

**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 комплексу підготовчих виробок
пл. h3 на гор. 612 м в заданих гірничо-геологічних та
гірничотехнічних умовах**

Виконав: студент групи Гір-18дс Занофрієв С.С.

.....
(підпис)

Керівник: Сорока Д.А.

.....
(підпис)

Завідувач кафедри: Антощенко М.І.

.....
(підпис)

Рецензент:

.....
(підпис)

Сєверодонецьк 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**

Занофрієву Сергію Сергійовичу

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження комплексу підготовчих виробок пл. h₃ на гор. 612 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах
Керівник роботи: Сорока Дмитро Анатолійович, ст. викл.
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

Занофрієв С.С.

Керівник проекту

Сорока Д.А.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 63 сторінки, містить 20 таблиць, 6 рисунків. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є комплекс підготовчих виробок на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження комплексу підготовчих виробок пл. h_3 на гор. 612 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 70 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	15
2.1.3 Основні гірничі виробки	16
2.1.4 Підйом і транспорт	17
2.1.5 Водовідлив	17
2.1.6 Вентиляція, освітлення	20
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	21
2.3 Охорона праці	27
3 Основна частина	29
3.1 Спорудження відкотного штреку та похилу	29
3.1.1 Розрахунок поперечного перерізу виробки	29
3.1.2 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення	32
3.1.3 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького устаткування і визначення його оптимальних параметрів	36
3.1.4 Розрахунок паспорта БПР	37
3.1.5 Провітрювання виробки	39
3.1.6 Кріплення виробки	43
3.1.7 Транспортування гірської маси	43
3.1.8 Допоміжні роботи	44
3.1.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки	44
3.1.10 Організація гірничопрохідницьких робіт	46
3.1.11 Визначення вартості проведення 1 п.м. виробки	50
Висновки	59
Список використаної літератури	60

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 63, таблиц 20, рисунков 6, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения комплекса подготовительных горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

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

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 63 таблиць 20, рисунків 6, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження комплексу 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 63, tables 20, pictures 6, 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-видобувних підприємств, себто, об'ємів проведення підземних гірничих виробок і спорудження об'єктів шахтної поверхні.

В цьому дипломному проекті детально освітлені питання проведення комплексу підготовчих гірничих виробок на вугільній шахті з використанням прогресивної технології швидкісного спорудження гірничих виробок, нового обладнання і технологій.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Поле шахти в адміністративному відношенні знаходиться у одному з районів Донецької області України.

В геологічному відношенні діляниця приурочена до східної частини північного крила Чистяківської синкліналі. На заході площа межує із I західним скидом, на півночі – виходом вугільного пласта h_6^1 , на півдні – свердловинами №1920, С-11, 1779, на сході – свердловинами №1920, С-10.

Розміри шахтного поля за простяганням 4,6 км, за падінням 4,9 км. Загальна площа складає 22,54 км².

На території діляниці розташований районний центр та цілий ряд селищ, які пов'язані між собою, а також з існуючими шахтами №8, 4, 24.

В 10 км на захід від діляниці пролягає залізнична колія «Іловайськ – Дебальцеве» із залізничною станцією Торез.

Шахта видобуває вугілля марки А, яке після збагачення на ЦЗФ використовується, як енергетичне паливо.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія і літологія

В геологічній будові поля шахти приймають участь продуктивні відкладення світ C_2^3 середнього відділу карбону і четвертинні відкладення, загальною потужністю 900-950 м.

Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі подана у таблиці 1.1

Таблиця 1.1-Літолого-стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс свити	Потужність, м	Літологічний склад				Робочі вугільні пласти	Маркіруючі горизонти
		пісковик	алевроліт аргіліт	вугілля	вапняк		
		м / %	м / %	м / %	м / %		
C_2^3	900-950	287/31	626/67,7	7,4/0,8	4,7/0,5	$h_8 h_7 h_6^1 h_6$ $h_3^1 h_3$ $h_2^{1B} h_2^{1H}$	H_6 $h_{10}^B Sh_{11}^1$ $h_6^1 Sh_7$ $h_4^B Sh_5$

1.1.2.2 Тектоніка

У тектонічному відношенні шахтне поле розташовано на північному крилі Чистяківської синкліналі, яка є складовою частиною Північної синкліналі Донбасу.

Залягання порід ускладнено наявністю диз'юнктивних порушень: Східне та І Західне скиди, які мають східне та півднево-східне простягання та круті кути падіння (50-88°).

Шахтне поле віднесено до І групи, що характеризується найбільш сприятливими умовами для промислового освоєння.

1.1.2.3 Вугленосність

Характеристика робочих пластів приведена у таблиці 1.2

Таблиця 1.2 - Характеристика робочих вугільних пластів

Індекс пласта	Потужність пласта		Відстань між пластами, м.	Будова	Витриманість
	загальна	корисна			
	<u>Від-до</u> середня	<u>Від-до</u> середня			
h_8	<u>0,95 – 1,46</u> 1,19	<u>0,95 – 1,43</u> 1,15	125	Просте	Відносно
h_7	<u>0,70 – 1,48</u> 1,25	<u>0,63 – 1,05</u> 0,86	80	Просте	Відносно
h_6^1	<u>0.70-1.10</u> 0.83	<u>0.60-0.90</u> 0.73	20	Складна	Відносно витриманий
h_6	<u>0.75</u> 0.75	<u>0.65</u> 0.65	215	Просте	Невитриманий
h_3^1	<u>0.60-0.95</u> 0.84	<u>0.60-0.95</u> 0.84	30	Просте	Відносно витриманий
h_3	<u>0.50-1.55</u> 1.00	<u>0.70-1.55</u> 1.15	20	Просте	Невитриманий
h_2^{1B}	<u>0.60-0.95</u> 0.71	<u>0.60-0.95</u> 0.70	17	Просте	Відносно витриманий
h_2^{1H}	<u>0.45-0.60</u> 0.53	<u>0.40-0.60</u> 0.52	---	Просте	Відносно

1.1.2.4 Якість вугілля

Шахта видобуває вугілля марки “А”, яке направляється на збагачення на ЦЗФ. Характеристика якості вугілля наводиться в таблиці 1.3

Таблиця 1.3 - Характеристика якості вугільного пласта h_3

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{dat}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчаність $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин $V^{dat}, \%$	Вища теплотворність $Q_s^{dat}, \text{ккал/кг}$	
h_8	11,8	3,7	1,3	3,4	8152	А
h_7	16,4	3,8	1,4	3,9	8232	А
h_6^1	12,3	3,8	1,2	3,6	8240	А
h_6	13,1	3,8	1,2	3,5	8245	А
h_3^1	18,0	3,8	1,2	3,5	8250	А
h_3	25	3,8	1,2	3,6	8250	А
h_2^{1B}	22,3	3,8	1,3	3,7	8290	А
h_2^{1H}	24,1	3,8	1,2	3,6	8295	А

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Водоносні горизонти містяться у четвертинних та кам'яновугільних відкладеннях.

У четвертинних відкладеннях вода міститься в загалі в піскових верствах. Водоносний горизонт практичного впливу на обводнення виробок шахти не здійснює.

1.1.2.6 Гірничо - геологічні умови

За виділенням газу шахта відноситься до II категорії. Вугільний пил вибухонебезпечний. Розробка вугільних пластів не супроводжується газовиділенням та суфлярами. Температура порід у нижньої границі шахти 22° С.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

Геологічним звітом о детальній розвідці були прийняті границі поля шахти: на заході по простяганню площа межує із I західним скидом на відстані від ствола 2300 м, на півдні – виходом вугільного пласта h_6^1 , на півночі – свердловинами №1920 по ізогіпси з відміткою -830, С-11,1779, на сході –

свердловинами №1920, С-10. По простяганню шахта межує - на сході із шахтою «Ремовська» на відстані від ствола 2300 м, та на заході із шахтою №8 на відстані від ствола 2300 м. Розміри шахтного поля по простяганню – 4,6 км., по падінню 4,9 км., загальна площа 22.54 км².

На шахті пробурено 60 свердловин, відстань між ними 200-250 м, між лініями 500 м.

Запаси вугілля, розраховані по категорії розвіданості «А+В» складають 51,7% від загальних запасів вугілля у тому числі категорії А – 19,7%, що задовольняє вимогам. З наданого випливає, що шахтне поле має достатній ступінь розвіданості запасів.

Виконуємо розрахунок балансових запасів способом середнього арифметичного так як $\delta = 5 - 8^\circ$ по формулі:

$$Q_{із} = \sum S_{накл} \cdot m_{ср.н} \cdot \gamma, \text{ т}, \quad (1.1)$$

де $S_{накл}$ – похила площа кожного пласта

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

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

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

m_n – нормальна потужність пласта,

γ – значення об'ємної маси, т/м³.

Таблиця 1.4 – Розрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	$S_{накл}, \text{ м}^2$	$m_{ср.н} \text{ м}$	$\gamma, \text{ т/м}^3$	Q, тис.т
Балансові запаси				
h_3	4312500	1,15	1,56	7736,625
Забалансові запаси				
h_3^1	184600	0,84	1,58	245,00

Промислові запаси шахти визначаємо за формулою:

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

$$Q_{np} = 7736,625 - (411,7 + 115,97 + 0 + 360,44) = 6848,515 \text{ тис.т.}$$

$$Q_{np} = 6,85 \text{ МЛН. ТОН.}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Пласт h_3 віднесено до безпечних по раптовим викидам вугілля і газу, а шахта до I категорії по газу.

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.

Річна потужність та строк роботи підприємства.

Шахта побудована в 1905 р. В період війни 1941-1945 років була повністю зруйнована і затоплена. Після відновлення в 1953 році шахта введена в експлуатацію з проектною потужністю 300 тис. тонн. У 1974-1982 рр. на шахті була проведена реконструкція за проектом інституту «Дондiproшахт» з проходженням вертикального ствола глибиною 612 м з виробничою потужністю 450 тис. тонн антрациту в рік.

У 1994 році, у зв'язку з відпрацюванням пласта h_7 , по шахті була переглянута виробнича потужність до 350 тис. тонн. Проектна потужність шахти в 2006 році складала 350 тис. тонн, а виробнича потужність 190 тис. тонн.

Проектую реконструкцію шахти на виробничу потужність 450 тис. т. вугілля на рік.

Для розкриття і відпрацювання шахтного поля на вільній ділянці пл. h_3^1 і h_3 на існуючій проммайданчику шахти №9 що діє, комбінату Торезантрацит закладається головний вертикальний ствол діаметром 6,5 м, завглибшки 612 м.

Пласт h_3 «Ремовський» розкритий двома вертикальними стволами – головний клітьовий ствол завглибшки 612 м, скипо-клітьовий ствол завглибшки 217 м, вентиляційною свердловиною діаметром 2,3 м (546,7 м).

Головний вертикальний клітьовий ствол завглибшки 612 м обладнаний двома і одноклітьовими підйомами.

З введенням в експлуатацію цього ствола існуючий клітьовий ствол обладнується двоклітьовим підйомом для видачі вугілля у вагонетках та транспортування людей.

У західній технічній межі шахти з поверхні на селищі Горіховий пробурена вентиляційна свердловина діаметром 2,3 м, завглибшки 570 м. свердловина обсаджена металевими трубами. Свердловина призначена для випуску витікаючого струменя повітря з гірничих виробок пласта h_3 . Служить як запасний вихід.

Відпрацювання буде виконуватись довгими стовпами по повстанню, на магістральні виробки, які проходять у підшві пласта h_3 на діючий горизонт.

Підготовка поля – погоризонтна.

Відпрацювання стовпів виконують по повстанню.

Підготовка виїмкової ділянки.

Стовп оконтурен з півдня 17 західним відкаточним штреком, з півночі - 18 західним відкаточним штреком.

Пошили і людський ходок 18 горизонту закріплені металоукріпленням типу КМП-А3, перетином 11,2 м², з кроком установки 0,8 м.

Ухил № 20 погашається вслід за посуванням лави, а людський ходок 18 горизонту зберігається для повторного використання.

Охорона людського ходка 18 горизонту здійснюється із західного боку бутовою смугою шириною 6 м, дворядною органкою.

У лаві напроти ніши передбачається викладення і залишення у виробленому просторі ряду кострів, які встановлюються через 1,5 м по падінню пласта. Для безпечного ведення робіт в ніши і проході через запасний вихід із завального боку і з боку цілика вугілля, що залишається, встановлюється органний ряд.

Очисні роботи. Виїмка вугілля передбачається комбайном 1К-101У з механізованим кріпленням 1К-88, доставка вугілля конвеєром СП-250. Комбайн працює за односторонньою схемою.

Спосіб управління покрівлю - повне обвалення.

Технологією відпрацювання виїмкової ділянки передбачена виїмка ніш. Ніша проходиться за допомогою БПР.

Відповідно до гірничо-геологічних умов, а також враховуючи рекомендації ДОНУГІ для механізації очисних робіт застосовуються комплекси обладнання з механізованими гідрофіцированими кріпленнями, вузькозахватними виймальними машинами, механізованими кріпленнями сполучень, пересувними плосковерхими приводними головками, винесеними на похил, що забезпечує переважну роботу зі збільшеним рівнем механізації робіт в очисних вибіях.

Виробнича потужність шахти визначається по формулі:

$$A = r \cdot n \cdot m_{cp} \cdot \gamma \cdot L \cdot l \cdot k_1 \cdot k_2 \text{ т/рік,} \quad (2.1)$$

де А – потужність шахти, т/рік:

г – кількість лав, шт.;

γ - густина вугілля, т/м³;

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

l – середня довжина лави: м;

k₁ – коефіцієнт одно часової розробки пластів згідно роботи шахти;

k₂ – коефіцієнт виймання вугілля;

Приведена кількість робочих пластів:

$$n = \frac{Z}{l_1} \quad (2.2)$$

де Z – сумарна довжина пластів, км;

l_1 – середня довжина шахтного поля, км;

$$A = 2 \cdot 1 \cdot 1,15 \cdot 1,56 \cdot 660 \cdot 200 \cdot 1 \cdot 0,95 = 450000 \text{ т/рік.}$$

Потужність шахти приймаю 450000 т/рік.

Розрахунковий строк служби шахти складає;

$$t_1 = \frac{Z_2}{A}, \text{ років,} \quad (2.3)$$

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

$$t_1 = \frac{6,85}{0,45} = 15,2 \text{ років.}$$

Повний строк служби визначаємо по формулі:

$$T_n = t_1 + t_0 + t_3, \text{ років,} \quad (2.4)$$

де t_0 - час основи, років,

t_3 - час затухання, років.

$$T_n = 15,2 + 2 + 2 = 19,2 \text{ років.}$$

Визначимо навантаження на добу на очисний вибій по формулі:

$$E = l_0 \cdot r \cdot n \cdot m \cdot \gamma \cdot c, \text{ т/добу,} \quad (2.5)$$

де l_0 – довжина лави, м;

r – захват виконавчого органу, м;

n – кількість смуг що знімають, шт;

m – потужність пласта, м;

γ - густина вугілля, т/м³;

c – коефіцієнт виймання вугілля;

$$E = 200 \cdot 0,63 \cdot 4 \cdot 0,15 \cdot 1,56 \cdot 0,95 = 750 \text{ т/добу.}$$

2.1.2 Головні стволи шахти та підйом

Пласт h_3 «Ремовський» розкритий двома вертикальними стволами – клітьовий ствол завглибшки 612 м, головний скипо- клітьовий ствол завглибшки 217 м, вентиляційною свердловиною діаметром 2,3 м (546,7 м).

Підготовка поля – поверхова, погоризонтна.

Вертикальний клітьовий ствол завглибшки 612 м обладнаний двома одноклітьовими підйомами.

Двухклітьовий підйом призначається для видачі вугілля і спуску – підйому людей. Діаметр ствола в світлі 6,5 м, перетин в світлу 33,2 м². Кріплення ствола бетонне, армування – розстріли з двотаврових балок, провідники – коробчаті з роликівими направляючими. У стволі розташований протипожежний-зрошувальний трубопровід, телефонні кабелі і трос. Він обладнаний триповерховими клітьями на вагонетку УВГ-1,4 в поверсі. Власна вага кліті – 9 т, корисна площа підлоги поверху – 2,3 м². Кількість людей, що одночасно поміщаються в кліті, – 33 чол.

На поверхні розташована однобарабанна машина типу ЦР-6*3,2/0,5 з редуктором типу ЦО-22, передавальне число редуктора 10,5, і два асинхронні двигуни типа АКН 16-41-16 потужністю по 800 кВт, 365 об/хв., 6000 В.

Одноклітьовий підйом з противагою призначається для спуску-підйому людей і здійснення всіх допоміжних операцій, включаючи і видачу породи. Обладнаний триповерховою клітью на вагонетку ВГ-1,4.

Машина типа ЦР-6*3,2/0,5 з редуктором типа ЦО-22, передавальне число редуктора 10,5, і два асинхронні двигуни типа АКН 15-51-16 потужністю по 630кВт, 370 об/хв., 6000 В.

Управління ручне з машинного залу.

У західній технічній межі шахти з поверхні на селищі Горіховий пробурена вентиляційна свердловина діаметром 2,3 м, завглибшки 570 м. свердловина обсаджена металевими трубами. На проммайданчику вентиляційної свердловини встановлена установка вентилятора ВЦ-31,5. Свердловина призначена для випуску витікаючого струменя повітря з гірничих виробок пласта h_3 . Служить як запасний вихід, обладнана підйомною установкою Ц-1,6*1,2.

Для розкриття і відпрацювання шахтного поля на вільній ділянці пл. h_3^1 і h_3 на існуючому проммайданчику шахти №9 що діє, комбінату Торезантрацит закладається вертикальний ствол діаметром 6,0 м, завглибшки 612 м.

Ствол проходитьиметься в міцних породах (наноси не перевищують двох метрів), притока води з водоносних порід при проходці ствола досягатиме 30-35 м³/год. На відпрацьованих шахтою №9 пластах H_8 і H_7 і шахтою № 4 пласті H_3 в межах охоронного цілику, існує під проммайданчиком шахти № 9 старі погашені виробки.

У зв'язку з цим в місцях перетину стволів відпрацьованих пластів передбачено посилення кріплення ствола.

Для водопридушення в стволі передбачена попередня цементация водоносних порід.

Дані по стволам шахти та підйому надані в таблиці 2.1.

Таблиця 2.1 – Головні стволи шахти та підйом

№ п/п	Показники	Одиниця вимірювання	Найменування		
			Головний	Вентил.	
1.	Абсолютні відмітки:				
	А) гирла ствола	м	+246,3	+225,0	
	Б) головки рейок приствольного двору	м	-365,3	-220,0	
2.	Глибина ствола від поверхні:				
	А) до головки рейок 1-го горизонту	м	611,5	445,5	
	Б) кінцева	м	611,5	445,5	
3.	Глибина зумпфа	м	20,0	5,0	
4.	Глибина (повна) ствола (до кінцевого горизонту із зумпфом)	м	631,6	450,5	
5.	Діаметр ствола:	- в світлі	м	6,5	5,5
		- у проходці	м	7,1	6,3
6.	Площа поперечного перетину ствола:		м ²	33,2	23,7
		- у світлі	м ²	39,9	31,2
	- у проходці				
11.	Вид кріплення		Сульфато-стійкий Монолітний бетон і ж/б тюбінги	бетоніт	
12.	Товщина кріплення ствола	мм	300-600	400	
13.	Довжина гирла ствола	м	15,0	15,0	
14.	Кріплення гирла ствола		Монолітний бетон	Монолітний бетон	
15.	Товщина кріплення гирла ствола	мм	1000	1000	
16.	Армування ствола		металеве	канатне	

2.1.3 Основні гірничі виробки

Приствольний двір клітьового ствола розташований на глибині 612 м і прив'язаний до 16-го східного відкатувального штреку пласта h_3 . Приствольний двір пройдений вхрест простягання порід в міцних піщаних сланцях і має петлеву форму. Надходження вантажів одностороннє. Схема транспорту кругова. Пропускна спроможність приствольного двору за проектом «Дондіпрошахт» 1500

т вугілля і 300 т породи на добу. По вантажній стороні передбачається механізація маневрових робіт канатним штовхачем типу ТК-22.

У приствольному дворі споруджені наступні камери:

- камера очікування;
- камера медпункту;
- камера лебідки ходка в зумпф;
- камера пульта управління агрегатами по обміну вагонеток;
- камера водовідливу;
- камера центральної підземної електростанції

Всі камери закріплені монолітним бетоном. Пройдений водозбірник місткістю 1200м³. Кріплення ж/б стійками, перетин в світлі 6 м².

2.1.4 Підйом і транспорт

Транспортування вугілля, породи, устаткування, матеріалів і перевезення людей по основних горизонтальних виробках здійснюється за допомогою контактних електровозів типа ТО-КР-600, у вагонетках ВГ-1,4 на колію 600 мм. Середня ходова швидкість електровоза 12,2 км/год.

По похилих виробках транспортування вугілля проводиться стрічковими конвеєрами типу 2Л-100у, 1Л-80. Видача породи по похилих виробках – підйомними машинами і лебідками.

Транспортування вугілля по лавах проводиться скребковими конвеєрами СП-87 і СП-202, СП-250. Відповідно до типових технологічних схем режим роботи лав – три зміни по здобичі і одна – ремонтна-підготовча. Лави обслуговують змінні комплексні бригади.

Настил рейкового шляху проводиться з рейок Р-24. Доставка людей по похилим виробкам з основного 16 корінного штреку пласта h₃ на 17 і 18 горизонти здійснюється моноканатною дорогою кресельного типу МДК-3 і по дільничних виробках - стрічковими конвеєрами обладнаними для перевезення людей. Схема транспорту наведена на рис. 2.1.

2.1.5 Водовідлив

На шахті в експлуатації знаходяться 5 водовідливів.

а) водовідлив, розташований в приствольному дворі, скипо-клітьового ствола. Приймає воду з пласта h¹₆. Водозбірник місткістю 2000 м³. Насосна камера обладнана трьома насосами типа ЦНС 300*300. Геодезична висота-218 м. По двох свердловинах прокладено два трубопроводи завдовжки по 500 м, діаметром 200 мм. Вода відкачується в шахтний відстійник, хлорується і використовується в пожежних цілей. Притока води у водозбірник складає 25 м³/год. На проммайданчику є два резервуари місткістю 300, 500 м³.

б) водовідлив, знаходиться на 15-му горизонті ш. №24. Приймає воду з пласта h_6^1 , h_6 . Водозбірник місткістю 700 м^3 . Водовідлив обладнаний 3 насосами. Двома насосами ЦНС 300*420, які відкачують воду на поверхню по 1 свердловині діаметром 200 мм і трубопроводу по допоміжному стволу. Геодезична висота 224,0 м. Притока води у водозбірник складає $173 \text{ м}^3/\text{год}$.

в) на горизонті 612 м побудовані насосна камера і водозбірник місткістю 2000 м^3 . Водовідлив горизонту 612 м призначений для прийому води з 16, 17, 18 горизонтів пласта h_3 і горизонтів лежачих нижче 18 горизонту пласта h_3 . Насосна камера обладнана 5 насосами, двома насосами ЦНС 300*720 які відкачують воду на поверхню по двох свердловинах по яких прокладені труби діаметром 200 мм, завдовжки 800 м. Геодезична висота 630 м. 3 насосами ЦНС 300*480, які по трубі діаметром 200 мм довжиною 270 м відкачують воду у водозбірник 217 горизонту. Геодезична висота 230 м. Притока води складає $40 \text{ м}^3/\text{год}$.

Водовідлив, що знаходиться на 17 горизонті пласта h_3 приймає воду 16, 17, 18 горизонтів. Водозбірник місткістю 1200 м^3 . На горизонті встановлено 3 насоси ЦНС 300*240.

Геодезична висота 126 м. Водяний став діаметром 200 мм прокладений по допоміжному ухилу 17 горизонту, 16 західному відкотувальному штреку у водозбірник 612 горизонту, довжина 2000 м. Нормальна притока складає $98 \text{ м}^3/\text{год}$.

Водовідлив, що знаходиться на 18 горизонті приймає воду з виробок 18 горизонту. Водозбірник місткістю 1200 м^3 . У водозбірнику встановлено 2 насоси ЦНС 300*240. Геодезична висота-107 м. Водяний став діаметром 0,8 м і завдовжки 1800 м прокладений по допоміжному ухилу у водозбірник 17 горизонту.

На поверхні вода спрямовує в загальний водостік, звідки вона спрямовується у фільтрувальню, обладнану високопродуктивними фільтрами конструкції проф. Фінкельштейна (ДонДТУ). Очищена вода може бути використана для технічних потреб, в душових, для поливу сільськогосподарських рослин в околиці шахтної поверхні. Як показують розрахунки, можна забезпечити цілорічний полив теплою водою і обігрів площі до 200-200 га родючого ґрунту, що дозволяє одержувати додаткову продукцію овочів і фруктів в умовах, наближених до субтропіків.

Нормальний приплив води складає $80 \text{ м}^3/\text{год}$.

Характеристика насосів шахти приведена у таблиці 2.2.

Таблиця 2.2 Характеристика насосів шахти

Характеристика насосів				Характеристика ел. двигунів			
№	Тип	Продуктивність	Напір	Потужність	$V_{об}$	Напруга	Тип
Насосна 217 гор.							
1	ЦНС	300	300	630	1500	6000	ВАО
2	ЦНС	300	300	400	1500	6000	ВАО
3	ЦНС	300	300	500	1500	6000	ВАО

Характеристика насосів				Характеристика ел. двигунів			
№	Тип	Продуктивність	Напір	Потужність	V _{об}	Напруга	Тип
Насосна 8 гор. пл. h ₃							
1	ЦНС	300	420	500	1500	6000	ВАО
2	ЦНС	300	420	500	1500	6000	ВАО
Насосна 612 гор. пл. h ₃ головний водовідлив							
1	ЦНС	300	720	1000	1480	6000	ВАО
2	ЦНС	300	720	1000	1480	6000	2А3М
3	ЦНС	300	480	630	1480	6000	ВАО
4	ЦНС	300	800	1250	1560	6000	ВАО
5	ЦНС	300	800	630	1560	6000	ВАО
Насосна 17 гор. пл. h ₃							
1	ЦНС	300	240	250	1500	6000	ВАО
2	ЦНС	300	240	250	1500	6000	ВАО
3	ЦНС	300	240	250	1500	6000	ВАО
Насосна 18 гор. пл. h ₃							
1	ЦНС	180	212	160	1500	6000	ВАО

2.1.6 Вентиляція, освітлення

2.1.6.1 Провітрювання шахти

Шахта віднесена до II категорії по газу.

Схема провітрювання пласта h₃ – флангова, спосіб провітрювання всмоктуючий. Провітрювання гірничих виробок здійснюється за допомогою установки вентилятора ВЦ-31,5 з числом оборотів робочого колеса 600 об/хв з електродвигунами по 300к Вт, фактична продуктивність вентилятора-52 м³/сек. Установка вентилятора встановлена на свердловині вентилятора діаметром 2,3 м.

Провітрювання шахтного поля по пласту h₂ забезпечується установкою вентилятора ВСЛ-21, встановленою на похилому вентиляційному стволі шахти №-4.

Всі гірничі виробки, очисні вибої забезпечуються потрібною кількістю повітря.

2.1.6.2 Освітлення.

Електроосвітлення в шахті.

Раціональне освітлення гірничих виробок має важливе значення для створення нормальних умов праці. Вірно вибране освітлення сприяє зменшенню травматизму та підвищує продуктивність праці. Освітлення в гірничих виробках на шахті відповідає установленим нормам, згідно «Правилам безпеки на вугільних і сланцевих шахтах».

Для освітлення гірничих виробок використовують сітьові електричні та індивідуальні світильники. Усі електровози мають освітлюючі фари.

Дані по освітленню гірничих виробок надані в таблиці 2.3.

Таблиця 2.3 – Мінімальне освітлення виробок

Об'єкт	Площина в котрій нормується освітлення	Тип освітлення, л
1 Вибій гориз. гірничих виробок	Горизонтальна на почві	15
2 Відкочувальні гірн. вир.		10
3 Розминовки	Вертикальна в вибії	5
4 Лебідки	Горизонтальна на підшві	2
5 Склад ВМ	-//-	20
6 Приствольний двір	На робочій поверхні Горизонтальна на підшві Горизонтальна на 0,8 м	30 15

Джерело струму: трансформатори ТСШ і пускові агрегати АП – 4. Освітлювачі типа РАЛ – 15, РН – 60. Індивідуальне освітлення від головних світильників СГГ – 3, ЩГСГ, які забезпечують нормальну роботу на протязі 10 годин. Заряджання світильників від заряд жальних станцій з напруженням 4.4 – 5.2 В.

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Технологічний комплекс поверхні шахти представлений: надшахтними спорудами скіпового ствола, клітьового ствола, вантажними бункерами, вугільним складом, котельнями, допоміжними цехами, ремонтно-механічними майстернями, електропідстанцією, адміністративно-побутовим комбінатом.

Щільність забудови поверхневого комплексу шахти визначаємо по формулі:

$$P_3 = \frac{S_{з.п.к.}}{S_{заг}} \cdot 100\%; \quad (2.6)$$

де $S_{з.п.к.}$ – площа забудови поверхневого комплексу;

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

Загальна площа займана будівлями і спорудами складає 7250 м², площа проммайданчику – 100000 м².

$$P_3 = \frac{7250}{100000} \cdot 100 = 7,25\% < 26\%$$

З результату бачимо, що коефіцієнт ступеня використання промплощини низький.

Функціональне призначення об'єктів шахти:

- головні стволи призначені для видачі з шахти вугілля і породи на поверхню.

- надшахтні будівлі допоміжних стволів шахти виконують функції спуска-підйома людей, матеріалів, устаткування і подачі свіжого струменя повітря. В будівлі розміщуються залізничні колії вузької колії, для доставки матеріалів, занурених у вагонетки, в ствол. Узкоколейний шлях має з надшахтної будівлі вихід на проммайданчик шахти. Зважаючи на малу пропускну спроможність, допоміжні стволи є вузьким місцем спуску-підйому людей і матеріалів.

- вантажний – складський комплекс призначений для короткочасного зберігання грудчастого або сипкого матеріалу і пристосування для розвантаження його в транспортуючі засоби.

- резервуари води призначені для зберігання запасу води на протипожежні потреби, для лазні і на поточні господарські потреби, який витрачають у разі припинення надходження води з джерела.

- відстійники шахтних вод призначені для очищення шахтних вод і направляється у загальний водостік, звідки вода спрямовується у фільтрувальну, обладнану високопродуктивними фільтрами конструкції проф. Фінкельштейна (ДонДТУ). Обчищена вода може бути використана для технічних потреб, в душових, для поливу сільськогосподарських рослин в околиці шахтної поверхні. Як показують розрахунки, можна забезпечити цілорічний полив теплою водою і обігрівши площу до 200-200 га родючого ґрунту, що дозволяє одержувати додаткову продукцію овочів і фруктів в умовах, наближених до субтропіків.

- вугільні склади призначені для зберігання вугілля видаваного з шахти;

- лісовий склад призначений для зберігання дерева необхідного для кріплення гірських вироблень;

- котельні служать для обігріву опалювальних будівель;

- відвали породи - призначені для складування і зберігання видаваної з шахти породи;

- вузол зв'язку служить для забезпечення підприємства телефонним зв'язком;

- електропідстанція – для забезпечення підприємства електроенергією;

- ремонтний – шахтні майстерні призначені для виробництва поточних ремонтів забійного устаткування і гідрокомплексів;

- збагачувальна установка служить для збагачення видаваного вугілля з шахти;

- склад устаткування призначений для зберігання виробничого устаткування і матеріалів;

- блок допоміжних служб складається з: будцех – призначений для виготовлення дерев'яних виробів і інвентаря; склад кріпильних матеріалів – для

розвантаження устаткування і кріпильних матеріалів спускаються в шахту; складський комплекс – зберігання матеріалів, спецодягу і дрібного устаткування;

- до складу АБК входять наступні групи приміщень: адміністративно – конторські – контора, нарядні, зал зборів, приміщення суспільних організацій; санітарно – побутові – вбиральні для домашнього і робочого одягу, сушарки, камери знепилювання, пральні, душові, перукарня; виробничі – лампова, респіраторна, контрольний – вимірювальної апаратури, діспетчерська; санітарно – медичні – медичний пункт, інгаляторії, приміщення для особистої гігієни жінок.

Основні виробничі будівлі і споруди вирішені в збірному залізобетоні, а також в металі із застосуванням ефективних профілів прокату, легких металевих конструкцій комплектної поставки.

Основним технологічним транспортом для доставки матеріалів, устаткування і людей на промплощадках прийнятий автотранспорт. Внутрішньомайданчиковий транспорт представлений системою конвейєрних передач, що забезпечують передачу вугілля на збагачувальну установку і у вантажні бункери і вантажним автотранспортом, що забезпечує доставку матеріалів і устаткування в шахту.

Вугілля і порода транспортують за допомогою конвеєрів по естакадах. Основні транспортні потоки вугілля і породи:

- 1) вугілля з головного ствола транспортується для вантаження в залізничні вагони; порода – на порідний відвал;

Вугілля з шахти подається у вантажний бункер і через люк (1x1 м²) вивантажується з висоти 6 м в залізничні вагони для відправки споживачу. Кількість відвантаженого вугілля - 600 тис. т. У разі збоїв в подачі залізничних вагонів під вантаження і заповнення вугільних бункерів відбувається транспортування вугілля на відкритий склад. Площа аварійного складу вугілля - (30x50) м, висота - 2 м. Вивантаження вугілля на аварійний склад здійснюється з висоти 4 м. Для переміщення вугілля з аварійного складу у вагони працює стрічковий конвеєр. Вантаження вугілля із стрічкового конвеєра в залізничні вагони (50 тис. т в рік) і транспортуванню вугілля здійснюється конвеєром (довжина 10 м, ширина 0,8 м). Некондиційне вугілля поступає на зберігання також на відкритий склад.

ПРИСТРІЙ ДЛЯ НАВАНТАЖЕННЯ СИПУЧОГО МАТЕРІАЛУ У ТРАНСПОРТНІ ЗАСОБИ (ВАГОНИ), “LoGMaC”

Винахід відноситься до навантажувальних робіт на транспорті й може бути використаним для навантаження сипучих матеріалів у транспортний засіб, що рухається (наприклад, у залізничні піввагони, вагони-самоскиди, платформи й т.д.). Зокрема, в область застосування винаходу входить навантаження вугілля, руди й інших копалин чи матеріалів у залізничні піввагони, вагонетки й автотранспорт на шахтах, рудниках і відкритих гірських роботах і т.д.

Відомий пристрій для навантаження сипучого матеріалу у піввагони, що рухаються, включає в себе прийомний бункер з перекидним шибєром і його

приводом, з'єднаним із блоком керування шиббером, закріплені на прийомному бункері два лотки, вихідний кінець кожного з яких постачений жолобом, при цьому другій по ходу руху покладу жолоб також постачений приводом, пов'язаним із блоком керування (Патент США № 31399997, кл.. 214-42, 1964)

Недоліком відомого пристрою є складність і громіздкість конструкції, необхідність зупинки покладу на кожному піввагоні для відсипання обсягу первісного конуса. Після відсипання конуса виникає необхідність швидкого розгону покладу до швидкості, що відповідає продуктивності конвеєра, що подає, а це збільшує динамічні навантаження на тягове устаткування. Це приводить до підвищеної витрати електроенергії, зношування піввагонів, а матеріал розподіляється нерівномірно по довжині й ширині піввагона.

Відомий пристрій для навантаження сипучого матеріалу у піввагони, що рухаються, включає в себе прийомний бункер з перекидним шиббером і його приводом, з'єднаним із блоком керування шиббером і два жолоби, при цьому перший жолоб виконаний рухливим і в пристрій уведений блок керування приводом першого жолоба (А.С. СРСР № 914447, В 65 G 67/22, 25.03.82).

Недоліками відомого пристрою є складність і громіздкість конструкції, невисока надійність системи керування через її складну ієрархію й необхідність ретельного налагодження, висока завантажувальна висота, що звужує область застосування пристрою, нерівномірність засипання вантажу по довжині й ширині транспортного засобу.

Найбільш близьким по технічній суті й досягаємому ефекту є пристрій для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби, що рухаються, що включає в себе бункер з затвором і його приводом, і два патрубкі, кожний з яких постачений поворотним у вертикальній площині жолобом з роликками для взаємодії із профільними напрямними поворотних у вертикальній площині плит (А.С. СРСР № 1409557, В 65 G 67/22, 15.03.88).

Недоліками устрою-аналога є складність і громіздкість конструкції, велика висота навантаження, нерівномірність розподілу сипучого по довжині й ширині транспортного засобу, відсутність ущільнення сипучого при його навантаженні, що веде до значного видування його зустрічним повітряним потоком при транспортуванні.

В основу винаходу покладене завдання удосконалити пристрій для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби, що рухаються, у якому, завдяки додатковому введенню шнека, ущільнюючого катка і регулятора рівня сипучого забезпечується підвищення продуктивності й ефективності навантаження.

Це технічне завдання досягається тим, що в пристрої для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби, що рухаються, "LoGMaC" (Loader Granular Material in Cars) який містить прийомний бункер із секторним затвором і його приводом, відповідно до винаходу пристрій постачено шнеком, розташованим над секторним затвором поперечно до напрямку руху транспортного засобу. Доцільно за секторним затвором по ходу руху транспортного засобу розмістити ущільнюючий коток, що розташований на рівні

верхнього краю піввагона й притиснутий до сипучого за допомогою гідродомкратів. Крім того, доцільно за секторним затвором встановити регулятор рівня сипучого.

Таким чином, вирішено технічне завдання створити такий пристрій для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби, у якому завдяки новому виконанню конструкції забезпечується підвищення якості навантаження, ефективності й продуктивності роботи.

На фіг.1 показаний загальний вид пристрою, вид збоку, а на фіг. 2 - вертикальний розріз по осі шнека на фіг.1.

Пристрій для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби "LoGMaC" складається з прийомного бункера 1, у який надходить сипучий матеріал, унизу бункера 1 горизонтально розміщено шнек 2 для транспорту сипучого до піввагона 3. Нижче прийомного бункера 1 під шнеком 2 розташований секторний затвор 4 із приводом, з'єднаним із блоком керування. Унизу прийомного бункера 1 по ходу руху покладу розташований висувний регулятор 5 у вигляді плоскої плити. Далі над піввагоном 3 встановлений ущільнюючий коток 6, що притиснутий до сипучого гідродомкратами 7.

Завдяки установці шнека 2 унизу прийомного бункера 1 забезпечується можливість вільного просторового компонування навантажувального вузла й віднесення бункера 1 від піввагона 3, крім того, досягається значне зменшення висоти навантаження й задана якість розрівнювання сипучого в піввагоні 3. Ущільнюючий коток 6 забезпечує за допомогою гідродомкратів щільне притиснення сипучого й усунення можливих його втрат у дорозі, викликаних видуванням зустрічним повітряним потоком. Висувний регулятор 5 формує необхідну висоту засипання матеріалу перед ущільнюючим котком 6. Таким чином, пристрій для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби, що рухаються, "LoGMaC" підвищує продуктивність і ефективність навантаження, якість укладання й ущільнення сипучого в піввагони, зберігає екологію навколишнього середовища, може бути повністю автоматизовано.

Пристрій для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби, що рухаються, "LoGMaC" працює таким чином.

Сипучий матеріал накопичується в прийомному бункері 1, розташованому завдяки шнеку 2 в найбільш зручному місці промислової площадки. За допомогою шнека 2 сипучий матеріал транспортується до піввагона 3, де під шнеком 2 розміщується секторний затвор 4 на ширину піввагона. При русі піввагона 3 секторний затвор відкритий і сипучий матеріал вивантажується доти, доки шнек 2 не починає збиватись сипучим, що свідчить про заповнення піввагона на даній ділянці. Датчик контролю рівня сипучого спрацьовує й піввагон просувається, звільняючи місце для навантаження. У міру навантаження піввагон 3 переміщують і висувний регулятор 5 формує необхідну висоту засипання матеріалу перед ущільнюючим котком 6. Коток 6 притиснуто до сипучого матеріалу гідродомкратами 7, що забезпечує щільну тверду поверхню сипучого, здатну протистояти в дорозі видуванню зустрічним повітряним потоком.

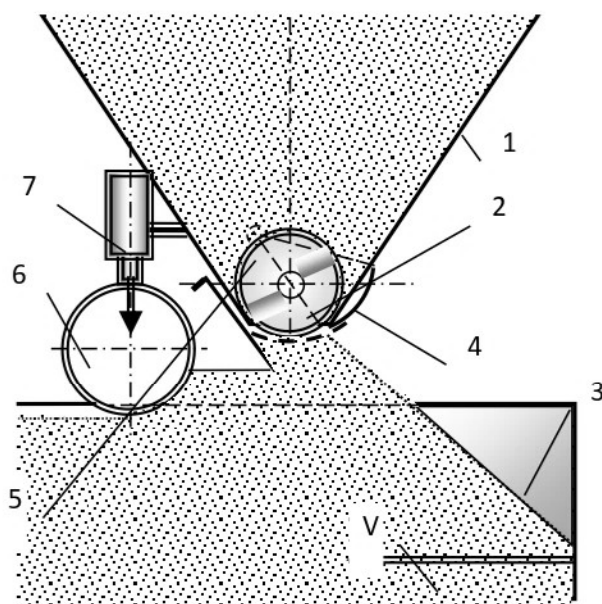
Коли в процесі пересування досягається кінець піввагона 3, спрацьовує датчик контролю кінця вагона й дає команду закрити секторний затвор 4 і зупинити шнек 2. Поки відбувається зміна піввагонів 3 під шнеком 2, сипуче накопичується в прийомному бункері 1. Як тільки наступний піввагон 3 попадає під шнек 2 для навантаження, датчик контролю навантаження спрацьовує й відбувається відкриття секторного затвора 4 і включення обертання шнека 2. Процес повторюється, рух покладу піввагонів при навантаженні не зупиняється.

Запропонований пристрій “LoGMaC” завдяки своєму новому конструктивному виконанню має наступні переваги:

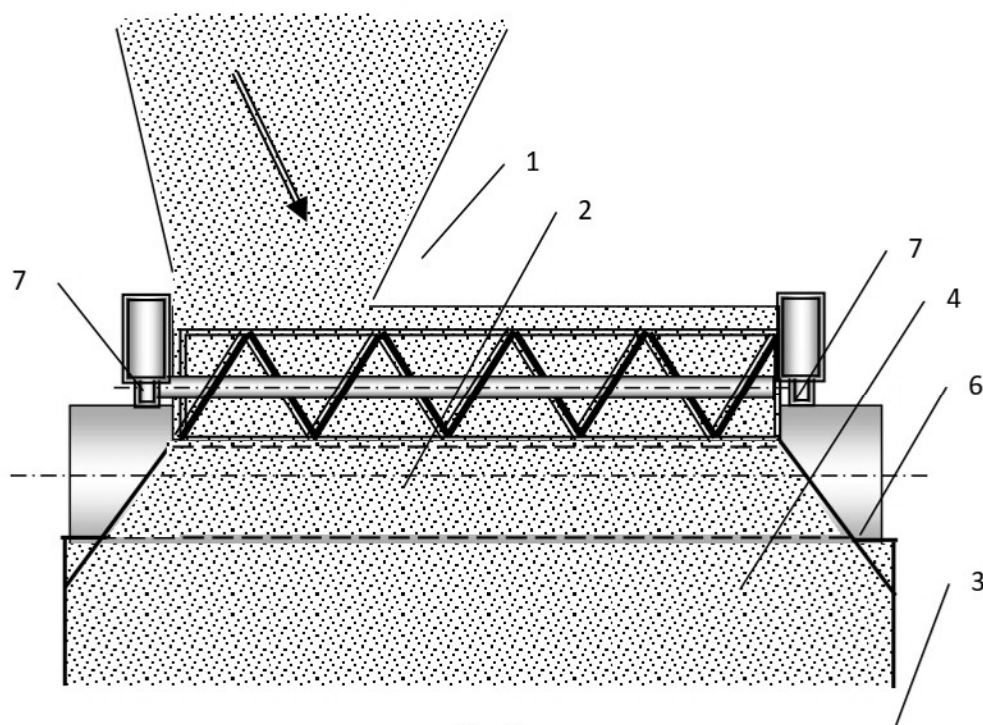
- має гнучку конструктивну й компоновочну структуру, що дозволяє варіювати в широкому діапазоні розміщення на промисловому майдані навантажувального пункту щодо транспортного засобу;
- забезпечує малу висоту навантаження, що знижує будівельні обсяги й вартість навантажувального пункту;
- забезпечує рівномірний розподіл сипучого матеріалу по довжині й ширині транспортного засобу;
- створює регульований по щільності поверхневий шар сипучого матеріалу в піввагоні, чим усувається його втрати при транспорті й забруднення навколишнього середовища;
- працює при безперервному режимі руху покладу транспортних засобів;
- легко автоматизується, що підвищує продуктивність роботи, виключає зупинки й знижує витрати праці.

Таким чином, пристрій для навантаження сипучого матеріалу в транспортні засоби “LoGMaC” має широкий діапазон застосування, забезпечує високу продуктивність, автоматизацію работ, знижує до мінімуму трудомісткість, підвищує якість навантаження, виключає забруднення навколишнього простору, Тім самим забезпечує виконання поставленого технічного завдання - підвищення ефективності й продуктивності роботи.

ПРИСТРІЙ ДЛЯ НАВАНТАЖЕННЯ СИПУЧОГО МАТЕРІАЛУ У ТРАНСПОРТНІ ЗАСОБИ, ЩО РУХАЮТЬСЯ “LoGMaC”



Фіг. 1



Фіг. 2

2.3 Охорона праці

Промислова санітарія. Медичне обслуговування працівників.

Для надання першої медичної допомоги усі підземні працівники забезпечуються ЦПП, а особи шахтного надзору і бригадир двома ЦПП. В приствольних дворах передбачаються камери – медпункти .

Для перевозки хворого або травмованого на кожному горизонті передбачаються носі та санітарні вагонетки.

Для особистого захисту підземні працівники забезпечуються каскою, саморятувальником, спецодягом, рукавичками, а працюючі в запилених місцях протипилєвим респіратором.

Для передбачення простудних захворювань працівників в зимовий час передбачається підігрів подаваного в шахту повітря з допомогою калориферних установ, а також пристроїв камери очікування.

Заходи по боротьбі з профзахворюваннями.

Одним з основних показників шкідливості рудничного пилу є вміст у ньому SiO_2 . Присутність пилу викликає подразнення та закупорку дихальних шляхів, ведучі до хронічного захворювання легенів – пневмоконіоз.

Для зниження вмісту вугільного та породного пилу до санітарногігієнічних норм передбачається комплекс мір по боротьбі з рудниковим пилом. Крім того для запобігання органів дихання робітників і службових для роботи в найбільш запилених місцях видаються респіратори.

Водозабезпечення.

В будинках і спорудах на проммайданчику передбачені внутрішні сіті об'єднаних господарсько – питного та протипожежного водозабезпечення.

Технічна вода, після попередньої очистки, розтрачується в шахті на пилеподавлення та пожежегасіння. Подання води в шахту здійснюється по трубопроводу діаметром 150 мм.

На поверхні шахтна вода спрямовується у фільтрувальну, обладнану високопродуктивними фільтрами конструкції проф. Фінкельштейна (ДонДТУ). Очищена вода може бути використана для технічних потреб, в душових, для поливу сільськогосподарських рослин в околиці шахтної поверхні. Також на поверхні відсутні вивали породи, існуючі терікони ліквідуються шляхом засипоння породою поверхневих нерівностей, що забезпечує гранично чистий екологічний рівень дії на навколишнє середовище, усувають скидання забруднених шахтних вод, зменшує площу земельного відведення під поверхневий комплекс.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Спорудження комплексу підготовчих виробок пл. h_3 на гор. 612 м

3.1 Спорудження відкотного штреку та похилу

Виробки проводяться на глибині 612 м. Обладнання в період експлуатації – рейкова колія 600 мм та стрічковий конвеєр 1Л80У. Середньозважена міцність порід у вибої – 90 МПа. Потужність вугільного пласта 1,15 м. Кут залягання порід 6° .

3.1.1 Розрахунок поперечного перерізу виробки

Визначення величини проходу для людей і зазорів на висоті рухомого складу проводиться по формулах:

$$n^I = n + (h_{\text{л}} - h - h_p) \cdot \operatorname{tg}\alpha = 0,7 + (1,8 - 1,24 - 0,19) \cdot \operatorname{tg}15^\circ = 0,85 \text{ м}$$

$$m^I = m + (h_{\text{л}} - h - h_p) \cdot \operatorname{tg}\alpha = 0,25 + (1,8 - 1,55 - 0,19) \cdot \operatorname{tg}15^\circ = 0,27 \text{ м}$$

де $h_{\text{л}}$ – висота проходу для людей від рівня баласту, 1,8 м;

$\alpha = 10\text{-}20^\circ$ – кут переходу прямої частини стійки в криву;

m і n – зазор між рухомим складом і кріпленням і величина проходу для людей (ПБ).

Ширину виробки в світлі на висоті верхньої кромки рухомого складу визначають по формулі:

$$B = m^I + A_1 + p + A_2 + n^I = 0,27 + 1,32 + 0,4 + 1,05 + 0,85 = 3,89 \text{ м}$$

де A – ширина рухомого складу в найбільш виступаючій частині, м;

p – зазор між зустрічними рухомими складами, м.

Графічно визначається положення вертикальної осі виробки і рівень підшви. Вісь знаходиться посередині ширина, а підшва відстоїть від рівня головки рейок на висоту верхньої будови рейкового шляху.

$$h_g = h_o + h_p = 0,2 + 0,19 = 0,39 \text{ м},$$

де h_o – товщина баластного шару, $h_o=200$ мм при рейках Р-33, $h_o=190$ мм при рейках Р-24, $h_o=180$ мм при рейках Р-18;

h_p – відстань від баласту до рівня головки рейок, $h_p=190$ мм при рейках Р-33, $h_p=160$ мм при рейках Р-24, $h_p=140$ мм при рейках Р-18;

Для подальших побудов початковими величинами є висота прямолінійної частини стійки h_c , величина зсуву центру радіусу дуги стійки від осі виробки c_u , а

також центральний кут дуги стійкі β_0 , які можна прийняти по таблицях залежно від ширини арки.

Приймаємо $h_c = 1\text{ м}$, $c_y = 0,018\text{ м}$, $\beta_0 = 49^\circ$.

Далі графічно або шляхом розрахунку по наближених формулах визначаємо радіус дуги стійкі R :

$$R = \sqrt{(h_n + h_\sigma + \Delta h_n - h_c)^2 + (b_n + c_y)^2};$$

$$b_n = \frac{(B + \Delta b_c + c_y)^2 + (h + h_\sigma - h_c)^2 - (h_n + h_\sigma + \Delta h_n - h_c)^2 - c_y^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_y)};$$

$$b_n = \frac{(3,9 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,24 + 0,35 - 0,8)^2 - (1,8 + 0,19 + 0,1 - 0,9)^2 - 0,246^2}{2 \cdot (3,9 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)} = 1,95\text{ м};$$

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,19 + 0,1 - 0,9)^2 + (1,95 + 0,246)^2} = 2,5\text{ м}.$$

Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_y}{\cos \beta_0} + h_{\phi n} = 2,5 - \frac{0,246}{\cos 41^\circ 41'} + 0,023 = 2,15\text{ м}$$

де $h_{\phi n}$ – висота фланця (23 мм для СВП-17, 26 мм для СВП-22, 29 мм для СВП-27).

Висота від підосви виробки до центру радіусу дуги верхняка:

$$h_y = h_c + c_y \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 0,9 + 0,246 \cdot \operatorname{tg} 41^\circ 41' = 1,12\text{ м}.$$

Ширина в світлі на рівні підосви виробки:

$$B_l = 2 \cdot (R - c_y) = 2 \cdot (2,5 - 0,246) = 4,5\text{ м}.$$

Висота виробки в світлі від підосви:

$$H = h_y + r = 1,12 + 2,15 = 3,27\text{ м}.$$

Площа поперечного перетину виробки в світлі до осідання:

$$\begin{aligned} S'_{cs} &= 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_l \cdot (h_c - h_\sigma) - c_y^2 = \\ &= 0,785 \cdot (2,5^2 + 2,15^2) + 4,5 \cdot (0,9 - 0,19) - 0,246^2 = 11,66\text{ м}^2 \end{aligned}$$

Площа поперечного перетину виробки в світлі після осідання:

$$S_{c6} = 0,95 \cdot S'_{c6} = 0,95 \cdot 11,66 = 11,08 \text{ м}^2.$$

Периметр виробки в світлі:

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

$$P = 1,57 \cdot (2,5 + 2,15) + 2 \cdot (0,9 - 0,19) + 4,5 = 13,22 \text{ м}$$

Ширина виробки начорно на рівні висоти рухомого складу:

$$B' = B + 2 \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) = 3,92 + 2 \cdot (0,11 + 0,05 + 0,075) = 4,42 \text{ м};$$

де h_{cn} – висота профілю (93 мм для СВП-17, 110 мм для СВП-22, 123 мм для СВП-27);

h_{zm} – товщина затягування, h_{zt} = 30-50 мм;

Δb – горизонтальне зрушення порід в боках виробки, приймається за даними розрахунку або практики. У зоні впливу очисних робіт для даного кріплення Δb = 200 мм, в зоні сталого гірського тиску Δb = 75 мм.

Висота виробки начорно:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h = 3,27 + 0,123 + 0,1 = 3,49 \text{ м},$$

Площа поперечного перетину виробки начорно:

$$S_{сч} = S_{c6} + (P - B_1) \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}) = 11,08 + (13,22 - 4,5) \cdot (0,123 + 0,05 + \frac{0,075 + 0,1}{2}) = 13,35 \text{ м}^2$$

Площа поперечного перетину виробки в проходці:

$$S_{np} = 1,1 \cdot S_{сч} = 1,1 \cdot 13,35 = 14,7 \text{ м}^2.$$

По типових перетинах приймаємо:

$$S_{св} = 10,4 \text{ м}^2$$

$$S_{вч} = 12,5 \text{ м}^2$$

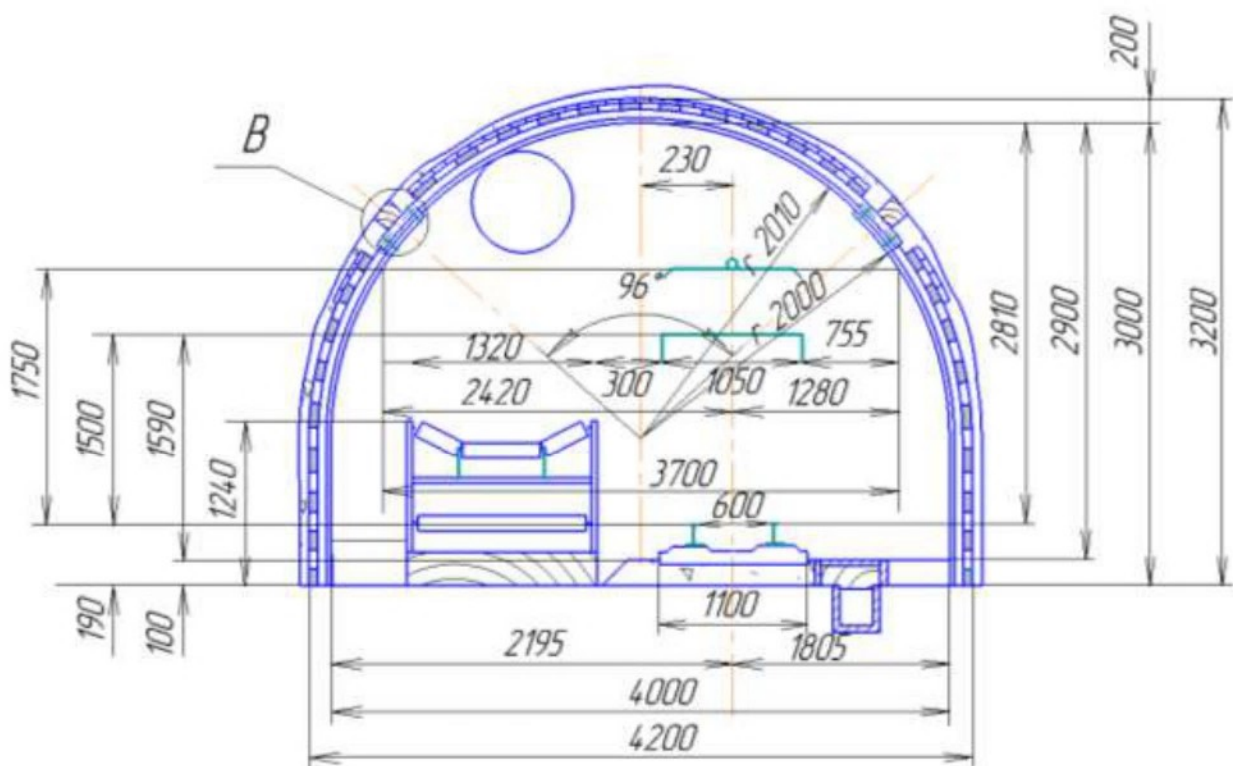


Рисунок 3.1 - Поперечний перетин виробки

3.1.2 Розрахунок гірського тиску, вибір типу і параметрів кріплення

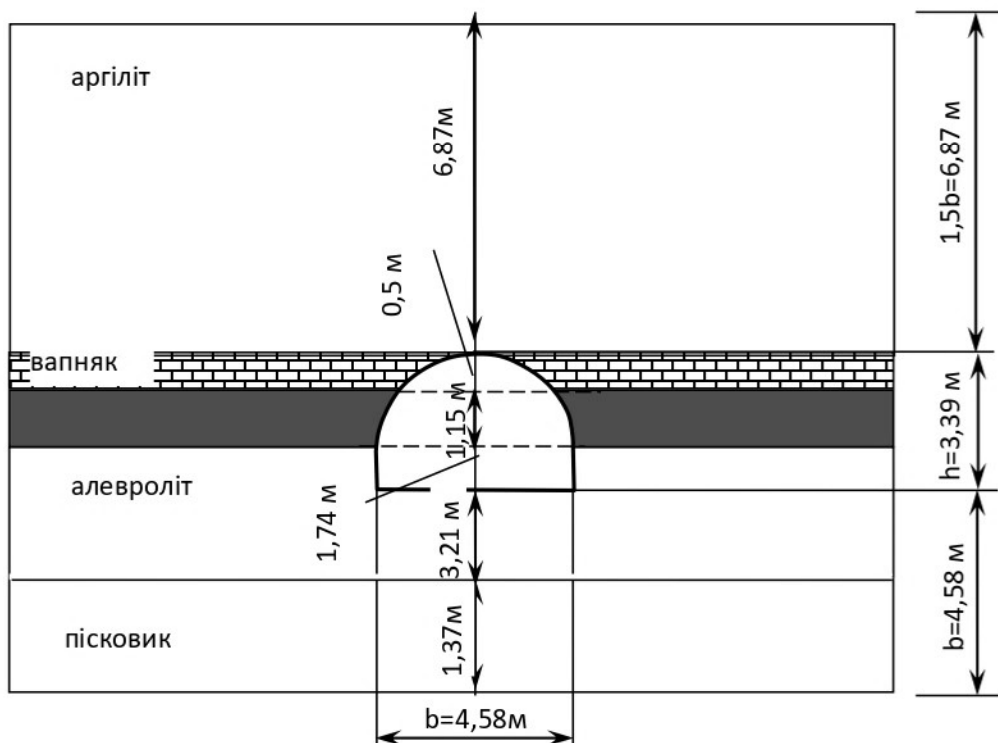


Рисунок 3.2 – Розрахункова схема

Величину зсувів порід покрівлі, підосви і боків розраховують по формулах:

$$\begin{aligned}
 U_{o.кр} &= U_{m.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\theta} \cdot k_t \\
 U_{o.пч} &= U_{m.пч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\theta} \cdot k_t \\
 U_{o.бок} &= U_{m.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{ш} \cdot k_{\theta} \cdot k_t
 \end{aligned}$$

де $U_{m.бок}$ - зсуви порід, визначені по графіках залежно від розрахункового значення R_c і глибини розташування виробки Н;

k_{α} - коефіцієнт впливу кута залягання порід і напрямку проходки виробки щодо нашарування порід (1,0);

k_{θ} - коефіцієнт, що характеризує вплив напрямку зсуву порід (0,35);

$k_{ш}$ - коефіцієнт впливу ширини виробки;

$$k_{ш.кр,пч} = 0,2 \cdot (b - 1)$$

$$k_{ш.бок} = 0,2 \cdot (h - 1)$$

де b, h – відповідно, ширина і висота виробки в проходці, м

$$k_{ш,кр,пч} = 0,2 \cdot (4,58 - 1) = 0,72$$

$$k_{ш,бок} = 0,2 \cdot (3,39 - 1) = 0,48$$

k_{θ} - коефіцієнт дії інших виробок;

k_t - коефіцієнт впливу часу на зсуви порід;

$$R_c = \frac{\sum R_i \cdot m_i}{\sum m_i}, \text{ МПа}$$

де R_i – розрахунковий опір i -го шару порід, МПа;

m_i – потужність i -го шару порід, м.

$$R_{c.кр} = 40 \text{ МПа}$$

$$R_{c.пч} = \frac{60 \cdot 3,21 + 80 \cdot 1,37}{3,21 + 1,37} = 66 \text{ МПа}$$

$$R_{c.бок} = \frac{120 \cdot 0,5 + 18 \cdot 1,3 + 60 \cdot 1,59}{0,5 + 1,3 + 1,59} = 53 \text{ МПа}$$

$U_{m.кр} = 350$ мм, $U_{m.пч} = 120$ мм, $U_{m.бок} = 220$ мм.

$$U_{o.кр} = 350 \cdot 1,0 \cdot 0,716 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 250 \text{ мм}$$

$$U_{o.пч} = 120 \cdot 1,0 \cdot 0,716 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 86 \text{ мм}$$

$$U_{o.бок} = 220 \cdot 1,0 \cdot 0,478 \cdot 0,35 \cdot 1,0 \cdot 1,0 = 37 \text{ мм}$$

Визначаємо розрахункове навантаження на 1 м виробки на підставі зсувів порід покрівлі по формулі:

$$P = P^n \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b, \text{кН}$$

P^n - нормативне питоме навантаження, яке визначається залежно від зсувів порід і ширини виробки в проходці;

k_n - коефіцієнт перевантаження і ступеня надійності;

k_{np} - коефіцієнт впливу способу проведення виробок;

b - ширина виробки в проходці, м.

$$P = 65 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 4,58 = 298 \text{ кН}$$

Виходячи з поперечного перетину виробки в світлі, приймаємо арочне податливе кріплення із спецпрофілю СВП – 22 КМП – А3 з опором в податливому режимі $N_s=250$ кН (замки ЗПК) і конструктивною податливістю 400 мм.

Визначаємо щільність установки n рам кріплення:

$$n = \frac{P}{N_s} = \frac{298}{250} = 1,2 \text{ рам/м}$$

прийнято $n = 1,25$ рам / м. Крок встановлення рам кріплення $a = 0,8$ м.

Перевірка кріпи по податливості:

$$\Delta \geq k_{oc} U_{кр} \quad (\text{для } n > 1 \text{ рам/м}),$$

де Δ - конструктивна податливість кріплення, мм;

k_{oc} – коефіцієнт, що залежить від щільності встановлення кріплення;

$U_{кр}$ - розрахункові зсуви порід покрівлі, мм.

$$400 \text{ мм} > 350 \cdot 0,85 = 298 \text{ мм}$$

Вибираємо засоби посилення основного кріплення на підставі зсувів порід покрівлі, які визначаються по формулі:

$$U_{кр} = k_\alpha \cdot k_{ш} \cdot k_\epsilon (k_t \cdot U_{Т.кр} + k_{кр} \cdot U_n + 12 \cdot v_n \cdot k_{t1}),$$

$$U_{кр} = 1,0 \cdot 0,71 \cdot 1,0 \cdot (1,0 \cdot 100 + 1 \cdot 200 + 12 \cdot 4,0 \cdot 1,0) = 247 \text{ мм},$$

$k_{кр}$ - коефіцієнт впливу класу покрівлі з обвалення (1,0);

k_s - коефіцієнт, що враховує вплив площі перетину виробки в світлі до осідання (1,14);

k_k - коефіцієнт, що характеризує частку зсувів порід покрівлі в загальних зсувах порід у виробках (0,5).

$$U_{кр} = 386,4 + 770 \cdot 1,0 \cdot 1,14 \cdot 0,5 = 825,3 \text{ мм.}$$

$$U_{кр} = U_{кр} \cdot k_{анк} = 247 \cdot 0,62 = 153 \text{ мм}$$

Визначаємо сумарне навантаження на кріплення за увесь термін служби по величині $U_{кр}$:

$$P_1 = 90 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 4,58 = 412 \text{ кН}$$

Знаходимо кількість засобів посилення на 1 м виробки з виразу:

$$n_1 \geq \frac{P_1 - n \cdot N_s}{N_{s1}}, \text{ но не менш } 0,5 \cdot n$$

де P_1 - сумарне навантаження на кріплення, кН/м;

n і N_s - відповідно щільність установки і опір однієї рами основного кріплення;

N_{s1} - опір засобів посилення (анкерів), кН.

$$n_1 = \frac{412 - 1,25 \cdot 250}{200} = 0,5 \text{ шт/м}$$

Перевіряємо кріплення по податливості:

$$\Delta \geq U_{кр} \cdot k_{oc} \cdot k_{yc}$$

де, $k_{анк}$ - коефіцієнти, що вибираються залежно від щільності установки основного кріплення і засобів посилення.

$$400 \text{ мм} > 350 \cdot 0,72 \cdot 0,89 = 224 \text{ мм}$$

Остаточну щільність установки засобів посилення вибираємо по технологічних міркуваннях $n_1 = 0,625$ шт/м, тобто дерев'яну стійку встановлюємо під кожну другу арку кріплення.

Остаточну приймаємо триланкове кріплення КМП-А3 з СВП-22 з податливістю 400 мм, щільністю установки $n = 1,25$ рам/м. У зоні впливу очисних робіт кріплення посилюється дерев'яними стійками, що встановлюються під кожну другу арку кріплення.

3.1.3 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького устаткування і визначення його оптимальних параметрів

Враховуючи міцність вміщуючих порід, площу поперечного перетину і довжину виробки приймаємо буропідливний спосіб відділення породи від масиву.

Виходячи з гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов проведення приймаємо наступний склад прохідницького обладнання:

для вантаження маси і буріння шпурів – породонавантажувальна машина безперервної дії 2ПНБ–2Б з навісним бурильним устаткуванням;

для транспортування гірничої маси від вибою виробки – скребковий конвеєр СР-70;

Продуктивність вантажної машини:

$$Q_n = \frac{1}{\frac{\varphi \cdot \alpha}{Q_m} + \frac{(1-\alpha) \cdot \beta \cdot \varphi}{n_p \cdot P_n}}, \text{ м}^3/\text{год},$$

де φ – коефіцієнт, що враховує проведення підготовчих і завершальних робіт, зведення тимчасового кріплення, ремонт і змащування машини і інші простої машини (1,15–1,2);

Q_m – технічна продуктивність вантажної машини, м³/год;

n_p – число робітників, зайнятих на підкидці породи (2–4);

P_n – продуктивність робітника на підкидці породи (0,8–1 м³/год);

β – коефіцієнт, що враховує поєднання підкидки породи з роботою машини.

$$Q_n = \frac{1}{\frac{1,2 \cdot 0,9}{120} + \frac{(1-0,9) \cdot 0,8 \cdot 1,2}{3 \cdot 1}} = 24,4 \text{ м}^3/\text{год}.$$

Продуктивність бурильної установки визначається по формулі:

$$Q_b = \frac{60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot V_m}{1 + V_m \cdot \sum t}, \text{ м}/\text{год},$$

де n – число бурильних машин на установці (1 або 2);

k_o – коефіцієнт одночасності в роботі машин (1 або 0,9);

k_n – коефіцієнт надійності (готовності) установки;

$\sum t = 1,4$ хв/м – тривалість допоміжних робіт (забурювання, зворотного ходу, переходу до буріння наступного шпуру і тому подібне);

V_m – механічна (машинна) швидкість буріння шпурів, м/хв.

$$Q_o = \frac{60 \cdot 2 \cdot 0,9 \cdot 0,8 \cdot 0,8}{1 + 0,8 \cdot 1,4} = 32,6 \text{ м/год.}$$

3.1.4 Розрахунок паспорта БПР

Приймаємо спосіб підривання – електричне. Тип СВ – електродетонатори короткоуповільної дії типу ЕДКЗ. Тип ВВ – амоніт 5ЖВ.

Характеристика амоніту 5ЖВ:

- працездатність, см³ - 320;
- щільність патронування, г/ см³ - 1,1;
- діаметр патронів, мм - 36.

$$S_{\text{вуг}} = 5,27 \text{ м}^2$$

$$S_{\text{пор}} = 7,23 \text{ м}^2$$

Приймаємо довжину заходки:

$$l_{\text{зах}} = 2 \text{ м.}$$

Визначаємо глибину шпурів по формулі:

$$l_{\text{шт}} = \frac{l_{\text{зах}}}{\eta}, \text{ м}$$

де η - коефіцієнт використання шпурів (по вугіллю $\eta = 0,8-0,85$, а по породі $\eta = 0,9 - 0,95$).

$$l_{\text{шт.вуг}} = \frac{2}{0,8} = 2,5 \text{ м,}$$

$$l_{\text{шт.пор}} = \frac{2}{0,95} = 2,1 \text{ м.}$$

Визначаємо витрати ВР по формулам:

$$q_{\text{вуг}} = 0,4 * (\sqrt{0,2f_{\text{вуг}}} + \frac{1}{\sqrt{S_{\text{вуг}}}})^2 * e^{-1} * k, \text{ кг/м}^3$$

$$q_{\text{пор}} = 0,15 \sqrt{f_{\text{пор}}} (\sqrt{0,2f_{\text{пор}}} + \frac{1}{B}) * e^{-1} * k, \text{ кг/м}^3$$

де $f_{\text{вуг}}$ та $f_{\text{пор}}$ - коефіцієнт міцності вугілля та породи;

B - ширина породної підривки, м ($B = 4,58$ м);

k - коефіцієнт збільшення витрат ВР при машинному навантажуванню для раціонального дроблення породи ($k = 1,2-1,3$);

e^{-1} - коефіцієнт працездатності

$$e^{-1} = \frac{P_e}{P}$$

P_e - працездатність еталонної ВР, см^3 ($P_e = 525 \text{ см}^3$).

$$e^{-1} = \frac{525}{320} = 1,64,$$

$$q_{\text{вуг}} = 0,4 * (\sqrt{0,2 * 1,5} + \frac{1}{\sqrt{4,83}})^2 * 1,64 * 1,2 = 0,80 \text{ кг/м}^3,$$

$$q_{\text{покр}} = 0,15 \sqrt{9} (\sqrt{0,2 * 9} + \frac{1}{6,37}) * 1,64 * 1,3 = 1,44 \text{ кг/м}^3.$$

Знаходимо розрахункові витрати ВР по формулі:

$$Q_{\text{розр}} = q * S * l_{\text{зах}}, \text{ кг}$$

$$Q_{\text{розр.вуг}} = 0,80 * 4,83 * 2 = 7,73 \text{ кг},$$

$$Q_{\text{розр.покр}} = 1,44 * 6,37 * 2 = 18,34 \text{ кг}.$$

Кількість шпурів на заходку визначаємо по формулі:

$$N_{\text{шт}} = \frac{1,27 * q * S * \eta}{\Delta * d_n^2 * k_s}, \text{ шт.}$$

де Δ - щільність патронування прийнятої ВР, кг/м^3 ($\Delta = 1,1$);

d_n - діаметр патрону, м ($d_n = 0,036$ м);

k_s - коефіцієнт заповнення шпурів ($k_s = 0,35 - 0,45$).

$$N_{\text{шт.вуг}} = \frac{1,27 * 0,8 * 4,83 * 0,8}{1100 * 0,036^2 * 0,35} = 8 \text{ шт.},$$

$$N_{\text{шт.покр}} = \frac{1,27 * 1,44 * 6,37 * 0,95}{1100 * 0,036^2 * 0,45} = 22 \text{ шт.}$$

Враховуючи те, що ще необхідно провести водовідливну канавку, то приймаю ще один шпур.

З обліком цілої кількості шпурів, уточнюю витрати ВР по формулам:

$$Q_{\text{шт.}} = N_{\text{шт}} * q', \text{ кг}$$

$$q' = \frac{Q_{роз.}}{N_{шт}}, \text{ кг/м}^3$$

$$q'_{\text{вуг}} = \frac{7.73}{8} = 1 \text{ кг/м}^3,$$

$$Q_{\text{шт.вуг}} = 1 * 8 = 8 \text{ кг},$$

$$q'_{\text{покрів}} = \frac{18.34}{22} = 0.9 \text{ кг/м}^3,$$

$$Q_{\text{шт.покрів}} = 0.9 * 22 = 19.8 \text{ кг}.$$

Довжину забойки знаходжу по формулі:

$$l_{\text{заб}} = l_{\text{шт}} - l_n * n_n, \text{ м}$$

де: l_n - довжина патрону, м;

n_n - кількість патронів в шпурі, шт.

$$l_{\text{заб.вуг}} = 2.5 - 0.25 * 4 = 1.5 \text{ м},$$

$$l_{\text{заб.покрів}} = 2.1 - 0.3 * 3 = 1.2 \text{ м}.$$

Конструкція зарядів шпурів представлена у графічній частині проекту.
Параметри шпурів зводимо у таблицю 3.1.

Таблиця 3.1 - Параметри шпурів

Номера шпурів	Глибина шпурів, м	Величина заряду, кг	Кут нахилу шпурів к площині вибою в проекції		Тип електродитан. та їх замедлення	Довжина забойки	Приєм вибуху
			горизонт.	вертикал.			
1 - 2	2,5	1,0	90	90	ЕДКЗ-ПМ-15	1,5	за один прийом
3 - 8	2,5	1,0	85-90	85-90	ЕДКЗ-ПМ-30	1,5	
9- 31	2,1	0,9	85-90	85-90	ЕДКЗ-ПМ-45	1,2	

3.1.5 Провітрювання виробки

1. Розрахунок витрати повітря по виділенню метану:

$$Q_{з.н.} = \frac{S \cdot l_{з.мп}}{K_{т.д.}} \cdot \left[\frac{71 \cdot I_{з.н.макс}}{S \cdot l_{з.мп} \cdot (c_{макс} - c_0) + 18 \cdot I_{з.н.макс}} \right]^2, \text{ м}^3 / \text{ мин}$$

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

$l_{з.тп}$ - відстань від кінця вентиляційного трубопроводу до вибою виробки, м; приймається відповідно до вимог ПБ; (8 м)

$\kappa_{т.д.}$ - коефіцієнт турбулентної дифузії; приймається рівним 1,0 при $S < 10 \text{ м}^2$ і 0,8 при більшому перетині виробки у світлі;

$I_{з.л.мак}$ - максимальне метановиділення в привибійному просторі після підривання по вугіллю, $\text{м}^3 / \text{хв}$ (5-15 $\text{м}^3 / \text{хв}$);

$c_{мак}$ - допустима максимальна концентрація метану в привибійному просторі після підривання по вугіллю, %; приймається рівною 2%;

c_0 - концентрація метану в струмені повітря, що надходить в тупикові виробки.

$$Q_{з.л.} = \frac{9,8 \cdot 8}{1,0} \cdot \left[\frac{71 \cdot 10}{9,8 \cdot 8 \cdot (2,0 - 0,05) + 18 \cdot 10} \right]^2 = 356,6 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

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

$$Q_{з.л.} = \frac{2,25}{T} \cdot \sqrt[3]{\frac{V_{ВВ} \cdot S^2 \cdot l_n^2 \cdot \kappa_{обв}}{\kappa_{ут.тп}^2}}, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

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

$$V_{ВВ} = 100 \cdot B_{уг} + 40 \cdot B_{пор}, \text{ л}$$

де $B_{уг}, B_{пор}$ - маса одночасно підриваються ВВ по вугіллю і породі відповідно, кг;

$$V_{ВВ} = 100 \cdot 12,6 + 40 \cdot 32,4 = 2556 \text{ л}$$

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

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

l_n - довжина тупикової частини виробки, м; для горизонтальних і похилих тупикових виробок довжиною 500 м і більше замість l_n підставляється $l_{н.кр}$, що дорівнює 500 м;

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

$\kappa_{ут.тп}$ - коефіцієнт витоків повітря у вентиляційному трубопроводі.

при визначенні $\kappa_{ут.тп}$ попередньо приймається:

$$Q_{з.н.} = 60 \cdot S \cdot V_{\min} = 60 \cdot 9,8 \cdot 0,25 = 147 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

$$\kappa_{\text{ут.пр}} = 1,85$$

$$Q_{з.н.} = \frac{2,25}{30} \cdot \sqrt[3]{\frac{2556 \cdot 9,8^2 \cdot 500^2 \cdot 0,8}{1,85^2}} = 182,2 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

3. Розрахунок витрати повітря по числу людей:

$$Q_{з.н.} = 6 \cdot n_{\text{чел.з.н.}}, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

де $n_{\text{чел.з.н.}}$ - найбільше число людей, що одночасно працюють в привибійном просторі, чел;

$$Q_{з.н.} = 6 \cdot 10 = 60 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

4. Розрахунок витрати повітря по мінімальній швидкості в виработке:

$$Q_{з.н.} = 60 \cdot S \cdot V_{\text{нmin}}, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

де $V_{\text{нmin}}$ - мінімально допустима згідно ПБ швидкість повітря в тушиковій виробці, м / с

$$Q_{з.н.} = 60 \cdot 0,25 \cdot 9,8 = 147 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

5. Витрата повітря по мінімальній швидкості в привибійном просторі з урахуванням температури:

$$Q_{з.н.} = 20 \cdot S \cdot V_{\text{зmin}}, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

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

$$Q_{з.н.} = 20 \cdot 0,5 \cdot 9,8 = 98 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

До подальшого розрахунку приймається найбільше з отриманих значень $Q_{з.н.}$ (356,6 м³ / хв).

6. Розрахунок продуктивності, депресії вентилятора і його вибір.

Продуктивність вентилятора:

$$Q_{\text{в}} = Q_{з.н.} \cdot \kappa_{\text{ут.пр}} = 356,6 \cdot 2,47 = 880,8 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Кількість повітря, яке необхідно подавати до всасу вентилятора:

$$Q_{ec} = 1,43 \cdot Q_e \cdot \kappa_p, \text{ м}^3 / \text{мин}$$

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

$$Q_{ec} = 1,43 \cdot 880,8 \cdot 1,1 = 1386 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

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

$$R_{mp.z} = r_{mp} \cdot (l_{mp} + 20 \cdot d_{mp} \cdot n_1 + 10 \cdot d_{mp} \cdot n_2), \text{ км}$$

де r_{mp} - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, км;

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

l_{mp} - довжина трубопроводу, м;

d_{mp} - діаметр трубопроводу, м.

$$R_{mp.z} = 0,0046 \cdot (1000 + 20 \cdot 0,8 \cdot 1) = 4,67 \text{ км}$$

Депресія вентилятора:

$$H_e = Q_e^2 \cdot R_{mp.z} \cdot \left(\frac{0,59}{\kappa_{ym.mp}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}$$

$$H_e = 14,6^2 \cdot 4,67 \cdot \left(\frac{0,59}{2,47} + 0,41 \right)^2 = 418,8 \text{ даПа}$$

Виходячи з отриманих значень Q_e і H_e приймаємо вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8.



Рисунок 3.3 – Схема провітрювання

3.1.6 Кріплення виробки

Для кріплення конвеєрного штреку використовується металеве триланкове арочне кріплення КМП-А3 із спецпрофілю СВП-22 з відстанню між рамами 0,8 м. Арка кріплення складається з двох стійок завдовжки 3,0 м і верхняка завдовжки 3,6 м.

Для з'єднання верхняка і бічних стійок кріплення застосовується сполучний вузол ЗПК. Уздовж виробки кожна арка з'єднується з сусідньою трьома міжрамними з'єднаннями, розташованими в покрівлі і боках виробки. Міжрамні стяжки виготовляють з куточків.

Порядок зведення арки наступний: за допомогою кріпеустановщика КІМ-8 піднімають верхняк до покрівлі виробки, після чого в лунки на підшві встановлюють стійки з елементами податливості кріплення і розпирають їх, прикріплюють міжрамні з'єднання до раніше зведеної арки. Після з'єднання стійки з верхняком перевіряють напруження виробки і розклинають арочне кріплення в місцях накладення хомутів. Потім затягують боки і покрівлю залізобетонним затягуванням. У міру затягування виробки, порожнечі за кріпленням щільно закладають породою.

3.1.7 Транспортування гірської маси

С метою зменшення тривалості вантаження породи, зведення до мінімуму періодичності роботи, збільшення продуктивності праці, зниження трудоемності работ, для транспортування гірської маси було обрано скребковий конвеєр СР-70.

Технічна характеристика скребкового конвеєра СР-70.

Максимальна потужність, т/хв	- 4,17
Швидкість руху ціпи, м/с	- 1,07
Розміри ланки ціпи, мм	- 18 x 80
Розривне зусилля ціпи, кН	- 410

Маса одного метра ціпи зі скребками, кг	- 12,27
Потужність привода, кВт	- 32
Довжина поставки, м	- 150
Маса виробу, кг	- 11800

3.1.8 Допоміжні роботи

До допоміжних робіт при проведенні виробки відносять установку запобіжного кріплення, влаштування водовідливної канавки, прокладку трубопроводів і кабелів, устаткування освітлення, роботи доставки такелажу.

Завдання і контроль проектного напрямку виробки здійснюється маркшейдерським відділом за допомогою лазерного покажчика напрямку ЛУН-1.

3.1.9 Водо- і енергопостачання вибою виробки

Для забезпечення гірничопрохідницьких робіт водою і стислим повітрям передбачаємо підведення у виробку труб пожежно-зрошувального водопостачання і мережі стислого повітря.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводів складається з магістральних ліній, що прокладаються у виробках приствольного двору, квершлагах, дільничних ліній у відкідкочувальних, вентиляційних штреках, ходках і виробках похилих. Магістральні трубопроводи мають діаметр 150мм, дільничні стави мають діаметр труб 100 мм. Пожежний-зрошувальний трубопровід обладнався пожежними кранами.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводу використовується і для боротьби з пилом. Основними споживачами води для боротьби з пилом у вибої квершлага є породонавантажувальна машина 2ПНБ-2Б і водяна завіса.

Кінці постійних або тимчасових водопровідних ліній повинні відставати від вибою не більше ніж на 40м, подача води у вибій здійснюється по газоводопровідних трубах або гумовотканинних рукавах.

Норми витрати води для боротьби з пилом приймаємо відповідно до «Керівництва по боротьбі з пилом у вугільних шахтах».

Споживачами електричної енергії є електродвигуни породонавантажувальної машини 2ПНБ-2Б, стрічкового конвеєра 2ЛТ-100, перевантажувача ППЛ-1, вентилятора місцевого провітрювання ВМ-6, апарату освітлення АОС-4. Вибір потужності трансформатора для дільничної підстанції вироблюваний по коефіцієнту попиту:

$$S_{mp} = K_c \cdot \frac{\sum P_n}{1,25 \cos \varphi_p},$$

де S_{mp} - розрахункова потужність трансформатора, кВт·А;

K_c - коефіцієнт попиту, визначуваний по формулі:

Таблиця 3.2 - Параметри знепилювання підготовчої виробки

Заходи щодо знепилювання	Вживані зрошувачі, тип	Тиск води, кгс/см ² кількість	Витрата води	Застосування зволожувача		Кон-я %	Витрата кг/сут
				л/хв	м ² /доб		
Зрошування під час роботи породонавантажувальної машини 2ПНБ-2Б		6	30	85	30,6	0,1	30,6
пиловловлювання	ФО-5.0-125	1	30	50	18,0	0,1	18,0
Очищення вентиляційного струменя	ПФ-5.0-165	3	12	22	6,5		

$$K_c = 0,286 + \frac{0,714 \cdot P_1}{\sum P_n} = 0,286 + \frac{0,714 \cdot 110}{262} = 0,58,$$

$\sum P_n$ - сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформатора струмоприймачів, кВт·А;

$\cos \varphi_{cp}$ - середньозважене значення коефіцієнта потужності групи приймачів.

$$S_{mp} = 0,58 \cdot \frac{262}{1,25 \cdot 0,78} = 156 \text{кВА}.$$

Розрахунок сумарної потужності всіх підключених до трансформатора струмоприймачів зводимо в таблицю 3.3:

Таблиця 3.3 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів підстанції

Обладнання	$\sum P_{уст}, \text{кВ} \cdot \text{А}$	$\cos \varphi_{cp}$	Пусковий апарат
2ПНБ-2Б	78	0,81	ПВИ-250
вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8	42	0,68	ПВИ-63
Стрічковий конвеєр 1Л80У	110	0,88	ПВИ-250
Скребокний конвеєр СР-70	55	0,85	ПВИ-63
Апарат освітлення АОС-4	4	0,8	
Разом	289		

Приймаємо для енергопостачання підготовчого вибою пересувну електропідстанцію типу ТСВП-320, яку слід встановити на свіжому струмені

повітря. Для живлення пересувної підстанції прийнята напруга 6000В, для низьковольтних споживачів 660В і для мережі освітлення 127В. Всі електричні апарати, призначені для управління і захисту підземних струмоприймачів комплектуються в низьковольтний розподільний пункт. Для живлення забійних механізмів передбачаємо прокладку від дільничного до забійного распредпункта, що встановлюється в 100м від вибою, гнучких екранованих кабелів мазкі КГЕШ. Управління пускачами – дистанційне КУ-92РВ, встановлюваних в 20 – 50 м від вибою. Освітлення вибою, місця установки підстанції і распредпункта проводиться люмінесцентними світильниками у вибухобезпечного виконання типу РВЛ, які живляться від апарату АОС-4, що встановлюється на распредпункті. Освітлювальна мережа виконується з гнучких кабелів КРПСИ. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроєм автоматичного контролю ізоляції АУКИ-127, вбудованим в апарат освітлення.

Відповідно до вимог правил безпеки в підземних виробках обладналася загальна мережа заземлення, до якої під'єднуються всі установки. Прохідні муфти кабелів заземляються місцевими заземлителями. Місцеві заземлителі встановлюються у кожного електроапарата і під'єднуються до загальної мережі заземлення.

3.1.10 Організація гірничопрохідницьких робіт

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

1. Визначення обсягів робіт.

З буріння шпурів:

$$Q_{\text{бур}} = l_{\text{шп}} \cdot n_{\text{шп}}, \text{ м}$$

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

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

$$Q_{\text{бур}}^y = 2,5 \cdot 8 = 20 \text{ м}$$

$$Q_{\text{бур}}^{\text{пор}} = 2,1 \cdot 23 = 48,3 \text{ м}$$

По прибиранню гірської маси:

$$Q_{\text{уб}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 12,5 = 25 \text{ м}^3$$

По кріпленню виробки:

$$Q_{\text{крп}} = l_{\text{зах}} \cdot n \text{ рам}$$

де n - щільність установки кріплення, рам / м.

$$Q_{кр} = 2 \cdot 1,25 = 2,5 \text{ рами}$$

По проведенню та кріпленню канавки:

$$Q_{кан} = l_{зах} = 2 \text{ м}$$

З нарощування вентиляційних труб:

$$Q_{вен} = l_{зах} = 2 \text{ м}$$

З нарощування скребкового конвеєра:

$$Q_{с.к.} = l_{зах} = 2 \text{ м}$$

Таблиця 3.4 – Розрахунок трудомісткості робіт

№ п / п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Обсяг робіт	Норма вироблення			Трудомісткість, люд-зм	Обґрунтування
				за збірником	попр. к-ти	встановлена норма		
1	Буріння шпурів по вугіллю	м	20,0	120,0: 2	0,9	54,0	0,37	ЕНВ-80 §64 т.83 1а
1	Буріння шпурів по породі	м	48,3	72,3: 2	0,9	32,5	1,49	§64 т.83 1е
2	Прибирання гірничої маси	м ³	25,0	23,6: 2	-	11,8	2,12	§73 т.97 4а
3	Кріплення виробки	рам	2,5	1,5	1,05	1,58	1,58	§80 т.104 186
4	Проведення канавки	м	2	17,25	-	17,25	0,12	§87 т.112 1а
5	Кріплення канавки	м	2	23,8	0,5	11,9	0,17	§87 т.112
6	Нарощування вентиляційних труб	м	2	85,0	-	85,0	0,02	§88 т.113 2в
7	Нарощування скребкового конвеєра	м	2	10,4	-	10,4	0,19	§89 т.116 1а

$$\Sigma = 6,06$$

2. Комплексна норма вироблення:

$$R_k = \frac{Q}{\sum T}, \frac{м}{чел - см}$$

де Q - обсяг робіт на цикл, м;

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

$$R_k = \frac{2}{6,06} = 0,33 \text{ М/люд - зм}$$

Приймаємо явочну чисельність ланки 6 чел.

Визначаємо коефіцієнт перевиконання плану:

$$k_{\text{пер}} = \frac{T_{\phi}}{T_{\text{п}}} = \frac{6,06}{6} = 1,01$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{\text{см}} - T_{\text{нз}}}{T_{\text{см}}} = \frac{6 - 1,7}{6} = 0,72$$

3. Визначення тривалості операцій циклу:

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

де V_i - обсяг і-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;

$k_{\text{пер}}$ - коефіцієнт перевиконання плану;

T_i - трудомісткість даного процесу або операції, люд-зм

Буріння шпурів:

$$t_{\text{бур.пор}} = \frac{48,3 \cdot 6 \cdot 0,72}{2 \cdot 32,5 \cdot 1,01} = 3,18 \text{ год}$$

$$t_{\text{бур.уг}} = \frac{20,0 \cdot 6 \cdot 0,72}{2 \cdot 54,0 \cdot 1,01} = 0,79 \text{ год}$$

Прибирання гірничої маси:

$$t_{\text{уб}} = \frac{25,0 \cdot 6 \cdot 0,72}{2 \cdot 11,8 \cdot 1,01} = 4,53 \text{ год}$$

Проведення і кріплення канавки:

$$t_{\text{кан.пр}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,72}{5 \cdot 17,25 \cdot 1,0} = 0,1 \text{ час}$$

$$t_{\text{кан.кр}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,72}{5 \cdot 11,9 \cdot 1,0} = 0,15 \text{ час}$$

Нарощування вентиляційних труб:

$$t_{\text{вен}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,72}{5 \cdot 85,0 \cdot 1,0} = 0,02 \text{ час}$$

Нарощування скребкового конвеєра:

$$t_{\text{кон}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,72}{5 \cdot 10,4 \cdot 1,0} = 0,17 \text{ час}$$

Кріплення:

$$t_{\text{кр1}} = \frac{0,38 \cdot 6 \cdot 0,72}{4 \cdot 1,01} = 0,41 \text{ год}$$

$$t_{\text{кр2}} = \frac{1,2 \cdot 6 \cdot 0,72}{4 \cdot 1,01} = 1,28 \text{ год}$$

Визначаємо час виконання одного циклу як сума непеєднваних в часі операцій:

$$\sum T_{\text{нес}} = 3,18 + 0,79 + 4,53 + 1,7 + 1,28 = 11,48 \text{ год}$$

Кількість циклів на добу:

$$k_{\text{ц}} = \frac{n_{\text{сут}}}{\sum T_{\text{нес}}} = \frac{18}{11,48} = 1,57$$

де $n_{\text{сут}}$ - добовий режим з проведення виробки, годин.

Місячна швидкість проведення виробки:

$$V_{\text{мес}} = n_{\text{мес}} \cdot k_{\text{ц}} \cdot l_{\text{зах}} = 25 \cdot 1,57 \cdot 2,0 = 78,5 \text{ м}$$

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

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

3.1.11 Визначення вартості проведення 1 п.м. виробки

Вартість проведення одного погонного метра виробки розраховують за такими елементами витрат:

- допоміжні матеріали;
- споживання електроенергії;
- витрати на оплату праці;
- відрахування на соціальне страхування;
- амортизація основних фондів.

Розрахунок витрат за допоміжними матеріалами

Місячні витрати по допоміжним матеріалам, що враховуються у вартості проведення одного погонного метра гірничої виробки повністю і відразу, наведені в табл. 3.5.

Таблиця 3.5 - Розрахунок витрат по допоміжних матеріалів, що враховуються у вартості 1 погонного метра вироблення відразу і повністю

Найменування матеріалу	Потреба на місяць, грн
Затягування дерев'яне	92194,0
Амоніт Т-19	61074,0
Вугленіт Е-6	46131,8
Електродетонатори уповільненої дії водостійкі ЕД-КЗ	33440,0
Провід для підривних робіт, марка ВП	1396,6
Ампули для гідронабійки	17686,4
Лотки залізобетонні	183,2

Розрахунок місячних витрат за матеріалами, які переносять свою вартість на вартість 1 погонного метра виробки частково, наведено в табл. 3.6.

Таблиця 3.6 - Розрахунок витрат за матеріалами групи «Витрати майбутніх періодів»

Найменування матеріалів	Од. вим	Ціна за одиницю, грн	Кількість одиниць	Вартість матеріалів, грн	Вартість матеріалів з урахуванням транспортних витрат (5%), грн	Термін погашення вартості матеріалів, міс	Сума погашення вартості матеріалу в місяць, грн
Металеве кріплення	рам	4500	108,8	489600	591937,5	48	10710
Труби вентил.	м	436,4	72,5	31639	33221	8	4152,6
Труби метал.	м	347,3	72,5	25179,3	26438,2	12	2203,2
Кабель гнучкий	м	1081,0	145	156745	164582,3	12	13715,2
Ланцюги	м	182,0	50	9100	9555	6	1592,5
Рештаки	шт	432,0	15	6480	6804	12	567,0
РАЗОМ							32940,5

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представлені в таблиці 3.7.

Таблиця 3.7 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалів	Місячні витрати, грн
Затягування дерев'яне	92194,0
Амоніт Т-19	61074,0
Вугленіт Е-6	46131,8
Електродетонатори уповільненого дії водостійкі ЕД-КЗ	33440,0
Провід для підривних робіт, марка ВП	1396,6
Ампули для гідронабійки	17686,4
Лотки залізобетонні	183,2
Мастильні матеріали	8500,0
Запасні частини	15000,0
Разом вартість розрахованих матеріалів	275606,0
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	41340,9
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	32940,5
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	2500,0
Разом вартість допоміжних матеріалів по ділянці	352387,4

Місячні витрати по мастильним матеріалам, запасним частинам, зносу МБ предметів за місяць прийняті за фактичними даними попереднього ділянки, що працює в аналогічних умовах.

Розрахунок місячних витрат на електроенергію

Витрати на електроенергію розраховуються на підставі обсягу енергії, споживаної ділянкою за місяць. Розрахунок загальної встановленої потужності двигунів виконаний в розділі 3.1.9: $\sum P_{уст} = 289$ кВт.

Місячні витрати по споживаній на дільниці електроенергії слід розрахувати за формулою:

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

де 1,1 - коефіцієнт, що враховує збільшення витрат по електроенергії з урахуванням роботи вибою в ремонтно-підготовчу зміну;

$\sum P_{уст}$ - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на дільниці, кВт;

K_c - коефіцієнт попиту, враховує недовантаження і неодноразовість роботи струмоприймачів;

$T_{см}$ - тривалість зміни, час;

$n_{см}$ - кількість змін з проведення підготовчої виробки в добу;

$N_{дн}$ - планова кількість днів роботи забою на місяць;

ϵ - тарифи за 1 кВт · рік електроенергії, що споживається, грн;

0,95 - ККД мережі.

$$\mathcal{E}_{потр} = \frac{1,1 \cdot 289 \cdot 0,54 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 2,5}{0,95} = 203288,68 \text{ грн}$$

Розрахунок місячних витрат на оплату праці

Місячний фонд заробітної плати підготовчої ділянки складається з заробітної плати робітників, керівників і фахівців ділянки. В фонд заробітної плати робітників включається пряма заробітна плата, розрахована за відрядними розцінками і тарифними ставками, премія за виконання плану проведення виробки на 100%, доплата за роботу в нічний час, за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи і назад, за керівництво бригадою (ланкою).

Розрахунок доплат за роботу в нічний час

Доплата за роботу в нічний час проводиться в розмірі 40% годинної тарифної ставки за кожну годину нічного часу. Нічним вважається час з 22 до 6 години ранку. Кількість нічних годин в третій і четвертій змінах приймається рівним чотирьом.

Планова кількість нічних змін для керівників і фахівців ділянки має дорівнювати 6. Годинні тарифні ставки керівників і фахівців ділянки визначені розподілом їх посадових окладів на планове кількість змін протягом місяця і на тривалість робочої зміни. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.8).

Таблиця 3.8 - Розрахунок доплат за роботу в нічний час робітникам і спеціалістам дільниці

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Тарифна ставка годинна, грн	Доплата до першої години нічного часу (40% від годинної ставки)	Явочна чисельність у 3 і 4 зміну, чол	Кількість нічних годин в зміну	Кількість нічних чол-годину, відпрацьованих працівниками дільниці		Разом доплати за роботу в нічний час, грн
					на добу	у місяць	
Машиністи гірничих виїмкових машин	101,1 101,1	40,4 40,4	2 14	4 4	8 56	168 1400	6787,2 56560,0
Прохідники	75,8	30,3	2	4	8	168	5090,4
Електрослюсарі							
Машиністи підземних установок	75,8 67,3	30,3 27,0	2 2	4 4	8 8	168 168	5090,4 4536,0
Гірники							
Разом робочим	-	-	-	-	-	-	78064,0
Начальник дільниці	158,7	63,5	1	4	4	24	1524,0
Зам. поч. дільниці	144,0	57,6	1	4	4	24	1382,4
Пом. поч. дільниці	125,0	50,0	1	4	4	24	1200,0
Механік дільниці	121,0	48,4	1	4	4	24	1161,6
Гірничі майстри	113,7	45,5	2	4	8	48	2184,0
Разом керівникам і фахівцям дільниці	-	-	-	-	-	-	7452,0
ВСЬОГО	-	-	-	-	-	-	85516,0

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців дільниці

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців підготовчого дільниці в шахті від ствола до місця роботи на дільниці і назад здійснюється в розмірі 22,9 грн за кожну годину пересування. Явочна чисельність робітників дільниці прийнята згідно розрахунку, гірничих майстрів - відповідно до встановленого добовим режимом роботи підготовчого вибою. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.9).

Таблиця 3.9 - Розрахунок доплат за нормативний час пересування

Робітничі професії, посади керівників та спеціалістів дільниці	Оплата 1 години пересування, грн	Нормативний час пересування, час	Явочна чисельність, чол	Кількість днів роботи дільниці, кількість спусків у шахту	Доплата, грн
Прохідники	22,9	1,0	21	525	12022,5
Електрослюсарі			3	75	1717,5
Машиністи підземних установок			3	75	1717,5
Гірники			3	75	1717,5
Разом робочим					
Начальник дільниці	22,9	1,0	1	10	229,0
Зам. поч. дільниці			1	10	229,0
Пом. поч. дільниці			1	10	229,0
Механік дільниці			1	10	229,0
Гірничі майстри			3	75	1717,5
Разом керівникам і фахівцям дільниці					2633,5
ВСЬОГО					19808,5

Розрахунок доплати за керівництво бригадою

Сума доплат за керівництво бригадою розраховується виходячи з тарифного заробітку бригадира і встановленого розміру доплат за формулою:

$$D_{бр} = T_{бр} \cdot N_{вих} \cdot \frac{D}{100}, \text{ грн}$$

де $T_{бр}$ - денна тарифна ставка бригадира прохідників, грн;

$N_{вих}$ - планова кількість виходів на місяць бригадира прохідників (22);

D - розмір доплат за керівництво бригадою (15%).

$$D_{бр} = 606,6 \cdot 22 \cdot \frac{15}{100} = 2001,8 \text{ грн}$$

Доплата за керівництво ланкою становить 50% від доплати за керівництво бригадою, при цьому чисельність ланки не повинна бути менше 5 осіб.

Сума доплат за керівництво ланками складе:

$$D_{зв} = 0,5 \cdot D_{бр} \cdot n_{зв}, \text{ грн}$$

де n_{ze} - кількість ланкових, які мають право на доплату за керівництво ланкою, включаючи підмінного в ланці, чол.

$$D_{зв} = 0,5 \cdot 2001,8 \cdot 3 = 3002,7 \text{ грн}$$

Загальна сума доплат за керівництво бригадою складе:

$$D_{общ} = 2001,8 + 3002,7 = 5004,5 \text{ грн}$$

Розрахунок місячного фонду заробітної плати робітників дільниці

Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.10), ґрунтуючись на попередніх розрахунках і з огляду на особливості відрядної і погодинної оплати праці.

Фонд прямої заробітної плати відрядно оплачуваних робочих (прохідників) розраховується за формулою:

$$\Phi_{пр}^{прох} = P_k \cdot V_{мес}, \text{ грн}$$

де P_k - комплексна розцінка, грн.

Фонд прямої заробітної плати почасово оплачуваних робочих дільниці визначено множенням їх денних тарифних ставок на місячну кількість виходів робітників кожної професії.

Сума премії розрахована виходячи з прямого заробітку робітників з урахуванням доплат за роботу в нічний час і відсотка премії за виконання плану проведення виробки.

Таблиця 3.10 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Робітничі професії	Заг кол-во вих на місяць	Тариф. ставка за денну., грн	Фонд прямої зароб. плати робітників уч-ка, грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	Премія		Допл. за нормат. час пересувни., грн	Допл. за руков. бригадою і ланкою	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	154144,6	56560,0	15	31605,6	12022,5	5004,5	259337,2
Електрослюсарі	75	454,8	34110,0	5090,4	15	5880,0	-	-	45080,4
Маш. подз. установок	75	454,8	34110,0	5090,4	15	5880,0	-	-	45080,4
Гірники	75	403,8	30285,0	4536,0	15	5223,1	-	-	40044,1
Разом робчим	-	-	252649,6	71276,8	-	48588,7	12022,5	5004,5	389542,1

Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

До складу місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці входить прямий заробіток, розрахований за посадовими окладами,

доплати за роботу в нічний час, нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи і назад, газова надбавка.

Посадові оклади керівників і фахівців повинні встановлюватися відповідно до групи дільниці по оплаті праці і способом проведення підготовчої виробки.

Газову надбавку до посадових окладів встановлюють в розмірі 10%, якщо шахта надкатегорійна або небезпечна за раптовими викидами вугілля, породи і газу. Розрахунок виконаний в табличній формі (табл. 3.11).

Таблиця 3.11 - Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Дош. за роботу в ночн. час	Дош. за нормат. час пересування, грн	Газова надбавка, грн	Разом зарплата, грн
Поч. дільниці	20948,4	1	20948,4	1524,0	229,0	-	43659,8
Зам. поч. дільниці	19000,0	1	19000,0	1382,4	229,0	-	39621,4
Пом. поч. дільниці	16500,0	1	16500,0	1200,0	229,0	-	34439,0
механік дільниці	16000,0	1	16000,0	1161,6	229,0	-	33400,6
гірські майстра	15000,0	3	45000,0	2184,0	687,0	-	62901,0
РАЗОМ			117448,4	7452,0	1603,0		214021,8

Загальний місячний фонд заробітної плати робітників, керівників і фахівців дільниці складе:

$$\Phi_{\text{общ}} = \Phi_{\text{раб}} + \Phi_{\text{сп}} + P_n, \text{ грн}$$

де P_n - витрати непередбачені, плановані в складі фонду заробітної плати працівників дільниці, прийняті в розмірі 1% від прямої заробітної плати робітників дільниці, грн.

$$\Phi_{\text{общ}} = 389542,1 + 214021,8 + 3895,4 = 607459,3 \text{ грн}$$

Розрахунок відрахувань на соціальне страхування

Суму відрахувань на соціальні заходи планують у розмірі 37% від місячного фонду заробітної плати робітників, керівників, фахівців дільниці і розраховують за формулою:

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

де $D_{\text{п}}$ - загальна сума доплат за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи на дільниці і назад робочих, керівників і фахівців дільниці, грн.

$$O_c = (607459,3 - 19808,5) \cdot 0,37 = 217430,8 \text{ грн}$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань

При розрахунку амортизаційних відрахувань необхідно врахувати балансову вартість основних фондів дільниці: прохідницькі комбайни, навантажувальні машини, бурильні установки, маневрові лебідки, крепеустановці, скребкові і стрічкові конвеєри, надгрунтові і підвісні дороги, насоси, станції зрошення, пересувні трансформаторні підстанції, вентилятор місцевого провітрювання, пускачі і інше наявне на дільниці обладнання. Розрахунок балансової вартості обладнання виконаний в таблиці 3.12.

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
Навантажувальна машина 1ПНБ-2	1250000	1	1250000
Бурильна установка БУ-1	600000	1	600000
Скребковий конвеєр СР-70	1440000	1	1440000
Стрічковий конвеєр 2ЛТ	5200000	1	5200000
Вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8	126000	1	126000
Трансформаторна підстанція ТСВП320	3000000	1	3000000
РАЗОМ	-	-	11616000

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{\text{мес}}}{100}, \text{ грн}$$

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

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

$$A = \frac{11616000 \cdot 1,25}{100} = 145200,0 \text{ грн}$$

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра виробки
 Розрахунок виконаний в таблиці 3.13.

Таблиця 3.13 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Z_e), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_e / V_{мес}$), грн
1. Матеріальні витрати - всього	574612,2	7319,9
в тому числі:		
допоміжні матеріали	352387,4	4489,0
електроенергія	222224,8	2830,9
2. Витрати на оплату праці	607459,3	7738,3
3. Відрахування на соц. страхування	217430,8	2769,8
4. Амортизація основних фондів	145200,0	1849,7
РАЗОМ	1544702,3	19677,6

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження комплексу підготовчих виробок пл. h_3 на гор. 612 м.

У проекті обрано та обґрунтовано технологію проведення пластових підготовчих виробок гор. 612 м – конвеєрного штреку та похилу по пласту h_3 . Виконано розрахунок розмірів поперечного перерізу виробок, гірського тиску, обрано постійне кріплення (КМП-А3, крок установки 0,8 м) та засоби його посилення у зоні шкідливого впливу очисних робіт. Для підвищення несучої здатності та надійності кріплення у якості вузлів піддатливості запропоновано використовувати замки ЗПК. Несуча здатність кріплення з такими замками досягає $N_s = 250$ кН на одну раму. Розраховано паспорт БПР, обґрунтовано застосування для провітрювання тупикової частини виробки вентилятору місцевого провітрювання ВМЦ-8. Для буропідривних робіт та вантаження породи застосована буронавантажувальна машина 2ПНБ-2Б з транспортуванням гірської маси за допомогою скребкового конвеєра СР-70. Розраховано комплексну норму виробітку для проведення виробки. Швидкість спорудження виробки склала 78,5 м/міс, кошторисна вартість проведення 1 п.м. 19677,6 грн.

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 эксплуатационной надёжности подготовочных выработок на шахте "Перевальская" // 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., Белявский 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 // Часопис Соцтсхе.—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., Файвишенко 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.

57. Ерофеев Л. Н., Мирошникова Л. А. Повышение надёжности крепи горных выработок.—М.: Недра, 1988.—245 с.

58. Рогинский В. М., Лисин М. А. Методика количественной оценки качества крепи // Шахтное строительство.—1989.—№ 4.—С. 14—16.

59. Смирняков В. В., Огородников Ю. Н. О системе сбора и накопления информации о состоянии крепи горных выработок // Шахтное строительство.—1988.—№ 10.—С. 8—10.

60. Бушман Г. Контроль за состоянием выемочных штреков // Глюкауф.-1972.- № 22. С. 37-41.

61. А. с. 1723321 СССР (патент Украины № 947), МКИ Е 21Д 11/14. Прогибомер для измерения усилий в шахтной крепи / Г.Г. Литвинский, Г. И. Гайко, И. И. Бурма, В. И. Кулдыркаев.—Опубли. 30.03.92, бюл. № 12.

62. Гайко Г. И. Измерение усилий в элементах рамных крепей // Строительство шахт, механика и разрушение горных пород.— Алчевск*: ДГМИ, 1996.-С. 132-135.

63. Коуден Д. Статистические методы контроля качества.—М.: Физматгиз, 1961.-623 с.

64. Фрумкин Р. А. Методика прогнозирования процессов со многими параметрами и ее приложение в горном деле // Уголь.—1973.—№ 1.—С. |6—22.

65. Гайко Г. И. Методика определения ошибок распознавания гипотез при прогнозировании надежности крепи горных выработок* // Строительство шахт, механика и разрушение горных пород.—Алчевск: ДГМИ, 1996.—С. 33—37.

66. СНИП—94—80. Подземные горные выработки.—М.: Стройиздат, 1982.— 31 с.

67. Матвеев Б. В., Карташов Ю. М. Рекомендации по комплексу методов определения механических свойств горных пород (для инженерных расчетов горного давления). — Л.: ВНИМИ, 1980. — 104 с.

68. Литвинский Г. Г. Конспект лекций к изучению курса "Механика подземных сооружений". Модуль 1.—Механические свойства горных пород. — Коммунарск: КГМИ, 1990. - 27 с.

69. Ягодкин Г. И., Мохначев М. П., Кунтыш М. Ф. Прочность и деформируемость горных пород в процессе их нагружения. — М.: Наука, 1971. — 148 с.

70. Максимов А. П. Горное давление и крепь выработок. — М.: Недра, 1973.-288 с.