

**СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ**

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

ПОЯСНЮВАЛЬНА ЗАПИСКА

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

спеціальності 184 «Гірництво»

на тему:

**Розробити проект спорудження відкотного квершлягу
на гор. 865 м в умовах ш. "Золоте" ДП "Первомайськвугілля"**

Виконав: студент групи Гір-18зс Складан Р.О.

.....
(підпис)

Керівник: Гальченко А.М.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Севєродонецьк 2021

СХІДНОУКРАЇНСЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ УНІВЕРСИТЕТ
ІМЕНІ ВОЛОДИМИРА ДАЛЯ

Факультет інженерії

Кафедра гірництва

Освітньо-кваліфікаційний рівень: бакалавр

Спеціальність: 184 «Гірництво»

ЗАТВЕРДЖУЮ

Завідувач кафедри

“ ____ ” _____ 2021 року

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

Складану Руслану Олександровичу

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження відкотного квершлягу на гор. 865 м в умовах ш. "Золоте" ДП "Первомайськвугілля"
Керівник роботи: Гальченко Анатолій Михайлович, к.т.н.
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. Генеральний план поверхні.
 3. Технологія спорудження виробки 1 варіант.
 4. Технологія спорудження виробки 2 варіант.

6. Консультанти розділів проекту

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

7. Дата видачі завдання 07.05.21

КАЛЕНДАРНИЙ ПЛАН

№ з/п	Назва етапів дипломного проектування	Строк виконання етапів	Примітка
1	Геологія та гідрогеологія родовища	10.05.21-12.05.21	
2	Границі та запаси шахтного поля	13.05.21-14.05.21	
3	Основні дані по експлуатації шахти	15.05.21-16.05.21	
4	Технологічний комплекс поверхні шахти	17.05.21-19.05.21	
5	Охорона праці	20.05.21-21.05.21	
6	Основна частина проекту	22.05.21-09.06.21	
6.1	Вихідні дані для проведення виробки. Вибір форми та визначення розмірів поперечного перерізу виробки	22.05.21-23.05.21	
6.2	Розрахунок проявів гірського тиску, вибір кріплення. Технологічна схема проведення	24.05.21-27.05.21	
6.3	Розрахунок паспорта БПР	28.05.21-31.05.21	
6.4	Розрахунок провітрювання виробки	01.06.21-03.06.21	
6.5	Водо- та енергозабезпечення вибою виробки	04.06.21-04.06.21	
6.6	Організація гірничопрохідницьких робіт	05.06.21-07.06.21	
6.7	Розрахунок кошторисної вартості спорудження виробки	08.06.21-09.06.21	

Студент _____

Складан Р.О.

Керівник проекту _____

Гальченко А.М.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 66 сторінок, містить 27 таблиць, 5 рисунків. Лист формату А-4.

Графічна частина приведена на листах формату А-1 у кількості 4 листів.

Об'єктом проектування є відкотний квершлаг гор. 865 м на шахті "Золоте" ДП "Первомайськвугілля".

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження відкотного квершлягу гор. 865 м.

У проекті представлені: основні данні по геологічній будові шахтного поля, експлуатації шахти, границям і запасам шахтного поля, режиму роботи і продуктивності, детально розроблений проект спорудження підготовчої виробки.

При написанні проекту використано 56 джерел літератури.

Зміст

Анотація	6
Вступ	7
1 Геологічна частина	8
1.1 Геологія і гідрогеологія родовища	8
1.1.1 Загальні відомості про шахту	8
1.1.2 Геологічна будова шахтного поля	8
1.2 Границі і запаси шахтного поля	10
2 Технологічна частина	12
2.1 Основні дані по експлуатації шахти	12
2.1.1 Режим роботи і продуктивність	12
2.1.2 Головні стволи шахти та підйом	14
2.1.3 Основні гірничі виробки	16
2.1.4 Підйом і транспорт	16
2.1.5 Водовідлив	17
2.1.6 Вентиляція, освітлення	18
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	20
2.3 Охорона праці	23
3 Основна частина	24
3.1 Спорудження квершлягу буропідривним способом (варіант № 1)	24
3.1.1 Визначення форми і розмірів поперечного перерізу виробки	24
3.1.2 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення	27
3.1.3 Вибір способу і технологічної схеми проведення виробки	28
3.1.4 Вибір комплексу прохідницького обладнання	29
3.1.5 Розрахунок параметрів буропідривних робіт	30
3.1.6 Розрахунок провітрювання тупикової виробки	31
3.1.7 Організація робіт у підготовчому вибої	34
3.2 Спорудження квершлягу комбайновим способом (варіант № 2)	38
3.2.1 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення	38
3.2.2 Паспорт проведення та кріплення квершлягу	42
3.2.3 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір вентиляційних засобів	44
3.2.4 Організація робіт в підготовчому вибої	46
3.3 Порівняння варіантів будівництва виробок	52
3.3.1 Вартість будівництва квершлягу по першому варіанту	52
3.3.2 Вартість будівництва квершлягу по другому варіанту	59
Висновки	63
Список використаної літератури	64

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 66, таблиц 27, рисунков 5, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения подготовительных горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

Ключевые слова: ГЕОЛОГИЯ, ЗАПАСЫ, ВЫРАБОТКА, ТЕХНОЛОГИЯ, ПЛАСТ, ШАХТА.

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 66 таблиць 27, рисунків 5, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження підготовчих гірничих виробок.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

Ключові слова: ГЕОЛОГІЯ, ЗАПАСИ, ВИРОБКА, ТЕХНОЛОГІЯ, ПЛАСТ, ШАХТА.

ANNOTATION

A diploma project contains pages 66, tables 27, pictures 5, and contains basic data on the operation of the mine, issues of technology for the construction of mine working.

New technical decisions recommended to the use are resulted.

Keywords: GEOLOGY, SUPPLIES, DEVELOPMENTS, TECHNOLOGY, SEAM, MINE.

Вступ

Забезпечення надійного розвитку народного господарства країни вимагає подальшого укріплення паливо-енергетичних комплексів.

Для успішного розвитку паливної, металургійної, хімічної та інших галузей промисловості важливе значення має подальше збільшення об'ємів будівництва гірничо-видобувальних підприємств, тобто, об'ємів проведення підземних гірничих виробок і спорудження об'єктів шахтної поверхні.

В цьому дипломному проекті викладено комплекс питань по технології спорудження капітальних і підготовчих виробок на вугільній шахті. Детально освітлені питання проведення підготовчих гірничих виробок пласта l_6 горизонту 865 м з використанням прогресивної технології швидкісного спорудження й з використанням нового обладнання і технологій.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Поле шахти «Золоте» розташовано в Алмазно-Мар'євському геолого-промисловому районі Донбасу.

По адміністративному діленню надра шахти належать ДП "Первомайськвугілля".

Сусідніми шахтами є:

на сході - ліквідована шахта "Батьківщина" ДК "Укрвуглереструктуризація";

на заході - діюча шахта "Карбоніт" ДХК "Первомайськвугілля".

Найближчими населеними пунктами є м. Первомайськ, м. Золоте, с.м.т. Стаханово, с.м.т. Карбоніт, с. Камішеваха, с. Єкатеринівка.

Пласти, що розробляються, - m_3 , l_6 , l_3 і k_8^B .

Розміри шахтного поля по простяганню – 5,7 км., по падінню – 4,5 км., загальна площа – 25,65 км².

Шахта розташована в районі, електропостачання якого забезпечує Сергіївська філія ТОВ "Луганське енергетичне об'єднання".

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

У геологічній будові шахтного поля беруть участь відкладення кам'яновугільного віку, майже повсюдно перекриті палеогеновими мергелями і піщаниками і четвертинними суглинками, глинами і супісками. Кам'яновугільні відкладення, представлені свитами C_2^5 , C_2^6 і C_2^7 , складені пісковиками, алевролітами, аргілітами, вапняками і вугіллям.

На балансі шахти числяться вугільні пласти m_3 , l_8^B , l_8^H , l_6 , l_3 , l_2^1 , l_1^1 , k_8^B , з яких найбільш перспективними є m_3 , l_6 , l_3 і k_8^B .

Літолого - стратиграфічна характеристика вугленосної товщі подана у таблиці 1.1

Таблиця 1.1 - Літолого - стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, %	Літологічний склад					Вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		Пісковик	Алевроліт	Аргіліт	Вапняк	Вугілля		
		%	%	%	%	%		
C_2^6	100	37,6	23,5	32,7	4,1	2,1	l_8^1 , l_7 , l_7^1 , l_6 , l_6^0 , L_7^1 , L_7 ;	

							$l_5, l_4, l_3, l_3^1, l_2, l_2^1, l_1, l_1^1$	L_5, L_4, L_1
--	--	--	--	--	--	--	--	-----------------

1.1.2.2 Тектоніка

У тектонічному відношенні родовище приурочене до північного крила Голубівсько-Марьєвської синкліналі, ускладненої флексурним перегином. Простягання порід - південно-східне, в районі флексурної складки - субмеридіональне, кути падіння – $9...45^{\circ}$. Найбільш великими диз'юнктивними порушеннями, що простягаються в межах шахтного поля, є надвиги Осьвий, Михайлів і Східний.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика пласта l_6 приведена у таблиці 1.2.

Таблиця 1.2. Характеристика вугільного пласта l_6

Індекс пласта	Потужність пласта		Відстань між пластами, м.	Будова	Витриманість
	загальна	корисна			
	<u>Від-до</u> середня	<u>Від-до</u> середня			
l_6	$\frac{1,02 - 2,55}{1,78}$	$\frac{0,77 - 1,22}{1,0}$	30	Простий	Невитриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля наводиться в таблиці 1.3.

Таблиця 1.3. Характеристика якості вугільного пласта

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{dat}, \%$	Вологість $W_i^r, \%$	Сірчистість $S_i^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{dat}, \%$	Вища теплотворність $Q_s^{dat}, \text{мДж/кг}$	
l_6	16,0	3,0-6,3	0,9-3,1	40,8	34,6	ДГ і Г

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Водоносні горизонти поля шахти приурочені до шарів пісковика і вапняка ($m=40$ м).

Водоносні горизонти практичного впливу на обводнення виробок шахти не виявляють і складають $20 \text{ м}^3/\text{добу}$.

Фізичний та хімічний властивості підземних вод шахти, які відібрані з глибини 400-420 м, приведені у таблиці 1.4.

Таблиця 1.4. Розрахунок хімізму води

Іони	Вміст, мг/л	Перерахункові коефіцієнти	Вміст, мг екв/л	Вміст, % мг екв/л
Катіони				
Na ⁺	240	0,0435	10,44	49,17
Ca ²⁺	141,04	0,0493	6,953	32,75
K ⁺	150	0,0256	3,84	18,08
Σ	531.04		24,23	100
Аніони				
SO ₄ ²⁻	605,73	0,0208	12,296	53
HCO ₃ ⁻	664,90	0,0164	10,904	47
Σ	1270,73		23,2	100

1.1.2.6 Гірничо - геологічні умови

Шахта видобуває вугілля марки «Г» і «ДГ». Вугілля пласта *l*₆ після збагачення може використовуватися в коксохімічній промисловості, а також як висококалорійне енергетичне паливо.

За виділенням газу шахта «Золоте» відноситься до надкатегорної. Вугільний пил вибухонебезпечний. Розробка вугільних пластів супроводжується газовиділенням до 21 м³/т. Температура порід у нижньої границі шахти 32⁰ С.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Границями площі шахти являються:

- На заході по падінню – ізогіпси підосви пластів «-1000м» на відстані 2,5 км від ствола;
- На сході по повстанню - вихід вугільних пластів під наноси на відстані 2,0 км від вентиляційного ствола №1;
- На півдні по простяганню – суміжна межа з ліквідованою шахтою "Батьківщина" на відстані 2,9 км від ствола;
- На півночі по простяганню – «Східний надвиг» на відстані 2,8 км від ствола;

Розміри шахтного поля по простяганню – 5,7 км., по падінню – 4,5 км., загальна площа – 25,65 км², лишилось по падінню 1,6 км.

Запаси вугілля розраховані по категорії розвіданості «А+В+С1» складають 100%, з них категорії В – 62,1%, А >10% що задовольняє вимогам. З наданого слідує, що шахтне поле має достатній ступінь розвіданості запасів.

Виконуємо розрахунок балансових запасів способом середнього арифметичного, так як $\delta = 2 - 6^0$ по формулі:

$$Q_{\text{із}} = \Sigma S_{\text{накл}} \cdot m_{\text{ср.н}} \cdot \gamma, \text{ т},$$

де $S_{\text{накл}}$ – похила площа кожного пласта,

$$S_{\text{накл}} = L * \ell, \text{ м}^2,$$

L – довжина пласта по простяганню в плоскості пласта, м,

ℓ – довжина пласта по падінню в плоскості пласта, м,

$m_{\text{ср.н}}$ – нормальна потужність пласта,

γ – значення об'ємної маси, т/м³.

Таблиця 1.5 - Розрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{\text{накл}}$, тис.м ²	$m_{\text{ср.н}}$, м	γ , т/м ³	Q, тис.т.
Балансові запаси				
m_3	4886,2	1,11	1,56	8461
l_6	9053,8	1,0	1,32	11951
l_3	9496,3	0,85	1,35	10897
k_8^B	5026,8	0,86	1,43	6182
Усього по пластам				37491

Промислові запаси шахти визначаємо за формулою:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma(\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ тис. т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 37491 - (452,3 + 394 + 407,16 + 1811,87) = 34825 \text{ тис. т.}$$

$$Q_{\text{пр}} = 34,8 \text{ млн. тон.}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

За виділенням газу шахта відноситься до надкатегорної. Вугільний пил вибухонебезпечний. Розробка вугільних пластів супроводжується газовиділенням до 21 м³/т. Згідно з цим режим роботи шахти прийнято такий:

- кількість робочих днів за рік – 300, з двома вихідними днями на добу;
- тривалість зміни в шахті – 6 годин, на поверхні – 8 годин;
- кількість робочих змін – 4, а також: видобувних – 3, ремонтнопідготовчих -

1.

Шахтне поле розкрито:

– трьома вертикальними стволами:

- допоміжним (Д 5,0 м) і вентиляційним (Д 6,0 м) стволами, пройденими до горизонту 600 м;
- допоміжним стволом № 3 (Д 8,0 м), пройденим до горизонту 865 м;

– похилим конвеєрним стволом пласта l_7 , пройденим до горизонту 310 м.

Нижче за горизонт 600 м шахтне поле розкрито вантажним і людським ухилами пласта k_8^B , пройденими до горизонту 775 м. Крім того, від горизонту 310 м (за станом на 01.01.2003 р. погашений) до горизонту 775 м шахтне поле розкрито похилими виробками обладнаними стрічковими конвеєрами які використовуються для видачі вугілля до похилого конвеєрного ствола:

- польовим ухилом пласта l_7 горизонту 310 - 436 м;
- конвеєрним ухилом пласта l_6 горизонту 600 - 436 м;
- похилим квершлагом пластів $l_6 - k_8^B$ горизонту 600 - 687 м;
- конвеєрним ухилом пласта k_8^B горизонту 775 м - 687 м.

Пласти, що розробляються, розкриті на горизонтах 600, 687 і 775 м горизонтальними квершлагами.

Горизонт 865 м, окрім існуючого воздухоподавального ствола № 3 нині розкритий похилим квершлагом, проведеним під кутом 24° з південного штреку пласта k_8^B горизонту 775 м до обгінної гілки приствольного двору повітроподавального ствола горизонту 865 м.

На діючих горизонтах 687 і 775 м нині застосовується поверховий спосіб підготовки шахтного поля.

На відпрацьованих нині шахтою пластах l_6 і k_8^B застосовується комбінована система розробки, а по пласту m_3 - стовпова.

Довжина лав складає 140...220 м. Зміни довжин лав пояснюється зміною кутів падіння пластів при рівній висоті поверху.

Управління покрівлею - повне обвалення.

Проведення виробок виконується з використанням породонавантажувальних машин 2ПНБ-2Б і 2ПНБ-2У.

Кріплення підготовчих виробок здійснюється металевим арочним кріпленням з шахтного взаємозамінного спецпрофілю СВП.

Система розробки - усі лави працюють по комбінованій системі розробки.

Управління покрівлею:

- у очисних вибоях південної лави пласта l_6 горизонту 865 м та центральної лави пласта l_3 горизонту 775 м - повне обвалення.
- у очисному вибої 1 північної лави пласта k_8^B горизонту 775 м - плавне опускання.

Діюча механізація очисних робіт:

- Південна лава пласта l_6 горизонту 865 м - вузькозахватний комбайн 1К-101 з індивідуальним кріпленням і посадочним гідрофіцированим кріпленням "Супутник";
- 2-а Центральна лава пласта (3 горизонти 775 м - вузькозахватний комбайн 1К-101 з індивідуальним кріпленням і посадочним гідрофіцированим кріпленням "Супутник";
- 1-а Північна лава пласта k_8^B горизонту 775 м - відбійні молотки, дерев'яне індивідуальне кріплення;
- 1-а Північна лава пласта m_3 горизонту 775 м - комбайн 1К-101У і механізоване кріплення 1КМТ.

Виробнича потужність шахти визначається по формулі:

$$A = r \cdot n \cdot m_{cp} \cdot \gamma \cdot L \cdot l \cdot k_1 \cdot k_2 \text{ т/рік,}$$

де A – потужність шахти, т/рік;

r – кількість лав, шт.;

γ - густина вугілля, т/м³ ;

L – середньорічне посування лінії очисних вибоїв, м/рік;

l – середня довжина лави, 200 м;

k_1 – коефіцієнт одно часової розробки пластів згідно праці шахти;

k_2 – коефіцієнт виймання вугілля.

Приведена кількість робочих пластів:

$$n = \frac{Z}{l_1}$$

де: Z – сумарна довжина пластів, км;

l_1 – середня довжина шахтного поля, км.

$$A = 4 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 510 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,95 = 449620 \text{ т/рік.}$$

Потужність шахти приймаємо 450000 т/рік.

Розрахунковий строк служби шахти складає:

$$t_1 = \frac{Z_2}{A}, \text{ років,}$$

де: Z_2 – промислові запаси шахтного поля, млн. т.

$$t_1 = \frac{34,8}{0,45} = 77 \text{ років.}$$

Повний строк служби шахти визначаємо по формулі:

$$T_n = t_1 + t_0 + t_3, \text{ років,}$$

де: t_0 - час будівництва, років,

t_3 - час затухання, років.

$$T_n = 77 + 2 + 2 = 81 \text{ рік.}$$

Визначимо навантаження на добу на очисний вибій по формулі:

$$E = l_0 \cdot r \cdot n \cdot m \cdot \gamma \cdot c, \text{ т/добу,}$$

де l_0 – довжина лави, м;

r – захоплення виконавчого органу, м;

n – кількість смуг що знімають, шт;

m – потужність пласта, м;

γ - густина вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт виймання вугілля;

$$E = 200 \cdot 0,63 \cdot 3 \cdot 0,8 \cdot 1,45 \cdot 0,95 = 410 \text{ т/добу.}$$

Приймаємо навантаження на добу на очисний вибій 400 т/добу.

2.1.2 Головні стволи шахти та підйом

Таблиця 2.1 - Коротка характеристика стволів

Найменування показників	Найменування стволів			
	Допоміжний ствол № 3	Клітьовий ствол	Вентиляційний ствол	Похилий конвеєрний ствол пласта l_7
Абсолютна відмітка гирла ствола, м	+157,1	+146,1	+152,7	+135,0

Найменування показників	Найменування стволів			
	Допоміжний ствол № 3	Клітьовий ствол	Вентиляційний ствол	Похилий конвеєрний ствол пласта l_7
Абсолютна відмітка, м:				
на горизонті 600 м	–	- 441,0	- 428,0	–
на горизонті 687 м	–	–	–	–
на горизонті 775 м	- 627	–	–	–
на горизонті 865 м	- 720	–	–	–
Глибина стволів від поверхні, м:				
до горизонту 600 м	–	587,1	580,7	–
до горизонту 687 м	–	–	–	–
до горизонту 775 м	784,1	–	–	–
до горизонту 865 м	877,1	–	–	–
Глибина зумпфа, м	31,0	12,0	–	–
Повна глибина ствола, м	908,1	599,1	580,7	–
Довжина похилого ствола (збійки), м	–	–	–	1120(до горизонту 310 м)
Кут нахилу ствола, град.	90	90	90	17.18
Діаметр ствола у світлі, м	8,0	5,0	6,0	–
Переріз у світлі, м ²	50,24	19,6	28,3	8,9
Кріплення	бетон	бетон	бетон	метал. арка
Призначення ствола	подача в шахту свіжого струменя повітря	спуск-підйом людей, матеріалів, видача породи, подача свіжого струменя повітря в шахту	видача витікаючого струменя повітря, запасний вихід з шахти	видача вугілля з шахти

Похилий конвеєрний ствол пл. l_7 пройдено до гор. 310 м завдовжки 1200 м, закріплений арковим кріпленням АП-11.2 ($S_{св.}$ – 10,4 м²), обладнаний двома

стрічковими конвеєрами КРУ-350, використовується для видачі на поверхню вугілля і частково породи.

Повітроподавальний вертикальний клітьовий ствол № 2 пройдено на глибину 587 м, діаметром 5 м, закріплений бетоном. Служить для подачі свіжого повітря, спуску - підйому людей, матеріалів, обладнання, частково породи і виконання допоміжних операцій, ствол обладнаний двома двохповерховими клітьями 2УКН 2,55 на вагонетку ВГ-1,4, армування металеве, максимальна вантажопідйомність 5900 кг, обмін вагонеток в клітьях за допомогою штовхачів ТЦ-600, тип підйомної машини 2Ц6-2,4.

Вентиляційний вертикальний скіповий ствол пройдено на глибину 600 м, діаметром 6 м, закріплений бетоном, армування металеве, На горизонті 436 м у стволі зроблений прийомний бункер ємністю 80 м³ для прийому-навантаження породи, що перевантажуються зі стрічкового конвеєра. Використовується ствол для видачі та вихідного струменя повітря і частково породи, крім того є запасним виходом. Ствол обладнаний двома скіпами ємністю по 7,5 т і сходовим відділенням. Тип підйомної машини 2Ц4 х 1,8д. На поверхні в комплексі з копром виконаний породний бункер ємністю 70 м³, з якого порода автотранспортом вивозиться на породний відвал. З будівлею вентилятора ствол пов'язаний підземним вентиляційним каналом.

Повітроподавальний вертикальний ствол № 3 пройдено на горизонт 865 м. діаметром 7 м, закріплений бетоном. Поверхневий комплекс ствола знаходиться в завершальній стадії будівництва. На горизонтах 775 і 865 м він збитий з гірничими виробками шахти. За проектом ствол призначається для подачі свіжого повітря, спуску-підйому людей, видачі частини породи з шахти, виконання допоміжних операцій.

Передбачається ствол обладнати двома двоповерховими клітьями типу 2НОВ 400 і підйомною машиною 1 * Б.3 * 3,4 / 0,6.

2.1.3 Основні гірничі виробки

Існуючий приствольний двір горизонту 600 м у допоміжного ствола челнокового типу, служить для спуску-підйому людей, матеріалів і устаткування.

У допоміжного ствола №3 на горизонті 865 м ведуться роботи по будівництву приствольного двору петлевого типу. Нині пройдена вантажна гілка і близько 150 м обгінної гілки.

2.1.4 Підйом і транспорт

Похилий конвеєрний ствол обладнаний двома стрічковими конвеєрами типу КРУ- 350 і служить для видачі вугілля з шахти.

Стан конвеєрної лінії по стволу незадовільний (потрібно заміну стрічки).

Допоміжний ствол пройдений до гор. 600 м, обладнаний двоклітьовим підйомом з підйомною машиною типу 2Ц-6×2,4, двоповерховими клітьями на вагонетку ВГ- 1,4 і служить для спуску в шахту устаткування, матеріалів і людей.

Рік введення в експлуатацію підйому 1971 р.

Стан підйому задовільний, проте для подальшої експлуатації відповідно до пункту 4.10.10 ПБ потрібно продовження терміну служби підйомної машини.

Вентиляційний ствол пройдений до гор. 600 м обладнаний двухскиповым підйомом з підйомною машиною типу 2Ц-4×1,8, скипами вантажопідйомністю 6 т і служить для видачі породи.

Стан підйому задовільний.

Новий допоміжний ствол № 3, будівництво якого велось з 1985 р. по 1992 р., у зв'язку з недостатнім фінансуванням не був введений в експлуатацію і тривалий час виконував тільки функції воздухоподавального ствола.

Для виконання профілактичних робіт з приведення ствола в робочий стан (проїзд по стволу, демонтаж робочих і запобіжних полків, усунення наслідків тривалого простою ствола) на підйомну установку ЦР-6×3,4/0,6 навішений цебер БПН- 0,75, виконано оснащення по робочій документації, розробленій інститутом "Луганськдіпрошахт".

Після виконання робіт з приведення ствола в робочий стан підйомна машина ЦР-6×3,4/0,6 обладналася двоповерховими клітьми на вагонетку ВГ- 1,4.

Призначення клітьового підйому нового допоміжного ствола № 3 спуск на горизонти 775 м і 865 м устаткування, матеріалів і людей.

Після введення в експлуатацію нового допоміжного ствола № 3 функції існуючого допоміжного ствола зменшаться (залишається як запасний вихід і для вентиляції).

На шахті здійснена повна конвеєризація по транспорту вугілля від вибою 1 північної лави пл. m_3 гор. 775 м до поверхні з використанням стрічкових конвеєрів типу КРУ 350; 2Л100У; 1ЛУ100; 1Л100У і 1Л80У.

Транспорт вугілля від центральної лави пл. l_2^1 гор. 775 м і 1 південної лави пл. k_8^B гор. 775 м по відкочувальних виробках гор. 775 м до перекидача на конвеєрний ухил здійснюється в шахтних вагонетках типу ВГ- 1,4 за допомогою вікатки електровоза.

Для доставки устаткування і матеріалів з гор. 600 м на гор. 775 м вантажний ухил обладнаний одинкінцевою вікаткою з підйомною машиною типу Ц-3×2,2.

Для доставки робітників на гор. 775 м людський ходок пл. k_8^B гор. 600-775 м обладнаний кінцевою вікаткою з підйомною машиною типу 2Ц-3×1,5 і людськими вагонетками типу ВЛН1- 10 на канаті.

Похилий квершлаг на гор. 865 м обладнаний одинкінцевою вікаткою з підйомною машиною типу Ц-2×1,5 і використовується для будівництва гор. 865 м.

2.1.5 Водовідлив

Нині на шахті діють:

водовідливний комплекс горизонту 600 м з місткістю водозбірників 1200 м³;

водовідливний комплекс горизонту 687 м з місткістю водозбірників 825 м³;

водовідливний комплекс горизонту 775 м з місткістю водозбірників 1200 м³.

Водовідливні комплекси горизонтів 600 м і 687 м а так само прилеглі до них гірничі виробки знаходяться в задовільному стані.

Нині водоприток на шахті на горизонті 775 м складає:

$$Q_{\text{норм.}}=164 \text{ м}^3/\text{г}; Q_{\text{макс.}}=176 \text{ м}^3/\text{г}.$$

Водовідливний комплекс горизонту 775 м знаходиться в незадовільному стані. Бетонне кріплення в насосній камері і в камері РПП-6 порушена, спостерігається безліч заколювань і вивалов. З метою запобігання аварійній ситуації внаслідок можливих вивалов бетонного кріплення і породи, камери усередині додатково закріплені металевим аروحним кріпленням. Ходок в камеру РПП-6 і аварійний заїзд з допоміжного ухилу пласта k_8^B в насосну камеру "задавлені".

Схема відкачування води з шахти на поверхню двоступінчаста.

У роботі по відкачуванню води з шахти на поверхню знаходяться:

головна водовідливна установка гор. 775 м з трьох насосних агрегатів типу ЦНС 300-300, використовується для перекачування води на гор. 600 м по двох водовідливних ставах D_y 200 мм по людському хіднику;

головна водовідливна установка гор. 600 м з трьох насосних агрегатів типу ЦНС 300-600, що працюють в комплексі з підпірними насосами типу ЦНС 300-180, і використовується для відкачування води з шахти на поверхню по двох водовідливних ставах D_y 250 мм прокладеним в допоміжному стволі;

дільнична водовідливна установка гор. 687 м з одного насосного агрегату ЦНС 160-226, використовується для перекачування води на гор. 600 м по трубопроводу D_y 150 мм.

Стан водовідливної установки гор. 775 м незадовільне, насоси і водовідливні стави із-за тривалої експлуатації, фізичного зносу і заростання прийшли в непридатність і вимагають заміни.

Головна водовідливна установка гор. 600 м не доукомплектувала насосними агрегатами, а водовідливні стави в допоміжному стволі із-за тривалої експлуатації і зменшення робочого перерізу за рахунок відкладення солей вимагають заміни.

2.1.6 Вентиляція, освітлення

2.1.6.1 Провітрювання шахти

Спільним наказом ДП "Первомайськвугілля" і територіального управління Держнаглядохоронпраці України по Луганській області від 08.01.2002/16.01.2002 № 5/21 шахта віднесена до надкатегорійної по метану, небезпечна по вибуху кам'яновугільного вугільного пилу, безпечна по раптових викидах. Відносна метанообільність шахти - 21,2 м³/т.с.д., абсолютна - 7,58 м³/хв.

Спосіб провітрювання - всмоктуючий, схема провітрювання - комбінована.

Свіже повітря в шахту поступає по:

- ◆ допоміжному стволу - 53,88 м³/с;

♦ допоміжному стволу № 3 - 47,57 м³/с.

Похилий ствол пласта l_7 (конвеєрний) провітрюється відособлено. Кількість повітря пласта l_7 - 8,37 м³/с, що поступає по похилому (конвеєрному) стволу.

Відпрацьоване повітря у кількості 110,1 м³/с видається з шахти по вентиляційному стволу установкою вентилятора головного провітрювання з двох вентиляторів типу ВЦ- 31,5. Номінальна продуктивність вентиляторів 3200 м³/хв., фактична - 5600 м³/хв. Номінальна депресія 600 мм вод. ст., фактична - 230 мм вод. ст.

Стан установки вентилятора задовільний, проте для подальшої експлуатації потрібно продовження терміну служби вентиляторів.

Шахтопласти, що розробляються мають високу метанообільність, що збільшується з глибиною. Як показують розрахунки, на гор. 960 м відпрацювання пластів за системою розробки, яка застосовується на шахті, буде дуже складною. Тому проектом розкриття і підготовки горизонту 865 м для боротьби з газом на пластах з високою метаносністю передбачається застосування стовпової системи з відособленою вентиляцією.

Очисні вибої провітрюються за рахунок загальношахтної депресії. Кількість повітря, що надходить в очисні вибої, відповідає розрахунковому. Підготовчі тупикові вибої провітрюються вентиляторами місцевого провітрювання. Повітря у вибій подається по еластичним вентиляційним трубам, діаметром 600 і 800 мм.

2.1.6.2 Освітлення.

Електроосвітлення в шахті.

Підземне електропостачання і електроустаткування

Живлення існуючих підземних електроприймачів здійснюється від центральних підземних підстанцій (ЦПП) горизонтів. РУ- 6 кВ ЦПП горизонтів 436 м, 600 м, 687 м укомплектовано маслоснаповненими осередками типу РВД- 6, а горизонту 775 м - КРУВ- 6.

Живлення ЦПП здійснюється від поверхневої підстанції по чотирьох кабельних лініях виконаним кабелями марки ЦСКн- 6 перерізом 3×95, 3×120 мм².

Для живлення низьковольтних підземних електроприймачів використовуються шахтні пересувні підстанції типів ТКШВП, ТСШВП, ТСВП.

Електропостачання поверхні

Шахта розташована в районі, електропостачання якого забезпечує Сергівська філія ТОВ "Луганське енергетичне об'єднання".

Електропостачання шахти здійснюється при напрузі 6 кВ від ПС 35/6 кВ.

На промайданчиках шахти в експлуатації знаходяться наступні ПС і ТП 6/0,4 кВ:

ПС 6/0,4 кВ "Стахановець" і ТП 6/0,4 кВ фільтрувально-насосній станції на центральному промайданчику шахти;

ПС 6/0,4 кВ на майданчику похилого конвеєрного ствола.

Живлення споживачів центрального проммайданчика здійснюється від ПС 35/6 кВ "Золоте" по трьох ВЛ 6 кВ з дротом АС- 120/19 завдовжки 1,7 км кожна.

Живлення споживачів похилого конвеєрного ствола здійснюється від ПС 35/6 кВ "Золоте" по двох ВЛ 6 кВ з дротом А- 120 завдовжки 1,8 км кожна.

У 2002 році існуюче електроспоживання шахти складало 26,33 млн. кВтч.

Зв'язок і сигналізація

Адміністративно - господарський зв'язок на шахті здійснюється через автоматичну телефонну станцію типу УПАТС- 100/400 монтованою місткістю 400 номерів (задіяні 390 номерів) з них:

90 номерів - виробничі;

300 номерів - квартирні (абоненти с. Золоте, с. Золоте - 3 і кварталу Сонячний).

Аварійний зв'язок з підземними абонентами забезпечується через комутатор аварійного зв'язку УРТС- 100/600 місткістю 100 номерів (задіяно 86 номерів) з них:

66 номерів - в шахті;

20 номерів - на поверхні.

Розташована АТС в будівлі на центральному проммайданчику.

ЦДП розташований в побутовому комбінаті.

Диспетчерське управління організоване по одноступінчатій структурі.

Диспетчерський телефонний зв'язок організований за допомогою апаратури шахтного автоматичного телефонного зв'язку ШАТС- 3 місткістю 50 номерів (задіяно 37 номерів) з них:

35 номерів - в шахті;

2 номери - на поверхні (директор і головний інженер шахти).

Відособлений технологічний зв'язок організований за допомогою апаратів переговорних комбайнових типу АП-КМ.

Розпорядливо-пошуковий зв'язок на проммайданчику здійснюється за допомогою апаратури виробничого гучномовного зв'язку типу ПГС- 10.

Зв'язок шахти з ДП "Первомайськвугілля" забезпечується по каналах ВЧ зв'язки через апаратуру ущільнення ИКМ- 15 і В- 3-3 по кабелю КСПЗПБ-1×4×0,9 (два кабелі).

Шахта має прямий телефонний зв'язок з ГВГСС (м. Горське) по фізичних ланцюгах по кабелю КСШБШВ- 20×2×0,6.

Зв'язок шахти з шахтами "Карбоніт", "Батьківщина", "Горська" і іншими шахтами здійснюється через ДП "Первомайськвугілля".

По допоміжному стволу до гор. 600 м прокладено два кабелі типу ТМШКПВЭ- 50×2×0,8.

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Поверхневий технологічний комплекс шахти представлений двома промисловими майданчиками, один з яких пов'язаний під'їзними залізнодорожними шляхами із станцією Марьєвка Донецької залізниці МПС,

протяжністю 3 км. Автомагістраллю шахта пов'язана з містами Первомайськ - 8 км, Луганськ - 80 км.

Сусідніми є діюча шахта "Карбоніт" і ліквідована шахта "Батьківщина".

На першому промисловому майданчику, що знаходиться в 1,5 км на північний захід від р. Золоте розташовуються:

1. Технологічний комплекс у вертикального клітьового ствола, який складається з будівлі підйому, надшахтної споруди, галереї стрічкового конвеєра і вантажного бункера породи. По стволу виконується часткова видача породи, спуск-підйом людей, устаткування, матеріалів та ін. операції.

2. Технологічний комплекс у вертикального вентиляційного скипового ствола з вантажним бункером породи, будівлею вентилятора головного провітрювання і будівлею підйому. По стволу виробляється видача породи і витікаючого струменя повітря.

3. Вертикальний ствол № 3 знаходиться у стадії будівництва. Пройдений він на горизонт 865 м і розкритий на горизонті 865 м і 775 м.

Окрім вищепереліченого на першому проммайданчику розташовуються адміністративно-побутові будівлі, мехмастерські з кузнею; компресорна; котельня; лісовий, матеріальний та ін. склади; фільтровальна станція; очисні споруди; відпрацьовані порідні відвали.

На другому промисловому майданчику, розташованому в м.Золоте, розміщені:

1. Техкомплекс у похилого конвеєрного ствола, який складається з надшахтної споруди з сортуванням, стрічковою галереєю завдовжки 300 м, вантажних вугільних бункерів місткістю 800 т. відкритого вугільного складу на 5 тис.т., двох порідних бункерів місткістю 15 і 40 т. Вантаження вугілля із складу в з.д. вагони виробляється стрічковим конвеєром. Пересування з. д. вагонів під час вантаження здійснюється за допомогою маневрової лебідки ЛМГ.

2. Будівельний цех.

3. Служби ОТК і вантаження.

4. Котельня і побутові будівлі.

Діючі плоский порідний відвал сформований в 1,5 км на північний захід від міста Золоте на горбистій місцевості, непридатній для будівництва і сільгоспугідь.

Загальна площа зайнятих шахтою земель складає 56,17 Га.

Щільність забудови поверхневого комплексу шахти визначаємо по формулі:

$$П_з = \frac{S_{з.п.к.}}{S_{заг}} \cdot 100\%;$$

де $S_{з.п.к.}$ – площа забудови поверхневого комплексу, (таблиця 2.2), га;

$S_{заг}$ - загальна площа поверхневого комплексу, га;

Загальна площа, займана будівлями і спорудами складає 27,2 га, площа проммайданчика – 56,17 га.

$$P_3 = \frac{17,2}{56,17} \cdot 100 = 30\% > 26\%$$

Можна зробити висновок, що використання проммайданчика задовольняє сучасним вимогам.

Таблиця 2.2 – Площа забудови поверхневого комплексу

№ п/п	Найменування	Площа забудови, м ²
1	Склад	325
2	Матеріально-технічний склад	850
3	Насосна, вентиляторна	120+40+250
4	Складовище ГСМ	120
5	Медпункт	150
6	Механічний цех, нарядна	1390+90
7	Ел. цех	270
8	Будівля підйомної машини головного ствола	320
9	Будівля підйомної машини допоміжного ствола	640
10	Будівля головного ствола	200
11	Будівля допоміжного ствола	350
12	Гаражи	270+400
13	Сушильний цех	300
14	Пилорама	260
15	Адміністративний комбінат	210
16	Столова	500
17	Котельна	500
18	Адміністративно-битовий комбінат	1590+350
19	Водозбірник	300
20	З.Д. бункер	1700
21	Дозирувальний бункер	350
22	Підземний резервуар	340
23	Хімічна лабораторія	130
24	Контора ЦЗФ	420
25	Електропідстанція	160
26	Автошляхи, автозупинки, зелені насадження і ін.	4805
Усього S _{з.п.к}		17200

2.3 Охорона праці

Промислова санітарія. Медичне обслуговування працівників.

В межах шахтного поля вугільні пласти не вибухонебезпечні і не відносяться до загрозливим по гірських ударах.

Заходи, що проводяться на шахті, по охороні праці і промсанітарії включають:

попереднє зволоження вугілля в масиві;

зрошування при роботі усіх джерел пилообразовання (здобичний комбайни, конвеєри, вантажні і перевантажувальні пункти та ін.);

застосування водяної гатки і водяних завіс при веденні вибухових робіт;

застосування індивідуальних засобів захисту органів дихання (протипилові респіратори);

медико-профілактичні і організаційні заходи по попередженню виникнення у працюючих пневмоконіозів.

Для зниження рівнів шуму і вібрації на робочих місцях передбачається застосування глушників шуму на вентиляторах місцевого провітрювання, своєчасний ремонт машин і механізмів, заміна зношених деталей, що труться і обертаються.

Крім того, усі ті, що працюють забезпечуються справним спецодягом, застережливим порізи, удари і що знижує вірогідність виникнення простудних захворювань, а так само індивідуальними світильниками і саморятівниками.

При роботі в обмеженій обстановці для попередження бурситу передбачається спецодяг з м'якими підлокітниками і наколінниками.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Проект спорудження відкотного квершлягу гор. 865 м.

3.1 Спорудження квершлягу буропідричним способом (варіант № 1)

3.1.1 Визначення форми і розмірів поперечного перерізу виробки

Форма і розміри поперечного перерізу виробки повинні забезпечувати задану надійність підтримки і потрібну пропускну здатність при її проведенні і експлуатації, а також дотримання вимог безпеки при переміщенні людей, розміщенні транспортних засобів, інженерних комунікацій і іншого устаткування.

У загальному випадку питання про вибір форми і визначенні розмірів поперечного перерізу виробки є багатоваріантною завданням, рішення якої слід виконувати з урахуванням:

- призначення виробки;
- розмірів розташовуваного обладнання та транспортних засобів;
- регламентованих зазорів і обмежень за розмірами, швидкості руху повітря і т.п.;
- депресії вентиляторів головного провітрювання;
- мінімальних проявів гірського тиску.

Визначаю ширину виробки на висоті 1800 м, для даної виробки приймаю розміри, мм:

- | | |
|--|-------|
| - висота баластового шару | 200; |
| - висота від баластового шару до головок рейок | 190; |
| - висота від ґрунту виробки до головок рейок | 390; |
| - ширина шпали | 1400; |
| - ширина колії | 900; |
| - ширина 2ЛТ-100 | 1450; |
| - ширина електровозу | 1451; |
| - висота електровоза від баластового шару | 1500; |
| - зазори між кріпленням і рухомим складом | 800; |
| - зазори між паралельними складами | 250; |

Розміри проходу для людей і зазори між електровозом і кріпленням на рівні рухомого складу визначаються за формулами:

$$n = n_{min} + (h_{л} - h - h_{р})tg\alpha, \quad (3.1)$$

$$m = m_{min} + (h_{л} - h - h_{р})tg\alpha, \quad (3.2)$$

де n_{min} , m_{min} – мінімальний зазор між рухомим составом і рамним кріпленням, і гранична величина проходу для людей (ПБ);

$h_{л}$ – висота проходу для людей від рівня баласту (тротуару), $h_{л} = 1,8$ м;

h – максимальна висота обладнання. Вагонетка типу УВГ-1,4 має висоту 1,23 м, а електровоз типу АМ-8Д – 1,42 м;

h_p – відстань від баластового шару до головки рейок. Для рейок типу Р-24 $h_p = 0,16$ м;

$\alpha = 10-20^\circ$ – кут переходу прямої частини стійки в криволінійну.

$$n = 0,9 + (1,8 - 1,69) \operatorname{tg} 15 = 0,95 \text{ м}$$

$$m = 0,4 + (1,8 - 1,24) \operatorname{tg} 15 = 0,55 \text{ м}$$

$$B = 0,55 + 1,45 + 0,4 + 1,35 + 0,73 = 4,63 \text{ м}$$

Для подальшої побудови вихідними параметрами є висота прямолінійної частини стійки h_c , величина зміщення центру радіусу дуги стояка від осі виробки $c_{ц}$, а також центральний кут дуги стійки β_0 , які приймаються в залежності від ширини виробки.

Приймаю спецпрофіль СВП-27 який має наступні показники: $h_c = 0,9$ м; $c_{ц} = 0,246$ м; $\beta_0 = 41^\circ 41'$, Площа поперечного перерізу у світлі до осідання $S_{св} = 12,8$ м².

Далі визначаємо радіус дуги стійки R графічним способом.

Радіус дуги верхняка визначаємо за формулою:

$$r = R - \frac{c_{ц}}{\cos \beta_0} + h_{фл}, \quad (3.3)$$

де $h_{фл}$ – висота фланця профілю СВП ($h_{фл} = 26$ мм для СВП-22).

$$r = 2.62 - 0/\cos 41^\circ 41' + 0.029 = 2.649 \text{ м}$$

Висоту від підосви виробки до центру радіусу дуги верхняка і центральний кут дуги верхняка визначаємо за формулами:

$$h_{ц} = h_c c_{ц} \operatorname{tg} \beta_0, \quad (3.4)$$

$$h_{ц} = 0,9 + 0 = 0,9 \text{ м}$$

Ширина виробки у просвіті на рівні ґрунту складе:

$$B_1 = 2(R - c_{ц}), \quad (3.5)$$

$$B_1 = 2(2,62 - 0) = 5,24 \text{ м}$$

Висота виробки в світлі від рівня підосви дорівнює:

$$H = h_{ц} + r + h_n, \quad (3.6)$$

де h_n – вертикальна податливість в нижніх замках п'ятизвінного кріплення.

$$H = 0,9 + 2,62 = 3,52 \text{ м}$$

Площа поперечного перерізу виробки у світлі до і після осідання визначимо за формулами:

$$S'_{CB} = 0.785(R^2 + r^2) + B_1(h_c - h_6) - c_{ц}^2, \text{ м}^2 \quad (3.7)$$

$$S_{ce} = 0.785(2,62^2 + 2,64^2) + 5,24(0,9 - 0,2) - 0 = 15,21 \text{ м}^2$$

Периметр виробки в світлі:

$$P = 1,57(R + r) + 2(h_c - h_6) + B_1, \quad (3.8)$$

$$P = 1,57(2,62 + 2,65) + 2(0,9 - 0,19) + 4,63 = 14,3 \text{ м}$$

При визначенні розмірів виробки начорно, щоб забезпечити мінімальні розміри поперечного перерізу у просвіті на весь термін її служби, необхідно врахувати зміщення порід під впливом гірського тиску. Тому, крім товщини кріплення і затяжок, до ширини і висоті виробки начорно слід додати переміщення контуру виробки. Відповідно до цього ширина виробки начорно на рівні рухомого складу буде дорівнювати:

$$B' = B + 2(h_{cn} + h_{зт} \Delta b), \quad (3.9)$$

де h_{cn} – висота профілю ($h_{cn} = 110 \text{ мм}$);

$h_{зт} = 50 \text{ мм}$ – товщина одинарної залізобетонної затяжки;

$$B' = 4,63 + 2(0,11 + 0,05 + 0,075) = 5,1 \text{ м}$$

Висота виробки начорно складе:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h, \quad (3.10)$$

де Δh – вертикальне зміщення порід, що приймається в зоні впливу очисних робіт $\Delta h = 300 \text{ мм}$, а в зоні усталеного гірського тиску $\Delta h = 100 \text{ мм}$.

$$H' = 3,52 + 0,11 + 0,1 = 3,73 \text{ м}$$

Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{вч} = S_{CB} + (P - B_1) \left(h_{cn} + h_{зт} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2} \right), \text{ м}^2 \quad (3.11)$$

$$S_{\text{вч}} = 15,2 + (14,3 - 5,24) \left(0,11 + 0,05 + \frac{0,075 + 0,1}{2} \right) = 16,7 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перерізу виробки у проходці враховує товщину шару яким забутовують:

$$S_{\text{пр}} = \mu S_{\text{вч}}, \text{ м}^2 \quad (3.12)$$

де μ - коефіцієнт надлишку перерізу.

$$S_{\text{пр}} = 1,08 \cdot 16,7 = 18 \text{ м}^2$$

3.1.2 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення

Розрахунок стійкості порід і навантажень на кріплення, вибір кріплення розраховую у відповідності з БНіП 2-94-80.

Величину зміщень порід розраховують за формулами:

$$\begin{aligned} U_{o.кр} &= U_{m.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\mu} \cdot k_{\theta} \cdot k_t \\ U_{o.пч} &= U_{m.пч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\mu} \cdot k_{\theta} \cdot k_t \\ U_{o.бок} &= U_{m.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{\mu} \cdot k_{\theta} \cdot k_t \end{aligned} \quad (3.13)$$

де U_T – зміщення порід, визначається за графіком залежно від розрахункового значення σ_c і глибини розташування виробки Н;

k_{α} – коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки щодо нашарування порід (0,7);

k_{θ} – коефіцієнт, характеризує вплив напрямки зміщення порід (0,55);

k_s – коефіцієнт впливу ширини виробки;

$$k_s = 0.2(b - 1) \quad (3.14)$$

де b – ширина виробки у проходці, м;

$$k_{s,бок} = 0.2(5,69 - 1) = 0,93$$

$$k_{s,крос} = 0,2(3,79 - 1) = 0,56$$

k_b – коефіцієнт впливу інших виробок, приймаю рівним 1 – для одиночної виробки;

k_t – коефіцієнт впливу часу на зміщення порід, приймаю рівним 1 – для виробок, термін служби яких більше 15 років;

$$U_{o.кр.} = 310 * 1.0 * 0.93 * 1.0 * 1.0 = 290 \text{ мм}$$

$$U_{o.nч}=310*1.0*0.93*1.0*1.0= 290 \text{ мм}$$

$$U_{o.б}=310*1.0*0.35*0.56*1.0*1.0= 61 \text{ мм}$$

Визначу розрахункове навантаження на 1 м виробки на підставі зміщень порід покрівлі за формулою:

$$P = P^H k_H k_{\Pi} m_B, \text{ кН} \quad (3.15)$$

P^H – нормативне питоме навантаження, що визначається залежно від зміщень порід і ширини виробки у проходці;

k_{Π} – коефіцієнт перевантаження;

k_H – коефіцієнт, приймається для головних розкривають виробок рівним – 1,1;

m_B – коефіцієнт умов проведення виробок, що приймається рівним при комбайновому способі.

$$P=104*1.0*0,6*5.69= 364 \text{ кН}$$

Виробка має ширину 5,69 м, висоту 3,68 м, площа поперечного перерізу начорно 18 м². Виходячи з гірничо-геологічних умов, стійкості породного контуру виробки, параметрів гірського тиску в цій виробки слід застосовувати підтримуючий тип кріплення.

Приймаємо металеве аркове піддатливе кріплення з СВП27 з замками ЗПК з фігурними планками, несуча здатність якого 215 кН. Щільність такого кріплення:

$$n = \frac{P}{N_S} \quad (3.16)$$

$$n = \frac{425}{215} = 2 \text{ рам/м.}$$

Податливість обраного кріплення становить 300 мм, що більше очікуваних зміщень порід покрівлі.

3.1.3 Вибір способу і технологічної схеми проведення виробки

Оскільки бічні породи стійкі, доцільно проведення виробки звичайним способом. Приймаємо буропідривний спосіб відбою породи від масиву. Оскільки площа поперечного перерізу виробки в проходці дорівнює 18 м², проводимо виробку повним перерізом, для навантаження породи застосовуємо вантажну машину безперервного дії з навантаженням породи на конвеєр. Установка постійного кріплення здійснюється вручну. Буріння шпурів здійснюється бурильними машинами обертально-ударної дії.

3.1.4 Вибір комплексу прохідницького обладнання для основних і допоміжних процесів і визначення його продуктивності

Передбачаємо механізацію буріння шпурів за допомогою бурильної установки БУР-2 з двома бурильними машинами обертально-ударної дії. Для навантаження гірської маси буде використовуватися вантажна машина безперервної дії типу 2ПНБ-2. Машина має гусеничний хід і необмежений фронт навантаження.

Продуктивність буріння шпурів установкою БУР-2 визначаємо за формулою:

$$Q_{\sigma} = 60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot v_m / (1 + v_m \cdot \Sigma t) \quad (3.17)$$

де n - кількість бурильних машин на установці;

k_o - коефіцієнт одночасності в роботі бурильних машин;

k_n - коефіцієнт надійності установки;

v_m - механічна (машинна) швидкість буріння шпурів;

Σt - тривалість допоміжних робіт (забурівання, зворотного ходу, переходу до буріння наступного шпуру).

$$Q_{\sigma} = 60 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 0,95 \cdot 1,5 / (1 + 1,5 \cdot 1,4) = 50 \text{ м / год.}$$

Продуктивність вантажної машини:

$$Q_n = \frac{Q_m}{(\alpha \cdot k_{KP} \cdot k_M + (1 - \alpha) \cdot k_{\Gamma}) \cdot k_{ДР} \cdot k_{ПЗО}}, \text{ м}^3 / \text{год} \quad (3.18)$$

де $k_{кр}$ - коефіцієнт, що враховує крупність, при крупності менше 300 мм $k_{кр} = 1,0$, при крупності більше 400 мм $k_{кр} = 1,2$;

α - частка обсягу породи першої фази (0,85-0,9);

Q_m - технічна продуктивність навантажувальної машини, м³ / год;

k_M - коефіцієнт зниження продуктивності в другій фазі, що дорівнює 0.25 при витриманню ґрунті і 0.2 - при нерівній ґрунті вироблення;

k_{Γ} - коефіцієнт, готовності машини.

$k_{ДР}$ - коефіцієнт, що враховує додаткове розпушення при навантаженні $k_{ДР} = 1.1 \dots 1.15$;

$k_{пзо} = 1,12-1,15$ - коефіцієнт що враховує підготовчо заключні операції

$$Q_n = \frac{2,5 \cdot 3600 \cdot 0,75 \cdot 0,25}{0,9 \cdot 2,0 \cdot 0,25 + (1 - 0,9) \cdot 0,75 \cdot 1,15 \cdot 1,12} = 309,7 \text{ м}^3 / \text{час}$$

3.1.5 Розрахунок параметрів буропідривних робіт

Приймаємо спосіб підривання - електричне підривання. Тип СВ - електродетонатори уповільненої дії типу ЕДКЗ. Тип ВР - скельний амоніт №1 пресований.

Приймаємо довжину заходки $l_{\text{зах}} = 2$ м. КШІ = 0,9.

Визначаємо необхідну довжину шпуру:

$$l_{\text{шп}} = \frac{l_{\text{зах}}}{\eta}, \text{ м} \quad (3.19)$$

$$l_{\text{шп}} = \frac{2}{0,9} = 2,2 \text{ м}$$

Обсяг підірваної породи:

$$V = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 18,0 = 36 \text{ м}^3$$

За формулою Протодяконова визначаємо питома витрата ВР:

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{вч}}}} \right) \cdot e^{-1} \cdot k, \text{ кг/м}^3 \quad (3.20)$$

де e^{-1} - коефіцієнт, зворотний коефіцієнту працездатності:

$$e^{-1} = \frac{P_{\text{зм}}}{P_{\text{ВВ}}} = \frac{525}{450} = 1,16$$

де $P_{\text{ет}}$, $P_{\text{ВВ}}$ - відповідно працездатність еталонного і застосовуваного ВР;
 k - коефіцієнт, що враховує збільшену витрату ВВ на дроблення породи.

$$q = 0,4 \cdot \left(\sqrt{0,2 \cdot 8} + \frac{1}{\sqrt{18,0}} \right) \cdot 1,16 \cdot 1,2 = 1,36 \text{ кг/м}^3$$

Визначимо витрата ВВ на цикл:

$$Q_{\text{зах}} = q \cdot V_{\text{зах}} = 1,36 \cdot 36 = 44,28 \text{ кг}$$

Визначимо величину заряду в шпурі:

$$q_{\text{шп}} = \frac{\pi \cdot d_{\text{п}}^2}{4} \cdot k_{\text{зан}} \cdot l_{\text{шп}} \cdot \Delta, \text{ кг}$$

де $d_{\text{п}}$ - діаметр патрона, м;

$k_{\text{зан}}$ - коефіцієнт заповнення шпуру;

Δ - щільність патронування.

$$q_{\text{шп}} = \frac{3,14 \cdot 0,036^2}{4} \cdot 0,4 \cdot 2,2 \cdot 1400 = 1,2 \text{ кг}$$

Визначаємо необхідну кількість шпурів:

$$N_{\text{шп}} = \frac{Q_{\text{зах}}}{q_{\text{шп}}} = \frac{44,28}{1,2} = 36,9$$

Приймаємо 6 шпурів по 1,5 кг, 30 шпурів по 1,2 кг і 1 шпур 0,6 кг. Уточнена витрата ВВ на цикл:

$$Q_{\text{ут}} = 6 \cdot 1,5 + 30 \cdot 1,2 + 0,6 = 45,6 \text{ кг}$$

Таблиця 3.1 – Параметри шпурів та черговість їх підривання

Номера шпурів	Величина заряду, кг	Довжина шпурів, м	Кут нахилу до площини вибою, град		Тип електродетонаторів та їх сповільнення	Величина внутрішньої забойки, м	Способи підривання
			гориз	верт			
1-6	1,5	2,3	90	90	ЕДКЗОП	0,7	За один прийом
7	0,6	2,6	90	90	ЕДКЗПМ-30	0,5	
8-18	1,2	2,3	90	90	ЕДКЗПМ-45	0,7	
19-30, 37	1,2	2,3	85-90	85-90	ЕДКЗПМ-60	0,7	
31-36	1,2	2,3	85-90	85-90	ЕДКЗПМ-80	0,7	

3.1.6 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір вентиляційних засобів

1. Розрахунок витрати повітря по газам, що утворюється при вибухових роботах:

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{2,25}{T} \sqrt{\frac{V_{\text{ВВ}} \cdot S^2 \cdot l_{\text{п}}^2 \cdot k_{\text{обв}}}{k_{\text{ут.тр}}^2}}, \text{ м}^3 / \text{хв} \quad (3.21)$$

де $V_{\text{ВВ}}$ - обсяг шкідливих газів, що утворюються після підривання, л;

$$V_{\text{ВВ}} = 100 \cdot V_{\text{уг}} + 40 \cdot V_{\text{пор}}, \text{ л} \quad (3.22)$$

де $V_{\text{уг}}$, $V_{\text{пор}}$ - маса ВВ по вугіллю і породі відповідно, що одночасно підриваються, кг;

$$V_{\text{ВВ}} = 40 \cdot 45,6 = 1824 \text{ л}$$

T - час провітрювання виробки після підривання, хв; приймається згідно ПБ (30 хв);

S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, м^2 ;

$l_{\text{п}}$ - довжина тупикової частини виробки, м; для горизонтальних і похилих тупикових виробок довжиною 500 м і більше замість $l_{\text{п}}$ підставляється $l_{\text{пкр}}$, що дорівнює 500 м;

$k_{\text{обв}}$ - коефіцієнт, що враховує обводнення тупикової виробки;

$k_{\text{ут.тр}}$ - коефіцієнт витоків повітря у вентиляційному трубопроводі.
при визначенні $k_{\text{ут.тр}}$ попередньо приймається:

$$Q_{\text{з.п.}} = 60 \cdot S \cdot V_{\text{min}} = 60 \cdot 15,3 \cdot 0,25 = 183 \text{ м}^3/\text{хв}$$

$$k_{\text{ут.тр}} = 1,26$$

$$Q_{\text{з.п.}} = \frac{2,25}{30} \sqrt{\frac{1824 \cdot 15,3^2 \cdot 500^2 \cdot 0,8}{1,26^2}} = 192 \text{ м}^3/\text{хв}$$

2. Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{\text{зп}} = 6n_{\text{чел.заб}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.23)$$

де $n_{\text{чел.заб}}$ – найбільша кількість людей, одночасно працюючих в привибійному просторі, чел.

$$Q_{\text{зп}} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{хв}$$

3. Розрахунок витрати повітря для провітрювання виробки по мінімальній швидкості у виробці:

$$Q_{\text{зп}} = 60v_{\text{min}}S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.24)$$

де v_{min} – мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря у виробці, м/с.

$$Q_{\text{зп}} = 60 \cdot 0,25 \cdot 15,3 = 229,5 \text{ м}^3/\text{хв}$$

4. Витрата повітря по мінімальній швидкості в призабойном просторі з урахуванням температури:

$$Q_{\text{зп}} = 20v_{\text{з.мин}}S_{\text{св}}, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.25)$$

де $v_{\text{з.мин}}$ - мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в призабойном просторі виробки в залежності від температури, м / с

$$Q_{\text{зп}} = 20 \cdot 0,5 \cdot 15,3 = 153 \text{ м}^3/\text{хв}$$

До подальшого розрахунку приймається найбільше з отриманих значень $Q_{\text{зп}}$ (229,5 м³ / хв).

5. Розрахунок продуктивності, депресії вентилятора і його вибір.
Продуктивність вентилятора:

$$Q_{\text{в}} = Q_{\text{з.п.}} \cdot k_{\text{ут.тр}} = 229,5 \cdot 1,26 = 289,2 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Кількість повітря, яке необхідно подавати до всмоктування вентилятора:

$$Q_{\text{вс}} = 1,43 \cdot Q_{\text{в}} \cdot k_p, \text{ м}^3/\text{хв} \quad (3.26)$$

де k_p - коефіцієнт, що дорівнює 1,0 для ВМП з нерегульованою подачею і 1,1 - з регульованою.

$$Q_{\text{вс}} = 1,43 \cdot 289,5 \cdot 1,1 = 455,4 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря визначається за формулою:

$$R_{\text{тр}} = r_{\text{тр}}(l_{\text{тр}} + 20d_{\text{тр}}n_1 + 10d_{\text{тр}}n_2), \text{ кМ} \quad (3.27)$$

$r_{\text{тр}}$ - питомий аеродинамічний опір прогумованих труб без урахування витоків повітря, кМ/м;

n_1, n_2 - число поворотів трубопроводу відповідно на 90° і 45° ;

$d_{\text{тр}}$ - діаметр трубопроводу, м;

$$R_{\text{тр}} = 0,0161 \cdot (500 + 20 \cdot 0,6 \cdot 1) = 8,2432 \text{ кМ}$$

Депресія вентилятора:

$$h_{\text{в}} = Q_{\text{в}}^2 R_{\text{тр}} \left(\frac{0,59}{k_{\text{ут.тр}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}$$

$$h_{\text{в}} = 6,21^2 \cdot 8,243 \cdot \left(\frac{0,59}{1,26} + 0,41 \right)^2 = 245,19 \text{ даПа}$$

Вибір вентилятора здійснюють шляхом нанесення розрахункового режиму його роботи $Q_{\text{в}}$, $h_{\text{в}}$ на аеродинамічні характеристики вентиляторів. На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймають до установки вентилятор ВМЦ-8.

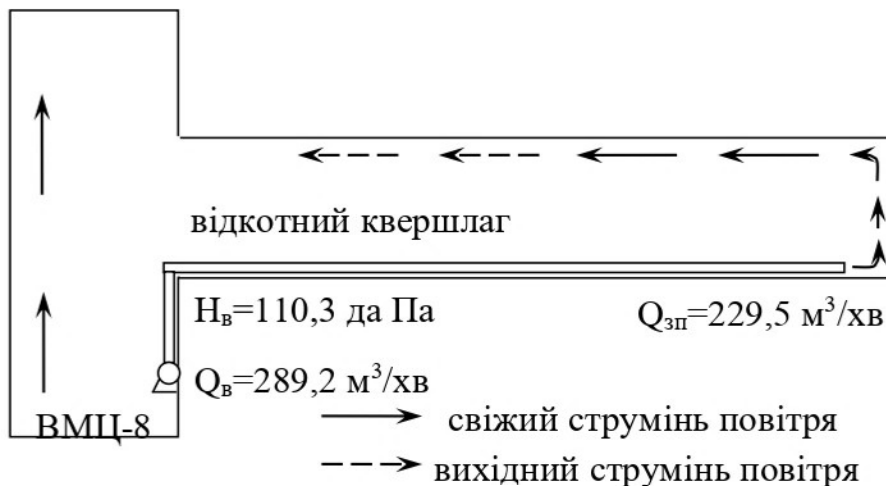


Рисунок 3.1 – Схема провітрювання відкотного квершлагу гор. 665 м.

3.1.7 Організація робіт у підготовчому вибої

Встановлюємо режим роботи в забої вироблення - 3 зміни по 6 годин зі спорудження виробки і одна зміна ремонтно-підготовча.

1. Визначення обсягів робіт.

З буріння шпурів:

$$Q_{\text{бур}} = l_{\text{шп}} \cdot n_{\text{шп}}, \text{ м} \quad (3.28)$$

де $l_{\text{шп}}$ – довжина шпурів, м;

$n_{\text{шп}}$ – кількість шпурів у вибої виробки, шт.

$$Q_{\text{бур}} = 2,2 \cdot 34 + 2,7 = 77,5 \text{ м}$$

По прибиранню гірської маси:

$$Q_{\text{уб}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 15,2 = 30,4 \text{ м}^3$$

За кріпленням виробки:

$$Q_{\text{крп}} = l_{\text{зах}} \cdot n_{\text{рам}} \quad (3.29)$$

де n – щільність установки кріплення, рам/м.

$$Q_{\text{крп}} = 2 \cdot 1,0 = 2 \text{ рами}$$

За проведенням та кріпленням канавки:

$$Q_{\text{кан}} = l_{\text{зах}} = 2 \text{ м}$$

З нарощування вентиляційних труб:

$$Q_{\text{вен}} = l_{\text{зах}} = 2 \text{ м}$$

З нарощування скребкового конвеєра:

$$Q_{\text{с.к.}} = l_{\text{зах}} = 2 \text{ м}$$

З настилки рейкового шляху:

$$Q_{\text{р.л.}} = 2 \cdot l_{\text{зах}} = 2 \cdot 2 = 4 \text{ м}$$

№ п/п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Обсяг робіт	Норма вироблення			Трудомісткість, люд-зм	Обгрунтування
				за збірні ком	попра в. к-ти	встановлена норма		
1	Буріння шпурів	м	77,5	72,3: 2	0,93	33,6	2,31	ЕНВ-80 §64 т.83 1е
2	Прибирання гірської маси	м ³	30,4	26,7: 2	–	13,35	2,28	§73 т.97 4г
3	Кріплення виробки	рам	2,0	1,23	0,95	1,17	1,7	§80 т.104 19В
4	Проведення канавки	м	2	18,8	–	18,8	0,1	§87 т.112 1а
5	Кріплення канавки	м	2	36,0	0,5	18,0	0,11	§87 т.112
6	Нарощування вентиляційних труб	м	2	148,0	–	148,0	0,01	§88 т.113 2а
7	Нарощування скребкового конвеєра	м	2	10,4	–	10,4	0,19	§89 т.116 1а

№ п/п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Обсяг робіт	Норма вироблення			Трудомісткість, люд-зм	Обгрунтування
				за збірники	поправок	встановлена норма		
8	Настилення рейкового шляху	м	4	9,78	0,9	8,8	0,45	§97 т.129 26

$$\Sigma=7,15$$

2. Комплексна норма вироблення:

$$R_k = \frac{Q}{\sum T}, \frac{m}{\text{чел-см}} \quad (3.30)$$

де Q – обсяг робіт на цикл, м;

$\sum T$ – сумарна трудомісткість робіт, люд-зм

$$R_k = \frac{2}{7,15} = 0,28 \frac{m}{\text{чел-см}}$$

Приймаємо явочну чисельність ланки 7 чел.

Визначаємо коефіцієнт перевиконання плану:

$$K_{\text{пер}} = \frac{T_{\phi}}{T_n} = \frac{7,15}{7} = 1,02$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{нз}}}{T_{\text{см}}} = \frac{6 - 1,64}{6} = 0,73$$

3. Визначення тривалості операцій циклу:

$$t_i = \frac{V_i \cdot T_{\text{см}} \cdot \alpha}{n_i \cdot H_{\text{выр.и}} \cdot k_{\text{пер}}}, \text{ час} \quad \left(t_i = \frac{T_i \cdot T_{\text{см}} \cdot \alpha}{n_i \cdot k_{\text{пер}}} \right) \quad (3.31)$$

де V_i – обсяг i -го виду робіт;

$T_{\text{см}}$ – тривалість зміни, час;

n_i – кількість робочих, зайнятих на виконанні даної роботи або норма обслуговування агрегату, чел;

$H_{\text{выр.и}}$ – встановлена норма вироблення на даний процес;

α – коефіцієнт побудови графіка;

$k_{пер}$ – коефіцієнт перевиконання плану;

T_i – трудомісткість даного процесу або операції, люд-зм

Буріння шпурів:

$$t_{бур} = \frac{77,5 \cdot 6 \cdot 0,73}{2 \cdot 33,6 \cdot 1,02} = 1,45 \text{ год}$$

Прибирання гірської маси:

$$t_{уб} = \frac{30,4 \cdot 6 \cdot 0,73}{2 \cdot 13,35 \cdot 1,02} = 3,74 \text{ год}$$

Проведення і кріплення канавки:

$$t_{кан.пр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 18,8 \cdot 1,02} = 0,27 \text{ год}$$

$$t_{кан.кр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 18,0 \cdot 1,02} = 0,29 \text{ год}$$

Нарощування вентиляційних труб:

$$t_{вен.тр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 148,0 \cdot 1,02} = 0,02 \text{ год}$$

Нарощування скребкового конвеєра:

$$t_{скр.кон} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 10,4 \cdot 1,02} = 0,71 \text{ год}$$

Кріплення:

$$t_{кр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 1,17 \cdot 1,02} = 2,93 \text{ год}$$

Настилання рейкового шляху:

$$t_{рельс} = \frac{4 \cdot 6 \cdot 0,73}{5 \cdot 8,8 \cdot 1,02} = 0,66 \text{ год}$$

Визначаємо час виконання одного циклу як сума непок'єднаних в часі операцій:

$$\sum T_{несовм} = 4,95 + 4,9 + 1,64 + 1,07 = 12,56 \text{ час}$$

Кількість циклів на добу:

$$K_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{сут}}}{\sum T_{\text{несовм}}} = \frac{18}{12,56} = 1,43$$

де $n_{\text{сут}}$ – добовий режим з проведення виробки, год.

Місячна швидкість проведення виробки:

$$V_{\text{мес}} = n_{\text{мес}} \cdot K_{\text{ц}} \cdot l_{\text{зах}} = 25 \cdot 1,43 \cdot 2,0 = 71,5 \text{ м}$$

де $n_{\text{мес}}$ – кількість робочих днів на місяць;

$l_{\text{зах}}$ – довжина заходки, м.

Графік організації робіт

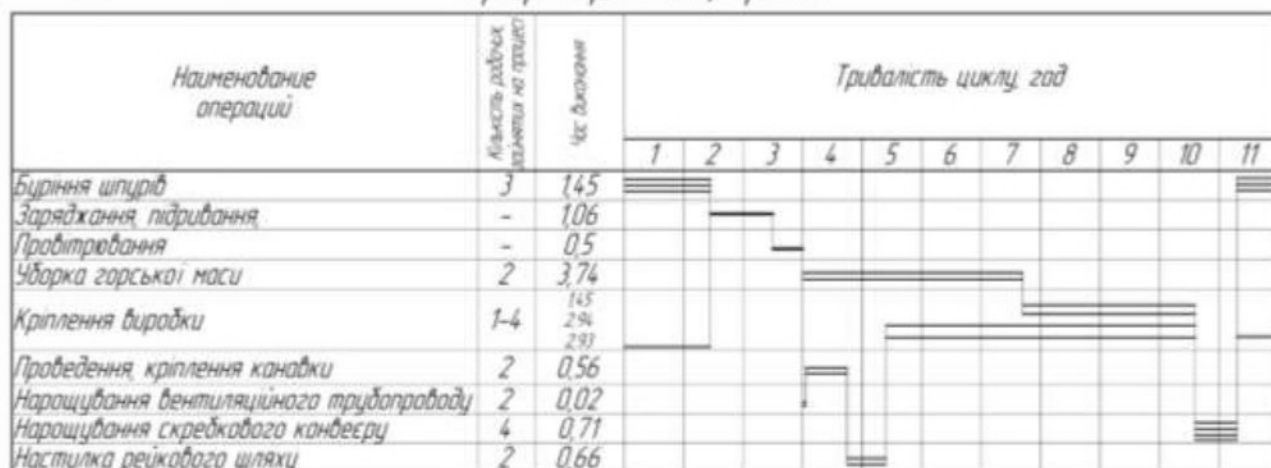


Рисунок 3.2 – Графік організації робіт при проведенні відкотного квершлягу гор. 665 м буропідривним способом

3.2 Спорудження квершлягу комбайновим способом (варіант № 2)

Вибір форми і розмірів поперечного перерізу виробки, розроблено у розділі 3.1.1.

3.2.1 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення

Розрахунок стійкості порід і навантажень на кріплення виконано у розділі 3.1.2.

У якості кріплення прийняте рамно–анкерне кріплення.

Так як анкерне кріплення встановлюється безпосередньо при проведенні виробки, то вибір параметрів рамного піддатливого кріплення відбувається за зміщеннями поза зоною впливу очисних робіт в наступній послідовності:

$$U_{0,кр} \cdot k_{анк} \rightarrow P^н \rightarrow P \rightarrow n = P / N_s, \quad (3.32)$$

де $k_{анк} = 0,35$ – коефіцієнт, який обирається в залежності від густоти встановлення анкерного кріплення;

$P^н$ – нормативне питоме навантаження (кПа);

P – розрахункове навантаження на 1м виробки зі сторони покрівлі;

n – густина встановлення рам металевого піддатливого кріплення на 1 м довжини виробки;

N_s – несуча здатність рамного кріплення, кН.

Розрахункове навантаження P на 1 м виробки зі сторони покрівлі знаходиться по формулі:

$$P = k_n \cdot k_н \cdot k_{пр} \cdot b \cdot P^н \quad (3.33)$$

де $k_n = 1$ – коефіцієнт перевантаження;

$k_н = 1$ – коефіцієнт надійності;

$k_{пр} = 1$ – коефіцієнт умов проведення виробки (при буро вибуховому проведенні);

$b = 5,2\text{м}$ – ширина виробки;

$P^н = 70$ кПа – нормативне навантаження (при $U = 455 \cdot 0,35 = 160$ мм).

$$P = 1 \cdot 0,6 \cdot 1 \cdot 5,69 \cdot 104 = 364 \text{ кН/м}$$

Щільність встановлення рам металевого піддатливого кріплення на 1 м довжини виробки визначається по формулі:

$$n = P / N_s \quad (3.34)$$

$$\begin{aligned} \text{де } P &= 364 \text{ кН/м; } N_s = 400 \text{ кН (для СВП – 27 з замками ЗПК)} \\ n &= 364 / 400 = 0,91 \text{ рами/м} \end{aligned}$$

Приймаю $n = 1$ рам/м.

Оскільки паспортна горизонтальна піддатливість кріплення з замком ЗПК складає 400 мм, тобто більше розрахованого значення, то в даних умовах приймаємо кріплення КМП – А3 з СВП-27 щільністю встановлення 1 рама/ м.

В якості анкерного кріплення приймаю металевий анкер із закріпленням швидкотвердіючим хімічним складом

Анкерне кріплення - це металеві стержні, вставлені в заздалегідь пробурені в покрівлі і боках виробки шпури. Стержні закріплюють в шпурах різними способами. Анкери як би «прошивають» шари порід, розташованих навколо виробки, не дають їм розшаруватися і обрушуватися.

Анкерне кріплення рекомендується застосовувати при проходці тунелів в скельних і напівскельних породах, стійких і середній стійкості, з коефіцієнтом міцності не нижче 4. У слабкіших породах анкерне кріплення слід застосовувати спільно з набризг-бетоном або металевим арочним кріпленням. Анкерне кріплення встановлюють негайно після розробки породи в забої. При цьому призабойна зона не захаращується, що дає можливість механізувати прохідницькі роботи і полегшує умови провітрювання, відпадає необхідність в захисті кріплення від ушкодження при виробництві вибухових робіт.

Розрізняють анкери: металеві (клинощолові і розпірні) залізобетонні і сталеполімерні.

Одними з перспективних видів анкерного кріплення є сталеполімерні анкери (СПА). Армуючий стержень такого анкера закріплюється в шпурі швидкотвердіючими синтетичними смолами.

Нині широко застосовують патронований спосіб використання синтетичних складів, при якому закріплюючу суміш вводять в шпур в ампулах-патронах з целюлози, скла або поліетилену. Така ампула (рис. 4.5) є двокамерною оболонкою, одна з камер містить смолу з наповнювачем, інша — отверджувач-ініціатор з модифікатором.

Армуючий стержень анкера виконується із сталі періодичного або гладкого профілю із скошеним кінцем. При обертанні або забиванні анкера скошений кінець стержня розриває оболонку із закріплюючим складом і перемішує його. При цьому забезпечується висока міра зчеплення стержня з породою.

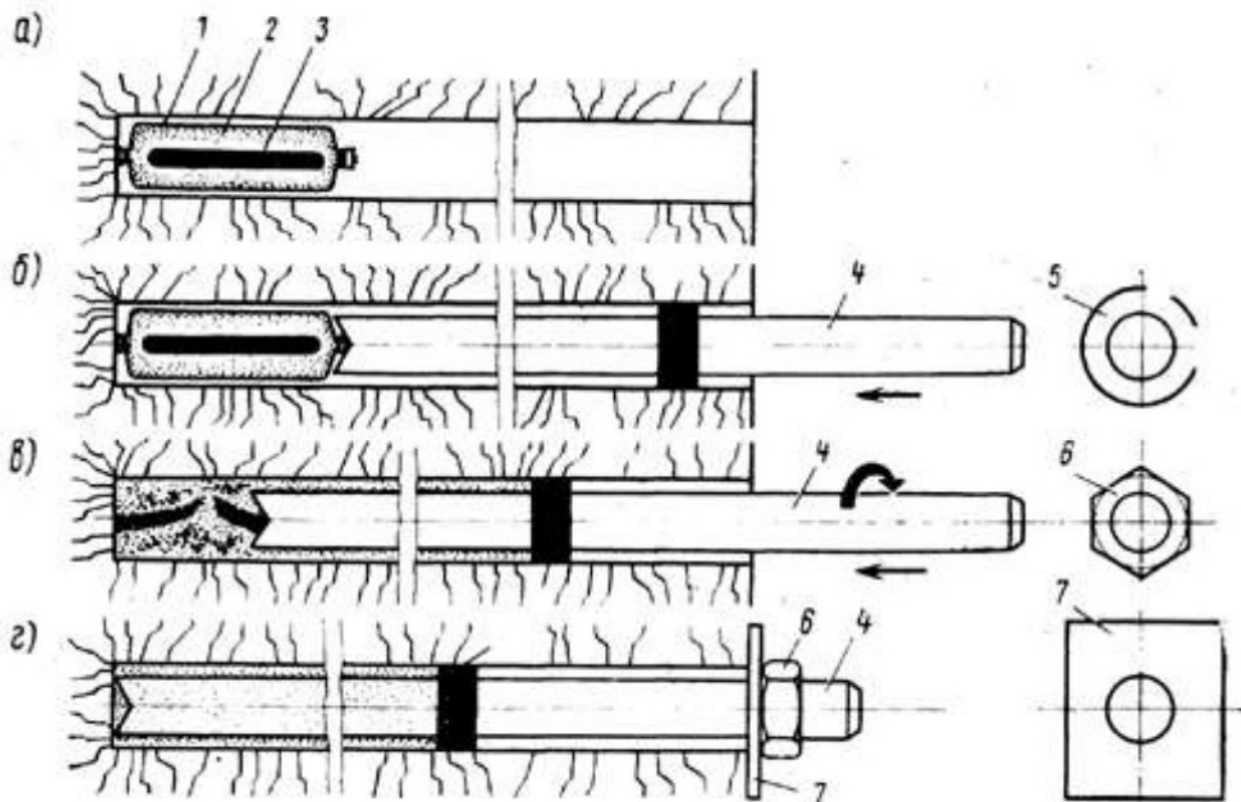


Рисунок 3.3 - Схема установки сталеполімерного анкера:

1 – поліетиленова ампула із закріплюючим складом; 2 - суміш єднального (смоли) і наповнювача (піску) 3 - отверджувач; 4 - анкерний стержень; 5 - шайба ущільнювача; 6 - натяжна гайка; 7 - плоский опорний елемент

Розроблені склади і технологія зведення СПА дозволяють застосовувати їх в сухих і обводнюючих шпурах. Несуча здатність СПА, вже через 15 мін досягає 90 Н і протягом доби збільшується до 200-250 кН.

Розрахунок анкерного кріплення

Визначаємо розрахункову несучу здатність стержня анкера:

$$P_a = F_{oc} R_p m_y, \text{кН} \quad (3.35)$$

де F_{oc} – площа ослабленого перерізу стержня, м^2 .

$$F_{oc} = \frac{\pi d_c^2}{4}, \text{м}^2 \quad (3.36)$$

$$F_{oc} = \frac{3.14 \cdot 0.0145}{4} = 0.011 \text{ м}^2$$

R_p – розрахунковий опір склопластикового стержня анкера на розтяг, 650 МПа.

$m_y = 1$ – коефіцієнт умов роботи стержня анкера.

$$P_a = 0,11 \cdot 650 \cdot 1 = 71,5 \text{ кН}$$

Довжина анкера l_a визначається за умови закріплення їх за межами зруйнованої зони.

$$l_a = l_k + l_H + l_3, \text{ м} \quad (3.37)$$

де $l_k = 0,12$ м – довжина частини анкера, що виступає у виробку, м;
 l_H – висота зруйнованої зони протягом 10 діб, м;

$$l_H = 1,2 \cdot 2a \left(0,2 \frac{\gamma H}{R_c} + 5,38 \cdot 10^{-4} t - \frac{2,96 \cdot 10^{-2}}{\frac{\gamma H}{R_c}} - \frac{0,33}{t} + 0,21 \right), \text{ м} \quad (3.38)$$

де γ – об'ємна вага породи, $2,5 \text{ т/м}^3$;

$H = 492$ м – глибина розташування виробки;

$R_c = 40$ МПа – розрахунковий опір порід стисненню;

$t = 10$ діб. – час руйнування зони.

$$l_H = 1,2 \cdot 5,7 \left(0,2 \frac{2,5 \cdot 450}{40} + 5,38 \cdot 10^{-4} \cdot 10 - \frac{2,96 \cdot 10^{-2}}{\frac{2,5 \cdot 450}{40}} - \frac{0,33}{10} + 0,21 \right) = 1,2 \text{ м}$$

$l_3 = 0,3$ – глибина закладення анкерів за межами небезпечної зони.

$$l_a = 0,1 + 1,2 + 0,3 = 1,6 \text{ м}$$

Відстань між анкерами A в поздовжньому і поперечному напрямку приймається як мінімальна величина із трьох значень.

а) за несучої здатності анкера:

$$A = \sqrt{\frac{P_a}{\gamma l_a}}, \text{ м} \quad (3.39)$$

$$A = \sqrt{\frac{71,5}{2,5 \cdot 1,6}} = 4,2 \text{ м}$$

б) по стійкості породного контуру між анкерами:

$$A = \frac{l_a}{3} \sqrt{\frac{c}{P_B}}, \text{ м} \quad (3.40)$$

$$A = \frac{1,2}{3} \sqrt{\frac{1,2}{0,035}} = 2,3 \text{ м}$$

де c – коефіцієнт зчеплення зруйнованих порід:

$$c = 0,03f, \text{ МПа} \quad (3.41)$$

$$c = 0,03 \cdot 40 = 1,2 \text{ МПа}$$

P_B – розрахункове значення вертикального тиску від ваги порід у межах небезпечної зони висотою l_H , МПа.

в) за умовою утворення породного контуру:

$$A = l_a - \frac{k_B P_B}{c} (l_a + 2a), \text{ м} \quad (3.42)$$

$$A = 1,6 - \frac{0,25 \cdot 0,035}{1,6} (1,6 + 5,7) = 1,6$$

де k_B – коефіцієнт, що залежить від міцності порід, 0.25;

$2a$ – ширина виробки, м.

Визначаємо кількість анкерів, необхідне для закріплення виробки по периметру:

$$N = \frac{L}{A}, \text{ шт} \quad (3.43)$$

де L – довжина перерізу виробки по периметру закріплення, м.

$$L = 2h_c + \frac{2\pi R}{2}, \text{ м} \quad (3.44)$$

$$L = 2 \cdot 1 + \frac{2 \cdot 3,14 \cdot 2,85}{2} = 10,9 \text{ м}$$

$$N = \frac{10,9}{1,6} = 6,8 \text{ шт}$$

Приймаю 7 анкерів

3.2.2 Паспорт проведення та кріплення квершлягу

Для проведення виробки приймаємо комбайновий .

В якості комбайна застосуємо комбайн П110-01М (рис. 3.4). Комбайн на 100% укомплектований гідро- і електроустаткуванням, сертифікованим на відповідність європейським стандартам (ATEX).



Рисунок 3.4 - Прохідницький комбайн П110-01М

Особливості комбайна :

1. Конструкція рами виконавчого органу допускає установку в неї редуктора з осовою коронкою.

2. Двошвидкісний двигун виконавчого органу дозволяє оперативно з пульта управління змінювати частоту обертання коронки, що підвищує ефективність різання при обробці змішаного забою з міцністю, що значно міняється. Зниження швидкості різання при руйнуванні міцних і абразивних порід дозволяє зменшити витрату різців, енергоспоживання і пиловиділення.

3. Швидкість переміщення комбайна при перегоні збільшена до 10 м/хв. Передбачена можливість регулювання як робочої, так і маневрової швидкості.

4. Управління комбайном може здійснюватися з місцевого пульта управління, а також дистанційно з переносного кабельного пульта управління за допомогою кабельної перемички або з радіопульта (до 20 годин без заряджання акумулятора).

5. Апаратура управління забезпечує діагностику електроустаткування комбайна з виведенням інформації на рідкокристалічний дисплей пульта управління.

6. Застосування безредукторної маслостанції з двосекційним регульованим насосом підвищує надійність роботи, зменшує експлуатаційні витрати.

7. Модернізована схема гідроустаткування передбачає:

- пропорційне гідравлічне управління;
- мінімізацію втрат потужності на холостому ходу;
- управління швидкістю подання виконавчого органу, у тому числі автоматичне зниження швидкості подання при перевантаженні двигуна редуктора виконавчого органу, що дозволяє підвищити надійність і довговічність вузлів комбайна;

- управління швидкістю пересування ходової частини;
- додаткове підключення зовнішнього устаткування: навісного анкероустановщика, кресподійомника, двох ручних бурильних машинок, гідрофіцірованого інструменту.

8. Комбайн може бути виготовлений з прямим або підйомно-поворотним скребковим конвеєром для різних технологічних схем транспортування зруйнованої гірської маси із забою.

Відбита гірнична маса буде перевантажуватися стрічковим перевантажувачем на телескопічній стрічковий конвеєр 1ЛТП – 800К, а далі на постійний стрічковий конвеєр. Виїмка гірських порід комбайном ведеться на підставі затвердженого проекту робіт відповідно до основних положень по організації і безпеці праці, викладеними в БНіП 3.02.03-84 і правилах безпеки. Величина відхилень у бік збільшення геометричних параметрів перерізу виробки від проектних не повинна перевищувати 110 мм.

Доставка допоміжних матеріалів та обладнання буде здійснюватися в вагонетках ВГ – 2,5 – 900 та на платформах ПТО – 900. Виробка обладнується одно шляховою рейковою колією. Ширина колії – 900 мм, рейки Р – 33 прокладаються на дерев'яних шпалах.

Для кріплення виробки прийняте арочне кріплення КМП – А3 та анкерне кріплення. Кріплення складається з верхняка та двох бічних складених стійок. Верхняк та стійки кріплення виготовляються з спеціального профілю СВІ – 27. Відрізки стійок з'єднуються між собою замком ЗПК. До нижніх частин стійок обов'язково приварюються опорні башмаки. Окремі рами кріплення з'єднуються між собою за допомогою між рамних стяжок.

Площа поперечного перетину виробки у світлі $S_{св} = 15,3 \text{ м}^2$, в прохідці $S_{св} = 18 \text{ м}^2$.

3.2.3 Розрахунок провітрювання тупикової виробки і вибір вентиляційних засобів

Для провітрювання тупиковій частині виробки приймаю нагнітальний спосіб подачі повітря по гнучким трубам.

Визначаємо мінімальну кількість повітря, яке потрібно подати в забій:

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виробки за кількістю людей проводиться за формулою:

$$Q_{зп} = 6n_{\text{чел.заб}}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де $n_{\text{чел.заб}}$ – найбільша кількість людей, одночасно працюючих в привибійному просторі, чел.

$$Q_{зп} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Розрахунок витрати повітря для провітрювання виробки по мінімальній швидкості у виробці:

$$Q_{зп} = 60v_{min}S_{св}, \text{ м}^3/\text{хв}$$

де v_{min} – мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря у виробці, м/с.

$$Q_{зп} = 60 \cdot 0.25 \cdot 15,3 = 229,5 \text{ м}^3/\text{хв}$$

Для розрахунку приймаю $Q_{з.п.} = 295.51 \text{ м}^3/\text{хв}$. або $4,92 \text{ м}^3/\text{сек}$.

Визначаю аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу:

$$R_{тр} = r_{тр}(l_{тр} + 20d_{тр}n_1 + 10d_{тр}n_2), \text{ к}\mu$$

$r_{тр}$ – питомий аеродинамічний опір прогумованих труб без урахування витоків повітря, к μ /м;

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

$d_{тр}$ – діаметр трубопроводу, м;

$$R_{mp} = 0,0161 * (500 + 20 * 0,6 * 1) = 8,2432 \text{ к}\mu$$

Подача вентилятора працюючого на гнучкий трубопровід.

$$Q_{в} = Q_{вп}k_{ут.тр}, \text{ м}^3/\text{с}$$

$$Q_{в} = 229,5 * 1,26 = 372,3 \text{ м}^3/\text{мин} = 6,21 \text{ м}^3/\text{с}$$

Депресія вентилятора працює на гнучкий трубопровід

$$h_{в} = Q_{в}^2 R_{тр} \left(\frac{0,59}{k_{ут.тр}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}$$

$$h_{в} = 6,21^2 * 8,243 * \left(\frac{0,59}{1,26} + 0,41 \right)^2 = 245,19 \text{ даПа}$$

Вибір вентилятора виробляю шляхом нанесення розрахункового режиму його роботи $Q_{п.}$, $h_{в}$ на аеродинамічні характеристики вентиляторів. На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаю до установки вентилятор ВМ-6.

3.2.4 Організація робіт в підготовчому вибої

Для проведення квершлягу організується комплексна бригада прохідників, яка виконує всі основні та допоміжні процеси в вибої. Режим роботи – безперервний робочий тиждень з одним загальним вихідним та одним вихідним днем по слизькому графіку. Добовий режим роботи наступний: одна зміна – ремонтна – підготовча, три зміни по проходці виробки з двогодинними перервами між змінами для виробництва вибухових робіт та транспортно – доставлювальні роботи.

3.2.4.1 Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки

Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки проводимо згідно з ЕНВ та зводимо в таблицю 3.2.

Таблиця 3.2 - Розрахунок комплексної норми виробки та розцінки в прохідницькому вибої

Вид робіт	Одиниці вимірювання	Норма виробки			Об'єм робіт на зміну, м	Необхідна кількість чол.-зм. на цикл	Необхідна кількість чол.-зм. на цикл	Тарифна зміна, грн.	розцінка за 1 м, грн.	Основа для встановлення норми виробки
		за збірником	поправочний коефіцієнт	встановлена						
Проведення виробки комбайном П-110-01м	м	0,45	0,94	0,42	1,79	2,37	4,24		314,03	табл. 3, п. 77 д
Машиніст гірничовиймальных машин VI розряду					1,79	0,56	1,00	148,37	82,89	
Прохідник V розряду					1,6	1,81	3,24	127,74	231,14	

Об'єм робіт за нормою на проведення виробки комбайном:

$$Q = N \cdot k, \text{ м} \quad (3.45)$$

де $N = 1,91 \text{ м}$ – змінна норма виробки на бригаду, (§1 [27], табл. 3, п. 77 д);

k – поправочні коефіцієнти (згідно з [27] при кріпленні виробки металевим трапецієвидним кріпленням до норм застосовується коефіцієнт $k = 1,02$, при настиланні рейкового шляху паралельно конвеєру $k = 0,92$);

$$Q = 1,91 \cdot 1,02 \cdot 0,92 = 1,79 \text{ м.}$$

Змінний об'єм на 1 людину:

$$Q_{1год} = \frac{N}{T}, \text{ м} \quad (3.46)$$

де $T = 400$ чол.-зм. – змінна нормативна трудомісткість, (§ 1 [27], табл. 3, п. 77 е);

$$Q_{1год} = \frac{1,79}{4,00} = 0,45 \text{ м} \quad (3.47)$$

Змінний об'єм на 1 чоловіка з врахуванням коефіцієнтів:

$$Q_{зм} = Q_{1год} \cdot k, \text{ м} \quad (3.48)$$

$$Q_{зм} = 0,45 \cdot 1,02 \cdot 0,92 = 0,42 \text{ м.}$$

Трудомісткість на зміну:

$$T_{зм} = \frac{Q}{Q_{зм}}, \text{ люд.-зм} \quad (3.49)$$

$$T_{зм} = \frac{1,79}{0,42} = 4,26 \text{ люд.-зм.}$$

Трудомісткість проведення 1 м по розрядах професій робочих:

1) машиніст гірничо – виймальних машин VI розряду:

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{Q} \text{ люд.-зм.} \quad (3.50)$$

$$T_{МГВМ} = \frac{1}{1,79} = 0,56 \text{ люд.-зм.}$$

2) прохідник V розряду:

$$T_{прох} = \frac{(T_{зм} - 1)}{Q} \text{ люд.-зм.} \quad (3.51)$$

$$T_{прох} = \frac{(4,26 - 1)}{1,79} = 1,82 \text{ люд.-зм.}$$

Комплексна норма виробітку:

$$N_k = l_{зах} / \Sigma T_p \text{ м/люд.} \quad (3.52)$$

$$N_k = 1 / 1,81 = 0,55 \text{ м/люд.}$$

Комплексна розцінка розраховується по формулі:

$$R_k = \Sigma Z_{пл} / l_{зах} \text{ грн/м} \quad (3.53)$$

$$R_k = 231,14 / 1 = 231,14 \text{ грн/м}$$

3.2.4.2 Розробка графіка організації робіт

Для побудови лінійного графіку організації процесу комбайнової виїмки розраховуємо по кожній операції трудомісткість та тривалість робіт, а також час, який відкладаємо на графіку. Результати розрахунків зводимо в таблицю 2.7.

Загальна питома трудомісткість виїмання 1 м³ гірничої маси:

$$N = \frac{N_i}{l_{зах} \cdot S_{вч}}, \text{ люд.-хв./м}^3 \quad (3.54)$$

де N_i – сумарна трудомісткість окремих операцій, люд.-хв.

$l_{зах}$ – довжина заходки, м

$$N = \frac{488,52}{1 \cdot 17,1} = 28,57 \text{ люд.-хв/м}^3$$

Швидкість проведення виробки розраховуємо по формулі:

$$V = \frac{T_{см} - T_{ПЗО}}{T_{зах}} \cdot l_{зах} \cdot n_{см} \cdot n_{д}, \text{ м/міс} \quad (3.55)$$

де $T_{зм} = 360$ хв – тривалість зміни;

$T_{ПЗО} = 20$ хв – тривалість виконання підготовчо – кінцевих операцій ;

$T_{зах}$ – тривалість прохідницького циклу:

$$T_{зах} = \Sigma T \cdot (1 - k_{c1}) + T_{m.n.} = 301,388 \cdot (1 - 0,55) + 10 = 145,6 \text{ хв.} \quad (3.56)$$

ΣT – тривалість всіх разом процесів, хв.;

$K = 0,55$ – коефіцієнт, який враховує сумісність процесів;

$T_{т.п.} = 10$ хв. – час на технологічні перерви;

$l_{зах}$ – довжина заходки, $l_{зах} = 1$ м;

$n_{д}$ – кількість робочих днів в місяць, $n_{д} = 25$;

$n_{\text{ц}}$ – кількість циклів в зміну, $n_{\text{ц}}=3$.

$$V = \frac{360 - 20}{145,6} \cdot 1 \cdot 4 \cdot 25 = 235 \text{ м/міс}$$

Паспорт проведення та кріплення виробки представлений в графічній частині.

Таблиця 3.3 - Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірничих порід

Найменування операцій	Об'єм робіт		Число робочих чол., чол.	Трудомісткість по процесам (операціям), чол.-зм.на пикл	Тривалість процесів (операцій), хв. на пикл	Основа
	од. вимір.	на пикл				
Підготовчо - кінцеві операції			5			§ 2, табл. 50 [27]
Усунення дрійних поламок			5			§ 2, табл. 50 [27]
Керування комбайном	м	1	2	143,18	71,59	§ 2, табл. 51 [27]
Виделення та огляд виконавчого органу і комбайну, заливка масла	м	1	2	9,89	7,13	§ 2, табл. 51 [27]
Огляд та заміна зубків, підтягання кабелю та шлангу зрошення	м	1	2	10,95	6,36	§ 2, табл. 51 [27]
Розбивання великих шматків породи, підкидання гірничої маси до навантажувального органу та зачищення підшви	м	1	1	52,09	52,09	§ 2, табл. 51 [27]
Розпшибування перевантажувача та натягувальної головки конвеєра	м	1	1	19,15	19,15	§ 2, табл. 51 [27]
Встановлення та пересування тимчасового кріплення, перевірка напрямку виробки	м	1	2	6,3	3,15	§ 2, табл. 51 [27]
Кріплення рамним кріпленням	м	1	2	146,42	73,21	§ 2, табл. 52 [27]
Кріплення анкерним кріпленням	анк.	8	5	39	39	табл.16 [25]
Нарощування рейкового шляху	м	1	2	58	29	табл. 2.10
Нарощування вентиляційного трубопроводу	м	1	5	3,54	0,708	§ 2, табл. 52 [27]
Всього				488,52	301,388	

Графік організації робіт

Найменування операції	Об'єм робіт		Число робочих	Тривалість процесів, хв	Тривалість зміни, год					
	Од. вим.	На цикл			1	2	3	4	5	6
Підготовчо-кінцева операції	-	-	5	21						
Усунення незначних поломок	-	-	5	15						
Управління комбайном	м	1	2	72						
Відведення комбайну	м	1	2	7						
Огляд та заміну зусій	м	1	2	6						
Розбавлення великих шматків пороби	м	1	1	52						
Розштовбодження переднажувачу	м	1	1	19						
Перевірка напрямку виробки тимчасове кріплення	м	1	2	3						
Кріплення виробки рогним кріпленням	м	1	2-3	73						
Кріплення анкерним кріпленням	м	1	3-5	39						
Нарощування вентиляційного трубопроводу	м	3	5	4						
Нарощування рейкового шляху	м	3	5	39						
Нарощування конвеєру	м	3	5	24						

Рисунок 3.5 – Графік організації робіт при комбайновій проходці

3.3 Порівняння варіантів будівництва виробок

3.3.1 Вартість будівництва квершлягу по першому варіанту

Вартість проведення одного погонного метра виробки розраховують по наступних елементах витрат: допоміжні матеріали; споживання електроенергії; витрати на оплату праці; відрахування на соціальне страхування; амортизація основних фондів.

Таблиця 3.4 - Розрахунок витрат по допоміжних матеріалах, що враховуються у вартості 1 погонного метра виробки відразу і повністю

Найменування матеріалу	Обсяг на 1 м	Обсяг на 1 міс	Ціна 1 од	Вартість
Аммоніт Т-19	22,2	2553	5,2	13275,6
Детонатори типа ЭДКЗ	18	2070	2,24369	4644,44
Затягування	0,5	57,5	383,18	22032,85
Провід ВП	10	1150	0,85	977,5
Коронки	3	345	1	345
Лотки залізобетонні	1	115	75	8625
Щебінь	0,48	55,2	320	17664

Таблиця 3.5 – Розрахунок витрат по матеріалах групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалу	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кіл-ть одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з врахуванням транспортних расходів (5%), грн	Строк погашення вартості матеріалів, міс	Сумма погашення вартості матеріала в місяць, грн
Сталеve кріплення	компл	850	230	195500	205275	48	4276,56
Труби вентил.	м	86,24	138	11901,1	12496,2	8	1562,02
Труби метал.	м	34,73	230	7987,9	8387,3	12	698,94
Кабель гібкий	м	108,1	143,8	15544,8	16322	12	1360,17
Рейки	т	862,4	5,9	5088,16	5342,57	8	667,82
ІТОГО				230934	242481		7897,69

Таблиця 3.6 – Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалу	Місячні витрати, грн
Аммоніт Т-19	13275,6
Детонатори типа ЭДКЗ	4644,44
Затягування	22032,85
Провід ВП	977,5
коронки	345
Лотки залізобетонні	8625
Щебінь	17664
Смазочні матеріали	850
Запасні частини	5000
Ітого вартість разрахованих матеріалів	73414,39
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	11012,16
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	242480,5
Знос малоцінних і швидкоізнашиваючихся предметів (МБП)	250
Ітого вартість допоміжних матеріалів по дільниці	327157,05

Таблиця 3.7 – Споживана ділянкою електроенергія

Найменування токоприємників	Встановлена міцність електродвигунів, кВт	Кількість двигунів в токоприємнику, шт	Встановлена міцність двигунів, кВт
1ПНБ-2Б	–	–	24
2ЛТ100	50	2	100
БУЄ-3	-	-	45
СР-70	60	0	0
ВМ-6	6	1	6
ІТОГО			175

Місячні витрати по споживаній на ділянці електроенергії слід розрахувати по формулі:

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{\text{уст}} \cdot K_c \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}} \cdot \nu}{0,95}, \text{грн}, \quad (3.57)$$

де 1,1 – коефіцієнт, що враховує збільшення витрат по електроенергії з з врахуванням роботи забою в ремонтно-підготовчу зміну;

$\sum P_{\text{уст}}$ – спільна установлена потужність електродвигунів струмоприймачів на ділянці, кВт (табл. 22);

k_c – коефіцієнт попиту (48), що враховує недовантаження і неодночасність роботи струмоприймачів;

$T_{\text{см}}$ – тривалість зміни, година;

$n_{\text{см}}$ – кількість змін по проведенню підготовчого вироблення в добу;

$N_{\text{дн}}$ – планова кількість днів роботи забою в місяць;

ν – тариф за 1 кВт•ч споживаної електроенергії, грн;

0,95 – к.п.д. мережі.

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot \sum 175 \cdot 0,35 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 0,244}{0,95} = 7659,47 \text{ грн.}$$

Таблиця 3.9 – Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Професії робочих, посади керівників і спеціалістів дільниці	Оплата 1 часа пересування, грн	Нормативне время пересування, час	Явочна чисеність, чел	Кіл-ть днів роботи ділянки, кіл-ть зпусків в шахту	Доплата, грн
Прохідники	2,29	1	16	400	916
Електрослюсарі			8	200	458
Машиністи підземних установок			8	200	458
Горноробочі			8	200	458
Ітого робочим					2290
Начальник дільниці	2,29	1	1	25	57,25
Зам. нач. дільниці			1	25	57,25
Пом. нач. дільниці			1	25	57,25
Механік дільниці			1	25	57,25
Гірничі майстри			4	100	229
Ітого керівникам і спеціалістам дільниці					458
УСЬОГО					2748

Таблиця 3.10 – Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Професії робочих	Спілona кіл-ть виходов в місяць	Тариф. ставка дневн., грн	Фонд прямої плати зароб. робочих ділянки, грн	Допл. за роботу в нічне время, грн	Премія		Допл. за нормат. время пересув., грн	Допл. за керівн. та бригадою звеном	Ітого зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	21460,73	1616	15	3219,11	916	200,18	27412,01
Эл.слюсарі	66	45,48	3001,68	606	15	450,252	458	0	4515,93
Маш. підз. уст.	66	45,48	3001,68	606	15	450,252	458	0	4515,93
Горноробочі	66	40,38	2665,08	538	15	399,762	458	0	4060,84
Ітого робітникам	-	-	30129,17	3366	-	4519,37	2290	200,18	40504,71

Таблиця 3.11 – Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників і спеціалістів дільниці

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність по списку, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу в нічн. время	Допл. за нормат. время пересув., грн	Газова надбавка, грн	Ітого зарплата грн
Нач. дільниці	2094,84	1	2094,84	559	22,9	0	2676,7
Зам. нач. дільниці	1900	1	1900	507	22,9	0	2429,9
Пом. нач. дільниці	1650	1	1650	440	22,9	0	2112,9
Механік дільниці	1600	1	1600	427	22,9	0	2049,9
Гірничі майстри	1500	5	7500	800	68,7	0	8368,7
ІТОГО			14744,8	2733	160,3	0	17638

Загальний місячний фонд заробітної плати робітників, керівників тв. спеціалістів дільниці складе:

$$\Phi_{\text{общ}} = \Phi_{\text{раб}} + \Phi_{\text{сп}} + P_n, \text{ грн.} \quad (3.58)$$

де P_n – витрати, непередбачені, що планують в складі заробітної платні робітників дільниці

$$\Phi_{\text{общ}} = 40504,71 + 17638,14 + 405,05 = 58548 \text{ грн.}$$

Суму відрахувань на соціальні заходи планують у розмірі 37% від місячного фонду заробітної плати робітників, керівників, спеціалістів дільниці і розраховують по формулі:

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37, \text{ грн} \quad (3.59)$$

де D_n – загальна сума доплат за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи на дільниці і назад робітників, керівників і спеціалістів дільниці, грн.

$$O_c = (58548 - 160,3 - 577,08) \cdot 0,37 = 20496,09 \text{ грн.}$$

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати по формулі:

$$A = \frac{B \cdot H_{мес}}{100}, \text{ грн} \quad (3.60)$$

де B – балансова вартість об'єктів основних фондів, грн;

$H_{мес}$ – місячна норма амортизації основних фондів, яку можна прийняти рівною 1,25%.

Таблиця 3.12 – Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
1ПНБ-2	640000	1	640000
2ЛТ100	340000	1	340000
БУЭ-3	270000	1	270000
СР-70	125000	1	125000
Разом	7000	2	14000

Таблиця 3.13 – Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати по елементам (Z_3), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_3 / V_{мес}$), грн
1. Матеріальні витрати – усього	334816,52	2911,45
у тому числі:		
допоміжні матеріали	327157,05	2844,84
електроенергія	7659,47	66,6
2. Витрати на оплату труда	58142,85	505,59
3. Відчислення на соц. страхування	20496,09	178,23
4. Амортизація основних фондів	17362,5	150,98
Разом	430817,96	3746,24

3.3.2 Вартість будівництва квершпагу по другому варіанту

Таблиця 3.14 - Техніко – економічні показники проведення виробки

Показник	Одиниці вимірювання	Кількість
Переріз виробки у світі/в проходці	м ²	16,7 / 18
Тип кріплення КМП-А3, щільність встановлення	рам / м	1
Спосіб проведення	–	комбайновий
Тип обладнання	–	КСП - 32
Тип транспорту гірської маси	–	1Л80У – 02
Тип допоміжного транспорту	–	ДКНЛ
Швидкість проведення	м/міс	175
Посування за цикл/зміну	м	1 / 2,3
За добу	м	6,9
Комплексна норма виробки	м/чол-зм.	0,55
Комплексна розцінка	грн./м	231,14
Собівартість 1 м виробки	грн	7 612,34

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

Чисельність робітників по технічному обслуговуванню та ремонту обладнання в ремонтно – підготовчу зміну визначимо згідно з [29] в таблиці 2.24.

Остаточну приймаємо явочну кількість робочих на добу:

- МГВМ VI розряду – 4 чол.;
- прохідників V розряду – 12 чол.;
- електрослюсарів – 4 чол.

Обліковий склад:

$$Ч_{сп} = N_{сп} \cdot k_{сп}, \text{ чол.} \quad (3.61)$$

де $k_{сп}$ – коефіцієнт спис очного складу;

Таблиця 3.15 - Розрахунок ремонтної складності обладнання

№ п/п	Вид обладнання	Найменування обладнання	Кількість в роботі	Ремонтна складність, чол.- год.		Обґрунтування
				на одержу	на все	
1	Комбайн	КСП 32	1	1660	1660	ЕНВ-04, 3, т.9
2	Перевантажувач		1	850	850	
3	Стрічковий конвеєр	1Л80У – 02	1	4311	4311	
4	Рейковий шлях	2АМ-8Д	1	995	995	
5	Лебідка	ЛВД 34	1	186	186	
6	Трубопроводи		1	135	135	
7	Вентилятор	ВМП	1	42	42	
8	Коефіцієнт				1	
9	Всього				8180	
10	Коефіцієнт k_1				0,6	
11	Коефіцієнт k_2				1,2	
12	Коефіцієнт k_3				1,3	
13	Нормативна явочна чисельність				4	

Обліковий склад МГВМ VI розряду: $Ч_{cn} = 4 \cdot 1,59 = 6$ чол.

Обліковий состав прохідників V розряду:

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

Обліковий склад електрослюсарів:

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

Чисельність ІТР встановлених згідно затвердженій структурі роботи дільниці:

- начальник дільниці – 1 чол.;
- замісник начальника дільниці – 1 чол.;
- помічник начальника дільниці – 1 чол.;
- механік дільниці – 1 чол.;
- гірничий майстер – 6 чол.

Вартість проведення 1 м виробки визначаємо по елементам витрат на оплату праці, матеріалів, відрахувань на соціальне страхування та амортизацію. Результати розрахунків зводимо до таблиць 4.20-4.23.

Таблиця 3.16 - Розрахунок штату та фонду заробітної платні

Місце та вид робіт	Професія робітника	Одиниці вимірювання	Об'єм работ, м/мес	Норма виробки, м/чол.	Чисельність робітників				за списком	Розцінка, тарифна ставка, оклад, грн.	Місячний фонд оплати труда, грн					
					за добу	в тому числі по змінам					Прямий	Доплати			Всього	
						1	2	3				4	Премія	Нічні		Інші
Проведення виробки	прохідник	м	175	0,4	15	–	5	5	5	25	231,14	40450	12135	6834	6472	65890
Ремонт обладнання	електро-слюсар				4	4	–	–	–	6	127,7	12774	3194	1324	2044	19335
Разом робітники					19	4	5	5	5	31						85226
Начальник дільниці					1	–	1	–	–	1	4216	4216	1686		675	6577
Зам. начальника дільниці					1	–	–	–	1	1	3762	3762	1505		602	5869
Пом. начальника дільниці					1	–	–	1	–	1	3657	3657	1463	956	585	6661
Механік					1	1	–	–	–	1	3762	3762	1505		602	5869
Гірничий майстер					4	1	1	1	1	7	3422	13688	5475	1398	2190	22751
Разом ІТР					8	2	2	2	2	11						47727
Всього					27					42						132952

Таблиця 3.17 - Розрахунок витрат на матеріали

Матеріал	Од. вимір.	Норма витрат на одиницю	Місячний об'єм робіт	Витрати матеріала на місяць	Ціна за одиницю	Вартість витрат матеріалів на місяць, грн.
Кріплення	ком.	1	223	223	3592	801016
Затяжка дерев'яна	м ³	0,22	223	49,06	290	14227
Рейки Р-33	т	0,066	223	14,718	9977,5	146849
Шпали дерев'яні	м ³	0,12	223	26,76	290	7760
Труба вентиляційна	м	1	223	223	54	12042
Труби металеві	м	1	223	223	147	32781
Кріплення анкерне	ком.	10	223	2230	100	223000
Разом						1237676
Невраховані						123768
Всього						1361443

Таблиця 3.18 - Розрахунок вартості обладнання та визначення амортизаційних відрахувань

Обладнання	Кіл-сть	Ціна за одиницю, тис. грн.	Загальна вартість, тис. грн.	Витрати на монтаж (15%), тис. грн.	Разом початкова вартість, тис. грн.	Річна норма амортизаційних відрахувань, %	Річна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.	Місячна сума амортизаційних відрахувань, тис. грн.
КСП-32	1	3850	3850	577,5	4427,50	24	1062,60	88,55
1Л80У - 02	2	600,9	1201,8	180,27	1382,07	24	331,70	27,64
ВМП	2	80,5	161	24,15	185,15	24	44,44	3,70
2АМ-8Д	2	62	124	18,6	142,60	24	34,22	2,85
Всього					6137,32			122,75

Таблиця 3.19 - Калькуляція собівартості 1 м по підготовчій дільниці

Елементи витрат	Сума витрат за місяць, грн	Об'єм робіт на місяць, м	Собівартість 1 м, грн.	Питома вага елемента, %
Оплата труда	132952	175	759,73	10,0
Відрахування на соціальне страхування	65811	175	376,06	4,9
Допоміжні матеріали	1010647	175	5775,13	75,9
Амортизація	122750	175	701,43	9,2
Всього			7612,34	100,0

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження відкотного квершлягу гор. 865 м.

У проекті розглянуто 2 способи проведення квершлягу. При першому способі кріплення квершлягу – КМП-3 і проходка буропідливним способом.

При другому способі проведення запропоновано використати рамно-анкерне кріплення і спорудження здійснюється за допомогою комбайну П 110-01м.

Порівняльні техніко-економічні показники будівництва квершлягу наведені в таблиці 4.1

Таблиця 4.1 – Порівняльні техніко-економічні показники.

Показник	Од. виміру	Варіант №1	Варіант №2
Площа перерізу виробки в світлі	м ²	15,3	15,3
Тривалість циклу	год.	10	6
Трудомісткість	люд.-зм/год.	7,15	4,26
Швидкість спорудження	м/міс	71,5	235
Кошторисна вартість 1 п.м	тис. грн./м	3,7	4,6

Виходячи з порівняння варіантів спорудження квершлягу приймаємо другий варіант – при цьому варіанті швидкість спорудження буде вище в 3,3 рази, трудомісткість нижче в 1,7 рази, тільки вартість спорудження буде вище на 25%, але враховуючи що в вартість виробки входить вартість комбайну, який буде використовуватися далі при спорудженні інших виробок, ця вартість буде компенсована за рахунок більш швидкого закінчення реконструкції і більш швидкого вводу в експлуатацію нових запасів.

Таким чином, нами вирішено поставлене завдання, в ході виконання проекту закріплені знання, отримані за час вивчення спеціальних дисциплін, які будуть використані в майбутній професійній діяльності.

Список використаної літератури

1. Правила безпеки у вугільних і сланцевих шахтах – М: “Надра”. 1986г. – 60с.
2. Пигида Г.Я., Гудзило Е.А., Горбунов Н.И. Аеродинамічні розрахунки по копальневій аерології: Підручник для вузів – Київ, 1992г.
3. Веселов Д.А., Задорожний А.М., Поглибить стовбурів. Довідник – М: “Надра” 1989г.
4. Техніка і технологія проходки вертикальних стволів. – М: Надра” 1987г.
5. Керівництво по проектуванню вентиляції вугільних шахт – М: “Основа” 1994г.
6. Довідник інженера – шахтобудівника в 2х томах. ТОМУ 1,2 Під редакцією, В.В. Белого – М: “Надра” 1983г.
7. Машина і устаткування для вугільних шахт. – М: “Надра” 1994г.
8. Гузеев А.Г. і ін. Споруда горизонтальних і похилих гірських вироблень. – “Київ” ВШ, 1980г. – 173с.
9. Евдокимов Ф.И., Восполит В.Г., Никонов Г.Г. Організація, планування і управління в шахтному будівництві. – “Київ” ВШ, 1985г.
10. Насонов И.Д. і ін. Технологія будівництва підземних споруд, 2.1,2 і 3 – М: “Надра” – 1983г.
11. Довідник по шахтному транспорту. – М: “Надра” 1988г.
12. СНіП – 4-2-82. Розрахунок єдиних розцінок.
13. СНіП – 4-4-82. Вартість матеріалів.
14. Федюким В.А., Федюнец Б.И. Реконструкція гірських підприємств: Підручник для вузів. – М: “Надра” 1988г.
15. Килячков А.П. Технологія гірського будівництва. – М: “Надра” 1992г.
16. Норми технологічного проектування вугільних і сланцевих шахт. – М: “Надра” 1965г.
17. Таранов П.Я., Гудзь А.Т. Руйнування гірських порід вибухом. – М: “Надра” 1976г.
18. Кравцов А.И., Трофімов А.А., Шахтна геологія. – М: “Надра” 1977г.
19. Малевич Н.А. Гірничопрохідницькі машини і комплекси. – М: “Надра” 1980г.
20. Законодавство, укази про ОХОРОНУ ПРАЦІ. Збірка документів. Т1. до., 1986г.
21. Штейн И.Д., Кривошей И.А.. Проходка наклонных стволов в Криворожском бассейне // Шахтное строительство. -1963. С. 23 - 26.
22. Строительство наклонных стволов крупнейшей шахты в Кузбассе / СБ. Гордон, А.А. Максимчук и др. // Шахтное строительство. - 1974. - № 10. - С. 22 - 24.
23. Клайн И. Проходка стволов с проектом "Сельби" // Глюка-уф. - 1981.- №23.-С. 10- 15.

24. Фриц В. Проектирование конвейерного наклонного ствола на шахте "Проснер - Хейнкель" // Глюкауф. - 1985. - № 12. -СП* 16.
25. Руше И. Завершение проходки наклонного ствола "Проснер" // Глюкауф.- 1986. - № 9. - С. 24 - 28.
26. Цуй Цзэн-ци. Состояние строительства наклонных стволов в КНР // Техника строительства шахтных стволов. - Пекин, 1997. -№2. -С12- 16.
27. Справочник проектировщика угольных шахт. - Пекин, 1984- 400 с.
28. Григоренко Ю.Д., Войтов М.Д., Винокуров Г.Ф. Горнопроходческие работы и применяемая техника на шахтах Кузбасса / Труды Российско-Китайского симпозиума 24 - 27 апреля 2000г. // Строительство шахт и городских подземных сооружений. - Кемерово - Тайвань, 2000. - С. 104 -108
29. Маньковский Г.И. Специальные способы сооружения стволов шахт. - М.: Наука, 1965. - 316 с.
30. Покровский Н.М. Сооружение и конструкция горных выработок. Ч. III. М.: Госгортехиздат, 1963. - 316 с.
31. Разработать конструкцию унифицированного скипа переменной вместимости для проходки наклонных горных выработок. Отчет НИР КузНИИшахтострой / Рук. Косарев Н.Ф.- 1994.- 15 с.
32. Першин В.В., Косарев Н.Ф., Войтов М.Д, Гордеев СВ. Методика расчета подъема по наклонным стволам с применением унифицированного скипа переменной вместимости / Междунар. научн.-техн. сб. //Техника и технология разработки месторождений полезных ископаемых. Вып. 5. - Новокузнецк, 1999.- С. 113-118.
33. Гайко Г. І., Майхерчик Т. Досвід кріплення гірничих виробок на шахтах Польщі // Вугілля України.- 2002.- № 1.
34. Зборщик М. П. Аркова форма дільничих підготовчих виробок малоефективна при відробітку пологих вугільних пластів на великих глибинах / Сучасні проблеми шахтного і підземного будівництва. - Донецьк: Норд-прес. 2005.- Вип. 6
35. Литвинський Г. Г., Гайко Г. І. Податливий вузол "Захват" для з'єднання профілів сталеві рамної кріпи // Матеріалі Міжнародної конференції "Форум 2005". Дніпропетровськ: НГУ.- 2005.- Т. 3.
36. Літвинський Г. Г., Гайко Г. І. Об закономірностях взаємодії кріпи і масиву в підготовчій виробки поблизу лави Геотехнічна механіка.— Днепропетровск:
37. Широков А. П., Горбунов В. Ф. Повышение стійкості гірничих порід.— Новосибирськ: Наука, 1983.
38. КД 12.01.001—2000. Технологія зміцнення гірських порід, вугілля і ґрунтів на основі використання синтетичних матеріалів. Методичні вказівки / Мінвуглепром України.— К., 2000.
39. Пат. 10567 А України, МКИ Е 21 Д 11/14. Спосіб розпору рамної податливої кріпи.

40. Стельмах В. М., Бабіюк Г. В., Леонов А. А. Повышение експлуатаційної надійності підготовчих вироблень на шахті "Перевальська" // Вугілля України.— 1996.— №2.

41. Симвуліді І. А. Розрахунок інженерних конструкцій на пружній підставі: Навчальн. допомога для будів, спец. вузів.— М.: Вища школа, 1987.

42. Лисичкин В. Г., Зислин Ю. А., Бе^лявский Г. П. Анализ некоторых тенденций применения металлических арочных крепей для подготовительных выработок угольных шахт // Шахтное строительство, — 1984.—№ 1.—С. 8—9.

43. Компанец В. Ф. Совершенствование сталей для крепей и защита их от коррозии.—Уголь Украины, 1995.—№ 9.—С. 16—18.

44. Штумпф Г. Г., Егоров П. В., Лебедев А. В. Крепление и поддержание горных выработок.—М.: Недра, 1993.—427 с.

45. Якоби О. Практика управления горным давлением.—М.: Недра, 1987.-566 с.

46. Фармер Я. Выработки угольных шахт.—М.: Недра, 1990.—269 с.

47. Ардашев К. А. и др. Опыт охраны и поддержания капитальных и подготовительных выработок на глубоких шахтах ЧССР. Обзор. — М.: ЦНИЭИуголь, 1981. - 33с.

48. Перек Я. Новые виды штрековых крепей для особо сложных горно-геологических условий // ^Час1ото8С1 Согтсхе.—1979,— №6. — 8. 137-142.

49. Найдов М. И., Петров А. И., Широков А. П. Поддержание сопряжений горных выработок.—М.:Прометей, 1990. — 240с.

50. Селезень А. Л. Состояние подготовительных выработок и пути повышения их устойчивости // Уголь Украины.—1987.— № 5.—С. 25—27.

51. Казакевич Э. В., Лисковский Н. Г. Эффективная антикоррозионная защита металлов - актуальная задача шахтостроителей // Шахтное строительство.— 1989.— № 2.—С. 5—6.

52. Тупиков Б. Т., Селезень Н. Л., Зигель Ф. С. Арочная крепь для механизированного крепления выработок при комбайновом проведении // Уголь Украины.-1992.-М9 12.-С. 33-36.

53. Косков И. Г. Новые материалы и конструкции крепи горных выработок.—М.: Недра, 1987.—196 с.

54. Литвинский Г. Г., Гайко Г. И. Прогноз устойчивости стальной арочной крепи.—Уголь Украины.—1993.—№ 6.—С. 33—36.

55. Заславский И. Ю., Компанец В. Ф., Файвищенко А. Г., Клещенко В. М. Повышение устойчивости подготовительных выработок угольных шахт.—М.: Недра, 1991.-235 с.

56. Заславский Ю. З. Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна.—М.: Недра, 1966.-160 с.