ-6м. Забої забезпечуються робочим і резервним ВМП. Повітрювання вибою здійснюється по вентиляційним прогумованим трубам діаметром 800 мм

Контроль якості повітря в підготовчих вибоях здійснюється апаратурою АПТВ. В 5-10 м від устя виробки встановлено пристрій для розгазування виробок (ПВР). Контроль кількості повітря контролюється датчиком швидкості повітря (ДСВ або ДКВ), встановлених в 15м від забою. Крім того контроль за шахтною атмосферою здійснює персонал шахт, виробничих ділянок і ВТБ заміряє вміст СН₄ і СО₂ приладами епізодичної (ШП1, трубками АСО) і приладами безперервного (Сигнал 2, Сигнал 5, СМС) дії.

Шахтний підйом

Головний стовбур служить для видачі вугілля, породи, а також для виходу вихідної повітря і обладнаний двухскіповими вугільними з скіпа НКМ9,3 вантажопідйомністю 9т (10,9м³) і односкіповим породним зі скіпом вантажопідйомністю 5,3т (4м³) підйомами.

Підйом обладнаний: вугільної підйомної машиною 2Ц-4х1,8 з редуктором ЦО-18 (І = 10,52) і двома електродвигунами АКН16-51-20 потужністю 800кВт 290 об / хв. Діаметр канатів 42 мм.

Породною підйомною машиною 2Ц-4х1,8 з редуктором ЦО-16 (І = 10,33) і двома електродвигунами АКН15-36-20 потужністю 320квт 290 об / хв. Діаметр канатів 36,5мм.

Допоміжний стовбур служить для спуску-підйому людей, вантажів, устаткування, матеріалів в.т.ч. довгомірних, а також для подачі свіжого повітря в шахту і обладнаний двома незалежними вантажно-людськими підйомами з одноповерховими клітьми ІНОВИЙ 400.6.6., розрахованими на одну вагонетку ВГ3,3. Норма перевезення людей не більше 25 осіб. Допоміжний підйом обладнаний: двома вантажно-людськими незалежними підйомами з підйомними машинами ЦР-4х3,2 / 0,6 с редуктором ЦО-18 (І = 11,5) і двома

електродвигунами АКН15-41-16 потужністю 500квт 365 об / хв. Діаметр канатів 42 мм.

Підйомні машини розміщуються в будівлі підйомних машин, що примикає до будівлі блоку допоміжного стовбура. На копрі розташовані копрові шківи діаметром 4,0м. Висота копра 38,0м.

Над головним стволом розташований копер такого ж типу, що примикає до будівлі блоку головного стовбуру, в якому розташовані приймальні бункера для вугілля і породи, гуркіт, живильники, комплекс обладнання для породовиборки і передачі вугілля на конвеєра.

Техкомплекс

На копрі розташовані копрові шківи діаметром 4,0м. Висота копра 45,0м.

Необхідна продуктивність головного підйому 2500 т / добу по гірничій масі, по породі 750 т / добу, час роботи 18 год / добу.

Транспорт

Для транспортування вугілля на шахті застосована повна конвеєризація. Відбите вугілля транспортується лавними скребковими конвеєрами типу СП-26У (СП250) на перевантажувач ПТК1 (ПТУ800), далі транспортування вугілля здійснюється стрічковими конвеєрами (дільничними типу 1ЛТ-80 і нафтопродуктів магістральними типу 1 Л-100К, 1Л1000Д, 2Л-100У, 1ЛУ120) у центральний вуглеспускний гезенк гор.210м і далі скіпами до скіпового стовбуру у вугільний бункер (60т) поверхневого технологічного комплексу, далі вугілля надходить через живильник КТ14 і грохіт ГЛ 52 конвеєра (КОР-1200, поз. 7 і 16) блока головного стовбура, де проводиться вибірка породи, далі він поступає на конвеєрну лінію техкомплексу (КОР-1200, КРУ-350) і транспортується на ЦЗФ або відкритий вугільний склад конвеєрами.

У блоці головного стовбура провадиться навантаження відібраного вугілля і породи в автотранспорт.

Технологічна поверхнева конвеєрна лінія оснащена пунктом вантаження гірської маси в ж\д вагони.

Блок головного стовбура також включає прийом породи, видану з шахти породним підйомом в породний бункер ємністю 160 т і навантаження її в автотранспорт.

Блок допоміжного ствола включає подачу в шахту порожняка і видачу з неї породи, а також транспортування вантажів, матеріалів, обладнання. Навантажені вагони, які вийшли з шахти, вивантажуються на бічному опрокидувачі проммайданчика шахти.

Вся порода, видана по обох стовбурів автотранспортом перевозиться на плоский породний відвал, розташований на площах рекультивації, в районі ЦЗФ. По горизонтальним і слабконахиленим гірським виробкам з ухилом колії до 0,050% транспортування вантажів, матеріалів, породи, людей застосовується електровізний транспорт. Тип застосовуваних електровозів АМ8Д, загальна кількість яких становить 12шт. Транспортування сипучих вантажів, породи здійснюється у вагонетках ВГ-3,3, матеріалів і обладнання на майданчиках система «Пакод» (ПУТ9, ВЛ900), довгомірних матеріалів майданчиках УДГ9. Для перевезення металлоарочного кріплення застосовуються спецмайданчики.

Практично всі дільничні гірничі виробки мають ухил колії більше 0,040-0,050, де неможливо застосовувати електровозний транспорт. Для перевезення вантажів при проходженні гірничих виробок застосовані однокінцеві відкатки з лебідками ЛВ-25. Доставка вантажів у вже пройдені виробки здійснюється також однокінцевими відкатками за допомогою лебідок ЛВ25. До виробок виїмкових дільниць доставка вантажів до лави і назад здійснюється в основному нагрунтовими дорогами з кільцевим канатом за допомогою приводів СП202. Доставка людей у шахті здійснюється рейковим транспортом з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д в людських вагонах типу ВП-18 (ВПШ18) від пристовбурових дворів гор. 250 і 210м до посадочних майданчиків у виїмкових ділянках лав.

У зв'язку з гірничо-геологічними умовами залягання пластів з 14,2 км існуючих відкотувальних шляхів магістральних гірничих виробок, 6,9 км пройдено з завищеними ухилом колії тобто 0,005-0,050. Для збільшення пропускної спроможності магістральних гірничих виробок на таких виробках застосовані нагрунтові канатні дороги, так на відкотувальному квершлязі на пл. С₁ встановлена нагрунтова канатна дорога ДКНУ-1, на магістральному відкотувальному штреку пл. С₁ і 3 західному магістральному відкотувальному штреку пл. С₅ відкатку здійснюється комбінованим видом, тобто порожній склад доставляється електровозним транспортом, а видача навантажених вагонів однокінцевими відкатками за допомогою лебідок ЛВ25.

У блоці допоміжного стовбура розташований проммайданчик шахти, включає подачу в шахту порожняка і видачу з неї породи, а так само транспортування вантажів, матеріалів, обладнання.

Навантажені вагони, які вийшли з шахти, вивантажуються на бічному опрокидувачі проммайданчика шахти. Видане вугілля також перевозиться автотранспортом на відкритий вугільний склад.

Споживачі і їх вимоги до якості вугілля

Шахта видобуває і відвантажує споживачам енергетичне вугілля марки ДГ, яке використовується в збагаченому вигляді. Основними споживачами, на яких переробляється вугілля шахти для збагачення, є збагачувальні фабрики «Павлоградська», «Михайлівська», «Курахівська», «Стахановська», «Бурштинська», отриманий концентрат використовується для енергетики. На комунально-побутові потреби та відпуск населенню відвантажується вугілля, відібране в блоці головного стовбура.

На 2020 рік на вугілля шахти встановлено такі норми якості: по зольності - середня 41,8%, гранична-56%, по сірці - середня 1,3%, гранична - 1,8%, по волозі середня - 11,2%, гранична - 14,5%.

Летючі - 43,3%, калорійність нижча - 4300ккал / кг, вища - 8050ккал / кг. Такі якісні показники вимагають споживачі вугілля.

Якість товарного вугілля

Показники	Середнє значення по пластам				Підсумок
	C ₅	C ₄	C ₁	C ₁	
	Західне крило	Східне крило	Бремсбергове поле західного крила	Похильне поле західного крила	
Марка	ДГ	ДГ	ДГ	ДГ	
Середня міцність пласта геологічна, м	0,95	0,91	0,87	0,96	
Середня міцність що виймається, м	1,05	1,05	1,0	1,05	
Зольність A ^{пл} , %	7,0	9,5	11,5	10,0	9,0
Зольність A ^{ту} , %	27,3	39,7	39,2	30,5	33,1
Сірка S ^t , %	1,7	3,0	1,2	1,8	2,1
Волога W ^t , %	12,2	11,9	11,2	11,2	11,8
Летючі V ^t , %	43,1	44,0	43,3	42,4	43,2
Теплосміність Q ^t , ккал/кг	7922	7965	8008	8008	7966
У, мм	6	7	6	8	7

Спосіб підготовки та порядок відпрацювання запасів в шахтному полі

Схема підготовки погоризонтна з відпрацюванням лав довгими стовпами по повстанню.

Відпрацювання лав ведеться від стовбура до кордонів шахтного поля. В основному прийнята схема без залишення ціликів між виїмковими виробками, з підтриманням збірних штреків, які в подальшому, при відпрацюванні суміжного стовпа, виконують роль бортових штреків.

Відпрацювання пластів спадне тобто, гірничі роботи розгорнуті таким чином, щоб спочатку відпрацьовувалися верхні пласти, а потім поза зоною взаємовпливу гірничих робіт. Проектом прийнята початкове відпрацювання верхньої групи пластів C₉, C₈, C₇, а потім нижньої C₅, C₄, C₁. Відпрацювання крил шахти по пластах здійснюється наступним чином. У зв'язку з тим, що в бремсберговому полі західної частини шахти пласти C₄ і C₅ розмиті, відпрацювання пласта C₁ велося паралельно з відпрацюванням з іншими пластами. У ухилом полі спочатку буде відпрацьовуватися пласт C₅, а потім C₁. У бремсберговому і ухилому полях східного крила шахти пласти відпрацьовуються в спадному порядку.

Розміри бремсбергового і ухильного поля приблизно однакові і складають 1,4-1,7км. Розміри східного крила становить 1,2 км, до технічного кордону з шахтою «Павлоградська», а західного-2,5-3 км до кордону першого блоку.

Система розробки

Система розробки прийнята відпрацювання лав довгими стовпами по повстанню. Відпрацювання лав ведеться зворотним ходом без залишення ціликів і при проведенні виїмкових штреків суміжних стовпів «вприсічку» до виробленого простору або з підтриманням виробок. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Від взаємного впливу магістральні виробки охороняються запобіжними ціликами розміром 50 м і від впливу очисних робіт - бар'єрними ціликами розміром не менше 40 м.

Процес підтримки і охорони виїмкових виробок на шахті в районі лави в зоні впливу очисних робіт ґрунтується на максимально можливе обмеження піддатливості елементів кріплення виробки.

Підтримка і охорона штреку включає в себе наступні заходи:

- щодобовий обтяжка різьбових з'єднань елементів металоарочного кріплення не менше 10м в обидві сторони від вікна лави, заміна поламаної затяжки, розклинювання замків кріплення, відновлення поламаних або ненадійно встановлених стійок випереджаючого кріплення (ГС або дерев'яних стійок).

- установка механізованого кріплення сполучення, простір між балкою кріплення сполучення і верхняками ретельно заклинюється лісоматеріалом (відрізками рудстійки, бруса, дошки), крім того, між балкою і постіллю встановлюються 2-3 гідростійки, які встановлюються з підкладками з відрізків дошки;

- послідовна установка ряду або двох рядів гідростійок (дерев'яних стійок $D = 15-20\text{см}$) випереджаючого кріплення по центру виробки під кожен верхняк аркового кріплення; випереджальне кріплення встановлюється попереду лави на відстані не менше 20 м, стійки встановлюються на лежачий з бруса і під підкладку з відрізків бруса. Верхня частина гідростійок повинна фіксуватися до верхняків кріплення відрізками ланцюга, каната або проволокою;

- послідовна установка хіманкерів з випередженням вибою лави не менше 50-80м згідно «Типового паспорту хімічного анкерування виїмкових штреків»;

- послідовне відновлення стійок аркового кріплення з боку лави за головою лавного конвеєра;

- установка по брівці сполучення дерев'яних стійок $D = 15-20\text{см}$ підсилює кріплення під масив виробленого простору з боку лави між рамами аркового кріплення, пробивання в завальній частині лави після кожної засувки органічних рядів дерев'яних стійок (один - під бруси уздовж секції для кріплення лави, інший - під бруси по брівці сполучення);

- зачистка (бомба) ґрунту штреку до проєктного рівня;

- проводиться установка наполегливих замків;

- осушення штреків шляхом відведення води по трубах $D = 150\text{мм}$.

Очисні роботи

У 2021 гірничі роботи будуть вестися на пластах C_5 , C_4 і C_1 . Видобуток вугілля в лавах здійснюється із застосуванням механізованих комплексів КД-80, Ostroi, вузькозахватних комбайнів КА-80, МВ-410Е і КА200 з захопленням 0,8 і конвеєром СП-26У.

Довжина виїмкових стовпів близько 900-1200 м, довжина лави по пласту C_1 -200м, по C_4 і C_5 -160-180 м. Система розробки - стовпова з відпрацюванням лави по повстанню. Спосіб управління покрівлею - повне обвалення.

Спосіб транспортування вугілля - повна конвеєризація. Для видачі вугілля з-під лави застосовані стрічкові конвеєри типу 1Л1000Д, 2ЛТ80КСП, 1ЛТ80

довжиною 480-600 м, безпосередньо під лавою встановлюється ПТК-1 (800) довжиною 60-90 м.

Виймка вугілля комбайном в лаві проводиться за челноковою схемою. Відпрацювання полів в основному ведеться по безнішевій технології. При відпрацюванні лав з бортовим штреком, отримані в результаті повторного використання проводяться ніші шириною до 0,8 м з випередженням забою 2,4 м. Нижня і верхня приводні головки лавного конвєсера і ВСП вивішені на штреки, на сполученні лави зі штреками застосовується мехкріплення сполучення УКС або встановлюються камерні балки з СВП-22.

Енергопоїзд лави найчастіше розташовується на бортовому штреку. При недостатніх габаритах штреку після повторного використання енергопоїзд розташовується на візках над рештатним ставом ПТК. Відпрацювання лав ведеться з підтриманням збірного штреку для повторного використання виробки для наступної лави з виконанням підривання ґрунту і відновлення елементів кріплення (при необхідності проводиться часткове перекріплення штреку нижче лави). Бортовий штрек за лавою погашається.

Безперервний автоматичний контроль за вмістом метану в призабойному просторі і в вибої, що виходить із струменя повітря здійснюється апаратурою автоматичного газового захисту АТ-3-1. ДМТ встановлені під покрівлю з протилежного боку від вентстава на відстані 3-5 м від забою і в налаштований на 2% CH_4 і від устя виробки, налаштований на 1% CH_4 , для контролю і виявлення шарових скупчень CH_4 в 20-30 м від вибою встановлюється ДМТ, налаштований на 2% CH_4 . Персонал шахт, виробничих ділянок і ВТБ заміряє вміст метану приладами епізодичними (ШП1, трубками) і безперервного (Сигнал 2 або 5, СМС) дії.

Дана технологія гірничих робіт на виїмковій ділянці дозволяє вести інтенсивну роботу з виїмки вугілля.

За 2020 рік середнє навантаження на очисний вибій склало 1100 т / добу.

Проведення підготовчих та нарізних виробок

Програмою розвитку гірничих робіт по шахті «Благодатна» на 2019 р передбачається пройти 6,5 км гірничих виробок, з них 6 км розкриваючих і підготовчих, в тому числі 1,94 км магістральних виробок з великим перетином. Надалі із зростанням обсягів видобутку вугілля обсяг проведення гірничих виробок буде нарощуватися. У перспективі гірничі роботи будуть розвиватися на пластах C_5 , C_4 і C_1 .

Після відпрацювання пласта C_4 і C_5 гірничі роботи будуть зосереджені на пласті C_1 .

В даний час підготовчі виїмкові штреки та магістральні виробки проходяться змішаними вибоями по вугіллю і порожнім породам, дуже часто в обводнених умовах.

Проведення розкриваючих і підготовчих виробок здійснюється із застосуванням комбайнів КСП-32 і ГПКС, шістьма бригадами прохідників, об'єднаних у дві ділянки підготовчих робіт.

Кріплення виробок проводиться триланковим металлоарковим кріпленням з профілю СВП-22, 27. Як кріплення застосовуються: для кріплення виїмкових виробок застосовуються кріплення КШПУ-9,5 і КШПУ-11,1, КМБ, для магістральних виробок застосовується КШПУ-11,7. Разминовки, уширення для розміщення приводів конвєсєрів інші камери кріпляться АП-13,8, АП-15,5, КШПУ-14,4. Матеріал і вид кріплення вибирається на підставі гірничо-геологічної характеристики вміщуючих порід, терміну служби виробки, типових уніфікованих перетинів гірничих виробок з урахуванням розміщення обладнання, інструкції з підтримання гірничих виробок на шахтах Західного Донбасу і досвіду проходження гірничих виробок в даних умовах. Щільність кріплення виробки розраховується відповідно до «Інструкції з підтримання гірничих виробок на шахтах Західного Донбасу» і в основному застосовується типорозмір 0,8 м для виїмкових штреків і 0,5 м для магістральних.

Міжрамна стяжка для дільничних штреків застосована дерев'яна або металева сітка, для магістральних – з/б плити.

Магістральні виробки проводяться, як правило, з нахилом рейкового шляху $i = 0,003-0,005$ на підйом, однак виходячи з гірничо-геологічних умов може застосовуватися ухил до $0,05^0$, при цьому застосування електровозного транспорту вимагає заходів, розроблених на основі «Типових рішення перевезення людей і вантажів з ухилом колії $0,05^0$ ». Для передачі гірської маси від комбайна і навантаження її у вагони застосовується стрічковий перевантажувач типу ППЛ1.

Порода транспортується глухими вагонами ВГ-3,3 за допомогою електровозної відкатки або однокінцевої відкатки з лебідками ЛВ-25. У горизонтальних виробках для підтяжки вагонів і їх завантаження при відсутності електровозу використовуються допоміжні лебідки типу ЛВ -25, 1ЛГКН, 3ЛП. Встановлюється допоміжна лебідка ЛВ25 в 10-30м, яка переноситься у міру відходу забою. Матеріали та обладнання транспортується на спецмайданчиках або у вагонах ВГ3,3.

Водоприток у виробці при проходці у вигляді капежу. Вода з вибою по водовідливній канавці самопливом потрапляє в шахтну водовідливну систему.

Нарізні гірничі виробки (розрізні печі) проводяться комбайном КН78 або рідше за допомогою БПР і відбійних молотків. Кріплення розрізних печей здійснюється як правило дерев'яним кріпленням. Вузли сполучень посилюються СВП.

Проведення розрізних печей здійснюється шириною 6 м або 4 м з подальшим розширенням до 6 м за допомогою БПР і відбійних молотків.

Кріплення розрізних печей здійснюється як правило дерев'яним кріпленням. Вузли сполучень посилюються СВП. Проведення розрізних печей здійснюється шириною 6 м або 4 м з подальшим розширенням до 6 м з допомогою БПР і відбійних молотків.

Розрізна піч має прямокутну форму перетину. Постійним кріпленням привибійної частини печі служать дерев'яні рамки, що складаються з двох брусів $L=3,8$ м і 8 дерев'яних стійок. Відстань між стійками в рамі (зліва направо) 1,0 м, 1,7 м, 1,0 м, 1,0 м і 1,0 м, крок кріплення 0,8 м.

Кріплення привибійного простору здійснюється за допомогою двох секцій кріплення КМ-88 на перекриття яких укладаються дер. бруси або відрізки СВП22(27) $L=3,8$ м паралельно груді вибою розрізної печі. Відстань від забою розрізної печі до першого бруса кріплення - не більше 0,8 м. Відстань між брусами - 0,8 м.

При проведенні печі шириною 4м кріплення першого вибою здійснюється одним брусом за аналогічною технологією, а другого забою (раскоскі) з відставанням від першого не менше 15м з установкою другої рамки з бруса і дер стійок в раскоске. Раскоска може проводитися після проведення всієї розрізної печі.

Для посилення кріплення розрізної печі в місці ведення БВР при проведенні раскоски під бруси кріплення першого вибою на транспортній дорозі встановлюється секція кріплення КД-80.

Всі матеріали, необхідні для кріплення розрізної печі, доставляються конвеєром або вручну. Відбита комбайном гірська маса перевантажувачем КН78, а при веденні БВР - вручну, вантажиться на скребковий конвеєр СП, яким транспортується по розрізній печі до збірного штреку, де гірська маса конвеєром СП вантажиться в вагонетки ВГ-3,3.

Персонал шахт, виробничих ділянок і ВТБ заміряє вміст метану приладами епізодичної (ШП1, трубками) і безперервної (Сигнал 2 або 5, СМС) дії.

Провітрювання вибою здійснюється по вентиляційним прогумованим трубам діаметром 800мм, підвішених на трос або дріт $D = 3-5$ мм. Нарощування вентиляційних труб проводиться систематично ланками довжиною 5 і 10 метрів в робочі зміни, в ремонтну зміну проводиться заміна ланок по 20 метрів. Відставання вентиляційного става від забою не більше 8 метрів. На кінці вент става повинен бути жорсткий металевий каркас довжиною 2 м.

Контроль якості повітря здійснюється апаратурою АПТВ. В 5-10 м від устя виробки встановлено пристрій для розгазування виробок (НВР).

Контроль кількості повітря контролюється датчиком швидкості повітря (ДСВ або ДКВ), установлених в 15 м від вибою.

Організація робіт на шахті

Число робочих днів у році при розрахунку виробничої потужності шахти прийнято 355.

Режим роботи шахти безперервний по 4 зміни в добу, перша - ремонтно-підготовча, тривалістю по 6 годин, на поверхні-8 годин. Ремонт стацустановок, пов'язаний із зупинкою робіт з видобутку вугілля виробляються в вихідні та святкові дні.

В даний час при існуючому стані технологічні ланки шахти «Благодатна» в змозі забезпечити приймання та відправлення споживачу планової кількості вугілля. У той же час на шахті є «вузькі місця», які потребують вирішення найближчим часом.

Аналіз технічних можливостей шахти за основними технологічними ланками показує, що вентиляція і підземний конвеєрний транспорт не є вузькими місцями, стримуючими факторами виробничого процесу.

Вузькими місцями є: підземна відкатка, фронт очисних і підготовчих робіт.

1.3. Аналіз виробничої ситуації по розвитку гірничих робіт

Причини, які стримують розвиток гірничих робіт і не дають можливості ритмічно працювати для досягнення більш високої виробничої потужності можна розділити на дві групи: гірничо-геологічні та виробничі.

Гірничо-геологічні умови відпрацювання для всіх пластів є складними. Ускладнюючими факторами, що впливають на ведення гірничих робіт, є:

- тектонічна порушеність, що супроводжується зонами підвищеної тріщинуватості;
- наявність нестійких порід покрівлі, а також «несправжньої покрівлі»;
- наявність размокаючих і пучащих порід ґрунту;
- виклінювання пісковика в породах основної покрівлі, яке супроводжується нестійкими зонами з різко зниженими властивостями міцності вугілля і вміщуючих порід грудкуватої структури;
- вивали порід покрівлі.

З-за вкрай невитриманої гіпсометрії на ділянці розмивів порід покрівлі мультимірні ділянки над пластом залишаються заповнені аргілітом і алевролітом. При відсутності контактів з вміщуючими породами розмиву і часто досить значними виділеннями води аргіліт і алевроліт виявляє ознаки «несправжньої покрівлі». У зв'язку з цим в процесі ведення гірничих робіт збільшується ймовірність травматизму працюючих в очисному вибої.

До виробничих причин можна віднести:

- відсутність нового та сильний знос діючого обладнання;
- великі витрати на підтримку капітальних виробок;
- застосування систем розробки і способів охорони виробок, не дозволяють їх повторне використання;
- застосування обладнання, що не дозволяє вести виїмку вугілля на дуже тонких і тонких пластах без присічки бічних порід;
- низьке навантаження на очисний вибій.

Причиною деформування постійного кріплення може бути якість робіт при проведенні виробки. Основною причиною руйнування виробки є гірський тиск (вага вищерозміщеної товщі порід), який проявляється щоразу, як тільки виникає можливість переміщення частини порід. Руйнівному впливу гірського тиску протистоїть опір самих гірничих виробок, і опір кріплення, встановленого у виробці.

В даний час на шахті «Благодатна» під час відпрацювання комплексом Ostroi – 70/125 (140 секцій) з комбайном MB – 410E і конвесром СЗК - 228/800 - 126 лави знаходиться на 325 горизонті ведеться підтримання збірної і бортового штреків для повторного використання. 126 збірний штрек для 128 лави в якості 128 бортового штреку. 126 бортовий штрек для провітрювання.

Обидва штреки підтримуються з виконанням підривання ґрунту та відновлення елементів кріплення (при необхідності, проводиться часткове відновлення штреків за лавою).

На сполученні лави зі збірним і бортовим штреками, на підставі «Типових схем кріплення сполучень лав та прилеглих виробок», розроблених ПКБ ДКХ

«Павлоградвугілля» та погоджених з Донвугі, встановлюється індивідуальне кріплення сполучення, що складається з камерних балок.

Даний спосіб підтримки гірничих виробок і спосіб кріплення сполучень не приніс очікуваних результатів тому, що почалося деформування збірних і бортового штреків.

Причиною деформування постійного кріплення може бути якість робіт при проведенні виробки. Основною причиною руйнування виробки є гірський тиск (вага вищерозміщеної товщі порід), який проявляється щоразу, як тільки виникає можливість переміщення частини порід. Руйнівному впливу гірського тиску протистоїть опір самих гірничих виробок, і опір кріплення, встановленого у виробці.

1.4 Висновки

Виходячи з вище сказаного видно, що виходом зі сформованої ситуації є глибокий економічний аналіз з виявленням негативних аспектів в роботі шахти і зменшення витратного механізму при виконанні робіт з розкриття, підготовки і відпрацювання запасів, які будуть відпрацьовуватися шахтою «Благодатна» в найближчому майбутньому.

Необхідні концентрація та інтенсифікація робіт з забезпеченням високого навантаження на очисний вибій, виїмкові ділянки, пласт і шахту в цілому. Для цього необхідно:

- провести часткову заміну застарілого обладнання на нове, більш досконале;
- застосовувати системи розробки, що дозволяють застосовувати повторне використання виїмкових штреків;
- збільшити навантаження на очисний вибій;
- застосування досконалих систем розкриття і підготовки шахтних полів, які передбачають ефективне використання капітальних вкладень;
- безремонтне підтримання гірничих виробок;
- забезпечення високої якості і сортності вугілля;
- наукова організація праці, управління і планування виробництвом;
- комфортні і безпечні умови праці;
- застосування більш досконалих способів підтримки підготовчих виробок і т. п.

1.5 Вихідні дані

Для вихідних даних використовуємо показники шахти:

Виробнича потужність шахти, тис. тон/рік – 1000

Кількість робочих пластів, шт. – 3

Кут нахилу пластів, град – 2-3

Глибина ведення гірничих робіт, м – 250

Система розробки – стовпова

Потужність пласта, що виймається, м – 0,8

Число робочих днів у місяці, днів – 30

Об'ємна вага вугілля, т/м³ – 1,45

Число робочих днів у році, днів – 355
Управління покрівлею – повне обвалення
Будова пласта – проста
Опірність вугілля різанню, кН/м – 300
Категорія шахти за газом – III.

2. ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Аналіз існуючих систем розробки

Велика різноманітність геологічних умов залягання вугільних пластів і технологій виїмки вугілля зумовило різноманіття систем розробки та їх варіантів. У Донбасі застосовувалися і застосовуються стовпові; суцільні і комбіновані системи розробки.

Очисні вибої при стовповій системі на пологих і похилих пластах мають прямолінійну форму, на крутих – прямолінійну і стелеуступну. Вони можуть посуватися по простяганню, падінню, повстанню, або діагонально до лінії простягання.

Стовпові системи розробки широко застосовуються практично у всіх вугільних басейнах на тонких і середньої потужності вугільних пластах. При кутах падіння до 10^0 рекомендується використовувати системи розробки довгими стовпами по падінню (повстанню), а при великих кутах – довгими стовпами по простяганню.

При стовповій системі застосовують возвратноточну, а при комбінованих системах розробки можливе застосування і прямоточної схеми провітрювання виїмкової ділянки. Возвратноточна схема провітрювання характеризується тим, що напрямок руху струменю повітря протилежна напрямку свіжого.

Основним способом управління гірським тиском в лаві при стовповій системі є повне обвалення, рідше використовують повну закладку виробленого простору. При відпрацьовуванні тонких крутих пластів застосовують також утримання покрівлі на кострах або плавне опускання.

Достоїнствами стовпових систем розробки є:

- гарний стан виїмкових виробок, що підтримуються в масиві вугілля і в зоні встановленого гірського тиску, а також малі витрати на їх підтримання;
- виключення взаємних перешкод у роботі з проведення виїмкових виробок і очисної виїмки, що дозволяє ефективно використовувати високопродуктивну техніку для очисних і підготовчих робіт;

- детальна розвідка пласта в період підготовки стовпів при умовах його залягання і можливість своєчасного виявлення геологічних порушень і вжиття необхідних заходів при перетині їх очисними вибоями або підготовка нових вибоїв за порушеннями;

- можливість погашення виїмкових виробок частинами по мірі посування очисних вибоїв, що забезпечує регулярність отримання металевого кріплення.

Недоліки стовпових систем розробки, наступні:

- проведення великого обсягу підготовчих виробок до початку очисних робіт, що подовжує термін введення очисного вибою в експлуатацію;

- складність провітрювання підготовчих вибоїв в період проведення виробок;

- обмеження навантаження на очисний вибій за газовим фактором, особливо на дуже газоносних вугільних пластах;

- необхідність підтримки підготовчих виробок як в період їх проведення, так і під час виробництва очисних робіт. При пучащих ґрунтах це призводить до великих витрат на їх підтримання.

2.2 Вибір варіантів

Параметри виїмкових полів (довжина крила (стовпа), довжина лави) справляють істотний вплив на ефективність роботи вугільних підприємств. Так, при малій довжині виїмкового поля витрати на вартість комплексу і монтажу-демонтажу роботи можуть бути окуплені. При малій довжині лави збільшується кількість штреків в панелі (ходков в крилі) і витрати на їх проведення. При великій довжині лави збільшується тривалість циклу, а, отже, знижується швидкість посування очисного вибою. Це призводить до збільшення терміну відпрацювання виїмкового стовпа і, природно, до зростання витрат на підтримку виробок. Тому при проектуванні систем підготовки та розробки вугільних пластів необхідно приділяти особливу увагу параметрів виїмкових полів. У разі відпрацювання вугільних пластів у зонах геологічних порушень це питання стає ще більш актуальним, оскільки не завжди представляється можливість прийняття довжини виїмкового поля 1000 – 1500 м (практика показує, що ця довжина є найбільш прийнятною). Оптимізація параметрів шахтних і виїмкових полів, панелей і горизонтів здійснюється за основним факторам: витрати на проведення і підтримку гірничих виробок; витрати на транспортування вугілля; витрати на монтаж і демонтаж обладнання.

2.3 Геомеханічне обґрунтування способів охорони виробок

На шахтах України широке поширення мають безціликові способи охорони виробок. Вони базуються на двох рішеннях:

- 1) проведення виробок вприсічку до виробленого простору;
- 2) повторне використання виробок.

2.3.1 Проведення виробок вприсічку

На малюнку 1 представлена схема зміни гірського тиску при проведенні виробки вприсічку.

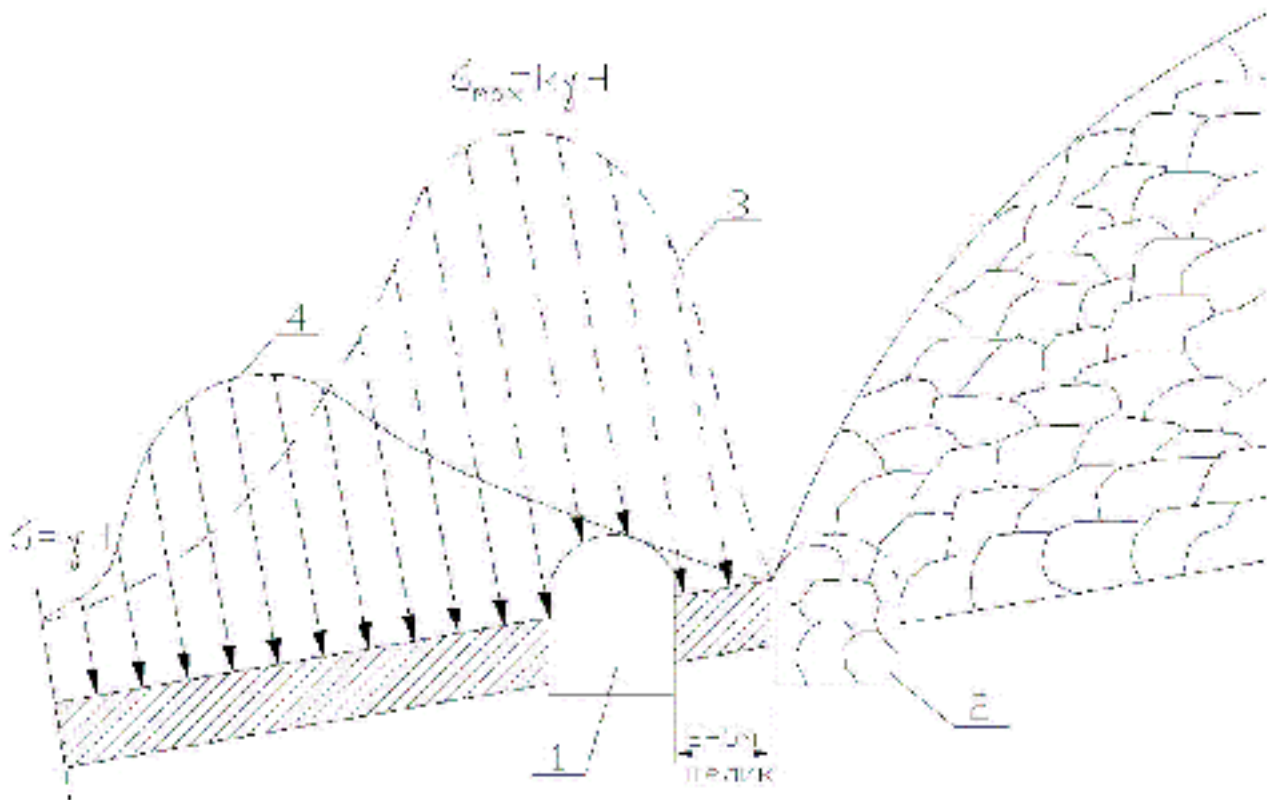


Рисунок 1 - До вибору місця розташування вентиляційного штреку, який проводиться вприсічку до виробленого простору:

- 1 - місце закладки вентиляційного штреку;
- 2 - колишній транспортний штрек;
- 3,4 - епюри гірського тиску відповідно до і після віджимання крайової зони пласта.

З представленої на рис. 1 схеми перерозподілу гірського тиску поблизу виробленого простору видно, що максимум опорного тиску в результаті роздавлювання цілика відсувається в сторону масиву вентиляційного штреку, який проведено вприсічку, пласт сприймає значно менший тиск від ваги порід, які зависли над виробленим простором.

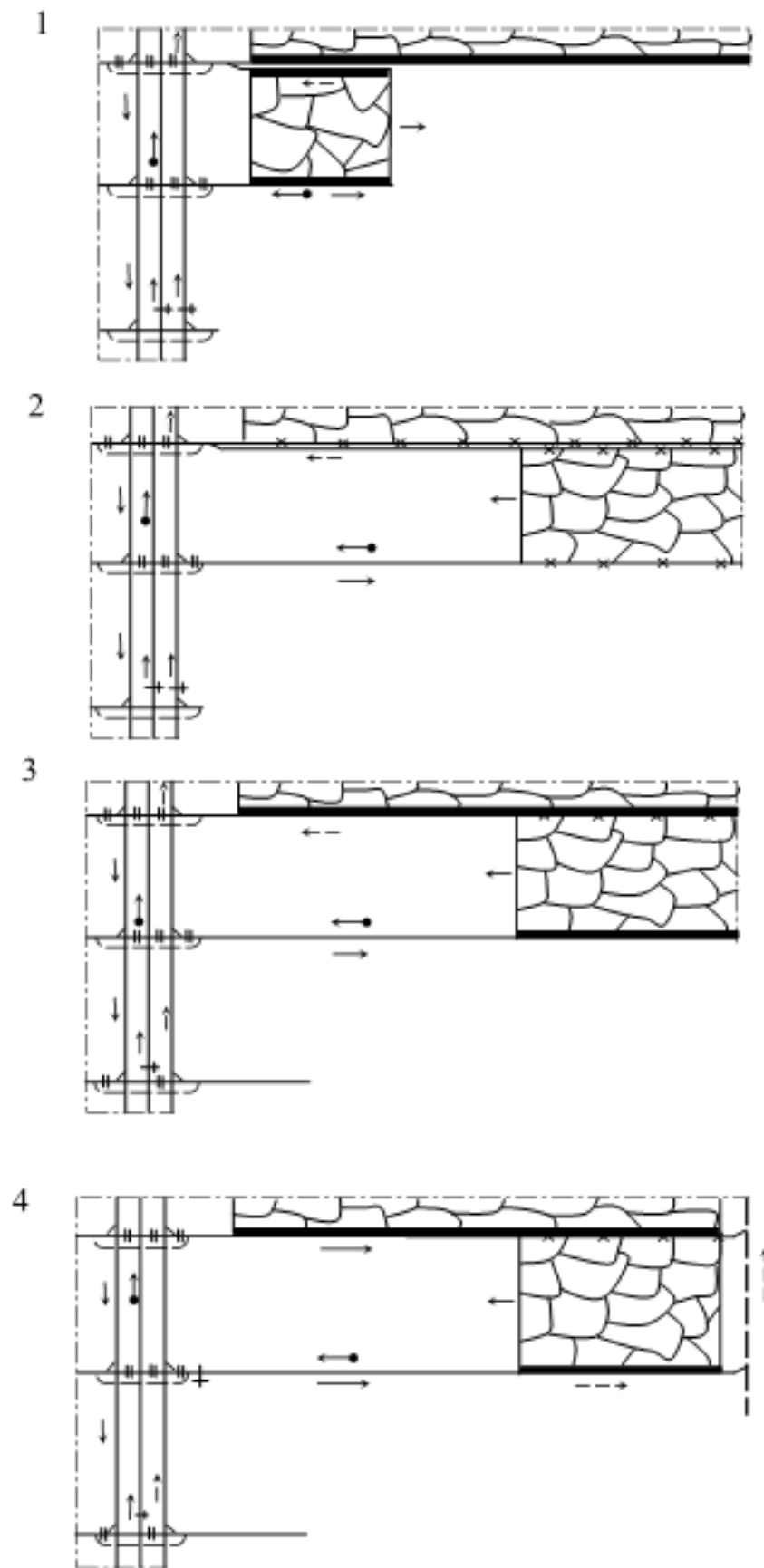


Рисунок 2. – Варіанти системи розробки

Між обваленим простором і вентиляційним штреком залишають цілик вугілля шириною до 5 метрів. При стійких породах покрівлі можна не залишати цілики, і новий штрек проводять впритул до колишнього транспортного штреку («рама в раму»). Слід особливо підкреслити, що проходити штрек вприсічку можна лише в зоні несталого гірського тиску. При легкообвалюючих породах покрівлі розмір зони активного зсуву їх позаду лави становить 60 м, середньої обрешадності – 90 м, важкообрешадна – 120 м.

2.3.2 Повторне використання виробок

Щодо розробки пологих пластів системами довгих стовпів, які відпрацьовуються послідовно, при безціликових схемах відпрацювання пластів з повторним використанням дільничних підготовчих виробок умови їх підтримки під час всього терміну служби від проведення до погашення, як показано на рис. 3, можуть бути розділені на п'ять принципово відрізняючихся один від одного періодів:

- I – поза зоною впливу очисних робіт;
- II – в зоні впливу опорного тиску першої лави;
- III – у зоні активного зсуву і обвалення порід покрівлі;
- IV – у зоні стабілізації опорного тиску;
- V – в зоні активного зсуву порід покрівлі другої лави.

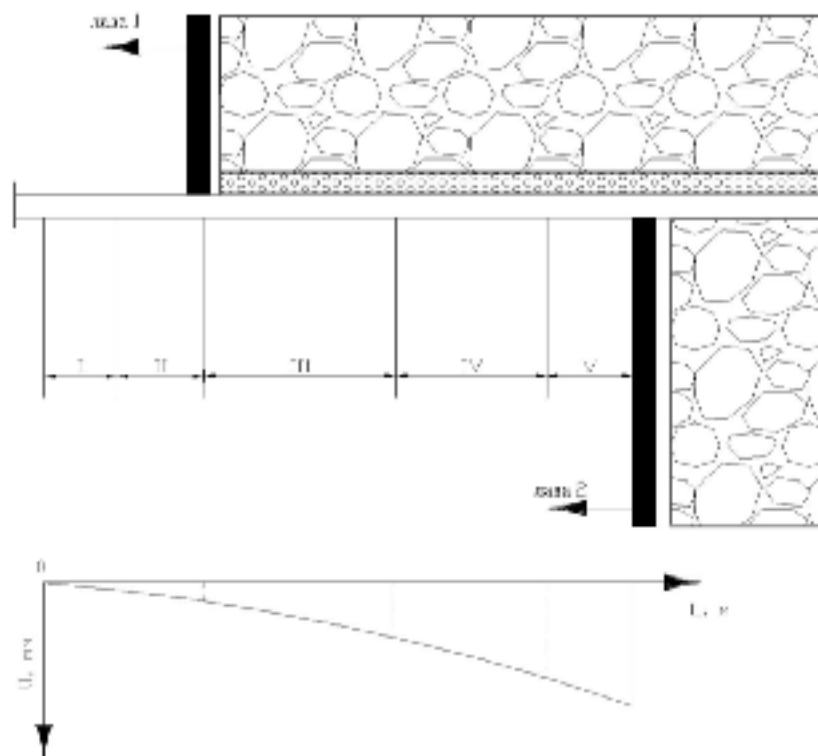


Рис. 3 – Періоди підтримки виробок при повторному використанні виробки.

Перший період підтримки виробки включає її ділянку від прохідницького вибою (від початку виробки) до місця, де попереду вибою першої лави утворюється зона впливу опорного тиску від очисних робіт.

В цьому періоді геомеханічні умови підтримки виробок визначаються механічними та структурними властивостями вугільного пласта і порід безпосередньої покрівлі і підшви виробки, і напруженим станом незайманого масиву, з урахуванням його зміни в результаті проведення виробок.

В залежності величини показників властивостей вугілля і напружено-деформованого стану масиву тут можливі такі випадки підтримки покрівлі, боків і підшви виробки.

Умови підтримки покрівлі виробки, як відомо, визначаються утворенням в ній зони розвантаження, можливістю обвалення порід в цій зоні і висотою зони (зводу) обвалення порід над виробкою. Щодо питання визначення стійкого прольоту порід покрівлі в підготовчих виробках і її тиску на кріплення є велика кількість експериментальних і аналітичних досліджень, узагальнюючи результати яких, щодо поставленого завдання, можна зробити наступні висновки.

Основними показниками, які визначають стійкість порід покрівлі в виробках, є міцність, тріщинуватість, товщина шарів порід покрівлі і ширина виробки, з урахуванням можливості збільшення прольоту порід покрівлі, в разі руйнування пласта в боках виробки. Залежно від співвідношення наведених показників за умовою підтримки порід покрівлі можуть бути виділені наступні її стани:

- стійке, коли навіть при утворенні в боках виробки зон руйнування пласта, породи в покрівлі виробки не руйнуються без кріплення;
- середньої стійкості, коли збереження стійкого стану порід в покрівлі виробки може бути забезпечено шляхом установки в ній анкерів довжиною 1,8 - 2,0 м;
- нестійке, коли навіть установка анкерів не попереджає утворення у виробці зводу обвалення.

2.4 Розробка раціонального способу охорони і підтримки виїмкових виробок

При повторному використанні підготовчої виробки в наших умовах можливе застосування для його охорони наступних споруд: органне кріплення; тумби з БЖБТ; лита смуга.

Виходячи зі сказаного, приймаємо до розгляду три варіанти (рис. 4).

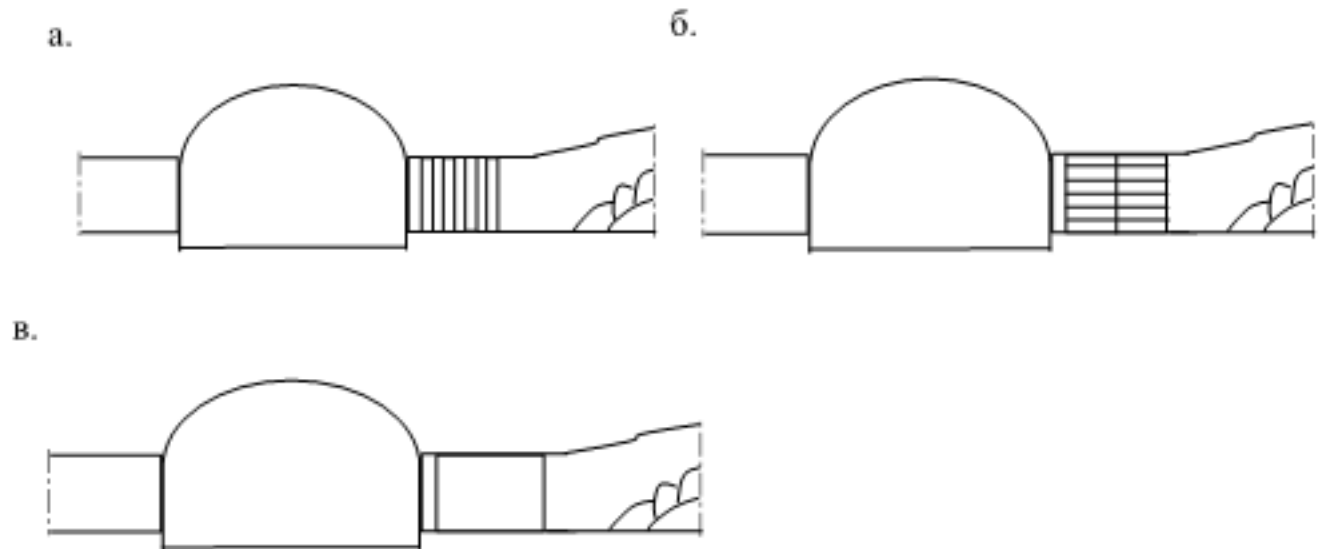


Рис. 4. – Варіанти охорони відкочувального штрека:

а) – органічним кріпленням, б) – за допомогою БЖБТ, в) – литою полозою.

Для прийняття оптимального варіанта необхідно визначити зміщення порід у виробках і витрати на виконання охоронних заходів.

Зміщення порід покрівлі і ґрунту визначаємо за методикою ВНІМІ.

Зміщення порід в повторно використовуваній виробці визначають за формулами:

- для покрівлі:

$$U_k = [K_{сп} U_{сп} + V_0 t_0 + K_{сп} \cdot (U_1 + U_2)] \cdot K_s \cdot K_k + m \cdot K_{опр} \cdot K_s \cdot K_{сп}, \text{ мм} \quad (2.1)$$

- для ґрунту:

$$U_k = [K_{сп} U_{сп} + V_0 t_0 + K_{сп} \cdot (U_1 + U_2)] \cdot K_s \cdot (1 - K_k) \cdot V_1 t_1 \cdot K_s \cdot K_{сп}, \text{ мм} \quad (2.2)$$

де K_s - коефіцієнт, що враховує розміри вироблення;

$K_{сп}$ - коефіцієнт впливу способу проведення на зміщення порід;

$U_{сп}$ - зміщення порід в процесі проведення виробки, мм;

V_0 - швидкість зсуву порід поза зоною впливу очисних робіт, мм / міс.

t_0 - час підтримки вироблення до підходу лави, міс;

U_1 ; U_2 - зміщення порід в зоні опорного тиску першої і другої лав, мм;

$K_{сп}$ - коефіцієнт впливу стійкості порід покрівлі;

K_k - коефіцієнт впливу кріплення виробки;

m - потужність пласта, м;

$K_{опр}$ - коефіцієнт впливу способу охорони;

V_1 - швидкість зсуву порід в зоні опорного тиску першої лави, мм / міс.; t_1 - время поддержания выработки в зоне опорного давления первой лавы, мес.

Результати розрахунків зсувів порід покрівлі і ґрунту при різних способах охорони відкатувального штреку зведені в таблицю 1.

Таблиця 1 – Результати розрахунків зсувів порід

Спосіб охорони	Зсуви покрівлі	Зсуви покрівлі з урахуванням додаткових заходів	Зсуви підшви
Лита смуга	970	485	742
Тумби з БЖБТ	1098	549	742
Органне кріплення	1226	613	742
Бутові смуги	1738	869	742
Дерев'яні костри	2250	1125	742

З таблиці 1 видно, що найбільші зміщення порід покрівлі спостерігаються при охороні штреку органічним кріпленням. Найменші при повторному використанні штреку зміщення спостерігаються при його охороні литою смугою і БЖБТ. Зміщення порід ґрунту у всіх варіантах однакові.

За величиною зміщень варіанти № 2 та № 3 приблизно однакові. Однак досвід підтримання виїмкових виробок показує, що споруда литої смуги дешевше, ніж пристрій смуги з блоків БЖБТ.

Так вартість виготовлення 1 м³ литої смуги становить 640 грн. Доставка в шахту і заливки в опалубку 1 м³ цього матеріалу дорівнює 315 грн. Сумарна вартість заливки 1 м³ смуги дорівнює 955 грн/м³.

Вартість 1 м³ залізобетонних блоків дорівнює 735 грн. Доставка їх в шахту і установка становить 347 грн. Сумарна вартість встановлення 1 м³ залізобетонних блоків дорівнює 1082 грн/м³.

Отже, охорона виїмкових виробок литою смугою є найбільш ефективною.

2.4.1 Технологія виконання робіт по зведенню литої смуги

В ніші за лавою проводять роботи по зведенню литої смуги з мінерально-в'язувальної речовини «БІ-кріплення». До початку робіт по зведенню литої смуги, виконують роботи по кріпленню сполучення лави зі штреком. Для цього на сполученні лави зі штреком встановлюють дерев'яний брус довжиною 3.9 м, який не витягується згодом (бермовий). Під дерев'яний брус встановлюються гідравлічні стійки до рівня задньої стійки механізованого кріплення та дерев'яні стійки - за рівнем задньої стійки механізованого кріплення.

На відстані 1,0 м від стійок аркового кріплення встановлюється два ряди органного кріплення з дерев'яних стійок діаметром 18см. До крайніх стійок з боку штреку і в лаві прибиваються цвяхи, на які підвішуються за допомогою власників смності (мішки), які наповнюють мінерально-цементним в'язучою речовиною. З чотирьох сторін опалубна ємність фіксується металевією сіткою-затяжкою, яка прибивається до дерев'яних стійок, на яких кріпиться опалубна ємність.

Жорстка смуга зводиться розмірами по довжині лави 1,0 м, що становить не менше 0,8 т виїмаємо потужності пласта (0,8×1,12=0,9 м) із застосуванням

ємності розміром 1,3 м×1,0 м×0,9 м. Ємності оснащені наповнює отвором і повітрявідвідним отвором. Розміри мішка відповідають розмірам вікна що заливається із 10% запасом на збільшення потужності пласта, тому заливається один мішок на одне вікно. Ємності прикріплюються таким чином, щоб наповнювач і повітрявідвідний отвір перебували в найвищому пункті. До складу матеріалу для литої смуги входить цементно-мінеральна сполука і вода. Виходячи з розрахункових даних, для приготування розчину на 1 мішок заповнюється цементно-мінеральною сполукою необхідно 700 кг (28 мішків) сполуки і 140 л води. В лаву доставляються ємності (мішки) з матеріалу, який отримав дозвіл застосування у вугільних шахтах. В ємності за допомогою насосного агрегату ПН-800 нагнітається сполука і вода. При заливці одного мішка повинна дотримуватися умова: подається в насосний агрегат два мішки по 25 кг цементно-мінеральної сполуки і 10 л води протягом хвилини. Всього на одну ємність: мішків – 28 шт. (по 25 кг); води – 140 л.

Після заповнення мішка вікно між рамами аркового кріплення обшивається дошкою і простір між органічним поруч і дошкою забучивається породою від підривання ґрунту і тампонується ізолюючим розчином. Доска і вироблений простір обмащуються до замків ізолюючим матеріалом. Роботи з кріплення нижнього сполучення і зведення литої смуги виконує ГРОВ в кількості 3-х осіб (два – на кріпленні сполучення і один – на підносі мінеральної сполуки і подачі розчину в ємності).

У міру відходу лави відставання смуги повинно складати не більш 6,0 м від груді вибою.

Для обслуговування насосного агрегату необхідні три робочих. Один робітник (ГРОВ) подає мішки з мінерально-зв'язуючим матеріалом до агрегату. Другий робочий наповнює матеріалом подавач порошку. Третій робочий знаходиться в ніші біля виходу подає шланг, спостерігає за виходом піни, наповненням мішків піною і усуває можливі дрібні витікання піни. На збірному і бортовому штреках виробляють середній (підтримка) і частково капітальний (перекріплення) ремонт, що призводить до значних витрат праці і коштів.

Виходячи з ситуації, що склалася на 126 збірному і 126 бортовому штреках в дипломній роботі пропоную використовувати рамно-анкерне кріплення КШПУ - 11,0 на пласті С₁ (крок кріплення 1,0 і 7 анкерів).

Сутність рамно-анкерного кріплення полягає в тому, що анкерне кріплення створить «щит» з покрівлі потужністю, яка дорівнює довжині анкера. Цей «щит» дозволить запобігти вивалоутворенням покрівлі. Рамне кріплення, якісно встановлене і закріплене, має безпосередній контакт з виробкою та створює найпотужніший опір гірничо-геологічного тиску, спрямованому на виробку.

«Лита смуга» - залита на певній відстані від груді вибою (не більше 6.0 метрів від груді вибою), створить найпотужніший опір, який прийме на себе максимальний гірничо-геологічний тиск тим самим зменшивши навантаження на виробку з боку лави.

Таким чином, якісно зведене рамно-анкерне кріплення спільно з литою смугою дозволить зберегти первісну форму виробки і максимально захистить її від навантаження, що дозволить нам повторно її використовувати.

2.4.2 Розрахунок навантаження на очисний вибій

Тривалість циклу виїмки вугілля комбайном визначається по формулі:

$$t_{\text{ц}} = (t_o + t_e) \cdot \sum k + t_x \cdot \sum k + t_k, \text{ хв.} \quad (2.3)$$

$$t_{\text{ц}} = (54 + 19) \cdot 1,21 + 0 \cdot 1,21 + 16 = 104, \text{ хв.}$$

де t_o – «чистий» час виїмки вугілля комбайном, хв.

$$t_o = \frac{l_x - \sum l_n}{V_n}, \text{ хв} \quad (2.4)$$

$$t_o = \frac{214 - 0}{4} = 54, \text{ хв}$$

де l_x – довжина лави, м;

$\sum l_n$ – сумарна довжина ніш, м;

V_n – робоча швидкість подачі комбайна, м/хв;

t_e – тривалість виконання супутніх виїмки допоміжних операцій, хв.

$$t_e = 0,087(l_x - \sum l_n), \text{ хв} \quad (2.5)$$

$$t_e = 0,087(214 - 0) = 19, \text{ хв}$$

ΣK – добуток коефіцієнтів для розрахунку часу циклу

$$\sum k = k_1 \cdot k_2 \cdot k_3 \cdot k_4, \quad (2.6)$$

$$\sum k = 1,1 \cdot 1 \cdot 1,1 \cdot 1 = 1,21,$$

де k_1, k_4 – коефіцієнти для розрахунку часу циклу;

k_1 – коефіцієнт відпочинку;

k_2 – коефіцієнт, який враховує ступінь обводненості лави;

k_3 – коефіцієнт, який враховує категорію покрівлі;

k_4 – коефіцієнт, який враховує кут падіння пласта;

Для вузькозахватного комбайну з самозарубкою косими заїздами t_k розраховується за формулою:

$$t_k = \frac{(2 \cdot 8,2 + 15) \cdot 2}{4} = 16, \text{ хв} \quad (2.8)$$

де l_x – довжина корпусу комбайна, м;
 $l_{изг,ков}$ – довжина вигину конвєсра;
 V_n – прийнята швидкість руху комбайна, м/хв.
 Кількість циклів $n_{ц}$ розраховується за формулою:

$$n_{ц} = \frac{1440 - 360 - 0 - (15 + 30) \cdot 3}{104} = 9, \quad (2.9)$$

де $t_{сум}$ – тривалість доби;
 $t_{рем}$ – тривалість ремонтної зміни;
 $t_{н.в.}$ – тривалість робіт з попередження раптових викидів вугілля і газу, хв.
 $t_{н.з.}$ – тривалість підготовчо-заключних операцій в зміні;
 $t_{т.п.}$ – тривалість технологічних перерв в зміні, які не перекриваються іншими процесами;
 n – число змін по видобутку вугілля.

Навантаження на очисний вибій розраховується за формулою:

$$Q_{\max}^{комб} = m_{вын} \cdot l_x \cdot r \cdot \gamma \cdot n_{ц}, \text{ т/сут} \quad (2.10)$$

$$Q_{\max}^{комб} = 1,12 \cdot 214 \cdot 0,8 \cdot 1,33 \cdot 9 = 1998 \text{ , т/доб}$$

де $m_{вын}$ – потужність пласта, що виймається, м;
 l_x – довжина лави, м;
 r – ширина захвату комбайна, м;
 γ – щільність пласта, т/м³;
 $n_{ц}$ – кількість циклів за добу.

2.5 Технологічна схема транспорту

2.5.1 Характеристика шахтних вантажопотоків

Проектом передбачається суцільна конвєєризація при доставці вугілля від очисного вибою до завантажувального пристрою вугільного підйому скіпового ствола. За очисними вибоями вугілля транспортується за допомогою скребкових конвєєрів CZK 228/800. З очисного вибою вугілля надходить на скребковий перевантажувач СП-251.15 і далі на стрічковий конвєєр 1ЛТ100, що знаходиться на збірному штреку.

Стрічкові конвєєри магістральних виробок встановлені з розрахунком на проектну потужність шахти 1,2 млн. т/рік. В даний час після коригування вона становить 1000 млн. т/рік, тому магістральні конвєєри повністю забезпечують вантажопотік вугілля.

Достоїнствами конвєєрного транспорту є висока продуктивність, порівняно невелика довжина в одному агрегаті, можливість автоматизації.

2.5.2 Вибір засобів допоміжного транспорту

Доставка людей, матеріалів, устаткування здійснюється в обидва крила шахти (західне і східне).

Для виконання транспортних операцій з відкати пород, доставки обладнання, матеріалів і людей застосовується локомотивна відкатка з використанням акумуляторних електровозів АМ-8Д і вагонеток типу ВГ-3,3, а для доставки вугілля з породних вибоїв вагонетки ВГ-2,5, довжиноміри доставляються на спеціальних платформах.

Вагова норма поїзда (без урахування маси вагонетки), визначена розрахунком складає 49 т, і відповідає від 9 до 13 вагонеток у складі в залежності від об'ємної ваги вантажу (від 1,7 до 1,1 т/м³). Необхідну кількість електровозів для забезпечення відпрацювання пласта С₅ з горизонту 225 м становить 7 шт та визначено згідно з «Нормативами продуктивності шахтних електровозів». Для обслуговування електровозів і заряджання акумуляторних батарей на горизонті 225 м передбачається використання існуючої гараж-зарядної.

Для механізації маневрових робіт у приствольних дворах, у перекидача, на приймально-отправительних площах застосовуються пересувні качаючі штовхачі ТКП -3.

В якості допоміжного транспорту, крім локомотивної відкати передбачено використання канатних доріг типу ДКНЛ-1.

2.5.3 Обґрунтування та вибір засобів транспорту на проєктованій ділянці

На видобувній ділянці є основний транспорт, призначений для транспортування вугілля, і допоміжний транспорт, для транспортування матеріалів і устаткування.

При використанні даної системи розробки та пологому заляганні вугільних пластів найбільш ефективним є конвеєрний транспорт. Повна конвеєризація дозволяє забезпечити достатній запас пропускну здатності. Це актуально при комплексній механізації очисних вибоїв.

Транспортування гірської маси по лаві здійснюється скребковим конвеєром. Приймаємо скребковий конвеєр CZK 228/800, що входить до складу механізованого комплексу OSTROI 70/125. З лави вугілля перевантажується на скребковий конвеєр СП-251.15, з нього на стрічкові конвеєри типу 1ЛТ100, що знаходяться на збірному штреку. СП-251.15 являє собою пересувний скребковий конвеєр типу СП-251.15, привідна головка якого змонтована в єдиному вузлі з кінцевою головою стрічкового конвеєра та пунктом перевантаження, довжину конвеєра раціонально приймається не більше 60 м. Пересувка СП-251.15 здійснюється за допомогою лебідки. Зі збірного штреку гірська маса перевантажується на магістральний конвеєрний штрек, і за вищеписаним ланцюжком він транспортується до головного стовбуру шахти і в подальшому на поверхню.

Дільничні гірничі виробки проходяться по пласту, враховуючи непостійну гіпсометрію вугільних пластів в умовах шахтного поля кут їх нахилу змінюється від -5 до +5, використання електровозної відкати в таких умовах не

представляється можливим. Саме широке поширення на шахтах Західного Донбасу отримали нагрунтові канатні дороги типу ДКНЛ-1. Використання цього виду транспорту дозволяє доставляти обладнання не лише за бортовим, але і по збірним штрекам. В якості транспортних посудин застосовуються майданчики. Пропускна здатність цього виду транспорту є достатньою для забезпечення нормальної роботи ділянки. У вузлах перевантаження з конвеєра на конвеєр в дільничних виробках встановлюються типові перевантажувальні пристрої. Перевантажувальний пристрій включає в себе: лоток для направлення потоку з одного конвеєра на інший і для захисту стрічки від прямого попадання шматків; приймальну воронку для направлення потоку матеріалу по стрічці конвеєра, запобігання його бокового прокидання і пилоутворення; кожухи для огорожі вогнищ пилоутворення в місцях пересипання, а також для кріплення на них елементів зрошувального пристрою для пилоподавлення і датчика, для автоматичного відключення конвеєра при утворенні завалів в місці перевантаження.

У місцях сполучення дільничного штреку з магістральним конвеєрним штреком встановлюється типовий перевантажувальний пункт з бункерним перевантаженням.

Устаткування для транспортування зведемо в таблицю 2.

Таблиця 2 – Транспортне обладнання

Найменування обладнання	Одиниця виміру	Кількість
Очисний вибій		
CZK 228/800	м.	214
Збірний штрек		
СП-251.15	м.	60
1ЛТ-100	м.	750
1ЛТ-100	м.	600
ДКНЛ-1	м.	1300
Бортовий штрек		
ДКНЛ-1	м.	1350

2.5.4 Розрахунок скребкового лавного конвеєра

У дипломному проекті проводиться перевірочний розрахунок скребкового конвеєра.

Експлуатаційний вантажопотік на конвеєр визначається за формулою:

$$Q_s = 60 \cdot a_{1n} \cdot k_t$$

де a_{1n} – середній хвилинний вантажопотік з очисного вибою, т/хв;

k_t – розрахунковий вантажопотік нерівномірності, приймається по таблиці 10.5 [15], в залежності від часу завантаження става конвеєра t_k і коефіцієнта нерівномірності хвилинного вантажопотоку k_1 .

Тривалість завантаження става конвеєра t_k визначається за формулою:

$$t_k = \frac{l_k}{60 \cdot V_k}$$

де l_k – довжина конвеєра, м ;

V_k – швидкість руху ланцюга конвеєра, м/с;

$$t_k = \frac{214}{60 \cdot 1,25} = 3(\text{мин});$$

Середній хвилинний вантажопотік із вибою визначається за формулою:

$$a_{in} = \frac{A_{cm}}{60 \cdot T_{cm} \cdot k_n}$$

де $A_{cm}^{пор}$ – змінне навантаження на вибій, т/см;

T_{cm} – тривалість зміни, ч;

k_n – коефіцієнт часу надходження вугілля з очисного вибою по транспортній системі;

$$a_{in} = \frac{666}{60 \cdot 6 \cdot 0,6} = 3,1(\text{т} / \text{мин});$$

Погонна маса вантажу визначається за формулою:

$$q_{\varphi} = \frac{Q_s}{3,6 \cdot V_k}$$

$$q_{\varphi} = \frac{60 \cdot 3,1 \cdot 2,1}{3,6 \cdot 1,25} = 86,8(\text{кг} / \text{м});$$

Типові зусилля гілок визначаються за формулою:

$$F_{1-2} = l_k \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta + \sin \beta)$$

$$F_{3-4} = l_k \cdot q_0 \cdot g \cdot (\omega_0 \cdot \cos \beta - \sin \beta) + \ell \cdot q_{\varphi} \cdot g \cdot (\omega \cdot \cos \beta - \sin \beta)$$

де q_0 – погонна маса ланцюга зі скребками, кг/м;

ω, ω_0 – коефіцієнт опору руху;

β – кут нахилу конвеєра, град;

g – прискорення вільного падіння, м/с²;

$$F_{1-2} = 50 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) = 4431,57(H)$$

$$F_{3-4} = 50 \cdot 20 \cdot 9,81 \cdot (0,4 \cdot 1 + 0) + 50 \cdot 25,2 \cdot 9,81 \cdot (0,6 \cdot 1 - 0) = 10164,9(H)$$

Тягове зусилля приводу визначається за формулою:

$$F_{n-c} = F_{1-2} + F_{3-4}$$

$$F_{n-c} = 4431,57 + 10164,9 = 14596,5(H);$$

Необхідна потужність приводу визначається за формулою:

$$N = \frac{F_{n-c} \cdot V_k \cdot k_{реж}}{1000 \cdot \eta}$$

$$N = \frac{14596,5 \cdot 1,25 \cdot 0,9}{1000 \cdot 0,87} = 86,7(кВт)$$

де $k_{реж}$ – коефіцієнт режиму;

η – К.К.Д. приводу;

Приймаємо до установки два двигуна потужністю $N_{дв}=55$ кВт.

Запас міцності ланцюга на розрив визначається за формулою:

$$n = \frac{c_2 \cdot F_{раз}}{100 \cdot N_{ном} \cdot \lambda - F_{1-2}} \cdot V_k$$

де c_2 – коефіцієнт, враховуючий кількість ланцюгів;

$F_{раз}$ – прочність цепи на разрыв, Н;

λ – кратність моменту двигуна;

$$n = \frac{1,8 \cdot 41000}{\frac{100 \cdot 55 \cdot 2}{1,25} - 4431,57} = 16,7$$

Що більше допустимого, дорівнює $1,5 + 2,0$.

Розрахункова схема скребкового конвеєра приведена на рисунку 5

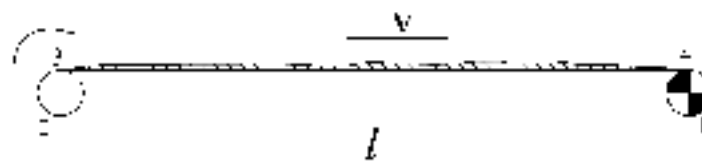


Рисунок 5 – Розрахункова схема конвеєра CZK 228/800

Діаграма натягів тягового органу скребкового конвеєра приведена на рисунку 6.

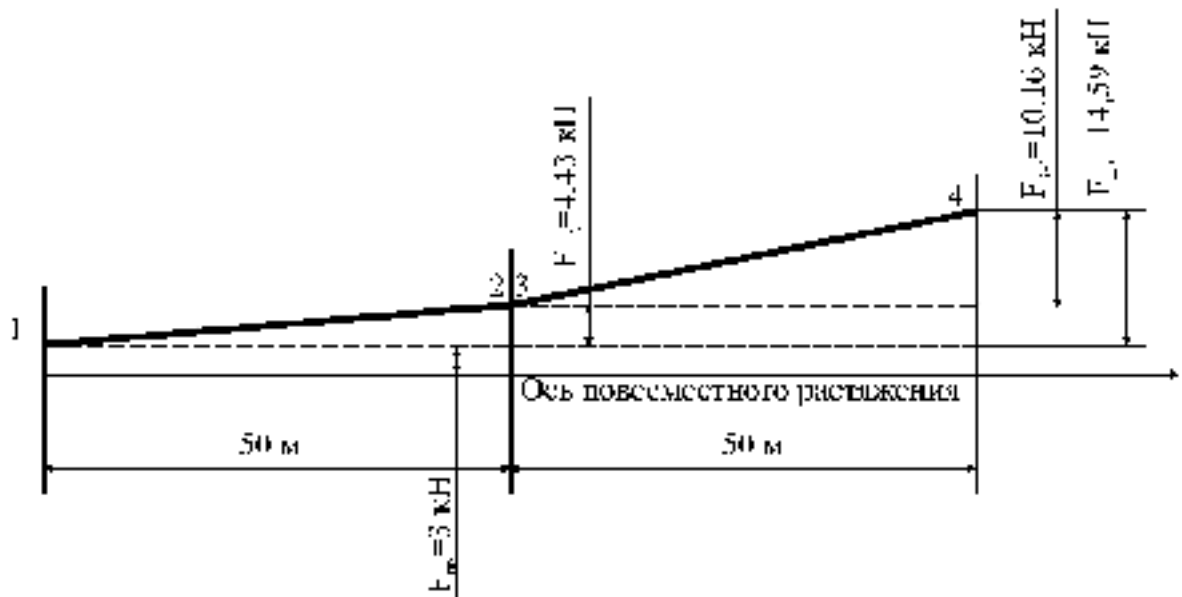


Рисунок 6 – Розрахункова схема конвеєра CZK 228/800

2.5.5 Розрахунок стрічкового конвеєра

Визначаємо вантажопотік.

$$Q_p = \frac{Q_{sv} \cdot k}{t_{sv} \cdot k_w} \text{ м/з}$$

$$Q_p = \frac{1998 \cdot 2}{6 \cdot 0,8} = 832,5 \text{ м/з}$$

Теоретичну продуктивність конвеєра Q_T беремо рівною розрахунковому вантажопотоку

$$Q_p = Q_T$$

$$832,5 = 832,5$$

Визначаємо мінімальну ширину стрічки:

$$B_{min} = 2a_{cp} + 0,2 \text{ м}$$

$$B_{min} = 2 \cdot 0,4 + 0,2 = 1,0 \text{ м}$$

Виходячи з теоретичної продуктивності конвеєра і мінімальної ширини стрічки проектом приймаємо стрічковий конвеєр 2ЛТ-100У-01.

Визначаємо сили тяги на переміщення нижньої і верхньої гілок.

$$F_{1-2} = l_k \cdot q_c \cdot g \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) + c_2 \cdot q' \cdot g \cdot wH$$

$$F_{3-4} = l_k \cdot g \cdot (q_{\text{важк}} + q_c) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta + \sin \beta) + c_2 \cdot \ell \cdot q_p' \cdot g \cdot wH$$

$$F_{1-2} = 1780 \cdot 9,1 \cdot 9,8 \cdot (1,1 \cdot 0,06 \cdot 1 - 0) + 1,1 \cdot 7,3 \cdot 9,8 \cdot 0,06 = 10481,6 \text{ H}$$

$$F_{3-4} = 1780 \cdot 9,8 \cdot (133 + 3,85) \cdot (1,1 \cdot 0,06 \cdot 1 + 0) + 1,1 \cdot 1780 \cdot 25,1 \cdot 9,8 \cdot 0,06 = 186453,7 \text{ H}$$

Визначаємо початкове натягнення стрічки

$$F_{\text{натв}} = \frac{F_0 \cdot \delta_{II} \cdot k_m}{e^{\alpha_2} - 1}$$

$$F_{\text{натв}} = \frac{196935,3 \cdot 1 \cdot 1,2}{2,5 - 1} = 157548,2 \text{ H}$$

Приведемо схему конвеєра

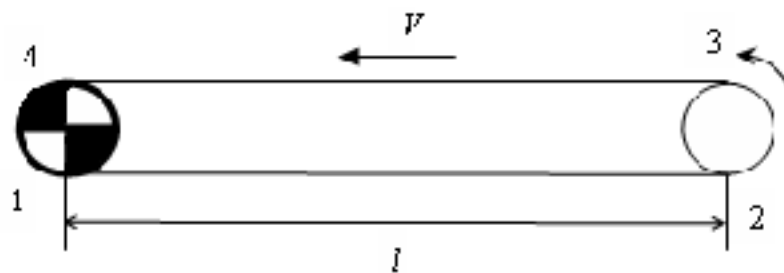


Рисунок 7 – Розрахункова схема конвеєра 2ЛТ-100У-01

Діаграма натягнення стрічки приведена на рисунку 8.

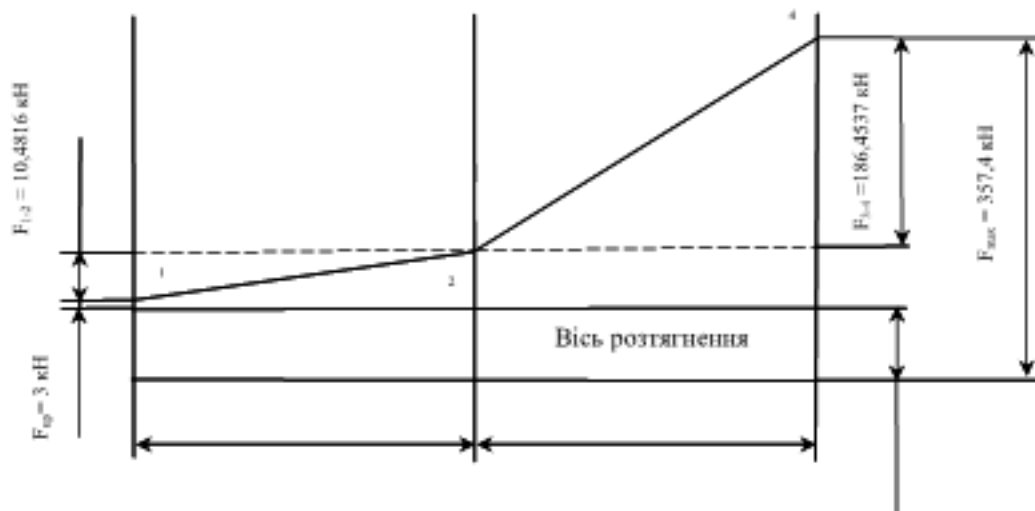


Рисунок 8 - Діаграма натягу стрічкового конвеєра 2ЛТ-100У-01
Визначасмо число конвеєрів на задану довжину транспортування:

$$n = \frac{F_{\max} \cdot m}{F_{\text{роп}}}, \text{од}$$

$$n = \frac{357,4 \cdot 10}{10000} = 0,35 \text{ од}$$

Приймаємо один стрічковий конвеєр на всю довжину виробки
Визначасмо потужність двигуна приводу конвеєра

$$N_{\text{роп}} = \frac{F_{\text{роп}} \cdot v_{\text{пов}}}{1000 \cdot \eta}, \text{кВ}$$

$$N_{\text{роп}} = \frac{196935,3 \cdot 2,5}{1000 \cdot 0,87} = 622,5 \text{ кВт}$$

Так як $N_{\text{роп}}$ та $N_{\text{уст}}$, то збільшуємо число конвеєрів до $n = 2$ і уточнюємо розрахунки вже для більш короткого конвеєра.

Визначасмо сили тяги на переміщення нижньої і верхньої гілок.

$$F_{1-2} = l_k \cdot q_c \cdot g \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta - \sin \beta) + c_2 \cdot q' \cdot g \cdot w, H$$

$$F_{3-4} = l_k \cdot g \cdot (q_{\text{сум}} + q_c) \cdot (c_2 \cdot \omega \cdot \cos \beta + \sin \beta) + c_2 \cdot l \cdot q_p' \cdot g \cdot w, H$$

$$F_{1-2} = 890 \cdot 9,1 \cdot 9,8 \cdot (1,1 \cdot 0,06 \cdot 1 - 0) + 1,1 \cdot 7,3 \cdot 9,8 \cdot 0,06 = 5243,2, H$$

$$F_{3-4} = 890 \cdot 9,8 \cdot (133 + 3,85) \cdot (1,1 \cdot 0,06 \cdot 1 + 0) + 1,1 \cdot 890 \cdot 25,1 \cdot 9,8 \cdot 0,06 = 93226,8, H$$

Визначасмо первинне натягнення стрічки

$$F_{1, \text{min}} = \frac{F_0 \cdot \delta_{II} \cdot k_m}{e^{\alpha_2} - 1}, H$$

$$F_{1, \text{min}} = \frac{98470 \cdot 1 \cdot 1,2}{2,5 - 1} = 78776, H$$

Визначаємо число конвєсєрїв на задану довжину транспортування:

$$n = \frac{F_{\text{max}} \cdot m}{F_{\text{розр}}}, \text{ед}$$

$$n = \frac{1800,2 \cdot 10}{10000} = 1,8 \text{ед}$$

Приймаємо 2 стрїчкових конвєсєра на всю довжину транспортування.
Визначаємо потужність двигуна приводу конвєсєра

$$N_{\text{розр}} = \frac{F_{\text{розр}} \cdot v_{\text{пов}}}{1000 \cdot \eta}, \text{кВт}$$

$$N_{\text{розр}} = \frac{180200 \cdot 1,5}{1000 \cdot 0,9} = 300,3, \text{кВт};$$

Приймаємо 3 двигуна потужністю по 110 кВт кожен.
Остаточнo приймаємо два конвєсєра: 2ЛТ-100У-01.

2.6. Охорна праці

2.6.1 Аналіз потенційних шкїдливих і небезпечних виробничих факторїв проєктованих робїт

Шкїдливі виробничї фактори

Кліматичні умови – температура повітря в шахті коливається від 20 до 23°C, вологість повітря від 50% до 80%, швидкість руху повітря не перевищує ПБ і досягає максимуму: дїльничні виробки 6 м/с, магістральні 8 м/с.

Шкїдливі та отруйні гази, що надходять з гірського масиву представлені СН₄, Н₂, СО, СО₂, Н₂С та інші. Концентрація газу метану СН₄ виявлена у всіх виробках шахти, СО і СО₂ надходять з тупиків погашених виробок внаслідок горіння і гниття вугїлля, дерева, найбільша концентрація Н₂ досягає в електромашинних камерах. Концентрація газів не перевищує допустимих ПБ.

Запиленість повітря. Розробляються пласти небезпечні за пилом. Вугїльний пил вибухонебезпечний, вміщує породи силїкозоносні. Питоме пиловидїлення 30 г/т. Пил видїляється при веденні гірничих робїт механїзмами, БПР та ін.

Виробничий шум. Джерелами шуму є електродвигуни, працююче устаткування (конвєсєр, комбайн, ВМП та ін).

Вібрація. Найбільша вібрація досягається при веденні бурових робіт перфораторами, відбійними молотками - локальна вібрація передається через руки.

Небезпечні виробничі фактори

Газовий режим шахти. Шахта надкатегорійна по газу метану. Пласти небезпечні за раптовими викидами вугілля і породи, а також газу та гірничих ударів. Потенційні місця скупчення CH_4 – тупикові виробки, завали.

Пиловий режим шахти. Вугільний пил вибухонебезпечний, вихід летких коливається від 40 до 44%.

Обвалення гірських порід. Безпосередня покрівля в очисних вибоях характеризується як малостійка, управління покрівлею-повне – обвалення.

Зависаємість покрівлі при обваленні 2-6 м. Потенційно небезпечні місця обвалення гірських порід - незакріплений простір, сполучення лави та штреку.

Вибухові роботи. Виробляються в основному на видобувних дільницях при посадці секцій кріплення на жорстку, при відбурюванні помийниці.

Застосування електроенергії. Ураження струмом людини, замикання електромережі і виникнення пожеж та вибухів. Для живлення електроприймачів використовують напругу 127, 380, 660 Вт.

Високий тиск. До обладнання, що працює під високим тиском, відносять механізоване кріплення, відбійні молотки.

Пожежна безпека. Виробництво віднесено до категорії А за вибухової та пожежної безпеки. Застосовувані в шахті матеріали по займистості поділяються на важкогорючі та горючі. Пожежа в шахті може виникнути при порушенні зварних робіт, БПР, курінні, вибуху вугільного пилу і CH_4 . За ендогенної пожежонебезпеки шахта віднесена до I категорії.

2.6.2 Виробнича санітарія

Для боротьби з шумом проектом передбачені наступні заходи:

- використання обладнання за призначенням в комплектації заводу-виробника та у справному стані. Ремонтно-профілактичні роботи здійснюються в першу зміну;

- застосування звукоізоляції і звукопоглинальних матеріалів. Для поглинання звукової енергії у виробках приствольного двору та в місцях встановлення ВМП, здійснюється облицювання з пористої штукатурки. На ВМП встановлюються глушники ГШ-3, які знижують шум до 25 дБ і на відстані 1м рівень шуму знижується до допустимого;

- індивідуальні засоби захисту від шуму, представлені внутрішніми і зовнішніми противошумами. Для машиністів прохідницьких і очисних вибоїв, а також їх помічників та осіб, які працюють у діючих ВМП, компресорних установок та ін. джерел шуму застосовуються захисні каски з пластмаси і незалежні навушники. Для інших працівників – захисні каски та волокнисті тампони типу «беруші»;

- будівельні та організаційні заходи (винос джерел шуму за межі робочих місць).

Для зменшення рівня вібрації, проектом передбачено застосування: амортизаторів, гнучких вставок, антивібраційних рукояток. В якості засобів

індивідуального захисту застосовуються: для рук – рукавиці та рукавички; для ніг – чоботи і напівчоботи з пружно-демпферованим низом.

Для боротьби з пилом, гірничі машини, при роботі яких утворюється пил, повинні оснащуватися засобами пилозаглушення, що поставляються заводами-виготовлювачами в комплекті з машинами. Зрошення є одним з поширених способів боротьби з пилом, ефективність якого підвищується при правильному застосуванні ПАР.

Для захисту від ураження електричним струмом передбачається заземлення електрообладнання та кабелів в якості вертикальних електродів; електроблокування розподільних пунктів пускової апаратури; в якості засобів індивідуального захисту - гумові рукавички, діелектричні підставки та ін.

2.6.3 Вибір заходів по боротьбі з пилом в очисних вибоях.

Питоме пиловиділення при роботі комбайна без засобів пилоподавлення:

$$q_v = q_w \cdot v \cdot k_x = 30 \cdot 2,2 \cdot 0,4 = 26,4 \text{ г/т,}$$

де q_w – питоме пиловиділення шахтопласта, що характеризує сумарний вміст у зруйнованому вугіллі частинок розміром 70 мм, здатних переходити у звзінений стан умов для виїмки вугілля з еталонним виконавчим органом, постійним режимом руйнування вугілля при будь-яких гірничотехнічних умов і швидкості руху повітряного струменя рівної 1 м/с;

v – швидкість руху повітря, м/с;

k_x – коефіцієнт, що враховує вплив конструктивних параметрів комбайна на утворення і виділення пилу.

Як комплекс заходів, вибираємо зрошення з подачею води в зону різання.

Оцінка очікуваного рівня запиленості повітря в очисних і підготовчих вибоях.

Залишкова запиленість повітря в очисних вибоях на відстані 5 – 8 м від місця роботи комбайна по ходу вентиляційного струменя при застосуванні комплексу заходів забезпечують:

$$C_{оч} = \frac{1000 \cdot q_{п.оч} \cdot P_{оч} \cdot k_v \cdot k_c}{Q_{оч}}, \text{ мг/м}^3$$

де $q_{п.оч}$ – питоме пиловиділення при роботі комбайна, г/т;

$P_{оч}$ – проодуктивність комбайна, т/хв;

$Q_{оч}$ – розхід повітря через лаву, м³/хв;

k_v – коефіцієнт, що враховує вплив швидкості руху вентиляційного струменя в очисному забої на запиленість повітря;

k_c - коефіцієнт, що враховує ефективність комплексу забезпечення заходів в очисному забої:

$$k_c = (1 - \mathcal{E}_1) \cdot \dots \cdot (1 - \mathcal{E}_n) = 1 - 0,9 = 0,1$$

де $\mathcal{E}_1 \dots \mathcal{E}_n$ – ефективність окремих заходів, частки од. Як знепилюючих заходів приймасмо високонапірне зрошення з подачею води в зону різання, $\mathcal{E}_1 = 0,9$.

$$C_{\text{от}} = \frac{1000 \cdot 26,4 \cdot 1,85 \cdot 1 \cdot 0,1}{6,1 \cdot 60} = 13,3 \text{ мг/м}^3,$$

Залишкова запиленість 13,3 мг / м³ перевищує санітарні норми (гранично - допустима концентрація - 2% при вмісті в пилу двоокису кремнію понад 10%).

Передбачаємо забезпечення гірників протипиловими респіраторами ПРШ-741, які мають наступну характеристику:

- маса 200г
- термін захисної дії 22 години, при запиленості повітря 300мг / м³;
- ефективність пилезатримання 99,99%.

2.6.4 Пилоподавлення зрошенням у очисному вибої.

Визначення витрати води на зрошення і необхідного числа форсунок для очисного комбайна.

Добова витрата води для проведення комплексного знепилювання:

$$Q_{\text{взм}} = 10^{-3} \cdot k \cdot \sum V \cdot q = 10^{-3} \cdot 1,1 \cdot 978 \cdot 26,4 = 28,4 \text{ м}^3/\text{сут}$$

де k – коефіцієнт на невраховані розходи води та витоків;

V – добовий обсяг робіт по окремим виробничим процесам, т / добу;

q – питома витрата води по окремим виробничим процесам, л / т.

Необхідне число форсунок для зрошення:

$$n = \frac{Q_{\text{взм}}}{3,13 \cdot a \cdot \sqrt{p}} = \frac{28,4}{3,13 \cdot 5 \cdot \sqrt{2}} = 1,3(\text{шт}) \text{ шт},$$

де Q – розхід води на зрошення, л/хв;

a – коефіцієнт витрати води у форсунках;

p - тиск води в форсунках, МПа.

Остаточню на комбайні встановлюємо 2 форсунки КФ 5,0-15.

На малюнку 1 представлена технологічна схема пилоподавлення зрошенням в виробках виїмкової дільниці.

2.6.5 Заходи щодо попередження та локалізації вибухів вугільного пилу

Для локалізації вибуху вугільного пилу на конвеєрних штреках проектом передбачено встановлення водяних заслонів на протязі всієї виробки через 250м.

Розрахунок параметрів водяних заслонів для 417 збірною штреку.

Довжина проектованої конвеєрної виробки $\ell = 1000\text{м}$, переріз виробки $S_{\text{св}} = 8,0 \text{ м}^2$,

1) Розход води на водяний заслон розраховується по формулі:

$$Q = 1,1 \cdot q_0 \cdot S,$$

де S — площа поперечного перерізу виробки в проясненні, в місці встановлення заслону, м²;

q_0 — питома витрата води на 1м² площі поперечного перерізу виробки, кг / м²; застосовується рівним 400 кг/м²

$$Q = 1.1 \cdot 400 \cdot 8,0 = 3520(\text{кг});$$

2) Необхідна кількість судин для заслону:

$$N = \frac{Q}{Q_c},$$

де Q_c — місткість посудини, кг. Приймається не більше 80 кг (для стандартних пластмасових судин), для судин розміром 640x370x253мм - 40 кг.

$$N = \frac{3520}{40} = 88(\text{шт})$$

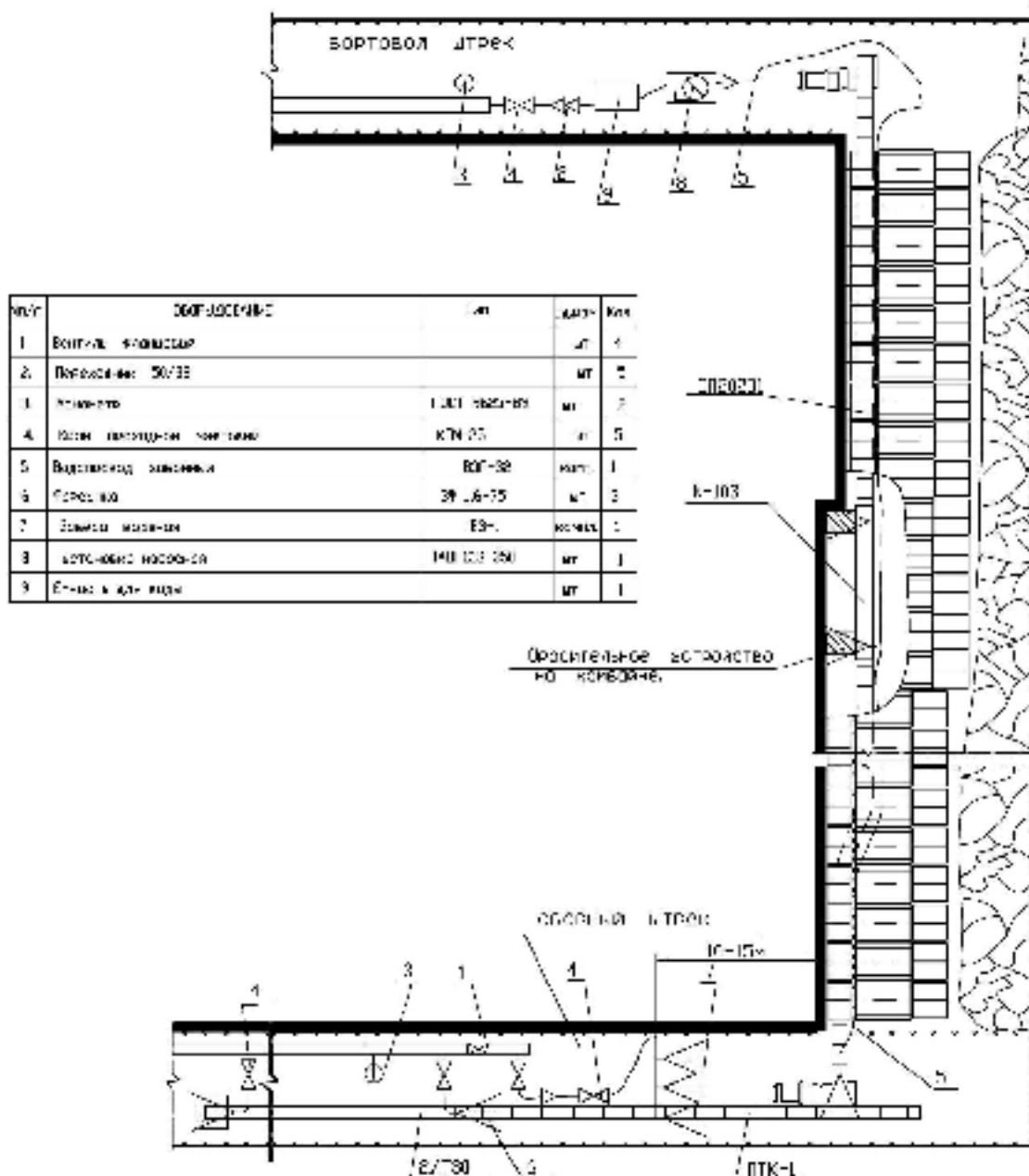


Рисунок 9– Технологічна схема пилоподавлення

3) Кількість полиць з судинами (рядів) в заслін:

$$m = \frac{N}{n}$$

де n — кількість судин в одному ряду; приймається з розрахунку установки одної стандартної судини на кожен метр ширини виробки на рівні рухомого складу.

$$m = \frac{88}{3} = 29,3(\text{шт})$$

Приймаємо кількість рядів в заслін $m = 29$.

4) Остаточню необхідну кількість води в заслоні визначається за формулою:

$$Q = m \cdot n \cdot Q_c$$

$$Q = 29 \cdot 3 \cdot 40 = 3480(\text{кг})$$

5) Длина заслону визначається по формулі:

$$L_s = (a + b) \cdot m - b$$

де a — ширина судини, м; для стандартної судини дорівнює 0,37м;

b — відстань між рядами, м; по ПБ повинно бути не менше 0,5м;

$$L = (a + b) \cdot m - b = (0,37 + 0,8) \cdot 29 - 0,8 = 33,13$$

Судини встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150мм під покрівлю виробки. Відстань між покрівлю (кріпленням) і верхньою кромкою посудини має бути не менше 100 мм і не більше 600мм. Крім того, необхідно забезпечити висоту для вільного проходу людей не менше 1800 мм від ґрунту до найбільш виступаючої частини заслону.

Судини заповнюються водою від протипожежно-зрошувального трубопроводу, обладнаного пунктами водозабору, і в міру її випаровування періодично доливаються. Періодичність доливання приймається в залежності від відносної вологості і швидкості руху повітря і становить 10 діб.

Визначаємо кількість заслонів на збірному штреку:

$$n_{\text{засл}} = \frac{l}{l' + l_s}$$

де l — довжина виробки, м;

l' — відстань між водяними заслонами на конв'єрних виробках по ПБ приймається 250 м;

l_s — довжина водяного заслону, м;

$$n_{\text{засл}} = \frac{1000}{250 + 33,13} = 3,5$$

Приймаємо кількість заслонів $n_{\text{засл}} = 4$.

7) Загальна кількість води необхідна для всіх заслонів, розташованих на 411 збірному штреку:

$$Q_{\text{обг}} = n_{\text{засл}} \cdot Q$$

$$Q_{\text{обг}} = 4 \cdot 3480 = 13920(\text{кг});$$

Схема установки водяного заслону на 417 збірному штреку наведена на малюнку 2.

Для зниження інтенсивності випаровування води, судини водяного заслону допускається вкривати вільнолежачими пластмасовими кришками. Конструкція кришки повинна дозволяти без її видалення контролювати рівень води в посудині і доливати її.

Судини встановлюються на дерев'яних полицях шириною 150 мм під покрівлею поперек виробки. При розміщенні трьох судин на полиці, товщина її повинна становити 50 мм.

Полиці і прогони підтримуються регульованими по висоті підвісками, конструкція яких забезпечує установку судин в горизонтальному положенні.

Відстань між підвісками в залежності від кількості судин, встановлених на одній полиці, приймається в межах 1800-2400 мм

2.6.6 Заходи щодо протипожежного захисту

Даний захист включає розміщення первинних засобів пожежогасіння, пожежно-зрошувальний трубопровід, застосування негорючого кріплення. В цілях пожежної безпеки по виробці прокладається пожежно-зрошувальний трубопровід діаметром 150 мм.

При проведенні магістральних виробок трубопровід розрахований на витрату води з витратою 80 м³/год, дільничних - 50м³/год. Трубопровід на кожному сполученні виробок обладнується пожежними гайками. Розстановка протипожежного обладнання приведена на схемі. В забої у комбайна встановлюється пункт ВГК.

Нарощування пожежно-зрошувального трубопроводу проводиться в ремонтну зміну ланками довжиною 8-10 метрів. Ланки з'єднуються між собою фланцями за допомогою болтів і гайок. Пожежно-зрошувальний став підвішується біля борту виробки на висоті 600 - 800 мм за допомогою дроту діаметром 6 - 8 мм в 2 скрутки або на ланцюгах СП202 або крюках Д=16 мм. Відставання ставу від забою не більше 40 метрів. В кінці ставу монтується пожежний кран і манометр.

Трубопровід по збірному штреку розрахований на витрату води, необхідну на пожежогасіння, пристрій пилоподавлення і УВПК. Витрати води не менше 100м³/год. Трубопровід по бортовому штреку розрахований на витрату води не менше 50м³ / год.

Трубопровід збірний штреку через кожні 50 м по довжині виробки обладнується пожежними гайками, через кожні 100 м – двома вогнегасниками (ОПШ-10 та ОХП-10).

Трубопровід бортового штреку обладнується пожежними гайками через кожні 200 м; двома вогнегасниками через кожні 300 м (ОПШ-10 та ОХП-10).

РП обладнується двома вогнегасниками та ящиком з піском. По обидві сторони приводів стрічкових конвеєрів (10 м) виробка обладнується пожежними гайками, пожежними рукавами зі стовбуром, двома вогнегасниками, ящиком з піском, телефоном.

Виробка в районі установки приводних головок стрічкових конвеєрів і 5м у обидві сторони повинна бути закріплена негорючим кріпленням.

Для забезпечення безпечної експлуатації і запобігання загоряння стрічки на приводній та кінцевій станціях конвеєрів і для виявлення і ліквідації пожеж у початковій стадії встановлюються пристрої УПЗ-1А, приводні головки

обладнуються установками пожежогасіння УВПК. Наявність води в протипожежному трубопроводі під тиском не менше 6 атм. Для контролю за зниженням тиску в ПТТ (менше 6 атм), недопущення води при роботі конвеєрів на ПТТ встановлюються ЕКМ. Наявність і справність всіх видів захисту конвеєрів апаратури АУК-1; КТВ-2, ДС, ДВ. Наявність і справність телефонів на головках конвеєрів.

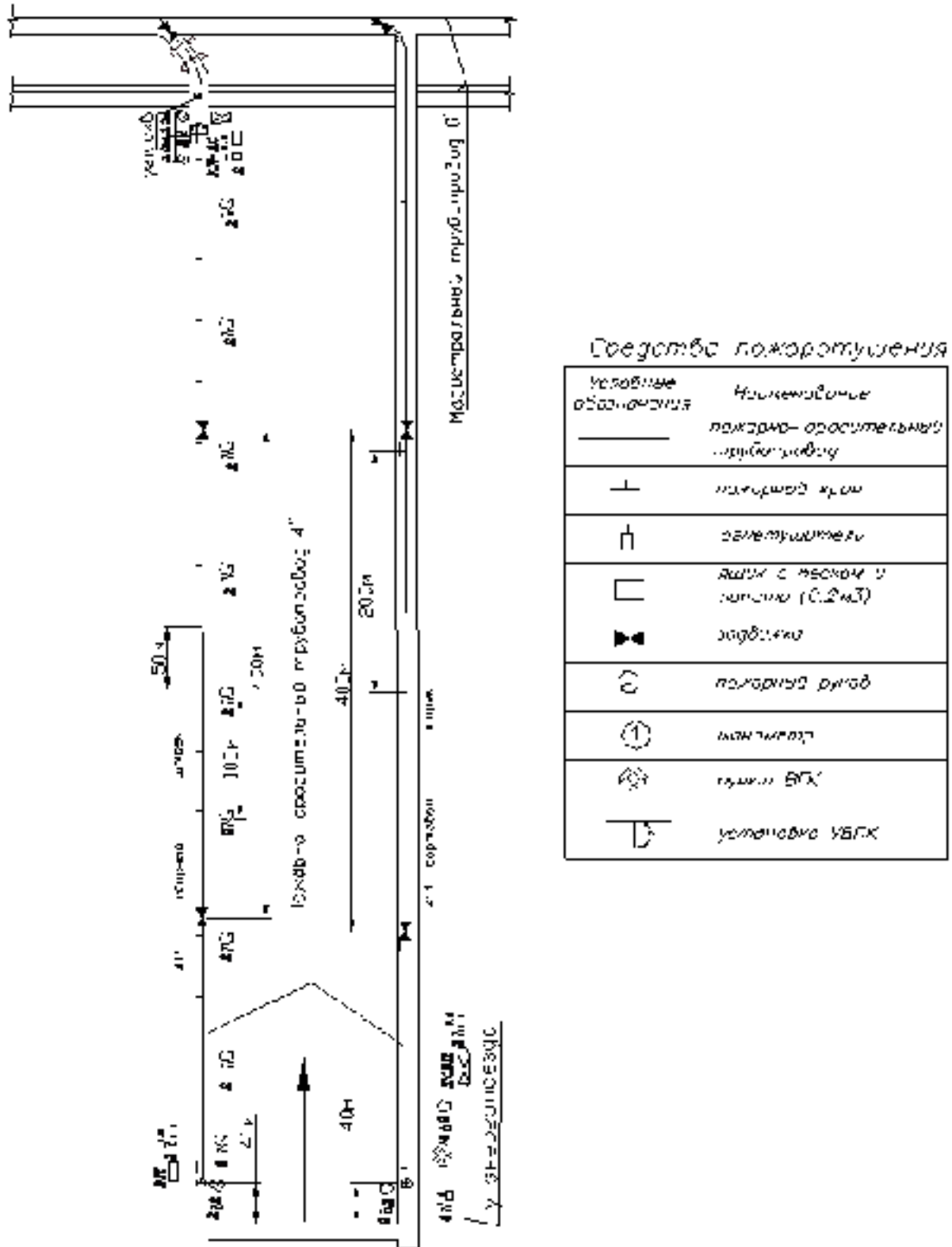


Рисунок 10 – Розстановка протипожежних технічних засобів

2.7. Економічна оцінка запропонованих технічних рішень

Техніко-економічні обґрунтування очисних робіт

Таблиця 3 – Фактори, що впливають на рівень норми виробки

Фактори	Значення та характеристика факторів	Поправковий коеф. до норм виробки	Підстава для встановлення коефіцієнта
Довжина лави	214		
Міцність пласта, що виймається, м	1,12		
Кут падіння пласта, град	2-5		
Глибина робіт, м	214	0,9	ЕНВ, заг. ч.
Викидонебезпечність пласта	небезпечний		
Характеристика бокових порід	Середньої стійкості		
Наявність ложної покрівлі	ні		
Гіпсометрія підшови пласта	Стійка	0,9	ЕНВ§1
Категорія вугілля по відбійці	III		
Щільність вугілля, т/м ³	1,33		
Група середніх робочих швидкостей подачі комбайна	XVII		
Ширина захвату комбайна, м	0,8		
Схема роботи комбайна	човникова		
Спосіб транспортування вугілля	CZK 228/800		
Вид кріплення	OSTROJ 70 125		
Спосіб виїмки присічки	Відб. молоток	0,7	ЕНВ§28
Розмір присічки, м	2×0,4	0,95	ЕНВ§28
Кріплення присічки	Брус, l= 3.9 м		
Крок кріплення, м	0,8		
Місце зведення охоронної полоси	На сполученні зі штреком	0,9	ЕНВ§41
Кріплення зусиллення	Стойки под. брус l>2м	0,7 0,7	ЕНВ§33

Нормативна працездатність - 10,084 чол./змін

Коефіцієнт циклічності:

$$K_{\text{ц}}=581,24/589=0,99$$

Працездатність приведена до 1 циклу:

$$10,084/0,99 = 10,12 \text{ (чол/змін)}$$

В тому числі: МГВМ: $1/0,99 = 1,01$

$$\text{ГРОЗ: } 10,12-1,01 = 9,11$$

Розрахунок комплексної норми виробітку наведено в таблиці 2.

Таблица 4 - Розрахунок комплексної норми вироботки

Вид роботи	Ед. вим.	Норма вироботки			Об'єм работ на площ.	Нормов. коп. на 1000 м ²	Тарифна ставка	Сума зарплати (сума тарифної ставки * норма вироботки)	Основанне для узагальнення норми вироботки
		по об'єкту	К	уєт					
Высезка угля комбайном	м	659,00	0,882	581,24	624,00	1,08	97,38	105,17	ШЦ§3 т.6
МГТМУГр									" "
ГРОЗ УР						9,75	87,36	852,63	"-----"
Высезка угля из днища	ш	12,28	0,450	6,02	1,70	0,28	87,36	24,68	ФНВ§26 т.58
Крепление днища (УС)	сп.	36,00	0,532	19,15	4,00	0,21	87,36	18,25	ФНВ§32 т.63
Крепление днища (спил с дна)	сп.	78,70	0,450	38,55	4,00	0,10	87,36	9,06	ФНВ§33 т.65
Демонтаж АПК	шт.	6,62	0,754	4,99	2,00	0,40	87,36	55,00	ФНВ§8 т.11,6в
Установка АПК	шт.	4,95	0,754	3,73	2,00	0,54	87,36	46,81	ФНВ§8 т.11,6в
Возведение охранной полосы	шт.	17,50	0,900	15,75	0,21	0,27	87,36	23,59	ШЦ§41 т.74
Зачистка досок на секции	м ²	89,70	0,700	62,79	3,12	0,05	87,36	4,31	
Всего					12,69			1115,20	

Розрахунок чисельності робітників в ремонтну зміну наведено в таблиці 3

Таблиця 5 - Чисельність робітників в ремонтну зміну

Вид робіт	Численність робочих по процесам		Итого
	ГРОЗ	Електрослесаря	
Огляд та ремонт комбайна	2	1	3
Огляд та ремонт мех. кріплення	8	-	8
Огляд та ремонт конвеєрного ставу	2	-	2
Огляд та ремонт електроприводів конвеєрів та редукторів	-	4	4
Огляд та ремонт енергопоїзду	-	2	2
Скорочення конвеєра на збірному штресі	2	-	2
Огляд та ремонт стрічкових конвеєрів, нагрунтовій дороги.	4	4	8
Всього	18	11	29

Число робочих зайнятих за добу:

$$N_{\text{сут}} = N_{\text{ц}} * n_{\text{ц}} + N_{\text{че}} * n_{\text{см}} + N_{\text{рем}}$$

- де $N_{\text{ц}} = 11,97$ - сумарна трудомісткість на цикл;
 $n_{\text{ц}} = 9$ - число циклів за добу;
 $N_{\text{че}} = 2$ - число чергових електрослюсарів у видобувну зміну;
 $n_{\text{см}} = 3$ - число видобувних змін;
 $N_{\text{рем}} = 27$ - число робочих ремонтної зміни;

$$N_{\text{доб}} = 11,97 * 9 + 2 * 3 + 29 = 95 \text{ чоловік}$$

Комплексна розцінка: $P = 1051,6 / 589 = 1,8$ грн/тону;
Продуктивність робочого на вихід: $2950 / 95 = 31,1$ т/вих.

План дільничної собівартості видобутку вугілля

Собівартість містить в собі наступні елементи розходів:

1. Заробітна плата (основна та додаткова).
2. Нарахування на заробітну плату.
3. Допоміжні матеріали.
4. Електроенергія.
5. Амортизаційні відрахування.

У таблиці 4 представимо розрахунок фонду заробітної плати.
У таблиці 5 представимо розрахунок за матеріалами 1-ї групи.

Таблица 6 - Розрахунок фонду заробітної плати

Бригада, професія, должність	Численность		Объем работ или число тарифных ставок, грн.	Месячний фонд заробітної плати, грн.						
	Явочная	Списочная		Основная			Доро			
				премия	плата за работу в ночное время	за руковод. время				
Комплек. бригада ГРОЗ V р.	114	1,8	205	271350,0	271350,0	81405,0	264,5	30780,0	655149,5	
Эл. слесаря V р.	6	1,8	1	57,1	12950,3	12950,3	3885,1	179,9	1620,0	31585,5
Эл. слесаря IV р.	11	1,8	20	50,1	20831,6	20831,6	6249,5	-	2970,0	50882,6
МПУ	14	1,8	25	43	22755,6	22755,6	6826,7	-	3780,0	56117,9
ГРЦ	8	1,8	14	43	13003,2	13003,2	3901,0	-	2160,0	32067,4
Шах. участка	1	-	1	2494,00	2494,0	2494,0	249,4	-	150,0	5387,4
Зам. начальшка уч.	1	-	1	2310,00	2310,0	2310,0	231,0	-	150,0	5001,0
Цом. начальшка уч.	1	-	1	2264,00	2264,0	2264,0	226,4	-	150,0	4904,4
Механик	1	-	1	2310,00	2310,0	2310,0	231,0	-	150,0	5001,0
Зам. мехашка	1	-	1	2117,00	2117,0	2117,0	211,7	-	150,0	4595,7
Горные мастера	4	1,8	7	2099	15112,8	15112,8	1511,3	-	1080,0	32816,9
Разом	162		288		367498,5	367498,5	104928,0	444,3	43140,0	883509,2

У таблиці 9 представимо розрахунок витрат на електроенергію.

Таблиця 9 - Розрахунок витрат на електроенергію

Споживач енергії	Міцність, кВт×год.		Час роботи, год.		Коефіцієнт загрузки по міцності	Затрати ел. енергії, кВт×год	Тариф за кВт×год, грн	Вартість ел. енергії за місяць, грн
	Од.	загальна	за добу	за місяць				
Комбайн МВ410Е	200	200	14,2	426	0,8	68160	0,23	15676,8
Конвеєр CZK 228/800	480	480	14,2	426	0,85	173808	0,23	39975,84
Конвеєр СП-251.15	110	110	14,2	426	0,85	39831	0,23	9161,13
Стрічковий конвеєр №1	110	110	14,2	426	0,8	37488	0,23	8622,24
Стрічковий конвеєр №2	110	110	14,2	426	0,8	37488	0,23	8622,24
Маслостанція СНТ-32	60,5	181,5	21	630	0,8	91476	0,23	21039,48
Нагрунтовий шлях ДКНЛ	55	110	18	540	0,9	53460	0,23	12295,8
Лебідка типу ЛГКН	18,5	36	12	360	0,9	11664	0,23	2682,72
Освітленість	0,04	40	24	720	1	28800	0,23	6624
Всього								133861,4

Собівартість 1 т вугілля по ділянці розраховуємо на підставі визначених раніше видатків по заробітній платі, матеріалів, електроенергії, амортизаційних відрахувань. Результати розрахунків зводимо в таблицю 9.

Таблиця 10 - Калькуляція і структура дільничної собівартості видобутку 1 т вугілля

Елементи витрат	Сума витрат на місяць, грн	Собівартість 1т., грн	Питома вага елемента в %
Заробітна плата	3065382	34,68	9,43
Нарахування на заробітну плату	4327060	48,84	13,32
Матеріали 1 групи	1661496	18,72	5,11
Матеріали 2 групи	1000516	11,28	3,08
Амортизація	20831080	235,32	64,11
Електроенергія	1606337	18,12	4,94
Разом		366,96	100,00

ВИСНОВОК

Кваліфікаційна робота бакалавра виконана на прикладі шахти «Благодатна», але всі результати отримані в роботі застосовні і для інших шахт Західного Донбасу.

Виконано аналіз виробничої діяльності шахти "Благодатна", що дозволило визначити мету і сформулювати основні завдання, вирішені в роботі, які полягають в обґрунтуванні можливості повторного використання підготовчих виробок. Аналіз діяльності шахти "Благодатна" показує, що причиною незадовільного стану підготовчих виробок є невідповідність застосовуваних заходів щодо підтримання та охорони виробок, що проявляється у великих зсувах контуру.

В роботі шляхом інженерного аналізу і техніко-економічних розрахунків було визначено раціональні параметри охорони виробок, обрані засоби основного та допоміжного транспорту. Детально у другому розділі розглянуто питання щодо вибору ефективних заходів щодо забезпечення високопродуктивної роботи очисного вибою.

Для очисних робіт було обрано наступне обладнання - комплекс OSTROJ 70/125 (комбайн - MB410E, конвеєр CZK 228/800, кріплення OSTROJ 70/125). Добове навантаження в очисному вибої склало 1998 т/добу.

В роботі визначено:

- систему розробки – стовпова з підтриманням конвеєрного штреку для повторного використання;

- охорона виробки буде проводитися шляхом зведення литої смуги;

- видобуток вугілля здійснюється за допомогою механізованого комплексу OSTROJ 70/125, що дозволить досягти навантаження 1998 т/добу на забій.

Всі технічні рішення, прийняті в роботі спрямовані на зниження собівартості видобутку в цілому по шахті.

ПЕРЕЛІК ПОСИЛАНЬ

1. Технология подземной разработки пластовых месторождений полезных ископаемых [Текст]: Учебник для вузов / В.И.Бондаренко, О.М. Кузьменко, Ю.Б. Грядущий и др.; Под общ. ред. проф. В.И. Бондаренко. – Д. : Национальный горный университет, 2005. – 708 с..
2. Машины и оборудование для угольных шахт. Справочник/под ред. В.И. Хорина.-М.: Недра, 1987.-424с.
3. Задачник по подземной разработке угольных месторождений/под ред. К.Ф. Сапицкого .-М.: Недра, 1981.-311с.
4. Яцких В.Г., Спектор Л.А., Кучеровский А.Г. Горные машины и комплексы.-М.: Недра, 1984.-400с.
5. Гелескул М.И., Каретников В.Н. Справочник по креплению капитальных и подготовительных горных выработок. – М.: Недра, 1982.-479с.
6. Краткий справочник горного инженера угольной шахты/под ред. А.С. Бурчакова, Ф.Ф.Кузюкова. – М.: Недра, 1982.-450с.
7. Кияшко И.А. Процессы подземных горных работ, - К.: «Вища школа», 1992.-334с.
8. Бурчаков А.С., Малкин А.С. проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых. Справочник. – М.: Недра, 1991.-399с.
9. Воспроизводство вскрытых и подготавливаемых запасов для угля на шахтах. – М.: Недра, 1990.-352с
Закладочные работы в шахтах: Справочник/под ред. Д.М. Бронникова, А.С. Цыганова. – М.: гедра, 1989.- 400с.
10. Справочник. Подземный транспорт шахт и рудников/под общей ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. – М.: Недра, 1985.-565с.
11. НПАОП 10.0-1.01-10 Правила безпеки у вугільних шахтах. - К.: Друкарня ДП «Редакція журналу «Охорона праці», 2010. – 430 с.
12. Сборник инструкций по правилам безопасности в угольных шахтах. Том 1.-К.: Основа, 2005.-425с.
13. Сборник инструкций по правилам безопасности в угольных шахтах. Том 2.-К.: Основа, 2005.-410с.
14. Рудничная вентиляция. Справочник. – М.: Недра, 1988.-440с.
15. Охрана труда/под ред. К.С. Ушакова. – М.: Недра, 1986.-624с.
16. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Макеевка – Донбасс: МакНИИ, 1989.-319с.
17. Ищук И.Г., Поздняков Г.А. Средства комплексного обеспылевания горных предприятий. Справочник. – М.: Недра, 1991.-253с.
18. Руководство по борьбе с пылью в угольных и сланцевых шахтах. – М.: Недра, 1979.-319с.
19. Единые правила охраны недр при разработке месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1987.-60с.
20. Красавин А.П. Защита окружающей среды в угольной промышленности.- М.: Недра, 1991.-221с.
21. Укрупненные комплексные нормы выработки для шахт Донецкого и Львовско-Волынского угольных бассейнов. - М. : МУП СССР, 1988.-586с.

22. Процессы очистных работ на пластах угольных шахт: учебник / В.В. Харченко, Н.П. Овчинников, В.И. Сулаев, А.А. Гайдай, В.В. Русских; М-во освіти і науки України, Нац. гірн. ун-т. – Д. : НГУ, 2014. –170 с.

23. Организация и технология проектирования шахт [Текст]: моногр./ Г.С. Пиньковский. - Д. : Национальный горный университет, 2013. – 600 с.

24. Организация и планирование очистных и подготовительных работ: Учебник для вузов [Текст] / Бондаренко В.И., Илляшов М.А., Руденко Н.К., Салли С.В. – Днепропетровск: ООО «ЛизуновПрес», 2012. – 334 с.

25. Александров, С.Н. Охрана труда в угольной промышленности [Текст] / Ю.Ф. Булгаков, В.В. Яйло. – Учебное пособие для студентов горных специальностей высших учебных заведений / Под общей ред. Ю.Ф. Булгакова. – Донецк: РИА ДонНТУ, 2012. – 480 с.

26. Голинько, В.И., Аварийно-спасательные работы в шахтах [Текст] / С.А. Алексеенко, И.Н. Смоланов. – Учебное пособие. – Днепропетровск: Лира ЛТД. – 2011. – 480 с.