

**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 головного конвеєрного штреку
пл. k_7^H гор. 600 м в заданих гірничо-геологічних та
гірничотехнічних умовах**

Виконав: студент групи Гір-183с Ковальов А.Ю.

.....
(підпис)

Керівник: Зубцов Є.І.

.....
(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**

Ковальову Артему Юрійовичу

1. Тема роботи: Розробити проект спорудження головного конвеєрного штреку пл. к₇^н гор. 600 м в заданих гірничо-геологічних та гірничотехнічних умовах
Керівник роботи: Зубцов Євген Іванович, к.т.н., доц.
затверджені наказом закладу вищої освіти від 06.05.21 р. № 88/15.29
2. Строк подання студентом роботи: 10.06.21 р.
3. Вихідні дані до роботи: матеріали переддипломної практики та гірничотехнічна література.
4. Зміст розрахунково-пояснювальної записки (перелік питань, які потрібно розробити): згідно програми дипломного проектування та методичних вказівок по складанню дипломної роботи студентами напряму підготовки 184 «Гірництво».
5. Перелік графічного матеріалу (з точним зазначенням обов'язкових креслень)
 1. Схема розкриття, підготовки та система розробки.
 2. 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

Ковальов А.Ю.

Керівник проекту

Зубцов Є.І.

Реферат

Даний проект складається з пояснювальної записки, графічної частини.

Пояснювальна записка складається з друкованого тексту об'ємом 74 сторінки, містить 35 таблиць, 3 рисунка. Лист формату А-4.

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

Об'єктом проектування є головний конвеєрний штрек пл. k_7^H гор. 600 м на вугільній шахті з заданими гірничо-геологічними та гірничотехнічними умовами.

Мета складання проекту: розробка проекту спорудження головного конвеєрного штреку пл. k_7^H гор. 600 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 44 джерела 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	12
2 Технологічна частина	14
2.1 Основні дані по експлуатації шахти	14
2.1.1 Режим роботи і продуктивність	14
2.1.2 Розкриття, підготовка і система розробки пластів	14
2.1.3 Визначення виробничої потужності і терміну служби шахти	15
2.1.4 Головні стволи шахти і підйом	16
2.1.5 Основні гірничі виробки	17
2.1.6 Підйом і транспорт	19
2.1.7 Водовідлив	22
2.1.8 Вентиляція	23
2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні	25
2.3 Охорона праці	27
3 Основна частина	29
3.1 Буропідривна технологія спорудження головного конвеєрного штреку пл. k_7^H гор. 600 м	29
3.1.1 Вибір способу і технологічної схеми спорудження виробки	29
3.1.2 Розрахунок поперечного перерізу виробки	29
3.1.3 Вибір типу кріплення	32
3.1.4 Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання	34
3.1.5 Розробка паспорта БПР	36
3.1.6 Розробка провітрювання виробки і вибір вентиляційних засобів	40
3.1.7 Водо- і енергопостачання вибою виробки	42
3.1.8 Організація гірничопрохідницьких робіт	43
3.1.9 Техніко-економічні показники будівництва	46
3.1.10 Розрахунок кошторисної вартості спорудження виробки	47
3.2 Комбайнова технологія спорудження головного конвеєрного штреку пл. k_7^H гор. 600 м	54
3.2.1 Розрахунок поперечного перерізу виробки	55
3.2.2 Вибір способу, технологічної схеми проведення виробки	57
3.2.3 Розробка провітрювання виробки і вибір вентиляційних засобів	58
3.2.4 Водо- і енергопостачання вибою виробки	60
3.2.5 Організація робіт в прохідницькому вибої	61
3.2.6 Розрахунок кошторисної вартості спорудження виробки	65
Висновки	72
Список використаної літератури	73

АННОТАЦИЯ

Дипломный проект содержит страниц 74, таблиц 35, рисунков 3, и содержит основные данные по эксплуатации шахты, вопросы технологии сооружения подготовительных горных выработок.

Приведены новые технические решения, рекомендуемые к использованию.

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

АНОТАЦІЯ

Дипломний проект містить сторінок 74 таблиць 35, рисунків 3, і містить основні відомості з експлуатації шахти, питання технології спорудження підготовчих гірничих виробок.

Приведені нові технічні рішення, які рекомендуються до використання.

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

ANNOTATION

A diploma project contains pages 74, tables 35, pictures 3, 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

Основне завдання народного господарства країни в найближчі роки - підвищення темпів і ефективного розвитку економіки на базі прискорення науково-технічного прогресу, технічного переозброєння і реконструкції виробництва, інтенсивного використання створеного виробничого потенціалу, удосконалення господарського механізму і системи управління. Важлива роль у вирішенні цього завдання відводиться подальшому розвитку вугільної промисловості.

Збільшення видобутку вугілля підземним методом буде проводитися в основному за рахунок реконструкції шахт і технічного переозброєння. При реконструкції і технічному переозброєнні збільшується обсяг видобутку корисних копалин і термін експлуатації гірничих підприємств, підвищуються техніко-економічні показники, поліпшуються соціальні умови роботи працівників. Питома вага капітальних вкладень при реконструкції менше, ніж при новому будівництві.

Найближчим часом буде проводитися значний обсяг робіт по реконструкції гірничодобувних підприємств. За рахунок науково-технічного прогресу, реконструкції та технічного переозброєння підприємств гірничовидобувної галузі з підземного видобутку корисних копалин досягнутий високий рівень техніко-економічних показників, що відповідає сучасним вимогам.

Забезпечення надійної розвитку народного господарства країни вимагає подальшого зміцнення паливно-енергетичних комплексів.

1 ГЕОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

1.1 Геологія і гідрогеологія родовища

1.1.1 Загальні відомості про шахту

Шахта розташована в м. Хрустальний Луганської області, підпорядкована ДП "Донбассантрацит" Мінтопенерго України.

В теперішній час розроблюється тільки один пласт k_7^H .

Найближчими населеними пунктами є м. Вахрушеве, м. Міусинськ, сел. Княгинівка, сел. Хрустальне. На відстані 3 км у північно-східному напрямку від шахти розташована залізнична станція Хрустальний, є вихід на залізничну станцію Штерівка, розташовану на залізничній магістралі Дебальцево-Зверево. На відстані 6 км у північному напрямку від промайданчику проходить автомобільна магістраль державного значення Харків - Ростов-на-Дону.

Електропостачання шахти здійснюється від Луганської ГРЕС. Питне водопостачання здійснюється з міської водопровідної мережі "Луганськводпром", технічне – з б. Восточна.

Кінцевий продукт роботи шахти – вугілля марки "А", антрацит енергетичний, що використовується на теплоелектростанціях для вироблення електроенергії.

1.1.2 Геологічна будова шахтного поля

1.1.2.1 Стратиграфія й літологія

Товща порід, яка складає описувану площу, представлена середньокам'яновугільними відкладеннями світ C_2^5 и C_2^6 . В межах площі світи розкриті від вапняка L_1 до пласта k_5 . Маркуючими горизонтами є вапняки L_1 , K_9 , K_8 ; K_7 та пісковик $k_5^1SK_7$. Відомості про літолого-стратиграфічний склад вугленосної товщі представлені в таблиці 1.1.

Таблиця 1.1 - Стратиграфічна характеристика вугленосної товщі

Індекс світи	Потужність, м	Літологічний склад					Робочі вугільні пласти	Марковані горизонти
		пісковик	піщаний сланець	глинистий сланець	вугілля	вапняк		
		$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$	$\frac{M}{\%}$		
C_2^5	730	352/ 48,2	270/ 37,0	81,1/ 11,1	9,5/ 1,3	14/ 1,9	k_5^B (відпр.) k_7^H	$K_1, K_2, K_3, K_3^1,$ $K_4, K_5, K_6, K_7,$ $K_8, K_2SK_3,$ $K_4SK_5, k_7^B SK_8$

C_2^6	420	63,1	19	1,7	13,7	2,5	0,40	L ₁ , L ₃ , L ₅ , L ₆ , L ₇ , l ₂ , l ₄ , l ₆
---------	-----	------	----	-----	------	-----	------	---

Породи карбону на більшій площині ділянки перекриті четвертинними відкладеннями. Потужність їх не перевищує 10,0 м.

1.1.2.2 Тектоніка

Описувана площа розташована на південному крилі Боково-Хрустальської синкліналі, частково займає донну її частину. Простягання порід в межах котловини від субширотного на крилах до субмеридіонального в замковій частині, падіння порід північне в південному крилі, південне – в північному.

Кути падіння на виходах в південній частині синкліналі змінюються від 34° до 15°, а в північній – від 12° до 5°. З глибиною в міру наближення до осі котловини кути виположуються до 3-2°.

Азимути падіння пластів – 296°, азимути простягання – 26°.

Загальна моноклінальна структура південного крила улоговини ускладнена низкою сполучених синклінальні-антиклінальних складок субширотного простягання. Кут між простяганням порід і осями складок не перевищує 5-15°.

Безпосередньо на оцінюваній площі відзначені п'ять синклінально-антиклінальних складок, які надають структурі вид гофрованої монокліналі.

Диз'юнктивні порушення на площі за своїм напрямом відносяться до поперечних і розташовані в північній частині блоку. Найбільше поширення за площею мають 1 і 2 Карлівський і Софіївський скиди, що знаходяться на заході площі і скиди «Дідової гірки» в східній її частині.

В цілому слід зазначити, що тектонічна будова поля шахти є досить простою і подальша експлуатація родовища буде здійснюватися в порівняно сприятливих умовах за винятком крайніх, прискидових ділянок.

1.1.2.3 Вугленосність

В межах шахтного поля розробляється пласт k_7^H "Княгинінський", що приурочений до світи C_2^5 середнього відділу карбону Донбасу. Характеристика пласта, що розробляється, приведена в таблиці 1.2.

Іноді для пласту, що відпрацьовується, характерні явища розмиву (в західній частині поля), розмита частина пласту заміщується пісковиком. В зв'язку з цим потужність зменшується до неробочої. Пласт є витриманим і має простий склад, у рідких випадках в ньому з'являється пропласток потужністю 0,03-0,10 м, представлений глинистим та вуглистим сланцем.

Таблиця 1.2 – Характеристика вугільного пласта k_7^H

Індекс пласта	Потужність пласта, м		Будова	Витриманість
	Загальна, від-до середня	Корисна, від-до середня		
k_7^H	$\frac{0,60 - 0,90}{0,75}$	$\frac{0,52 - 0,90}{0,72}$	проста	витриманий

1.1.2.4 Якість вугілля

Характеристика якості вугілля оцінюваного пласта k_7^H складена за результатами аналізу проб, що отримані із керну свердловин та гірничих виробок, наведених в [1]. Характеристика якості вугілля приведена в таблиці 1.3.

Відповідно до ДСТУ 3472-96 вугілля родовища відносяться до антрацитів – марка А. Напрямок використання вугілля – енергетика.

Таблиця 1.3 – Характеристика якості вугілля пласту k_7^H

Індекс пласта	Показники якості					Марка вугілля
	Зольність $A^{daf}, \%$	Вологість $W_t^r, \%$	Сірчастість, $S_t^d, \%$	Вихід летючих речовин, $V^{daf}, \%$	Найвища теплотворна спроможність, $Q_s^{daf}, \text{ккал/кг}$	
k_7^H	18	2,1	1,5	2,6	8247	А

1.1.2.5 Гідрогеологічні умови

Підземні води шахтного поля приурочені до четвертинних і кам'яновугільним відкладень.

В даний час гірничі виробки пласта k_7^H обводнюються за рахунок тріщинуватого пісковика K_7SK_8 , що залягає в покрівлі і складається з декількох пачок загальною потужністю 15-50 м. Вода в виробки надходить після посадки покрівлі, а вибої практично сухі. Також можливий водоприплив зі старих затоплених виробок колишньої шахти №1.

Крім цього в гірничі виробки пласта k_7^H шахти буде дреновати вода з ухильного поля пласта k_7^H сусідньої шахти. Вказані шахти мають спільний технічний кордон по пласту k_7^H , що проходить по ізогипсі мінус 300 м, гірські роботи в ухильному полі сусідньої шахти ведуться в даний час біля кордону бар'єрного міжшахтного цілика. При максимальному розвитку гірничих робіт в ухильному полі пласта k_7^H сусідньої шахти вода з нього буде дреновати через тріщинувату зону порід у бар'єрного цілика, величина перетікання визначена в кількості 20 м³/год.

Фактичний приплив води по шахті складає: нормальний - 237 м³/год, максимальний - 260 м³/год.

1.1.2.6 Гірничо-геологічні умови

Вугільні пласти залягають в типовій для Донбасу піщано-глинистій товщі. Вміщуючими породами служать вапняки, пісковики та інші породи.

Основним робочим шаром шахти є пласт k_7^H . Пласт k_7^H на описуваній площі має будову від простого до трьохпачечного. При складній будові вугільна товща розбита прошарками сланцю глинистого і сланцю углистого на 2-3 пачки. Потужність сланцю 0,01-0,10 м. Вугілля верхньої і середньої пачки чорне, блиск антрацитовий, злам раковистий, часто з піритізованими конкреціями розміром 0,02 x 0,08 x 0,10 м окремість паралелепіпідальна. Вугілля нижньої пачки чорне, крихке, розпадається на малопотужні слойки, утворюючи листову і тонкоплиточну окремість. За нашпруванням часті примазки прошарку кальциту.

Потужність окремих пачок вугілля коливається від 0,70 до 0,10 м. У нижній частині пласта залягає сланець вуглистий - «земнік» - чорний, матовий з великою кількістю вуглефікованого детриту, текстура «комкова». Потужність «земніка» від 0 до 0,22 м.

Контакт вугільного пласта з безпосередньою підшовою чіткий, злегка хвилястий. Геологічна потужність пласта від 0,76 до 1,12 м, Середня потужність 0,90 м.

Для пласта k_7^H можлива наявність розмивів вугільного пласта до потужності 0,0 - 0,60 м. Такі утонення супроводжуються відділенням від основної вугільної пачки малопотужного вугільного прошарка (0,01 - 0,05 м), який іде у покрівлю на висоту 0,20 - 3,20 м від вугільного пласта з утворенням характерної куполоподібної покрівлі.

Безпосередня покрівля - сланець піщаний сірого кольору, середньої міцності і стійкості, слюдистий. Шаруватість виражена слабо. У шарі спостерігаються залишки рослинного детриту, дрібні крапління піриту, тонкі прошарки пісковика потужністю до 0,002 м. Міцність за шкалою Протод'яконова 7 - 8 ($\sigma_{сж} = 743$ кгс/см² - 837 кгс/см²).

Потужність сланцю піщаного в покрівлі 5,0 - 15,0 м.

Вище сланцю піщаного залягає піщаник, сірого кольору, дрібнозернистий на карбонатному цементі, $\sigma_{сж} = 976 - 1449$ кгс/см². Обрушуваність основної покрівлі А₂.

Підшва пласта k_7^H - сланець піщаний, темно - сірого кольору, на окремих ділянках переходить в піщаник ($f = 8 - 9$, $\sigma_{сж} = 859$ кгс/см²) слюдистий, шаруватість горизонтальна, обумовлена чергуванням шарів різного гранулометричного складу. Підшва пласта k_7^H має хвилястий характер. Висота «хвиль» 0,03 - 0,33 м відстань між «хвилями» 0,30 - 1,30 м. Стійкість безпосередньої підшви П₂.

Газоносність вугільного пласта 2,3-5,8 м³/т.с.б.м., Категорія шахти по виділенню метану - надкатегорійна.

Вугільний пласт не схильний до викидів газу і вугілля, а також не схильний до самозаймання і до вибухонебезпечності вугільного пилу.

1.2 Границі і запаси шахтного поля

1.2.1 Межі та розміри шахтного поля

Існуючі технічні кордони шахти наступні:

а) на півдні (по повстанню) - вихід пласта k_7^H під наноси;

б) на сході (по простяганню) - умовна ламана лінія, що проходить від виходу пласта до ізогіпси мінус 270 м по контуру гірничих робіт, далі на довжині 800 м по ізогіпси мінус 200 м і далі навхрест простягання пласта - по умовній лінії, що проходить в 200 м на схід від сполучення конвеєрного ухилу з 21 штреком (спільний кордон з полем шахти «Краснолуцька»), на відстані 3 км від головного ствола.

в) на заході (по простяганню) - від виходу пласта до ізогіпси мінус 250 м умовна лінія, що проходить по контуру гірничих робіт, далі по Карлівському скиду №2 - кордон з шахтою №5 ш/у «Хрустальське», на відстані 2,6 км від головного ствола.

г) на півночі (по падінню) - ізогіпса пласта мінус 300 м - спільний кордон з шахтою ім. «Ізвестій».

Розміри шахтного поля:

- по простяганню - 5,6 км;

- по падінню - 6,0 км (залишилося 2,5 км);

- площа шахтного поля 33,6 км².

Кут падіння порід 0-7 град., домінуюче залягання порід 0-4 град.

Всі пласти детально розвідані гірничими роботами і сіткою геологорозвідувальних свердловин, які розміщені з інтервалом 200 - 400 м.

Відсоткове співвідношення балансових запасів за категоріями становить: категорія А - 10%, категорія В - 60%, категорія С1 - 30%.

Так як кут падіння пластів становить $\alpha = 0 - 4^\circ$, а потужність пластів в межах 0,7-1,10 м то для підрахунку запасів приймаю спосіб середнього арифметичного. Для цього умовно поділяємо шахтне поле на блоки. Підрахунок запасів проводимо за формулою:

$$Q_{\text{ср.ар.}} = L \cdot l \cdot m_{\text{н.ср.}} \cdot \gamma, \text{ т} \quad (1.1)$$

де L - розмір запасів по простяганню, м;

l - розмір запасів по падінню, м;

$m_{\text{н.ср.}}$ - нормальна середня потужність пласта, м;

γ - об'ємна вага вугілля, т/м³.

Підрахунок геологічних запасів за формулою зводимо в таблицю 1.4.

Таблиця 1.4 - Підрахунок геологічних запасів

Індекс пласта	Розмір запасів по простяганню, м	Розмір запасів по падінню, м	Потужність пласта, м	Питома вага вугілля, т/м ³	Запаси, тис. тон
	L	l	m _н	γ	Q
Балансові запаси					
k ₇ ^H	5600	2500	0,9	1,8	22680
Разом: 22680 тис. т.					
Позабалансові запаси (гірничо-геологічні умови)					
k ₅ + k ₅ ^B	5600	2500	0,99	1,68	23280
k ₅ ^H	5600	2500	0,45	1,62	10206
Разом: 33486 тис. т.					
Всього геологічних запасів: 56166 тис. т.					

Розрахунок промислових запасів здійснюємо за формулою:

$$Q_{\text{пр}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma(\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ тон} \quad (1.2)$$

де $\Pi_1, \Pi_2, \Pi_3, \Pi_4$ - втрати вугілля за різними ознаками, т.
Промислові запаси:

$$Q_{\text{пром}} = Q_{\text{бал}} - \Sigma(\Pi_1 + \Pi_2 + \Pi_3 + \Pi_4), \text{ тон} \quad (1.3)$$

$$Q_{\text{пром}} = 22680000 - (0 + 677646 + 0 + 660070) = 21342284 \text{ т.}$$

2 ТЕХНОЛОГІЧНА ЧАСТИНА

2.1 Основні дані по експлуатації шахти

2.1.1 Режим роботи і продуктивність

Відповідно до основних напрямків і норм вугільних шахт, на підприємстві прийнята наступна організація роботи:

- число робочих днів у році для шахти - 300;
- число робочих днів у році для трудящих - 260;
- п'ятиденний робочий тиждень для трудящих з одним загальним вихідним днем, а інший за змінним графіком;
- тривалість робочої зміни - 6 ч для підземних робітників і 8 ч для робітників поверхні;
- кількість робочих змін на шахтній поверхні - 3 зміни;
- режим роботи очисних вибоїв - три зміни по видобутку і одна зміна ремонтно-підготовча;
- режим роботи при проведенні виробок - три зміни по проведенню й кріпленню виробки і одна зміна ремонтно-підготовча.

Таким чином, тривалість робочого тижня становить:

- для підземних робітників - 30 годин;
- для гірничих майстрів - 35 годин;
- для робітників шахтної поверхні - 40 годин.

Річна виробнича потужність шахти - 500 тис. тон на рік. При промислових запасах шахтного поля 21,34 млн. тон, підрахованих по корисній потужності пластів, розрахунковий термін служби шахти становить 47 років.

2.1.2 Розкриття, підготовка і система розробки пластів

На шахті застосовується спосіб розкриття: трьома вертикальними стволами (скіповим і двома клітьовими) і двома фланговими збійками (західна вентиляційна збійка, пройдена з поверхні до горизонту 21 штреків і вентиляційна збійка № 126, пройдена з поверхні до 20 західного штреку).

Підготовка шахтного поля прийнята погоризонтна на діючому горизонті мінус 370 метрів пласта k_7^H .

Що стосується системи розробки, то в даний час відпрацювання пласта k_7^H проводиться по стовповій системі лавами по повстанню. Довжина виїмкових стовпів на східному крилі горизонту мінус 370 м. становить 1350 - 1400 м. Довжина лав 180 м.

Як засоби механізації застосовуються очисні комбайни К-103М і гідрофіковані кріплення ІКД-80, а також стругові установки з індивідуальним кріпленням.

2.1.3 Визначення виробничої потужності і терміну служби шахти

Проектну потужність шахти визначимо за методикою д.т.н. П.З. Звягіна, що дозволяє визначити максимально можливу потужність при обмежених розмірах шахтного поля:

$$A_{\text{ш.г}} = \sqrt{\frac{c_1 \cdot \varphi^2 + k'_1 \cdot E_n}{\frac{c_1}{Z_{\text{пр}}} + k'_{\text{пр}} \cdot E_n \cdot k''_1}}, \text{ тис. т/рік}, \quad (2.1)$$

де $c_1, \varphi, k'_1, k'_{\text{пр}}, k''_1$ - розрахункові коефіцієнти, що характеризують капітальні та експлуатаційні витрати.

Таблиця 2.1 - Розрахункові коефіцієнти

Характеристика пластів, що розробляються	c_1	k'_1	k''_1	$k'_{\text{пр}}$	φ
Пологі вугільні пласти	28	3307	25,1	0,000134	$4,4 + 0,18 A_{\text{мес}}$

$Z_{\text{пр}}$ - промислові запаси, тис. т;

E_n - нормативний коефіцієнт порівняльної ефективності капітальних вкладень у вугільну промисловість ($E_n = 0,15$).

Зазначена в таблиці місячна продуктивність очисного вибою, $A_{\text{мес}}$, розраховується за формулою:

$$A_{\text{мес}} = l_{\text{л}} \cdot v_{\text{сут}} \cdot n_{\text{дн}} \cdot p_{\text{ср}} \cdot c \cdot 10^{-3}, \text{ тис. т}, \quad (2.2)$$

де $l_{\text{л}}$ - довжина лави, м;

$v_{\text{сут}}$ - середньодобове посування очисного вибою, м;

$n_{\text{дн}}$ - число днів роботи очисного вибою на місяць;

$p_{\text{ср}}$ - середня продуктивність пластів, т/м²:

$$p_{\text{ср}} = \frac{\sum m_{\text{бал}} \cdot \gamma}{n_{\text{бал}}}, \text{ т/м}^2, \quad (2.3)$$

c - коефіцієнт виймання вугілля в очисному вибої.

$$p_{\text{ср}} = \frac{0,9 \cdot 1,8}{1} = 1,62 \text{ т/м}^2;$$

$$A_{\text{мес}} = 180 \cdot 4,0 \cdot 25 \cdot 1,62 \cdot 0,90 \cdot 10^{-3} = 26,2 \text{ тис. т}$$

$$A_{\text{ш.г}} = \sqrt{\frac{28 \cdot (4,4 + 0,18 \cdot 26,2)^2 + 3307 \cdot 0,15}{\frac{28}{21342} + 0,000134 \cdot 0,15 \cdot 25,1}} = 518,8 \text{ тис. т / рік}$$

Розрахунковий термін служби шахти визначається за формулою:

$$T_p = \frac{Z_{np}}{A_{uz.z}}, \text{ років} \quad (2.4)$$

Однак не весь період шахта працює з проектною виробничою потужністю. У початковий період, після здачі в експлуатацію, шахта поступово освоює свою проектну потужність. Тривалість періоду розвитку залежить від потужності шахти. В останні роки роботи, коли розробляються окремі частини шахтного поля, погашаються раніше залишені цілики, шахта також знижує видобуток проти встановленого проектом, отже, повний термін служби шахти необхідно визначати з урахуванням часу на її розвиток (освоєння) і загасання (згортання) видобутку.

$$T = T_p + t_{ocv} + t_{zam}, \text{ років} \quad (2.5)$$

де T_p - розрахунковий термін служби шахти при її роботі в проектному режимі, років;

t_{ocv} - час, необхідний для виведення на проектну потужність шахти, років.

t_{zam} - час, необхідний для доопрацювання запасів, років.

Норми технологічного проектування (НТП) рекомендують такі строки освоєння проектної потужності шахти:

при $A_{uz.z} < 1,2$ млн. т/рік $t_{ocv} \leq 2$ років.

Термін загасання строго не регламентований, але має становити не більше 20 % від тривалості відпрацювання останнього горизонту, тобто для пологих пластів $t_{zam} = 2-3$ року.

$$T_p = \frac{21432}{500} = 42 \text{ роки};$$

$$T = 42 + 2 + 3 = 47 \text{ років.}$$

2.1.4 Головні стволи шахти і підйом

Шахтне поле розкрито трьома вертикальними стволами: скіповим і клітьовим шахти №4-біс, пройденими до першого горизонту пласту k_5 і клітьовим №1, пройденим до 21 горизонту пласту k_7^H . Усі стволи мають металеві укісні копри.

Скіповий ствол пройдений на глибину 220 м, закріплений тубінговим кріпленням, переріз круглий, діаметр перерізу ствола 5,0 м, площа перерізу у світлі 19,6 м², кут нахилу виробки – 90°. Обладнаний вугільним двохскіповим підйомом з машиною типу ЦР-4x2,4/0,6 і скіпами вантажопіднімальністю 11 т. Призначення виробки – видача вугілля і породи. Армування ствола жорстке, металеві провідники з рейок Р-38 довжиною 12,5 м, спосіб кріплення провідників до розстрілів - скоби Бріара. Сходове відділення відсутнє. Технічний стан підйому – задовільний. Переріз скіпового ствола приведений в графічній частині.

Клітьовий ствол шахти №4-біс пройдений на глибину 202 м, закріплений

срубним дерев'яним кріпленням прямокутного перерізу (3880×3560 мм), площа перерізу у світлі 14,2 м², кут нахилу виробки – 90°. Армування ствола тверде, змішане, крок армування 3,25 м, розстріли – дерев'яні бруси, з'єднання розстрілів між собою болтове, провідники – дерев'яні бруси перерізом 18×16 см, довжина 6 м. Призначення ствола – вантажно-людський. Сходове відділення присутнє.

Вертикальний клітьовий ствол № 1 пройдений на глибину 578 м, круглого перерізу, розміром перерізу 5 м, площею перерізу 19,6 м². Кут виробки – 90°. Ствол закріплений від 0 до 175 м глибини тубінговим кріпленням, від 175 до 578 м – бетоном. У стволі присутнє сходове відділення. Армування ствола жорстке металеве, розстріли з двотаврової балки № 30, з'єднання розстрілів між собою – болтове, провідники з рейки Р-43, довжина 12,5 м, спосіб кріплення провідників до розстрілів – скоби Бріара. Обладнаний двохклітьовим підйомом з машиною типу НКМЗ 1х5х3, двоповерховими клітьями на вагонетку ВГ-2,5. Призначення ствола – спуск-підйом людей, матеріалів, обладнання, подача свіжого струменя повітря в шахту. Технічний стан підйому – задовільний. Переріз ствола приведений в графічній частині.

2.1.5 Основні гірничі виробки

Графічне зображення основних виробок приведено на перерізах та схемі підготовки в графічній частині проекту. Так, західна збійка пройдена по пласту k_7^H з поверхні до 21 штреку, закріплена арковим трьохланковим металевим кріпленням КМП-А3-11,2 перерізом у світлі після осідання 8,9 м², обладнана вентиляційною установкою ВЦО-2,5 і служить для видачі із шахти відпрацьованого повітря (провітрювання) і як запасний вихід на випадок аварії в шахті.

Вентиляційна збійка № 126 пройдена по пласту k_7^H , закріплена арковим металокріпленням КМП-А3-11,2 перерізом у світлі після осідання 8,9 м², обладнана вентиляційною установкою ВЦО і служить для видачі відпрацьованого повітря з гірничих робіт на західному крилі горизонту 21-х штреків і горизонту – 370 м.

Від відмітки + 28,5 м (приствольні двори скіпового і клітьового стволів шахти №4-біс) до відмітки – 24,0 по пласту k_5 пройдено 3 ухили: центральний вантажний, людський і конвеєрний.

Кількість приствольних дворів – два. Тип приствольних дворів – кільцеві. Ємність вітки клітьового ствола шахти №4-біс: вантажної – 30 вагонеток, порожнякової вітки – 30 вагонеток. Ємність вітки клітьового ствола № 1: вантажної – 100 вагонеток, порожнякової – 100 вагонеток. В даний час для транспортування вантажів використовується приствольний двір клітьового ствола № 1, до якого примикає вентиляційний квершлаг, пройдений по порожніх породах до пласту k_7^H довжиною 900 м. Переріз квершлягу у світлі – 17,3 м², закріплений кріпленням КМП-А3-18,8, з'єднання з/б. Служить для подачі свіжого струменя повітря, транспортування вантажів, прокладки комунікацій і

пересування людей. З квершлягу мається заїзд у камеру гараж-зарядну електровозів, а також заїзд у камеру складу вибухових матеріалів.

Схема приствольного двору наведена у графічній частині проекту. В межах приствольного двору побудовані такі камери виробничого та службового призначення:

- 1) камера вугільних вантажних пристроїв;
- 2) камера породного вантажного пристрою;
- 3) три розвантажні ями;
- 4) камери зумпфового водовідливу;
- 5) центральна підземна електростанція;
- 6) насосна камера з водотрубним хідником і водозбірниками;
- 7) камера очікування;
- 8) депо акумуляторних електровозів;
- 9) хідник для чистки зумпфа головного стволу з камерою лебідки;
- 10) склад вибухових матеріалів;
- 11) камера гірничорятувального пункту;
- 12) депо протипожежного поїзду.

Усі рейкові шляхи у виробках приствольного двору прийняті з використанням рейок типу Р-33. Шпали залізобетонні типу ШД-4. На ділянках стрілочних переводів передбачається укладання дерев'яних шпал, просочених антисептиком. Радіуси закруглення рейкових шляхів прийняті не менш 20 м.

Об'єм виробок приствольного двору горизонту 21 становить 14627м³, камер – 9468 м³, складу ВМ – 1981 м³.

Таблиця 2.2 – Об'єм виробок приствольного двору

	Об'єм по типу кріплення, м ³		
	Анкери+ набризк	Бетон і металобетон	Метал
Приствольний двір			
1. Виробки приствольного двору	318	14309	–
2. Камери	3925	4412	1131
3. Склад ВМ	889	–	1092

Для провітрювання камер приствольного двору використовується пройдений від повітряподавального квершлягу вентиляційний хідник довжиною 180 м перерізом 9,2 м. Приствольний двір своєю протяжною виробкою прив'язаний до відкотного квершлягу горизонту 22 довжиною 570 м, перерізом у світлі 16,4 м², закріпленому арковим п'ятиланковим кріпленням. До головних розкривних виробок відносяться також повітроподавальний квершляг перерізом у світлі 14,4 м², закріплений арковим п'ятиланковим кріпленням і квершляг горизонту 21 довжиною 960 м, перерізом 18,6 м², закріплений арковим п'ятиланковим кріпленням.

Пересування людей, доставка матеріалів від ствола № 1 до штреків горизонту 21 проводиться по квершлягу цього горизонту. Транспортування вугілля і породи від горизонту 21 до скіпового ствола шахти № 4-біс здійснюється

по конвеєрному ухилу горизонту 20, конвеєрному квершпагу, центральному конвеєрному ухилу. Загальна довжина транспортного ланцюжка складає 3405 м. Виробки мають переріз $11,2 \text{ м}^2$, закріплені трьохланковим арковим кріпленням. Провітрювання 21 горизонту здійснюється за фланговою схемою за допомогою двох збійок – західної і № 126, пройдених по пласту k_7^H від поверхні. Західна збійка має довжину 5840 м, закріплена трьохланковим арковим кріпленням, переріз у світлі – $11,2 \text{ м}^2$. Збійка № 126 також пройдена перерізом у світлі $11,2 \text{ м}^2$, має довжину 5240 м, закріплена трьохланковим арковим кріпленням.

2.1.6 Підйом і транспорт

Транспорт по основним гірничим виробкам горизонту 21 та горизонту 22, що проектується, здійснюється в шахтних вагонетках типу ВГ-2,5 за допомогою акумуляторних електровозів типу АРВ-8 та АМ-8Д, по центральному конвеєрному ухилу – стрічковим конвеєром КЛ-100. Транспортування породи по основним гірничим виробкам здійснюється в вагонетках типу ВГ-2,5 за допомогою електровозної відкатки, по допоміжним ухилам – однокінцевою відкаткою.

Транспортування обладнання, матеріалів і людей здійснюється в шахтних спеціальних людських вагонетках та на платформам.

Розвантажування вагонеток в приствольному дворі здійснюється за допомогою спеціальних пристроїв в яму-бункер скіпового ствола. З бункера вугілля хитаючимися живильниками подається на стрічковий конвеєр і далі в дозаторні камери загрузочних пристроїв.

Радіус закруглення виробок прийнятий 14 м, уклони колії у виробках повинні не перевищувати 0,005 промілі.

Чисельність вагонного парку розраховуємо шляхом розстановки составів по робочих місцях, виходячи з таких умов: на кожний робочий електровоз приймаємо по одному составу, на кожний навантажувальний пункт – по одному обмінному составу плюс кількість составів, що знаходяться в резерві.

Інвентарне число вагонеток визначається розміщенням вагонеток по місцях, при якому усі робочі електровози знаходяться в русі з составом вагонеток:

$$14 \times 17 = 238 \text{ вагонеток};$$

на всіх навантажувальних пунктах знаходиться по составу вагонеток:

$$10 \times 17 = 170 \text{ вагонеток};$$

на навантажувальних станціях знаходиться число вагонеток, рівне сумарній ємності вантажної і порожньої гілок станції мінус один состав:

$$101 - 17 = 84 \text{ вагонетки.}$$

Інвентарне число вагонеток ВГ-2,5 складе:

$$238 + 170 + 84 = 492 \text{ вагона.}$$

Пропускна здатність ОКД визначається по формулі:

$$Q = \frac{60 \cdot t \cdot m \cdot n \cdot k_{\Pi}}{T}, \text{ т} \quad (2.6)$$

де t – час роботи ОКД у добу, $t=18-20$ ч;

m – маса вантажу у вагонетці, т;

n – число вагонеток, що перекидають одночасно, $n=1$;

k_{Π} – коефіцієнт, що враховує наявність породи у вагонетці, $k_{\Pi}=0,75$;

T – цикл перекидання, $T=1,2$ хв.

$$Q = \frac{60 \cdot 18 \cdot 4,62 \cdot 1 \cdot 0,75}{1,2} = 3118,5 \text{ т}$$

Виробнича потужність шахти на добу становить 900 т, отже, пропускна здатність ОКД відповідає вимогам.

Баланс робочого часу і продуктивність підйомних установок шахтних стволів зведені у таблицях 2.3 – 2.4

Таблиця 2.3 – Баланс завантаження скіпів головного ствола

Найменування видачі	Кількість т/добу	Продуктивності підйому т/годину	Тривалість роботи, годин/добу
Вугілля	До 900	160	5,63
Порода	До 440	60	7,33

Транспорт вугілля з очисного вибою буде виконуватися за допомогою конвеєрів. З очисного вибою вугілля буде перевантажуватися на скребковий конвеєр, а далі на стрічковий конвеєр.

Визначимо розрахунковий вантажопотік, що надходить на конвеєр:

$$Q_p = \frac{Q_{\text{см}} \cdot k_{\text{н}}}{t_{\text{см}} \cdot k_{\text{м}}}, \text{ т/годину} \quad (2.7)$$

де $Q_{\text{см}}$ – вантажопотік, що поступає у зміну на конвеєр, т/зм;

$k_{\text{н}}$ – коефіцієнт нерівномірності надходження вантажу;

$t_{\text{см}}$ – тривалість зміни, годин;

$k_{\text{м}}$ – коефіцієнт машинного часу ($k_{\text{м}} = 0,7 \div 0,85$)

$$Q_p = \frac{900 \cdot 2}{6 \cdot 0,85} = 353 \text{ т/годину.}$$

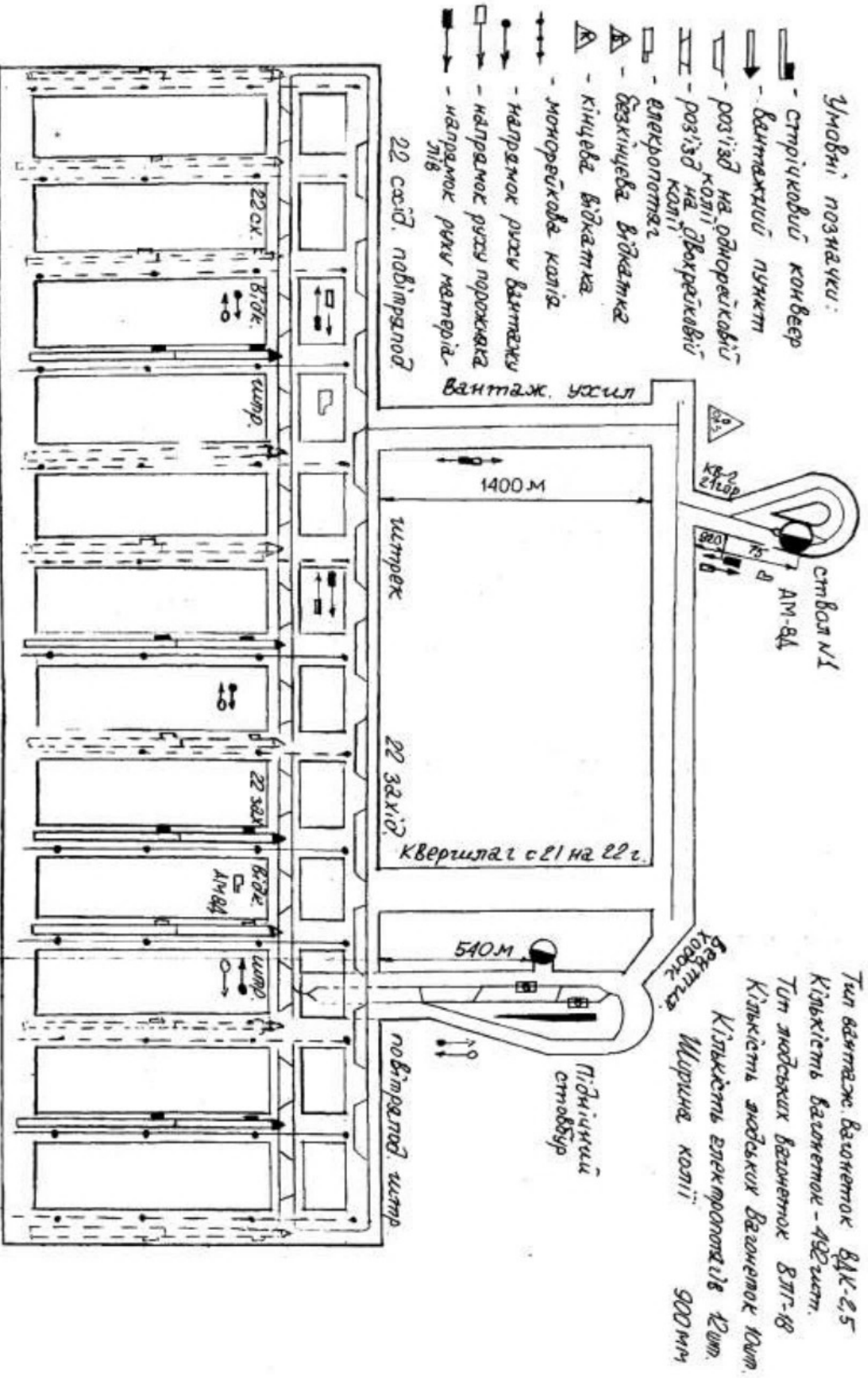


Рис. 2.1 – Схема транспорту шахти

Таблиця 2.4 – Баланс завантаження підйомної установки допоміжного ствола

Найменування операції	Коеф. нерівномірності роботи	Об'єм роботи	Кількість підйомів	Тривалість підйому, сек.	Загальна тривалість операції, годин
Спуск людей (v=5 хв/с)		1400 чол.	30	230,5	1,92
Підйом людей (v=5 хв/с)		1400 чол.	30	230,5	1,92
Огляд ствола					0,45
Спуск рейок і туб (v=3хв/с)		8 компл.	8	384	0,54
Спуск ВМ		4 сп.	4	230,5	0,26
Підсумок:					5,1 год
Спуск матеріалів	1,5	40 вагон.	20	126,5	0,7
Спуск арки		30 пл.	15	194,7	0,82
Спуск обладнання		10 пл.	10	160,3	0,45
Підйом 50% порожняка		40 пл.	20	126,5	0,7
Інші операції		10сп.	10	194,7	0,35
Підсумок з врахуванням 1,5					4,83
Загальний час роботи підйому					9,93

По розрахунковому вантажопотоку $Q_p = 353$ т/годину, вибираємо скребковий конвеєр СП202В, а стрічковий ЗЛ100У виходячи з довжини транспортування, кута падіння пласта й Q_p .

Матеріали і обладнання на дільницях очисних та підготовчих робіт будуть доставлятися по ухилах у вагонетках і на платформах за допомогою лебідки ЛВ-25.

Для доставки людей будемо використовувати монорейкову дорогу ДМКУ.

2.1.7 Водовідлив

В даний час на шахті в роботі знаходиться чотири водовідливні установки:

- на корінному штреку 1 горизонту пласта k_5 (ЦНСШ 300x216);
- на східному відкотному штреку пласта k_5 (ЦНС 300x240);
- на 21 західному відкотному штреку пласта k_7^H (ЦНСШ 300x720);
- на 5 східному відкотному штреку пласта l_2^e колишня шахта №1 (ЦНС 180x85).

Характеристика водовідливних установок наведена в таблиці 2.5.

Таблиця 2.5 - Характеристика водовідливних установок

Найменування обладнання	Рік придбання	Потужність, кВт	Продуктивність, м ³ /год
ЦНС 300x240	1991	250	300
ЦНСШ 300x216	2001	250	300
ЦНС 180x85	1996	75	150
ЦНСШ 300x720	2001-2004	1000	300-320

На горизонті -370 м передбачається спорудження водовідливного комплексу, що складається з насосної камери, водозбірника і освітлюючого резервуара.

Розрахункова корисна ємність водозбірника становить 4176 м³ з розрахунку прийому 8-ми годинного нормального припливу води 522 м³/год з урахуванням води, що надходить з шахт «Ізвестій», «Княгининська» пласта k_7^H і колишньої шахти №1. За умовами планування та розміщення гірничих виробок ємність водозбірника становить 4320 м³.

Кріплення водозбірника прийняте металева арка з залізобетонними затяжками, перетином в світлі 9,6 м².

Для освітлення води передбачена камера освітлюючого резервуара. Камера складається з двох секцій відстійника (робочої і резервної), навантажувального пункту і камери лебідок. Перетин камери у просвіті змінне від 13,2 м² до 24,7 м². Кріплення - бетон, металобетонна і металева арка з залізобетонними затяжками.

Одночасно з експлуатацією проектного водозбірника на горизонті -370 м триває експлуатація існуючих водозбірників на корінному і 5 горизонтах пласта k_5 . Розширення цих водозбірників не потрібно, так як фактична ємність водозбірників перевищує необхідну ПБ в кілька разів.

2.1.8 Вентиляція

Шахта віднесена по виділенню метану до надкатегорійної, а за суфлярними виділеннями метану - до небезпечних.

Відносна газообільність шахти становить 39,0 м³ метану на тонну добового видобутку.

Схема провітрювання шахти флангова, спосіб провітрювання всмоктуючий.

Свіже повітря надходить в шахту по клітьовому стволу і стволу № 1, а вихідний струмінь повітря видається по скіповому стволу, західній і № 126 вентиляційним збійкам.

Оцінка стану провітрювання шахти зроблена за результатами повітряно-депресійної зйомки, виконаної службою ДС 5ВГСО. Відповідно до цієї зйомки повітря, що корисно використовується, становить 63,93% від такого, що надходить у шахту і 54,69% від загальної продуктивності вентиляторів головного провітрювання.

Основними причинами понаднормативних витоків є витoki через вироблений простір, через старі гірничі виробки, не задовільна герметизація вентиляційних споруд.

Серйозним недоліком існуючої схеми провітрювання є також те, що основні магістральні виробки (ухили, квершлагги), обладнані стрічковими конвеєрами, не провітрюється відокремленим струменем повітря, як потрібно.

Для провітрювання гірничих виробок використовуються дві вентиляційні установки, розташовані на вентиляційних збійках, пройдених на флангах шахтного поля.

Характеристика вентиляційних установок наведена в таблиці 2.6.

Таблиця 2.6 - Характеристика вентиляційних установок

Місцезнаходження вентиляційних установок	Тип вентилятора	Продуктивність, м ³ /хв	Депресія, мм.вод.ст.
Західна вентиляційна збійка	ВЦО -2,5	4980	4860
Вентиляційна збійка № 126	ВЦО -2,5	325	375

- кількість повітря, що надходить в шахту - 8259 м³/хв;
- кількість повітря, що надходить в очисний вибій - 207 м³/хв;
- коефіцієнт внутрішніх витоків - 21,6%;
- коефіцієнт зовнішніх витоків - 16,01%.

Шахта отримує електроенергію за чотирма незалежними кабельними уведеннями: два з підстанції «Княгининська» 6 кВ і два з підстанції «Знамя комунізму» 6 кВ. Тепле повітря подається в шахту з калориферної установки вантажно-людського ствола №1.

2.1.9 Освітлення

Освітлення підземних виробок передбачається відповідно до норм і вимог чинних ПБ.

Стационарне освітлення здійснюється світильниками типу РВЛ-40м, приєднаними до мережі 127 В. Джерела струму: трансформатори ТСШ і пускові агрегати АП-4.

Пересувне освітлення здійснюється головними світильниками типу РГД-3, які забезпечують нормальну роботу протягом 10 годин. Заряджання світильників походить від зарядних станцій з струмом 4,4-5,2 В.

2.2 Технологічний комплекс будівель і споруд на поверхні

Будинки й споруди запроектовані згідно СНіП 11-89-80 "Генеральні плани промислових підприємств». Генеральний план розроблений з урахуванням санітарних і протипожежних норм.

Найменування будівель і споруд, а також займані ними площі на території центрального промислового майданчика шахти наведені в табл. 2.7.

Таблиця 2.7 - Площі окремих будівель і споруд проммайданчика

№ п/п	Назва об'єкта	Площа, м ²
1	Адміністративно-побутовий комбінат	2827,4
2	Надшахтна будівля головного ствола	755,7
3	Будівля машинного підйому головного ствола	584,3
4	Надшахтна будівля допоміжного ствола	1393,7
5	Будівля машинного підйому допоміжного ствола	632,6
6	Компресорна	425,6
7	Хлораторна	80,5
8	Їдальня	631,6
9	Будівлі енергоцехів	385,5
10	Механічний цех	130,6
11	Насосні	233,2
12	Матеріальний склад	401,1
13	Крепезадільна	380,1
14	Гідроцех	255,5
15	Склад устаткування	600
16	Гараж	232,6
17	Склад ПММ	268
18	Госпдільниця	545
19	Дегазаційна станція	164,9
20	Будинок головного вентилятора	335,3
21	Котельні	417,9
22	Лісовий склад	899,5
23	Склад вугілля	1757,9
24	З/д бункера	313,9

№ п/п	Назва об'єкта	Площа, м ²
25	Комори	419,1
26	Коптерки	475,4
27	Відстійники	4120,3
28	Транспортні галереї	938,8
29	Адміністративно-побутовий комбінат (старий)	1391,2
Разом		21997

Ступінь використання території, виходячи із щільності забудови промислового майданчика, становить:

$$K_{\text{пл.}} = \frac{S_{\text{ЗАБУД}}}{S_{\text{ТЕРИТ.}}} \cdot 100\% \quad (2.8)$$

де $S_{\text{ЗАБУД}}$ – площа окремих будинків й споруд,
 $S_{\text{ТЕРИТ}}$ – загальна площа всієї території шахти.

$$K_{\text{пл.}} = \frac{21997}{86813.1} \cdot 100\% = 26\%$$

Загальна площа всієї території шахти становить 86813,1 м².

Загальна площа всіх будівель і споруд, згідно з розрахунком становить 21997 м².

Ступінь використання території після реконструкції буде задовольняти сучасним нормативним документам.

Основний технологічний комплекс поверхні шахти включає в себе комплекси головного і допоміжного стволів, також служби ремонтно-складського комплексу. У складі будівель і споруд ремонтно-складського комплексу є механічні складські служби.

Вугілля, що видається з шахти двоскіповим підйомом головного ствола через розвантажувальний пристрій надходить в приймальний бункер. З приймального бункера по похилій галереї, обладнаній стрічковим конвеєром, подається в будівлю сортування, звідки транспортується на мийку. Решта вугілля по ланцюгу стрічкових конвеєрів транспортується в завантажувальні бункера і вантажиться в залізничні вагони.

Порода, після видачі на поверхню двоскіповим підйомом головного ствола через розвантажувальний пристрій надходить в приймальний бункер. З приймального бункера по похилій галереї, обладнаної стрічковим конвеєром, подається в будівлю сортування і транспортується стрічковим конвеєром в породний бункер. Порода з бункера автосамосвалами вивозиться на плоский породний відвал.

Складське господарство представлене в такий спосіб: аварійний вугільний склад (призначений для зберігання вугілля), склад обладнання (прийом,

зберігання, облік, сортування, видача), склад ПММ (призначений для зберігання паливно-мастильних матеріалів).

Механічний цех служить для проведення ремонтних робіт і включає в себе наступні ділянки:

- ділянку мехобработки;
- ковальську ділянку;
- зварювальну ділянку;
- електроремонтну ділянку.

Ділянка мехобработки оснащена токарними верстатами, фрезерним верстатом, вертикально - свердлильним верстатом. В не робочому стані знаходяться: довбальний верстат, стругальний верстат, заточувальний верстат, відрізний верстат і прес запресовочний.

Ковальська ділянка оснащена: молотом кувальним, двома горнами вогневими.

Зварювальна ділянка оснащена: трансформатором зварювальним 2-х постовим, столом зварника.

Електроремонтна ділянка оснащена: намотувальним верстатом, настільно-свердлильним верстатом, заточним верстатом.

Матеріальний склад обладнаний стелажми для зберігання матеріалів, запасних частин і комплектуючих виробів, приладів і т. п.

Енергетичний комплекс розташований на сході проммайданчика і складається з котельні і підстанції.

Проммайданчик упорядкований: до всіх будівель і споруд є асфальтні під'їзди і підходи.

2.3 Охорона праці

Для безпечного ведення робіт передбачаються наступні заходи та технічні рішення:

- прийнята схема підготовки задовольняє всім вимогам по проведенню і провітрювання вибоїв;
- застосування кріплення виробок з урахуванням можливого зсуву контуру вміщають порід;
- охорона виробок з боку виробленого простору;
- забезпечення виїмкової ділянки не менше ніж двома запасними виходами, пристосованими для пересування людей;
- проходження виробок з дотриманням необхідних зазорів і проходів між рухомим складом і кріпленням відповідно до вимог ПБ;
- забезпечення працюючих саморятувальниками;
- влаштування виходів, що забезпечують швидке виведення людей з небезпечної зони;
- забезпечення місць роботи надійним двостороннім зв'язком, засобами сигналізації;

- механізована доставка людей у горизонтальних виробках протяжністю понад 1 км і похилим з різницею позначок більш 25 м;
- проведення технічного навчання в навчальному пункті і щоденний інструктаж з техніки безпеки і т.д.

У зв'язку зі зростаючим впливом виробничої діяльності на навколишнє середовище першорядне значення набуває розробка комплексу заходів, спрямованих до зниження або запобігання наслідків цієї діяльності.

Розвиток вугледобувної та переробної промисловості тісно взаємопов'язаний з навколишньою природою і обумовлює її зміну не тільки на самому об'єкті, а й на значній прилеглий території.

Одним з небажаних впливів на природу є забруднення водотоків і водойм, які можна скидати шахтними і господарсько-побутовими стічними водами.

В даний час шахтна вода в кількості 146 м³/год видається на поверхню в 3-х секційний відстійник. На потреби збагачувальної фабрики і зрошення очисних вибоїв використовується близько 15% води. Решта вода в кількості 130 м³/год скидається у ставки-накопичувачі розташовані в басейні річки Водної. Після відстою і часткового розведення атмосферними опадами вода надходить в р. Кришталева, а потім в річку Міус.

В процесі експлуатації шахти дренажування водоносних горизонтів, запаси яких могли бути використані в народному господарстві, відбуватися не буде.

На охорону природи спрямовані наступні технічні рішення:

- розширення ставка-відстійника №1 за рахунок поглиблення і очищення його;
- використання скельного ґрунту з чаші ставків для будівництва гребель, що збереже землі, необхідні для відводу під кар'єр суглинків;
- влаштування протифільтраційних екранів в ставках для запобігання впливу їх на прилеглу територію;
- скидання в балку шахтних вод тільки після їх очищення від зважених речовин і знезараження;
- на майданчиках будівництва знімається родючий шар ґрунту з метою подальшого використання його для поліпшення сільгоспугідь.

Ставки-відстійники шахтних вод на шахті з підводячими та відводячими комунікаціями знаходяться під постійним наглядом.

Греблі періодично оглядаються з напірної і низової сторони, щоб уникнути пошкоджень або просочування води. Гребінь греблі підтримується на проектній позначці.

Також постійно ведеться спостереження за станом трубопроводів, проводяться виміри рівня води, ведеться журнал робіт і т.д.

3 ОСНОВНА ЧАСТИНА

Проект спорудження головного конвеєрного штреку пл. k_7^H гор. 600 м

Метою даного розділу є розробка проекту проведення головного конвеєрного штреку пл. k_7^H гор. 600 м по породам з несучою здатністю $\sigma_c = 50$ МПа. Потужність вугільного пласту 0,7 м. Глибина закладення виробки – 600 м. Довжина штреку 2000 метрів. Виробка при експлуатації буде обладнана стрічковим конвеєром 1Л100К із шириною стрічки 1450 мм і рейковою колією шириною 900 мм.

Головний конвеєрний штрек пласта k_7^H призначений для транспортування вугілля, доставки матеріалів, обладнання, а також вентиляції.

3.1 Буропідривна технологія спорудження головного конвеєрного штреку

3.1.1 Вибір способу і технологічної схеми спорудження виробки

Спосіб спорудження виробки характеризується в кожному окремому випадку технологічною схемою її проведення, тобто безпечною сукупністю способів і засобів відділення гірської маси від масиву, навантаження її і транспортування із вибою, зведення кріплення. Способи відділення вугілля або породи від масиву і область їх раціонального застосування залежать від коефіцієнта міцності порід, а також поперечного перерізу і довжини виробки.

Перевага віддається способам проведення з найбільшою механізацією основних і допоміжних процесів прохідницького циклу.

Після вибору способу проведення виробки і способу відділення порід - вибирають і обґрунтовують технологічну схему проведення, форму вибою, вид підривання, спосіб навантаження і транспортування гірської маси, зведення тимчасового і постійного кріплення, технологію виконання допоміжних процесів.

Оскільки породи, по яким проводиться виробка стійкі, тобто допускають оголення вибою виробки, то застосовую буропідривний спосіб проведення.

Буропідривний спосіб відділення породи від масиву застосовується при коефіцієнті міцності від 1 до 20 і більше, коли застосування механічного або інших способів неможливо або неефективно. Площа перерізу виробки обмеження не має.

3.1.2. Розрахунок поперечного перерізу виробки

1. Визначення величини проходу для людей і зазорів на висоті рухомого складу проводиться по формулам:

$$n = n_{\min} + (h_n - h) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,7 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,85 \text{ м} \quad (3.1)$$

$$m = m_{\min} + (h_n - h) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,4 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,55 \text{ м} \quad (3.2)$$

де h_l - висота проходу для людей від рівня баласту, 1,8 м;
 $\alpha = 10-20^\circ$ - кут переходу прямої частини стійки в криву;
 m_{min} і n_{min} - зазор між рухомим складом і кріпленням і величина проходу для людей (ПБ).

2. Ширину виробки у світлі на висоті верхньої кромки рухомого складу визначають за формулою:

$$B = m + 2A + p + n = 0,55 + 2 \cdot 1,45 + 0,4 + 0,85 = 4,7 \text{ м} \quad (3.3)$$

де A - ширина рухомого складу в найбільш виступаючій частини, м;

p - зазор між зустрічними рухливими складами, м.

3. Для подальших побудов вихідними величинами є висота прямолінійної частини стійки h_c , величина зміщення центру радіусу дуги стійки від осі виробки c_y , а також центральний кут дуги стійки β_0 , які можна прийняти за таблицями залежно від ширини арки.

Приймаємо: СВП-27, $h_c = 0,9$ м, $c_y = 0,246$ м, $\beta_0 = 41^\circ$.

4. Далі графічно або шляхом розрахунку по наближених формулах визначаємо радіус дуги стійки R :

$$R = \sqrt{(h_l + \Delta h_l - h_c)^2 + (b_l + c_y)^2} \quad (3.4)$$

$$b_l = \frac{(B + \Delta b_c + c_y)^2 + (h - h_c)^2 - (h_l + \Delta h_l - h_c)^2 - c_y^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_y)}; \quad (3.5)$$

$$b_l = \frac{(4,7 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,24 - 0,9)^2 - (1,8 + 0,1 - 0,9)^2 - 0,246^2}{2 \cdot (4,7 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)} = 2,3 \text{ м}$$

де b_l - ширина від осі виробки до габариту вільного простору, м;

Δh_l - величина вертикального зміщення кріплення до рівня проходу людей;

Δb_l - величина горизонтального зсуву порід на рівні рухомого складу.

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,1 - 0,9)^2 + (2,3 + 0,246)^2} = 2,73 \text{ м}$$

5. Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_y}{\cos \beta_0} + h_{\phi_l} = 2,73 - \frac{0,246}{\cos 41^\circ} + 0,029 = 2,4 \text{ м} \quad (3.6)$$

де h_{ϕ_l} - висота фланця (29 мм для СВП-27).

6. Висота від підшви виробки до центру радіусу дуги верхняка:

$$h_y = h_c + c_y \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 0,9 + 0,246 \cdot \operatorname{tg} 41^\circ = 1,1 \text{ м} \quad (3.7)$$

7. Ширина в світлі на рівні підшви виробки:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_y) = 2 \cdot (2,73 - 0,246) = 4,9 \text{ м} \quad (3.8)$$

8. Висота виробки у світлі від підшви:

$$H = h_y + r = 1,1 + 2,4 = 3,5 \text{ м} \quad (3.9)$$

9. Площа поперечного перерізу виробки в просвіті до осадки:

$$S'_{ce} = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot h_c - c_y^2 = 0,785 \cdot (2,73^2 + 2,4^2) + 4,9 \cdot 0,9 - 0,246^2 = 14,7 \text{ м}^2 \quad (3.10)$$

10. Площа поперечного перерізу виробки в просвіті після осідання:

$$S_{ce} = 0,95 \cdot S'_{ce} = 0,95 \cdot 14,7 = 13,9 \text{ м}^2 \quad (3.11)$$

11. Периметр виробки у світлі:

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + 2 \cdot h_c + B_1; \quad (3.12)$$

$$P = 1,57 \cdot (2,73 + 2,4) + 2 \cdot 0,9 + 4,9 = 15,1 \text{ м}$$

12. Ширина виробки начорно на рівні висоти рухомого складу:

$$B' = B + 2 \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) = 4,7 + 2 \cdot (0,123 + 0,04 + 0,075) = 5,1 \text{ м} \quad (3.13)$$

де h_{cn} - висота профілю (123 мм для СВП-27);

h_{zm} - товщина затяжки, $h_{zm} = 30-50$ мм;

Δb - горизонтальне зрушення порід в боках виробки, приймається за даними розрахунку або практики.

13. Висота виробки начорно:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h = 3,5 + 0,123 + 0,05 = 3,6 \text{ м} \quad (3.14)$$

14. Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{сч} = S_{ce} + (P - B_1) \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}) = 13,9 + (15,1 - 4,9) \cdot (0,123 + 0,04 + \frac{0,1 + 0,075}{2}) = 16,0 \text{ м}^2$$

15. Площа поперечного перерізу виробки в проходці:

$$S_{np} = 1,05 \cdot S_{сч} = 1,05 \cdot 16,0 = 16,8 \text{ м}^2 \quad (3.15)$$

16. Перевірка площі поперечного перерізу по допустимій швидкості руху повітря:

$$V_{\min} < V = \frac{Q}{S_{ce}} < V_{\max} \quad (3.16)$$

$$V_{\min} < V = \frac{80}{13,9} = 5,7 < 8$$

Умова виконується: площа поперечного перерізу виробки в просвіті по допустимій швидкості руху повітря відповідає нормам.

3.1.3. Вибір типу кріплення, визначення форми і розмірів поперечного перерізу виробки

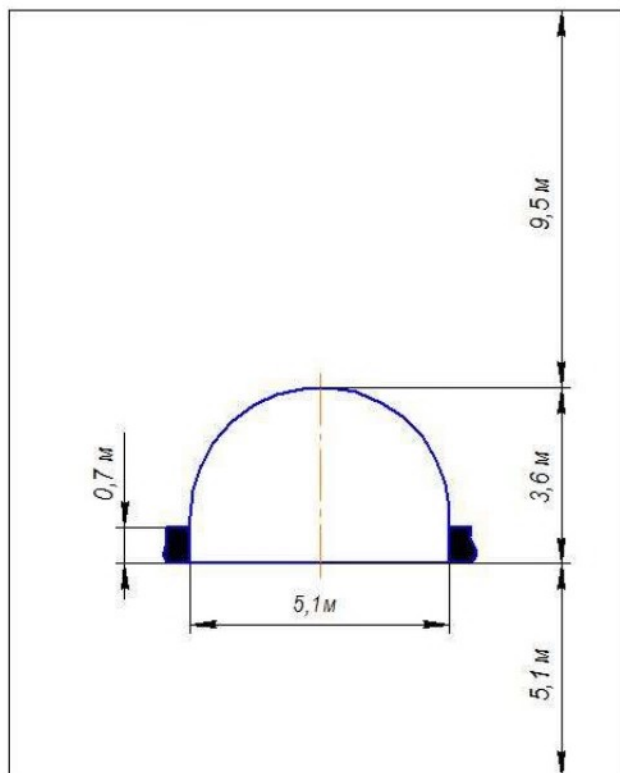


Рисунок 3.1 - Схема розміщення виробки в масиві порід

Для розрахунку зсувів порід на контурі виробки і визначення навантаження на кріплення необхідно встановити розрахунковий опір порід стиску. Згідно СНіП II-94-80 цей параметр визначається за формулою:

$$R_c = k_c \cdot R, \text{ МПа} \quad (3.17)$$

де k_c - коефіцієнт, що враховує додаткову порушеність масиву порід поверхнями без зчеплення або з малою пов'язаністю;

R - середнє значення опору порід у зразку одноосьовому стиску, МПа.

Для всіх порід приймаємо $k_c = 0,9$.

$$R_{c1} = 50 \cdot 0,9 = 45 \text{ МПа};$$

$$R_{c2} = 10 \cdot 0,9 = 9 \text{ МПа};$$

$$R_{c3} = 50 \cdot 0,9 = 45 \text{ МПа}.$$

Так як породи, що вміщують неоднорідні за своїм складом і міцності, то відповідно до схеми розташування виробки в масиві (рис. 2.4) середньозважена розрахункова міцність порід в покрівлі, підшві і боках виробки дорівнює:

$$R_{c.кр} = \frac{45 \cdot 9,5 + 9 \cdot 0,7}{9,5 + 0,7} = 43 \text{ МПа (покрівля)}$$

$$R_{c.пч} = \frac{45 \cdot 2,9 + 9 \cdot 0,7 + 45 \cdot 5,1}{2,9 + 0,7 + 5,1} = 42 \text{ МПа (підшва)}$$

$$R_{c.бок} = \frac{45 \cdot 2,9 + 9 \cdot 0,7}{2,9 + 0,7} = 38 \text{ МПа (боки)}$$

Величина зсувів порід на контурі виробки залежить від її призначення, технології проведення, способу охорони, місця розташування в масиві і міцності порід, що вміщують. Для одиночної виробки поза впливом очисних робіт зміщення порід в покрівлі, підшві і боках визначається за формулами:

$$U_{o.кр} = U_{T.кр} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t, \text{ мм} \quad (3.18)$$

$$U_{o.нч} = U_{T.нч} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t, \text{ мм} \quad (3.19)$$

$$U_{o.бок} = U_{T.бок} \cdot k_{\alpha} \cdot k_{\theta} \cdot k_{ш} \cdot k_{\epsilon} \cdot k_t, \text{ мм} \quad (3.20)$$

де $U_{T.кр}$, $U_{T.нч}$, $U_{T.бок}$ - типові зміщення порід покрівлі підшви і боків, мм;

k_{α} - коефіцієнт, що враховує вплив кута залягання порід і напрямок проходки виробки щодо нашарування;

k_{θ} - коефіцієнт, що характеризує вплив напрямку зсуву порід;

$k_{ш}$ - коефіцієнт, що враховує вплив ширини виробки;

$$\begin{aligned} k_{ш.кр,нч} &= 0,2 \cdot (b - 1) \\ k_{ш.бок} &= 0,2 \cdot (h - 1) \end{aligned} \quad (3.21)$$

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

$$k_{ш.кр,нч} = 0,2 \cdot (5,1 - 1) = 0,82$$

$$k_{ш.бок} = 0,2 \cdot (3,6 - 1) = 0,52$$

k_{ϵ} - коефіцієнт, що характеризує вплив інших виробок;

k_t - коефіцієнт, що враховує вплив часу на зміщення порід;

$$U_{T.кр} = U_{T.нч} = U_{T.бок} = 400 \text{ мм.}$$

$$U_{o.кр} = U_{o.нч} = 400 \cdot 1 \cdot 0,82 \cdot 1 \cdot 1 = 328 \text{ мм}$$

$$U_{o.бок} = 400 \cdot 1 \cdot 0,45 \cdot 0,52 \cdot 1 \cdot 1 = 94 \text{ мм}$$

Оскільки вертикальне зміщення порід у виробці не перевищує 400 мм, то відповідно до ПТЕ найбільш доцільним буде застосування металевого арочного тризвінного кріплення. Кріплення складається з двох стійок з СВП, одного верхняка з СВП і сполучних елементів (скоби, планки, гайки).

Розрахункове навантаження на 1 м виробки з боку покрівлі визначається за формулою:

$$P = P^H \cdot k_n \cdot k_{np} \cdot b, \text{ КН/м} \quad (3.22)$$

де P^H - нормативне питоме навантаження, кН;

b - ширина виробки в проходці, м;

k_n - коефіцієнт, що характеризує перевантаження і ступінь надійності виробки;

k_{np} - коефіцієнт впливу способу проведення виробок.

$$P = 30 \cdot 1,1 \cdot 1,5,1 = 168 \text{ кН}$$

Щільність установки рамного металевого податливою кріплення:

$$n = P / N_s, \quad (3.23)$$

де P - розрахункове навантаження на 1 м виробки з боку покрівлі, кН;

N_s - несуча здатність рамного кріплення, кН.

$$n = 168 / 210 = 0,8 \text{ рам/м (приймаємо 1 раму/м).}$$

При проектуванні поперечних розмірів гірничої виробки враховуються габарити технологічного обладнання, що в ній розміщується, зазори і висоти, регламентовані ПБ.

Форму поперечного перерізу гірничої виробки вибирають головним чином в залежності від фізико-механічних властивостей пересічних порід, проявів і величини гірського тиску, призначення і терміну служби виробки, матеріалу і типу кріплення, а також його економічності.

Рішення щодо вибору форми і типу кріплення повинні відповідати Правилам безпеки, а також будівельним нормам і правилам (СНіП) з проектування форми і площі поперечного перерізу, вибору матеріалу і типу кріплення, правилам виробництва і приймання робіт.

У вугільній промисловості абочну форму з металевим рамним кріпленням застосовують при проведенні виробок в породах з $f = 3-9$, що знаходяться в зоні сталого гірського тиску, а також в зоні впливу очисних робіт при відсутності здимань порід в підосшві.

Обираю абочну форму поперечного перерізу виробки з металевим рамним кріпленням. Переваги цієї форми - більш повна, у порівнянні з іншими формами, відповідність гірничо-геологічними умовами.

3.1.4. Вибір і обґрунтування комплексу прохідницького обладнання та визначення його оптимальних параметрів

Виходячи з гірничо-геологічних і гірничо-технічних умов проведення виробки, для буріння шпурів і навантаження гірської маси приймаю буронавантажувальну машину 2ПНБ-2Б (на цю машину навішується бурильна головка, тому немає необхідності приймати бурильну установку).

Установка 2ПНБ-2Б призначена для навантаження відокремленої від вибою гірської маси з коефіцієнтом міцності до 12, крім того, для обурювання вибою при проведенні горизонтальних і похилих гірничих виробок. Електрична, складається з виконавчого органу, у вигляді парних нагортаючих лап, гусеничного механізму пересування, центрально розташованого згинального скребкового конвеєра, електро- і гідрообладнання, станції управління, зрошувальної системи.

Продуктивність буріння шпурів (м/год) бурильної установкою обчислюється за такою формулою:

$$Q_b = \frac{60 \cdot n \cdot k_o \cdot k_n \cdot V_m}{1 + V_m \cdot \sum t}, \text{ м/год} \quad (3.24)$$

де n - число бурильних машин на установці;

$k_o = 1,0$ - коефіцієнт одночасності в роботі машин;

$k_n = 0,8$ - коефіцієнт надійності (готовності) установки;

$\sum t = 1-1,4$ хв/м - тривалість допоміжних робіт (забурювання, зворотного ходу, переходу до буріння наступного шпуру і т.п.);

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

$$Q_b = \frac{60 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,8 \cdot 2,5}{1 + 2,5 \cdot 1,2} = 30 \text{ м/час}$$

Перед бурінням шпурів по вугіллю і породі прохідник зобов'язаний оглянути вибій і кріплення виробки, покрівлю виробки і привести їх у безпечний стан, перевірити справність апаратури, силової мережі, захисного заземлення, маніпуляторів та інших пристосувань необхідних для буріння, а також бурових штанг, різців, бурильної машини. При забурюванні і під час буріння необхідно стежити за тим, щоб осі бурильної машини і бура збіглися з віссю шпуру. Забороняється направляти при забурюванні штангу руками. Забороняється буріння перфораторами, колонковими електросвердла без промивки шпурів водою.

Навантаження гірничої маси проводиться на скребковий конвеєр СР-70м, а з нього - на стрічковий конвеєр 1Л-100К.

Продуктивність навантажувальної машини (м³/год) при навантаженні гірської маси на конвеєр розраховуємо за формулою:

$$Q_n = \frac{1}{\frac{\varphi \cdot \alpha}{Q_m} + \frac{(1-\alpha) \cdot \beta \cdot \varphi}{n_p \cdot P_n}}, \text{ м}^3/\text{час} \quad (3.25)$$

де φ - коефіцієнт, що враховує проведення підготовчих і заключних робіт, зведення тимчасового кріплення, ремонт і змащування машини та інші простой машини (1,15-1,2);

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

Q_m - технічна продуктивність навантажувальної машини, м³/год,
 $Q_m = 60 \cdot 2,5 = 150$ м³/год;

n_p - число робочих, зайнятих на підкидці породи (2-4);

P_n - продуктивність робочого на підкидці породи (0,8-1 м³/год);

β - коефіцієнт, що враховує суміщення підкидки породи з роботою машини, $\beta = 0,6 \div 1$;

$$Q_k = \frac{1}{\frac{1,15 \cdot 0,9}{150} + \frac{(1-0,9) \cdot 0,8 \cdot 1,15}{3 \cdot 0,9}} = 24,4 \text{ м}^3/\text{год}$$

Перед навантаженням вугілля і породи буронавантажувальною машиною 2ПНБ-2Б необхідно оглянути робоче місце і привести його в безпечний стан, заміряти концентрацію газу метану, а потім підігнати машину до вибою.

Під час роботи навантажувальної машини забороняється: знаходитися в зоні дії виконавчого органу, проводити ремонт, огляд та очищення машини.

Прохідники зобов'язані стежити за тим щоб силовий кабель не потрапляв під ходову частину машини.

3.1.5. Розробка паспорта БПР

Оскільки вибухові роботи ведуться в породному вибої шахти небезпечної за метаном, то застосовуємо у якості ВР амоніт Т-19 для породи і вугленіт Е-6 для вугілля, як ЗП - детонатори типу ЕДКЗ, шпури діаметром 42 мм, Патрони діаметром 36 мм і працездатністю 270 см³. Питома витрата ВР по породам міцності $f = 1-5$ приймаємо 1,5 кг/м³.

Величина заходки приймається рівною $l_{зах} = 2,0$ м. Тоді глибина шпурів складе:

$$l_{ун} = \frac{l_{зах}}{\eta}, \text{ м}; \quad (3.26)$$

де $\eta = 0,85$ - коефіцієнт використання шпуру (КВШ), залежить від структури і міцності породи, прийнятого типу врубу тощо.

$$l_{ун} = \frac{2}{0,85} = 2,35 \text{ м.}$$

Розрахункова витрата ВР на заходку $q_{расч}$ визначаємо за формулою:

$$Q_{расч} = q \cdot V_{зах}, \text{ кг}; \quad (3.27)$$

де q - питома витрата ВР, кг/м.

Питома витрата ВР (кількість ВР на 1 м³ гірської маси, що підривають) визначають за формулами проф. М.М. Протод'яконова і Н.М. Покровського.

Обсяг гірської маси, що підривають визначається за формулою:

$$V_{зах} = l_{зах} \cdot S_{сч}, \text{ м}^3 \quad (3.28)$$

$$V_{зах}^{yz} = 2,0 \cdot 4 = 8 \text{ м}^3,$$

$$V_{зах}^{nop} = 2,0 \cdot 12 = 24 \text{ м}^3$$

а) за формулою проф. М.М Протод'яконова:

$$q = 0,4 \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot f} + \frac{1}{\sqrt{S_{sv}}} \right]^2 \cdot e^{-1} \cdot K, \text{ кг/м}^3; \quad (3.29)$$

де e^{-1} - коефіцієнт, що враховує працездатність прийнятого ВР;

$$e^{-1} = \frac{525}{P_{BB}}; \quad (3.30)$$

P_{BB} - працездатність прийнятого ВР, см³;

$$e^{-1} = \frac{525}{270} = 1,94.$$

K - коефіцієнт збільшення витрати ВР при машинному навантаженні для кращого дроблення породи, $K = 1,3$;

525 - працездатність 93% динаміту, прийнятого проф. М.М. Протод'яконовим за еталонне ВР.

$$q_{yz} = 0,4 \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot 1} + \frac{1}{\sqrt{4,0}} \right]^2 \cdot 1,94 \cdot 1,3 = 0,9 \text{ кг/м}^3;$$

$$q_{nop} = 0,4 \cdot \left[\sqrt{0,2 \cdot 5} + \frac{1}{\sqrt{12,0}} \right]^2 \cdot 1,94 \cdot 1,3 = 2,7 \text{ кг/м}^3.$$

б) за формулою проф. Н.М. Покровського:

$$q = q_1 \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot e_1, \text{ кг/м}^3; \quad (3.31)$$

де q_1 - нормальна питома витрата ВР (кількість ВР, необхідне для викиду силою вибуху 1 м³ породи),

$$q_1 = 0,1 \cdot f; \quad (3.32)$$

S_1 - коефіцієнт текстури породи, приймаю: $S_1 = 1,4$ для порід з дрібною тріщинуватістю і для вугілля;

V_1 - коефіцієнт затиску породи,

$$V_1 = \frac{3 \cdot l_{um}}{\sqrt{S}}; \quad (3.33)$$

$$V_1^{yz} = \frac{3 \cdot 2,35}{\sqrt{4,0}} = 3,5;$$

$$V_1^{nop} = \frac{3 \cdot 2,35}{\sqrt{12,0}} = 1,3$$

e - коефіцієнт, що враховує працездатність прийнятого ВР;

$$e^{-1} = \frac{380}{P_{BB}}; \quad (3.34)$$

380 - працездатність 62% важкозамерзаючого динаміту, прийнятого проф. Н.М. Покровським за еталонне ВР.

$$e^{-1} = \frac{380}{270} = 1,4.$$

Розраховуємо питому витрату ВР.

$$q_{yz} = 0,1 \cdot 1 \cdot 1,4 \cdot 3,5 \cdot 1,4 = 0,68 \text{ кг/м}^3;$$

$$q_{yz} = 0,1 \cdot 5 \cdot 1,4 \cdot 1,3 \cdot 1,4 = 1,8 \text{ кг/м}^3.$$

Питомі витрати ВР, отримані за цими формулами, мало відрізняються один від іншого. Для подальших розрахунків приймається їх середнє значення: $q_{yz} = 0,8 \text{ кг/м}^3$, $q_{пор} = 2,2 \text{ кг/м}^3$.

Кількість шпурів на заходку визначаємо за формулою:

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{вч} \cdot \eta}{d_n^2 \cdot K_{зан} \cdot \Delta}, \text{ шт}; \quad (3.35)$$

де d_n - діаметр патрона, $d_n = 0,036 \text{ м}$;

$K_{зан}$ - коефіцієнт заповнення: по породі $K_{зан} = 0,45$, по вугіллю $K_{зан} = 0,5$.

Δ - щільність прийнятого ВР, $\Delta = 1050 - 1200 \text{ кг/м}^3$;

$$\text{- по породі: } N = \frac{1,27 \cdot 2,2 \cdot 12,0 \cdot 0,85}{0,036^2 \cdot 0,45 \cdot 1200} = 33,2 \text{ шт.}$$

$$\text{- вугіллю: } N = \frac{1,27 \cdot 0,8 \cdot 4 \cdot 0,85}{0,036^2 \cdot 0,5 \cdot 1200} = 5,7 \text{ шт.}$$

Остаточно приймається ціле число шпурів: по породі 33 шт., а по вугіллю 6 шт.

Розрахункова витрата ВР на заходку:

$$Q_{расч} = q \cdot V_{зах}, \text{ кг}; \quad (3.36)$$

$$Q_{расч}^{yz} = 0,8 \cdot 4,0 = 6,4 \text{ кг},$$

$$Q_{расч}^{пор} = 2,2 \cdot 24,0 = 52,8 \text{ кг}$$

Маса шпурового заряду визначається за формулою:

$$q = \frac{Q_{расч}}{N}, \text{ кг}; \quad (3.37)$$

$$q_{yz} = \frac{6,4}{6} = 1,5 \text{ кг};$$

$$q_{yz} = \frac{52,8}{33} = 1,5 \text{ кг}.$$

Приймаю в шпурі 6 патронів масою по 0,25 кг.

Фактичні витрати ВР на заходку визначимо за формулою:

$$Q_{\phi} = q_n \cdot (N_{yz} \cdot n_{yz} + N_{nop} \cdot n_{nop}), \text{ кг}, \quad (3.38)$$

$$Q_{\phi} = 0,25 \cdot (6 \cdot 6 + 33 \cdot 6) = 60 \text{ кг}$$

Сумарна довжина шпурів на заходку:

$$L_{\text{шп}} = N \cdot l_{\text{шп}}, \text{ м} \quad (3.39)$$

$$L_{\text{шп}} = 33 \cdot 2,35 + 6 \cdot 2,35 = 92 \text{ м}$$

Параметри шпурів і черговість їх підривання, конструкцію зарядів і розташування їх представлено на аркуші графічної частини.

У якості набійки застосовують гідронабійку у вигляді водонаповнених поліетиленових ампул із зворотним клапаном. Для запобігання розсування патронів цю набійку застосовують в поєднанні з замикаючою набійкою з водонепроникних матеріалів довжиною не менше 0,15 м.

Шпури заряджають підривники і прохідники, які мають «Єдину книжку підривника» або «Посвідчення на право участі в заряджанні шпурів». Зазвичай кожен прохідник заряджає ті шпури, які він бурив. Це підвищує особисту відповідальність за якість робіт. Число прохідників, які беруть участь в заряджанні шпурів, визначають з розрахунку 7-10 м² площі вибою (на швидкісних проходках 4-6 м²) на одного прохідника. При заряджанні шпурів патрони ВР по одному вставляють в шпур і досилають дерев'яним забійником діаметром 25-30 мм, довжиною, що дорівнює довжині шпуру. Останнім в шпур вставляють патрон-бойовик. Він спрямований денцем до заряду, так як шахта небезпечна по газу.

Таблиця 3.1 - Показники буропідривних робіт

Найменування показників	Одиниці виміру	Кількість
Небезпека шахти по газу і пилу	-	надкатегорійна
Перетин виробки начорно	м ²	16,0
Коефіцієнт міцності порід за шкалою професора Протод'яконова	-	1/5
Тип застосовуваного ВР	-	Амоніт Т-19 / вугленіт Е-6
Витрата ВР на цикл	кг	60
Витрата електродетонаторів на цикл	шт	39
Тип застосовуваної набійки	-	гідронабійка
Посування вибою за вибух	м	2
Час провітрювання вибою після підривання	хв	30
Час заміру газу метану	хв	2
Час заряджання вибою	хв	60
Час виставлення постів	хв	5
Час на огляд вибою	хв	15

3.1.6. Розробка провітрювання виробки і вибір вентиляційних засобів

При вибуховому способі виїмки вугілля (для шахт небезпечних за газом) витрата повітря по метановиділенню здійснюється за формулою:

$$Q_{з.н.} = \frac{S \cdot l_{з.мп}}{k_{т.д.}} \left[\frac{71 \cdot J_{з.н.макс}}{Sl_{з.мп} (C_{макс} - C_0) + 18J_{з.н.макс}} \right]^2, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.40)$$

де S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, $13,9 \text{ м}^2$;

$l_{з.тр}$ - відстань від кінця вентиляційного трубопроводу до вибою виробки (не більше 8 м в газових шахтах);

$k_{т.д.}$ - коефіцієнт турбулентної дифузії (при перерізі виробки більш 10 м^2 приймається $0,8$);

$J_{з.н.макс}$ - максимальне метановиділення в привибійному просторі після підривання по вугіллю;

$C_{макс}$ - допустима максимальна концентрація метану в привибійному просторі після підривання по вугіллю, 2% ;

C_0 - концентрація метану в струмені повітря, що надходить в тупикові виробки, 0% .

$$Q_{з.н.} = \frac{13,9 \cdot 8}{0,8} \left[\frac{71 \cdot 10}{13,9 \cdot 8 \cdot (2 - 0) + 18 \cdot 10} \right]^2 = 432,7 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

При проходці виробок буропідривних способом необхідна витрата повітря визначається кількістю заряду ВР, що одночасно підривається:

$$Q_{з.н.} = \frac{2,25}{t} \sqrt[3]{\frac{V_{ВВ} \cdot S^2 \cdot l_n^2 \cdot k_{обв}}{k_{ут.мп.}^2}}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.41)$$

де t - час провітрювання виробки після підривання, 30 хв ;

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

$$V_{ВВ} = 100 \cdot B_{ур} + 40 \cdot B_{пор}, \text{ л} \quad (3.42)$$

де $B_{ур}$, $B_{пор}$ - маса ВР, що одночасно підриваються відповідно по вугіллю і по породі, кг; якщо підривання по вугіллю і по породі проводиться окремо, то необхідно приймати максимальне значення;

$$V_{ВВ} = 100 \cdot 13,9 = 1390 \text{ л}$$

l_n - довжина тупикової частини виробки, 2000 м ;

$k_{обв}$ - коефіцієнт, що враховує обводненість тупикової виробки, $0,3$;

$k_{ут.мп.}$ - коефіцієнт витоків повітря в гнучкому вентиляційному трубопроводі, $1,72$;

$$Q_{з.н.} = \frac{2,25}{30} \sqrt[3]{\frac{1390 \cdot 13,9^2 \cdot 2000^2 \cdot 0,3}{1,72^2}} = 201,3 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості його руху у виробці, розраховується за формулою:

$$Q_{з.п.} = 60 \cdot S \cdot V_{\min}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.43)$$

де V_{\min} - мінімально допустима швидкість повітря в тупиковій виробці, 0,25 м/с;

$$Q_{з.п.} = 60 \cdot 13,9 \cdot 0,25 = 208,5 \text{ м}^3 / \text{мин}.$$

Витрата повітря за найбільшою кількістю людей у вибої:

$$Q_{з.п.} = 6 \cdot n_{л}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.44)$$

де $n_{л}$ - найбільше число людей, що одночасно працюють у вибої виробки, 10 осіб.

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

До подальшого розрахунку приймається найбільше значення $Q_{з.п.}$ (432,7 м³/хв).

Потрібну подачу вентилятора, що працює на гнучкий трубопровід, визначаємо за формулою:

$$Q_B = Q_{з.п.} \cdot k_{гн.тр.}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.45)$$

$$Q_B = 432,7 \cdot 1,73 = 748,6 \text{ м}^3 / \text{мин} = 12,5 \text{ м}^3 / \text{с}.$$

Аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу:

$$R_{тр.з.} = r_{тр} (l_{тр} + 20d_{тр} \cdot n_1 + 10d_{тр} \cdot n_2), \text{ км}, \quad (3.46)$$

де $R_{тр}$ - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, 0,0161 км / м;

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

$$R_{тр.з.} = 0,0161 \cdot (2000 + 20 \cdot 1 \cdot 2) = 2,8 \text{ км}.$$

Необхідний тиск вентилятора:

$$h_B = Q_B^2 \cdot R_{тр.з.} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{гн.тр.}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}, \quad (3.47)$$

$$h_B = 12,5^2 \cdot 2,8 \cdot \left(\frac{0,59}{1,73} + 0,41 \right)^2 = 246,7 \text{ даПа}.$$

На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаю вентилятор ВМЦ-8.

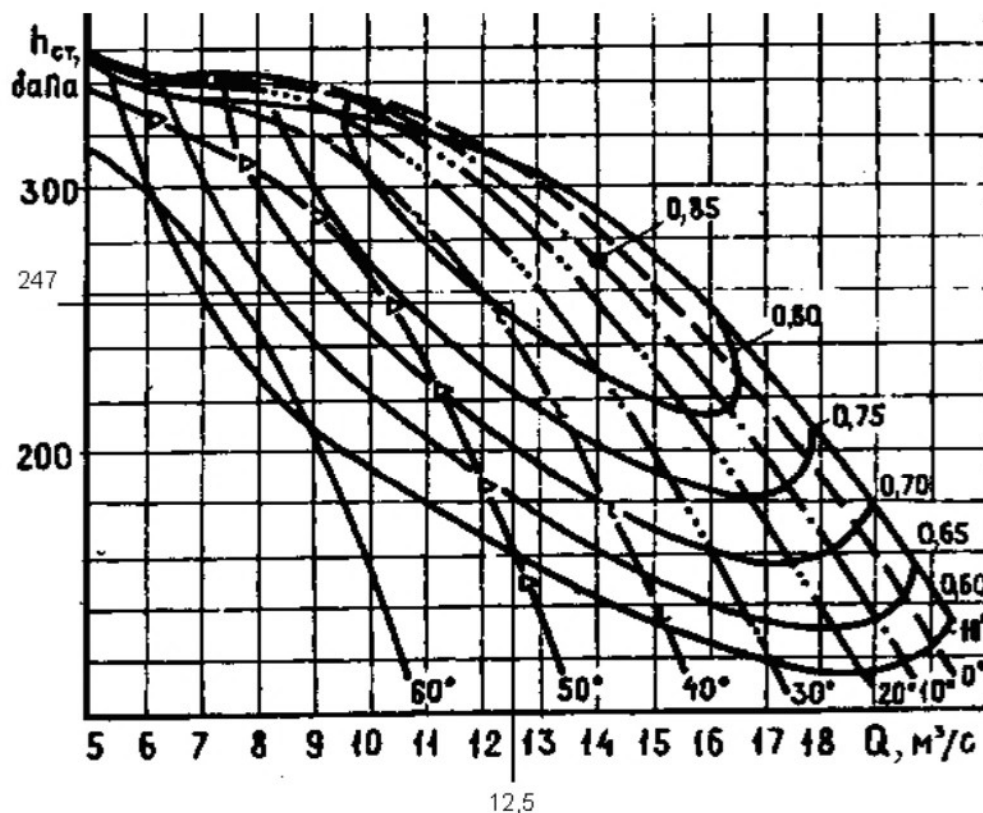


Рисунок 3.2 - Характеристика вентилятора ВМЦ-8

3.1.7 Водопостачання вибою виробки

Для постачання гірничопрохідницьких робіт водою передбачається прокладку у виробку труб пожежно-зрошувального водопостачання.

Мережа пожежно-зрошувальних трубопроводів складається з магістральних ліній, що прокладаються в виробках основного кільця приствольного двору, головних групових штреках і квершлагах і дільничних ліній у відкотних, вентиляційних, ярусних штреках і похилих виробках. Магістральні трубопроводи мають діаметр 150 мм, Дільничні стави мають діаметр труб 100 мм. Пожежно-зрошувальний трубопровід обладнується пожежними кранами.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводу використовується і для боротьби з пилом. Основними споживачами води для боротьби з пилом в підготовчому вибої є буронавантажувальна машина 2ПНБ-2Б (промивка шпурів) і зрошення на пунктах перевантаження гірської маси. Вода також використовується для виконання гідронабійки шпурів (залівки гідроампули).

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

Розрахункова потужність трансформаторної підстанції з урахуванням перевантажувальної здатності:

$$S_{mp} = \frac{\sum P_H \cdot k_c}{1.25 \cdot \cos \varphi_{cp}}, \text{кВт} \quad (3.48)$$

де $\sum P_n$ - сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформаторної підстанції струмоприймачів, кВт;

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

Для прохідницьких робіт $\cos \varphi_{cp}$ можна прийняти рівним 0,6; κ_c - коефіцієнт попиту рівним $\kappa_c = 0,35$.

$$S_{mp} = \frac{286,5 \cdot 0,35}{1,25 \cdot 0,6} = 133,7 \text{ кВт}$$

Для живлення споживачів при спорудженні головного конвеєрного штреку приймаю пересувну підстанцію КТПВ 100/6 з номінальною потужністю 100 кВА, яка встановлюється на свіжому струмені. Для живлення пересувних трансформаторів приймаю напругу 6000 В, для низьковольтних споживачів - 660 В, для мережі освітлення - 127 В (через АПШ).

Для живлення вибійних механізмів передбачаю прокладку від дільничного розподільного пункту до вибійного розподільного пункту, що встановлюється в 100 м від вибою, гнучких екранованих кабелів марки КГЕШ. Управління пускачами - дистанційне за допомогою кнопок управління КУ-92РВ, що встановлюються на відстані 20-50 м від вибою.

Всі електричні апарати, призначені для управління і захисту підземних струмоприймачів комплектую в низьковольтні розподільні пункти, що складаються з фідерних автоматів АВ, магнітні пускачі ПВІ, пускових агрегатів АПШ живиться від пересувних трансформаторних підстанцій броньованими кабелями марки СБН.

Освітлення вибоїв, місць установки підстанцій і розподільних пунктів слід здійснювати люмінесцентними світильниками у вибухобезпечному виконанні типу РВЛ, які живляться від пускових агрегатів АПШ, що встановлюються в розподільні пункти. Освітлювальна мережа виконується з гнучких кабелів марки КРПСН. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроями автоматичного контролю ізоляції, вбудованими в пускові агрегати.

Відповідно до вимог ПБ всі кабелі і струмопровідні частини електрообладнання заземлюються.

3.1.8. Організація гірничопрохідницьких робіт

Передбачаю три 6-годинні зміни по проходці магістралі і одну 6-годинну ремонтно-підготовчу зміну.

Режим роботи прохідницького вибою - шестиденний з одним загальним вихідним днем і 25 робочими днями в місяці.

Визначаю обсяги робіт:

З буріння шпурів:

$$Q_{бур} = l_{ум} \cdot n_{ум} \quad (3.49)$$

де $l_{ум}$ - довжина шпурів, м;

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

$$Q_{\text{бур}}^y = 2,35 \cdot 6 = 14,1 \text{ м}$$

$$Q_{\text{бур}}^{\text{пор}} = 2,35 \cdot 33 = 77,55 \text{ м}$$

По прибиранню гірської маси:

$$Q_{\text{уб}} = l_{\text{зах}} \cdot S_{\text{вч}} = 2 \cdot 16,0 = 32,0 \text{ м}^3 \quad (3.50)$$

По кріпленню виробки:

$$Q_{\text{крпн}} = l_{\text{зах}} \cdot n, \text{ рам} \quad (3.51)$$

де n - щільність установки кріплення, рам/м.

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

По проведенню та кріпленню канавки:

$$Q_{\text{кан}} = l_{\text{зах}} = 2 \text{ м} \quad (3.52)$$

З нарощування вентиляційних труб:

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

З нарощування скребкового конвеєра:

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

Таблиця 3.2 - Розрахунок норм виробітку і трудомісткості робіт.

№ п / п	Найменування робіт	Одиниці виміру	Обсяг робіт	Норма вироблення			Трудомісткість, чол-зм	Обґрунтування
				за збірником	поправк-ти	встановлена норма		
1	Буріння шпурів по вугіллю	м	14,1	39,5	-	39,5	0,36	ЕНВ-04 т.4 2а
2	Буріння шпурів по породі	м	77,55	22,1	-	22,1	3,51	ЕНВ-04 т.4 7а
3	Прибирання гірської маси	м ³	32	42,3	1,2·1,05·0,9	47,96	0,67	ЕНВ-04 т.23 2г
4	Кріплення виробки	рам	2	1,22	-	1,22	1,63	ЕНВ-04 т.32 15а
5	Проведення канавки	м	2	23	-	23	0,08	ЕНВ-04 т.39 2а
6	Кріплення канавки	м	2	22	-	22	0,09	ЕНВ-04 т.40 1а
7	Нарощування вентиляційних труб	м	2	85	-	85	0,02	ЕНВ-04 т.41 5а
8	Нарощування скребкового конвеєра	м	2	10,4	-	10,4	0,19	§33 т.40 3а
Всього:							6,55	

Комплексна норма вироблення:

$$R_k = \frac{Q}{\sum T}, \text{ м/чел-см} \quad (3.53)$$

де Q - обсяг робіт на цикл, м;

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

$$R_k = \frac{2}{6,55} = 0,31 \text{ м/чел-см}$$

Приймаю явочну чисельність ланки 6 осіб.

Визначаю коефіцієнт перевиконання плану:

$$K_{пер} = \frac{T_{\phi}}{T_n} = \frac{6,55}{6} = 1,09 \quad (3.54)$$

Коефіцієнт побудови графіка:

$$\alpha = \frac{T_{см} - T_{нз}}{T_{см}} = \frac{6 - 2,0}{6} = 0,7 \quad (3.55)$$

Визначаю тривалість операцій циклу:

$$t_i = \frac{V_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot H_{выр.i} \cdot K_{пер}}, \text{ год} \quad \left(t_i = \frac{T_i \cdot T_{см} \cdot \alpha}{n_i \cdot K_{пер}} \right) \quad (3.56)$$

де V_i - обсяг i -го виду робіт;

$T_{см}$ - тривалість зміни, год;

n_i - кількість робочих, зайнятих на виконання даної роботи або норма обслуговування агрегату, чол;

$H_{выр.i}$ - встановлена норма вироблення на даний процес;

α - коефіцієнт побудови графіка;

$K_{пер}$ - коефіцієнт перевиконання плану;

T_i - трудомісткість даного процесу або операції, люд-зм.

Буріння шпурів:

$$t_{бур}^y = \frac{14,1 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 39,5 \cdot 1,09} = 0,69 \text{ год}$$

$$t_{бур}^{нор} = \frac{77,55 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 22,1 \cdot 1,09} = 6,7 \text{ год}$$

Прибирання гірничої маси:

$$t_{уб} = \frac{32 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 47,96 \cdot 1,09} = 1,28 \text{ год}$$

Проведення і кріплення канавки:

$$t_{кан.кр} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 23 \cdot 1,09} = 0,17 \text{ год}$$

$$t_{\text{кан.кр}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 22 \cdot 1,09} = 0,18 \text{ год}$$

Нарощування вентиляційних труб:

$$t_{\text{вент}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 85 \cdot 0 \cdot 1,09} = 0,04 \text{ год}$$

Нарощування скребкового конвеєра:

$$t_{\text{с.к.}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,7}{2 \cdot 10,4 \cdot 1,09} = 0,36 \text{ год}$$

Кріплення:

$$t_{\text{кр}} = \frac{2 \cdot 6 \cdot 0,7}{4 \cdot 1,22 \cdot 1,09} = 2,58 \text{ год}$$

3.1.9 Техніко-економічні показники будівництва

Визначимо швидкість проведення виробки використовуючи формулу:

$$T_{\text{ц}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{дн}}}{V_{\text{мес}}} l_3, \quad (3.57)$$

де $T_{\text{см}}$ - тривалість зміни, $T_{\text{см}} = 6$ год;

$n_{\text{см}}$ - число змін у добі;

$n_{\text{дн}}$ - число робочих днів у місяці;

$V_{\text{мес}}$ - нормативна місячна швидкість посування вибою.

$$V_{\text{мес}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{дн}}}{T_{\text{ц}}} l_3 = \frac{6 \cdot 3 \cdot 25}{10} \cdot 2 = 90 \text{ м/міс.} \quad (3.58)$$

Тривалість будівництва вентмагістралі:

$$t_c = t_n + t_{\text{м.ч.}} + t_{\text{нр.}} + t_3, \text{ міс} \quad (3.59)$$

де t_n - час підготовчого періоду, міс;

$t_{\text{м.ч.}}$ - час будівництва технологічної частини виробки, міс;

$t_{\text{нр.}}$ - час проведення основної частини виробки, міс.

$$t_{\text{нр.}} = L_{\text{нр}} / V_{\text{мес}}, \text{ міс} \quad (3.60)$$

де $L_{\text{нр}}$ - довжина протяжної частини виробки, м;

$V_{\text{мес}}$ - місячна швидкість проходки, м/міс;

t_3 - тривалість заключних робіт, міс.

$$t_{\text{нр.}} = 2000 / 90 = 22,2 \text{ міс.}$$

$$t_c = 1 + 1 + 22,2 + 1,2 = 25,4 \text{ міс.}$$

3.1.10 Розрахунок кошторисної вартості спорудження виробки

Визначення вартості проведення 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 по допоміжних матеріалах

Місячні витрати по допоміжним матеріалам, що враховуються у вартості проведення одного погонного метра гірничої виробки повністю слід визначити за формулами, приклади яких для деяких видів матеріалів наведені в табл. 3.3.

Таблиця 3.3 - Розрахунок витрат по допоміжних матеріалах, що враховуються у вартості 1 погонного метра виробки відразу і повністю

Найменування матеріалу	Вартість
Амоніт Т19	121500
Детонатори типу ЕДКЗ	26325
Затягування	38318
Дріт	5623
Коронки	6000
Лотки залізобетонні	15000

Аналогічним чином слід визначити витрати за іншими матеріалами, в тому числі для виробництва вибухових робіт, причому витрата ВМ і ЗП слід прийняти за паспортом БПР.

Розрахунок місячних витрат за матеріалами, які переносять свою вартість на вартість 1 погонного метра виробки частково, ведеться в табличній формі (табл. 3.4).

Таблиця 3.4 - 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
Мет. кріплення	КОМЛ	8500	2000	17 млн	17,85 млн	48	371875
Труби вентил	М	286,24	2000	572480	601104	8	75138
Труби метал.	М	534,73	4000	2138920	2245866	12	187155,5

Кабель гнучкий	м	1108,1	50	55405	58175,25	12	4847,94
РАЗОМ				19,8 млн	20755145,25		639016,44

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представлені у вигляді таблиці (табл. 3.5).

Місячні витрати по мастильним матеріалам, запасним частинам, зносу МБ предметів за місяць приймаємо за фактичними даними попередньої дільниці, що працює в аналогічних умовах.

Таблиця 3.5 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування матеріалів	Місячні витрати, грн
Амоніт Т19	121500
Детонатори типу ЕДКЗ	26325
Затягування	38318
Дріт	5623
Коронки	6000
Лотки залізобетонні	15000
Мастильні матеріали	2850
Запасні частини	7500
Разом вартість розрахованих матеріалів	223116
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	33467,4
Матеріали групи «Витрати майбутніх періодів»	639016,44
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів (МБП)	1250
Разом вартість допоміжних матеріалів по дільниці	896849,84

Розрахунок місячних витрат на електроенергію

Витрати на електроенергію розраховуються на підставі обсягу енергії, споживаної ділянкою за місяць. Розрахунок слід вести в табличній формі (табл. 3.6). При розрахунку необхідно врахувати наявність і використання на ділянці наступних основних споживачів електроенергії: прохідницький комбайн, бурильна установка, вантажна машина, насоси, лебідки, стрічковий і скребковий конвеєри, вентилятор місцевого провітрювання, станція зрошення, та, що на підшві або підвісна дорога, освітлення і т.і.

Таблиця 3.6 - Електроенергія, що витрачається дільницею

Найменування струмоприймачів	Встановлена потужність електродвигунів, кВт	Кількість двигунів в струмоприймачі, шт	Загальна встановлена потужність двигунів, кВт
2ПНБ-2Б	67	1	67
СР-70м	45,55	1	45,55
ВМЦ-8	75	1	75

РАЗОМ		$\sum P_{уст} = 187,55$
-------	--	-------------------------

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

$$\mathcal{E}_{номр} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{уст} \cdot K_c \cdot T_{см} \cdot n_{см} \cdot N_{дн} \cdot \nu}{0,95}, \text{ грн} \quad (3.61)$$

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 (табл. 2.9);

k_c - коефіцієнт попиту [48], що враховує недовантаження і неодноразовість роботи струмоприймачів;

$T_{см}$ - тривалість зміни, год;

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

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

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

0,95 - ККД мережі.

$$\mathcal{E}_{номр} = \frac{1,1 \cdot \sum 187,55 \cdot 0,35 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 2,44}{0,95} = 83455,8 \text{ грн.}$$

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 слід визначити діленням їх посадових окладів на планове кількість змін протягом місяця і на тривалість робочої зміни. Розрахунок потрібно вести в табличній формі (табл. 3.7).

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

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців підготовчої дільниці в шахті від ствола до місця роботи на дільниці і назад здійснюється в розмірі 32,29 грн за кожен годину пересування. Явочну чисельність робітників ділянки прийняти згідно розрахунку, гірських майстрів - відповідно до встановленого добовим режимом роботи підготовчого вибою. Розрахунок вести в табличній формі (табл. 3.8).

Таблиця 3.7 - 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 зміні, чол	Кількість нічних годин в зміні	Кількість нічних чол-годину, відпрацьованих працівниками дільниці		Разом доплати за роботу в нічний час, грн
					на добу	у місяць	
Машиністи гірничих виймкових машин	67,34	26,94	4	4	16	400	10776
Прохідники	57,95	23,18	8	4	32	800	18544
Електрослюсарі	50,55	20,22	2	4	8	200	4044
Машиністи підземних установок	67,34	26,94	2	4	8	200	5388
Гірники	44,93	17,97	2	4	8	200	3594
Разом робочим	-	-	-	-	-	-	42346
Начальник дільниці	80,0	32	1	4	4	100	3200
Зам. нач. дільниці	75,5	30,2	1	4	4	100	3020
Пом. нач. дільниці	70,3	28,12	1	4	4	100	2812
Механік дільниці	65,35	26,14	1	4	4	100	2614
Гірничі майстри	63,2	25,28	2	4	8	200	5056
Разом керівникам і фахівцям дільниці	-	-	-	-	-	-	16702
ВСЬОГО	-	-	-	-	-	-	59048

Розрахунок доплати за керівництво бригадою

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

$$D_{бр} = T_{бр} \cdot N_{вых} \cdot \frac{D}{100} = 404,04 \cdot 22 \cdot 0,15 = 1333,33, \text{ грн} \quad (3.62)$$

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

$N_{вых}$ - планова кількість виходів на місяць бригадира прохідників;

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

Таблиця 3.8 - 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
Машиністи гірничих виїмкових машин	32,29	1	18	450	14530,5
Прохідники	32,29	1	12	300	9687
Електрослюсарі	32,29	1	6	150	4843,5
Машиністи підземних установок	32,29	1	6	150	4843,5
Гірники	32,29	1	42	1050	33904,5
Разом робочим	32,29				67809
Начальник дільниці	32,29	1	1	25	807,25
Зам. нач. дільниці	32,29	1	1	25	807,25
Пом. нач. дільниці	32,29	1	1	25	807,25
Механік дільниці	32,29	1	4	100	3229
Гірничі майстри	32,29	1	3	75	2421,75
Разом керівникам і фахівцям дільниці	32,29	1	10	250	8072,5
ВСЬОГО					75881,5

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:

$$D_{ze} = 0,5 \cdot D_{br} \cdot n_{ze} = 0,5 \cdot 1333,33 \cdot 5 = 3333,33, \text{ грн}$$

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

Загальна сума доплат за керівництво бригадою складе:

$$D_{обц} = D_{br} + D_{ze} = 1333,33 + 3333,33 = 4666,66, \text{ грн}$$

Розрахунок місячного фонду заробітної плати робітників дільниці

Розрахунок слід вести в табличній формі (табл. 2.13), ґрунтуючись на попередніх розрахунках і з огляду на особливості відрядної і погодинної оплати праці.

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

$$\Phi_{пр}^{прох} = P_k \cdot V_{мес}, \text{ грн} \quad (3.63)$$

де P_k - комплексна розцінка, грн.

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

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

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 ведуть в табличній формі (табл. 3.9).

Таблиця 3.9 - Місячний фонд заробітної плати робітників дільниці

Робітничі професії	Загальна кількість виходів на місяць	Тариф. ставка за зміну, грн	Фонд прямої зароб. плати робітників учка, грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	Премія		Допл. за нормат. час пересуванн., грн	Допл. за керів. бригадою і ланкою	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	185302,8	18544	15	27795,43	9687	4666,66	245995,89
Машиністи гірничих виїмкових машин	132	404,04	53333,28	10776	15	8000,0	14530,5	0	86639,77
Електрослюсарі	66	303,3	20017,8	4044	15	3002,67	4843,5	0	31907,97
Маш. подз. установок	66	404,04	26666,64	5388	15	4000,0	4843,5	0	40898,14
Гірники	66	269,58	17792,28	3594	15	2668,84	4843,5	0	28898,62
Разом робочим	-	-	303112,8	42346	-	45466,94	38748	4666,66	434340,39

Таблиця 3.10 - Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу в нічн. час	Допл. за нормат. час пересувни., грн	Газова надбавка, грн	Разом зарплата, грн
Нач. дільниці	10560	1	10560	3200	807,25	1056	15623,25
Зам. нач. дільниці	9966	1	9966	3020	807,25	996,6	14789,85
Пом. нач. дільниці	9279,6	1	9279,6	2812	807,25	927,96	13826,81
Механік дільниці	8626,2	1	8626,2	2614	807,25	862,62	12910,07
Гірничі майстри	8342,4	3	25027,2	5056	2421,75	2502,72	35007,67
РАЗОМ			63459	16702	5650,75	6345,9	92157,65

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

$$\Phi_{\text{общ}} = \Phi_{\text{раб}} + \Phi_{\text{сп}} + P_n, \text{ грн} \quad (3.64)$$

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

$$\Phi_{\text{общ}} = 434340,39 + 92157,65 + 4343,4 = 530841,44 \text{ грн.}$$

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:

$$O_c = (\Phi_{\text{общ}} - D_n) \cdot 0,37, \text{ грн} \quad (3.65)$$

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

$$O_c = (530841,44 - 75881,5) \cdot 0,37 = 168335,18 \text{ грн.}$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань

При розрахунку амортизаційних відрахувань необхідно врахувати балансову вартість основних фондів ділянки: прохідницькі комбайни, вантажні машини, бурильні установки, маневрові лебідки, установники кріплення, скребкові і стрічкові конвеєри, надгрунтові і підвісні дороги, насоси, станції

зрошення, пересувні трансформаторні підстанції, вентилятор місцевого провітрювання, пускачі і інше наявне на ділянці обладнання. Розрахунок балансової вартості обладнання вести в таблиці (табл. 3.11).

Таблиця 3.11 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн	Кількість об'єктів, шт	Балансова вартість об'єктів, грн
2ПНБ-2Б	3545000	1	3545000
СР-70м	330000	1	330000
ВМЦ-8	17000	1	17000
РАЗОМ	-	-	Σ =3892000

Суму амортизаційних відрахувань слід розрахувати за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{мес}}{100} = \frac{3892000 \cdot 1,25}{100} = 48650 \text{ грн} \quad (3.66)$$

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

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

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра виробки

Розрахунок слід вести в табличній формі (табл. 3.12).

Таблиця 3.12 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра гірничої виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Z_e), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_e / V_{міс}$), грн
1. Матеріальні витрати - всього	980305,64	10892,28
в тому числі:		
допоміжні матеріали	896849,84	9965,0
електроенергія	83455,8	927,29
2. Витрати на оплату праці	530841,44	5898,24
3. Відрахування на соц. страхування	168335,18	1870,39
4. Амортизація основних фондів	48650,00	540,55
РАЗОМ	1728132,26	19201,45

3.2 Комбайнова технологія спорудження головного конвеєрного штреку

Тип і кількість транспортних засобів при експлуатації: 1ЛТ-100, при проведенні комбайн ГПКС, СР-70м.

3.2.1. Розрахунок поперечного перерізу виробки

1. Визначення величини проходу для людей і зазорів на висоті рухомого складу проводиться по формулам:

$$n = n_{\min} + (h_n - h) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,7 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,85 \text{ м} \quad (3.67)$$

$$m = m_{\min} + (h_n - h) \cdot \operatorname{tg} \alpha = 0,4 + (1,8 - 1,24) \cdot \operatorname{tg} 15^\circ = 0,55 \text{ м} \quad (3.68)$$

де h_n - висота проходу для людей від рівня баласту, 1,8 м;
 $\alpha = 10-20^\circ$ - кут переходу прямої частини стійки в криву;
 m_{\min} і n_{\min} - зазор між рухомим складом і кріпленням і величина проходу для людей (ПБ).

2. Ширину виробки у світлі на висоті верхньої кромки рухомого складу визначають за формулою:

$$B = m + 2A + p + n = 0,55 + 2 \cdot 1,45 + 0,4 + 0,85 = 4,7 \text{ м} \quad (3.69)$$

де A - ширина рухомого складу в найбільш виступаючій частини, м;

p - зазор між зустрічними рухливими складами, м.

3. Для подальших побудов вихідними величинами є висота прямолінійної частини стійки h_c , величина зміщення центру радіусу дуги стійки від осі виробки c_y , а також центральний кут дуги стійки β_0 , які можна прийняти за таблицями залежно від ширини арки.

Приймаємо: СВП-27, $h_c = 0,9$ м, $c_y = 0,246$ м, $\beta_0 = 41^\circ$.

4. Далі графічно або шляхом розрахунку по наближених формулах визначаємо радіус дуги стійки R :

$$R = \sqrt{(h_n + \Delta h_n - h_c)^2 + (b_n + c_y)^2} \quad (3.70)$$

$$b_n = \frac{(B + \Delta b_c + c_y)^2 + (h - h_c)^2 - (h_n + \Delta h_n - h_c)^2 - c_y^2}{2 \cdot (B + \Delta b_c + 2c_y)}; \quad (3.71)$$

$$b_n = \frac{(4,7 + 0,075 + 0,246)^2 + (1,24 - 0,9)^2 - (1,8 + 0,1 - 0,9)^2 - 0,246^2}{2 \cdot (4,7 + 0,075 + 2 \cdot 0,246)} = 2,3 \text{ м}$$

де b_n - ширина від осі виробки до габариту вільного простору, м;

Δh_n - величина вертикального зміщення кріплення до рівня проходу людей;

Δb_n - величина горизонтального зсуву порід на рівні рухомого складу.

$$R = \sqrt{(1,8 + 0,1 - 0,9)^2 + (2,3 + 0,246)^2} = 2,73 \text{ м}$$

5. Радіус дуги верхняка:

$$r = R - \frac{c_y}{\cos \beta_0} + h_{\phi n} = 2,73 - \frac{0,246}{\cos 41^\circ} + 0,029 = 2,4 \text{ м} \quad (3.72)$$

де $h_{\phi n}$ - висота фланця (29 мм для СВП-27).

6. Висота від підосшви виробки до центру радіусу дуги верхняка:

$$h_y = h_c + c_y \cdot \operatorname{tg} \beta_0 = 0,9 + 0,246 \cdot \operatorname{tg} 41^\circ = 1,1 \text{ м} \quad (3.73)$$

7. Ширина в світла на рівні підосшви виробки:

$$B_1 = 2 \cdot (R - c_y) = 2 \cdot (2,73 - 0,246) = 4,9 \text{ м} \quad (3.74)$$

8. Висота виробки у світлі від підосшви:

$$H = h_y + r = 1,1 + 2,4 = 3,5 \text{ м} \quad (3.75)$$

9. Площа поперечного перерізу виробки в просвіті до осадки:

$$S'_{cs} = 0,785 \cdot (R^2 + r^2) + B_1 \cdot h_c - c_y^2 = 0,785 \cdot (2,73^2 + 2,4^2) + 4,9 \cdot 0,9 - 0,246^2 = 14,7 \text{ м}^2 \quad (3.76)$$

10. Площа поперечного перерізу виробки в просвіті після осідання:

$$S_{cs} = 0,95 \cdot S'_{cs} = 0,95 \cdot 14,7 = 13,9 \text{ м}^2 \quad (3.77)$$

11. Периметр виробки у світлі:

$$P = 1,57 \cdot (R + r) + 2 \cdot h_c + B_1; \quad (3.78)$$

$$P = 1,57 \cdot (2,73 + 2,4) + 2 \cdot 0,9 + 4,9 = 15,1 \text{ м}$$

12. Ширина виробки начорно на рівні висоти рухомого складу:

$$B' = B + 2 \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \Delta b) = 4,7 + 2 \cdot (0,123 + 0,04 + 0,075) = 5,1 \text{ м} \quad (3.79)$$

де h_{cn} - висота профілю (123 мм для СВП-27);

h_{zm} - товщина затяжки, $h_{zm} = 30-50$ мм;

Δb - горизонтальне зрушення порід в боках виробки, приймається за даними розрахунку або практики.

13. Висота виробки начорно:

$$H' = H + h_{cn} + \Delta h = 3,5 + 0,123 + 0,05 = 3,6 \text{ м} \quad (3.80)$$

14. Площа поперечного перерізу виробки начорно:

$$S_{сч} = S_{cs} + (P - B_1) \cdot (h_{cn} + h_{zm} + \frac{\Delta b + \Delta h}{2}) = 13,9 + (15,1 - 4,9) \cdot (0,123 + 0,04 + \frac{0,1 + 0,075}{2}) = 16,0 \text{ м}^2$$

15. Площа поперечного перерізу виробки в проходці:

$$S_{np} = 1,05 \cdot S_{сч} = 1,05 \cdot 16,0 = 16,8 \text{ м}^2 \quad (3.81)$$

16. Перевірка площі поперечного перерізу по допустимій швидкості руху повітря:

$$V_{\min} < V = \frac{Q}{S_{сч}} < V_{\max} \quad (3.82)$$

$$V_{\min} < V = \frac{80}{13,9} = 5,7 < 8$$

Умова виконується: площа поперечного перерізу виробки в просвіті по допустимій швидкості руху повітря відповідає нормам.

3.2.2. Вибір способу, технологічної схеми проведення виробки, набору прохідницького обладнання, розрахунок його продуктивності

Виходячи з того, що виробка, яка проводиться містить стійкі породи, що вміщують (сланець піщаний міцністю 5,0), а також довжину виробки більш 500 м і невелику площу поперечного перерізу приймаємо прохідницький комбайн вибіркової дії ГПКС.

Це дозволить нам найбільш повно механізувати гірничопрохідницькі роботи.

За допомогою гірничопрохідницького комбайна ми будемо здійснювати такі процеси як: буріння, навантаження породи, кріплення гірничої виробки.

Виїмку гірської маси ми будемо здійснювати за наступною схемою: спочатку виймаємо пласт вугілля, потім перпендикулярно до напрямку тріщинуватості виконуємо виїмку порід покрівлі пласта.

Прохідницький комбайн вибіркової дії ГПКС призначений для проведення гірничих виробок перетином до 17 м², зменшена висота дозволяє розмістити бурове обладнання та скоротити частку ручної праці.

Комбайн ГПКС складається з наступних основних вузлів: виконавчий орган, живильник, конвеєр, опори, гідроблок, електрообладнання, рама поворотна, рама поздовжня.

Живильник забезпечує навантаження по всій ширині виробки без додаткових маневрів. Управління всіх інших маневрів здійснюється за допомогою переносного пульта. Комбайн оснащений пристроями діагностики, стаціонарними пультами в задній частині комбайна, що дозволяє машиністу управляти комбайном без помічника.

На обслуговування і роботу комбайна потрібно 3 людини, дві з яких зайняті роботою з обслуговування і виїмки гірничої маси, а третій стежить за перевантажувачем і іншими допоміжними процесами.

Визначення продуктивності прохідницького обладнання.

Продуктивність прохідницького комбайна визначається за формулою:

$$Q_e = Q_{\text{тех}} \cdot k_e, \text{ м}^3/\text{год} \quad (3.83)$$

де $Q_{\text{тех}}$ – технічна продуктивність комбайну, м³/год;

k_e - коефіцієнт використання комбайна з урахуванням перерв.

$$k_e = \frac{1}{1/k_r + \frac{(t_B + t_D) \cdot l}{v}} \quad (3.84)$$

де k_T – коефіцієнт готовності комбайна, що враховує тривалість простоїв по усуненню несправностей, $k_T = 0,91$ для комбайнів типу 1ПКЗР и ГПКС, $k_T = 0,88$ для комбайнів типу КП и КСП;

t_e – тривалість допоміжних робіт циклу по обробці вибою (заглиблення різцової коронки, заміна різців), $t_e = 20 - 30$ хв;

t_o – тривалість простоїв з організаційних причин $t_o = 10-15$, хв;

v – швидкість проведення виробки, м/міс;

l – шлях, який проходить виконавчий орган комбайну за цикл повної обробки вибою по обраній схемі, м, який визначається як частка від ділення площі перерізу виробки в проходці на площу виконавчого органу комбайну, що занурюється в породу:

$$l = \frac{4 \cdot S_{np}}{\pi \cdot d_{и.о.}^2}, \text{ м} \quad (3.85)$$

де S_{np} – площа поперечного перерізу виробки в проходці, м²;

$d_{и.о.}^2$ – діаметр виконавчого органу, $d_{и.о.} = 0,6$ м для комбайнів типу ГПКС, $d_{и.о.} = 0,8$ м для комбайнів типу КП и КСП.

$$l = \frac{4 \cdot 16}{\pi \cdot 0,6^2} = 56,61 \text{ м}$$

$$k_e = \frac{1}{1 / 0,91 + \frac{(30 + 15) \cdot 56,61}{120}} = 0,35$$

$$Q_e = 85,2 \cdot 0,35 = 29,82, \text{ м}^3/\text{год}$$

3.2.3 Розробка провітрювання виробки і вибір вентиляційних засобів

Витрата повітря по метановиділенню здійснюється за формулою:

$$Q_{з.н.} = \frac{S \cdot l_{з.тр}}{k_{т.д.}} \left[\frac{71 \cdot J_{з.н. \max}}{S l_{з.тр} (C_{\max} - C_0) + 18 J_{з.н. \max}} \right]^2, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.86)$$

де S - площа поперечного перерізу виробки в просвіті, 13,9 м²;

$l_{з.тр}$ - відстань від кінця вентиляційного трубопроводу до вибою виробки (не більше 8 м в газових шахтах);

$k_{т.д.}$ - коефіцієнт турбулентної дифузії (при перерізі виробки більш 10 м² приймається 0,8);

$J_{з.н. \max}$ - максимальне метановиділення в привибійному просторі після підривання по вугіллю;

C_{\max} - допустима максимальна концентрація метану в привибійному просторі після підривання по вугіллю, 2%;

C_0 - концентрація метану в струмені повітря, що надходить в тупикові виробки, 0%.

$$Q_{з.п.} = \frac{13,9 \cdot 8}{0,8} \left[\frac{71 \cdot 10}{13,9 \cdot 8 \cdot (2 - 0) + 18 \cdot 10} \right]^2 = 432,7 \text{ м}^3 / \text{мин.}$$

Витрата повітря по мінімальній швидкості його руху у виробці, розраховується за формулою:

$$Q_{з.п.} = 60 \cdot S \cdot V_{\min}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.87)$$

де V_{\min} - мінімально допустима швидкість повітря в тупиковій виробці, 0,25 м/с;

$$Q_{з.п.} = 60 \cdot 13,9 \cdot 0,25 = 208,5 \text{ м}^3 / \text{мин.}$$

Витрата повітря за найбільшою кількістю людей у вибої:

$$Q_{з.п.} = 6 \cdot n_{л}, \text{ м}^3 / \text{мин}, \quad (3.88)$$

де $n_{л}$ - найбільше число людей, що одночасно працюють у вибої виробки, 10 осіб.

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

До подальшого розрахунку приймається найбільше значення $Q_{з.п.}$ (432,7 м³/хв).

Потрібну подачу вентилятора, що працює на гнучкий трубопровід, визначаємо за формулою:

$$Q_B = Q_{з.п.} \cdot k_{\text{гн.пр.}}, \text{ м}^3 / \text{мин} \quad (3.89)$$

$$Q_B = 432,7 \cdot 1,73 = 748,6 \text{ м}^3 / \text{мин} = 12,5 \text{ м}^3 / \text{с.}$$

Аеродинамічний опір гнучкого трубопроводу:

$$R_{\text{пр.з.}} = r_{\text{пр.}} (l_{\text{пр.}} + 20d_{\text{пр.}} \cdot n_1 + 10d_{\text{пр.}} \cdot n_2), \text{ км}, \quad (3.90)$$

де $R_{\text{пр.}}$ - питомий аеродинамічний опір гнучкого вентиляційного трубопроводу без витоків повітря, 0,0161 км / м;

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

$$R_{\text{пр.з.}} = 0,0161 \cdot (2000 + 20 \cdot 1 \cdot 2) = 2,8 \text{ км.}$$

Необхідний тиск вентилятора:

$$h_B = Q_B^2 \cdot R_{\text{пр.з.}} \cdot \left(\frac{0,59}{k_{\text{гн.пр.}}} + 0,41 \right)^2, \text{ даПа}, \quad (3.91)$$

$$h_B = 12,5^2 \cdot 2,8 \cdot \left(\frac{0,59}{1,73} + 0,41 \right)^2 = 246,7 \text{ даПа.}$$

На підставі аналізу аеродинамічних характеристик вентиляторів приймаю вентилятор ВМЦ-8 (рис. 3.2).

3.2.4 Водо- і енергопостачання вибою виробки

Для постачання гірничопрохідницьких робіт водою передбачається прокладку у виробку труб пожежно-зрошувального водопостачання.

Мережа пожежно-зрошувальних трубопроводів складається з магістральних ліній, що прокладаються в виробках основного кільця приствольного двору, головних групових штреках і квершлагах і дільничних ліній у відкотних, вентиляційних, ярусних штреках і похилих виробках. Магістральні трубопроводи мають діаметр 150 мм, Дільничні стави мають діаметр труб 100 мм. Пожежно-зрошувальний трубопровід обладнується пожежними кранами.

Мережа пожежно-зрошувального трубопроводу використовується і для боротьби з пилом. Основними споживачами води для боротьби з пилом в підготовчому вибої є буронавантажувальна машина 2ПНБ-2Б (промивка шпурів) і зрошення на пунктах перевантаження гірської маси. Вода також використовується для виконання гідронабійки шпурів (залівки гідроампули).

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

Розрахункова потужність трансформаторної підстанції з урахуванням перевантажувальної здатності:

$$S_{mp} = \frac{\sum P_n \cdot k_c}{1.25 \cdot \cos \varphi_{cp}}, \text{кВт}$$

де $\sum P_n$ - сумарна встановлена потужність всіх підключених до трансформаторної підстанції струмоприймачів, кВт;

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

Для прохідницьких робіт $\cos \varphi_{cp}$ можна прийняти рівним 0,6; k_c - коефіцієнт попиту рівним $k_c = 0,35$.

$$S_{mp} = \frac{230,55 \cdot 0,35}{1,25 \cdot 0,6} = 107,59 \text{ кВт}$$

Для живлення споживачів при спорудженні головного конвеєрного штреку пл. к₇^н гор. 600 м приймаю пересувну підстанцію КТПВ 100/6 з номінальною потужністю 100 кВА, яка встановлюється на свіжому струмені. Для живлення пересувних трансформаторів приймаю напругу 6000 В, для низьковольтних споживачів - 660 В, для мережі освітлення - 127 В (через АПШ).

Для живлення вибійних механізмів передбачаю прокладку від дільничного розподільного пункту до вибійного розподільного пункту, що встановлюється в 100 м від вибою, гнучких екранованих кабелів марки КГЕШ. Управління пускачами - дистанційне за допомогою кнопок управління КУ-92РВ, що встановлюються на відстані 20-50 м від вибою.

Всі електричні апарати, призначені для управління і захисту підземних струмоприймачів комплектують в низьковольтні розподільні пункти, що складаються з фідерних автоматів АВ, магнітні пускачі ПВІ, пускових агрегатів АПШ живяться від пересувних трансформаторних підстанцій броньованими кабелями марки СБН.

Освітлення вибоїв, місць установки підстанцій і розподільних пунктів слід здійснювати люмінесцентними світильниками у вибухобезпечному виконанні типу РВЛ, які живляться від пускових агрегатів АПШ, що встановлюються в розподільні пункти. Освітлювальна мережа виконується з гнучких кабелів марки КРПСН. Стан ізоляції мережі освітлення контролюється пристроями автоматичного контролю ізоляції, вбудованими в пускові агрегати.

Відповідно до вимог ПБ всі кабелі і струмопровідні частини електрообладнання заземлюються.

3.2.5. Організація робіт в прохідницькому вибої

Встановлений режим роботи підготовчого вибою: 3 зміни по 6 годин з проведення штреку і 1 зміна тривалістю 6 годин - ремонтно-підготовча. Профілактичний огляд і ремонт обладнання виконується електромеханічною службою в ремонтну зміну. Число робочих днів на місяць - 25, при цьому вихідні дні членам комплексної бригади надаються за змінним графіком.

На основі технологічного паспорта і умов робіт (чинників), які визначаються з маркшейдерських даних, встановлюються по відповідним таблицями збірника норми виробітку по кожному виду робіт, включеному в паспорті.

Визначається обсяг робіт на зміну (при проведенні виробок прохідницькими і нарізними комбайнами) або на 1 м (при проведенні виробок буропідривним способом) і кількість потрібних людино-змін за кожним видом робіт, що включається в комплексну норму, виходячи з обсягу робіт на зміну або на 1 м і норми виробітку.

Підраховується загальна кількість людино-змін за всіма видами робіт, включеним в паспорт, і визначається комплексна норма виробітку на одного робітника шляхом ділення обсягу робіт на зміну або 1 м на сумарну кількість людино-змін за паспортом.

Підставою для розрахунку по елементній трудомісткості і тривалості робіт прийняті галузеві агрегатні норми проведення виробок комбайнами. Нормативи витрат праці на одиницю об'єму робіт зведені в табл. 3.13.

Таблиця 3.13 - Витрати праці на 1 м виробки

Найменування операцій	Одиниця виміру	Витрати праці	Підстава
ПЗО на зміну	хв	25.8	ЕНВ-04, табл. 50
Усунення дрібних несправностей	хв	18.1	
Виїмка гірських порід			
Управління комбайном ГПКС під час роботи і маневрів, спостереження за навантаженням гірської маси на конвеєр. Навантаження розсипаної гірської маси	люд. - хв	146,26	ЕНВ-04, табл. 51
Відведення виконавчого органу від вибою. Огляд комбайна, змащування вузлів, заливка масла в гідросистему протягом зміни. Опрацювання виконавчого органу комбайна і підведення його до вибою	люд. - хв	9,06	ЕНВ-04, табл. 51
Огляд і заміна зубків і пилоуловлюючих мішків протягом зміни. Підтягування і підвіска кабелю і шланга зрошення	люд. - хв	12,55	ЕНВ-04, табл. 51
Расштибовка перевантажувача і натяжна головки конвеєра	люд. - хв	21,64	ЕНВ-04, табл. 51
Расплітовка великих шматків породи і вугілля. Підкидка гірської маси до навантажувального органу і зачистка підшви	люд. - хв	67,24	ЕНВ-04, табл. 51
Установка і пересування тимчасового запобіжного кріплення. Перевірка напрямку виробки	люд. - хв	6,3	ЕНВ-04, табл. 51
Разом з процесу виїмки	люд. - хв	306,95	
Кріплення виробки	люд. - хв	133,1	ЕНВ-04, табл. 52
Нарощування конвеєра	люд. - хв	69,6	
Нарощування вентиляційних труб	люд. - хв	3,54	
Всього	люд. - хв	513,19	

Агрегатна норма вироблення для комбайна ГПКС становить $H_{agr} = 1,91$ м (9, §1, табл. 2, 67 а) і норма обслуговування $H_{ч} = 4,0$ люд-зм (9, §1, табл. 2, 67 б) .

Розрахуємо індивідуальну норму виробітку прохідника:

$$H_{выр} = H_{agr} / H_{ч} \quad (3.92)$$

де H_{agr} - змінна норма виробітку (агрегатна) ланки прохідників, м/маш-зм;

$H_{ч}$ - змінна нормативна трудомісткість (норма обслуговування), люд-зм.

$$H_{выр} = 1,91 / 4,0 = 0,477 \text{ м/люд-зм}$$

Визначимо встановлену індивідуальну норму виробітку прохідника за формулою:

$$H_{\text{выр.у}} = H_{\text{выр}} \cdot k_{\text{общ}} \quad (3.93)$$

де $H_{\text{выр.у}}$ и $H_{\text{выр}}$ - нормативна і встановлена норма вироблення відповідно, м/люди-зм;

$k_{\text{общ}}$ - загальний поправочний коефіцієнт, який визначається як добуток приватних коефіцієнтів, регламентованих збіркою норм.

Враховано такі поправочні коефіцієнти (9, §1):

- використання з/б затягування - 0,96;

- водовідвідна канавка з кріпленням - 0,975;

тоді $k_{\text{общ}} = 0,96 \cdot 0,975 = 0,93$.

$$H_{\text{выр.у}} = 0,477 \cdot 0,93 = 0,44 \text{ м / люди-зм.}$$

Встановлена агрегатна норма виробітку:

$$H_{\text{агр.у}} = H_{\text{агр}} \cdot k_{\text{общ}} = 1,91 \cdot 0,93 = 1,77 \text{ м.}$$

Для побудови лінійного графіка організації процесу комбайнового виймання гірських порід розраховуємо поопераційно трудомісткість і тривалість робіт, а також час, відкладається на графіку. Результати обчислень зручно вести в табличній формі (див. табл. 2.17). Лінійний графік організації процесу комбайнового виймання наведено на аркуші графічної частини.

Визначимо швидкість проведення виробки використовуючи формулу:

$$T_{\text{ц}} = \frac{T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot n_{\text{дн}}}{V_{\text{мес}}} l_3, \quad (3.94)$$

де $T_{\text{см}}$ - тривалість зміни, $T_{\text{см}} = 6$ год;

$n_{\text{см}}$ - число змін на добу;

$n_{\text{дн}}$ - число робочих днів у місяці;

$V_{\text{мес}}$ - нормативна місячна швидкість посування забою.

$$V_{\text{міс}} = \frac{T_{\text{зм}} \cdot n_{\text{зм}} \cdot n_{\text{дн}}}{T_{\text{ц}}} \cdot l_3 = \frac{6 \cdot 3 \cdot 25}{3} \cdot 1,0 = 150 \text{ м/міс} \quad (3.95)$$

Тривалість будівництва штреку:

$$t_{\text{с}} = t_{\text{н}} + t_{\text{м.ч.}} + t_{\text{нр.}} + t_3, \text{ міс} \quad (3.96)$$

де $t_{\text{н}}$ - час підготовчого періоду, міс;

$t_{\text{м.ч.}}$ - час будівництва технологічної частини виробки, міс;

$t_{\text{нр}}$ - час проведення основної частини виробки, міс.

$$t_{\text{нр}} = L_{\text{нр}} / V_{\text{мес}}, \text{ міс} \quad (3.97)$$

де L_{np} - довжина протяжної частини виробки, м;
 $V_{мес}$ - місячна швидкість проходки, м/міс;
 t_3 - тривалість заключних робіт, міс.

$$t_{np} = 2000/150 = 13,33 \text{ міс.}$$

$$t_c = 1 + 1 + 13,33 + 1,2 = 16,53 \text{ міс.}$$

Таблиця 3.14 - Технологічні параметри процесу комбайнового виймання гірських порід

Найменування операцій	Витрати праці на 1 м виробки (люд-хв) і часу (хв/зміну)	Обсяг робіт, м		Число робочих, чол.	Трудомісткість по процесам (операцій) люд-хв		Тривалість процесів (операцій), хв	
		на цикл	на зміну		на цикл	на зміну	на цикл	на зміну
ПЗВ	25,8	-	-	4	-	103,2	-	25,8
Усунення несправностей	18,1	-	-	4	-	72,4	-	18,1
Управління комбайном	$146,26 / 0,93 = 157,27$	0,8	1,77	2	125,81	251,62	62,9	125,81
Підкидка гірської маси, дроблення негабариту, зачистка підосви	$67,24 / 0,93 = 72,3$	0,8	1,77	2	57,84	115,68	28,92	57,84
Розштибовка перевантажувача і натяжної головки конвеєра	$21,64 / 0,93 = 23,27$	0,8	1,77	2	18,61	37,22	9,3	18,61
Відведення, опрацювання та підведення виконавчого органу до вибою	$9,06 / 0,93 = 9,74$	0,8	1,77	2	7,79	15,58	3,89	7,79
Огляд і заміна різців, підтягування і підвішування кабелів і шлангів зрошення	$12,55 / 0,93 = 13,5$	0,8	1,77	2	10,8	21,6	5,4	10,8
Установка і пересування запобіжного кріплення, перевірка	$6,3 / 0,93 = 6,77$	0,8	1,77	2	5,41	10,83	2,7	5,41

напрямку								
Кріплення виробки	$133,1 / 0,93 = 143,12$	0,8	1,77	2-4	114,5	229	28,62	99,66
Нарощування конвеєра	$69,6 / 0,93 = 74,83$	0,8	1,77	4	59,86	119,72	-	29,93
Навішування вентиляційних труб	$3,54 / 0,93 = 3,8$	0,8	1,77	4	3,04	6,08	-	1,52
Час на особисті потреби	10	-	-	4	-	40	-	10
Всього	558,5				403,66	807,32		

3.2.6 Розрахунок кошторисної вартості спорудження виробки

Визначення вартості проведення 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 по допоміжним матеріалам

Місячні витрати по допоміжним матеріалам, що враховуються у вартості проведення одного погонного метра штреку зведені у табл. 3.15

Таблиця 3.15 - Розрахунок витрат по допоміжним матеріалам, що враховуються у вартості 1 погонного метра виробки відразу і повністю

Найменування матеріалу	Вартість
Рейки Р-33	189750
Шпали	52600
Сітка для затягування	82950
Коронки	2600
Лотки залізобетонні	35000

Розрахунок місячних витрат за матеріалами, які переносять свою вартість на вартість 1 погонного метра виробки частково, наведено в табл. 3.16

Таблиця 3.16 - 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
Аркове кріплення	КОМЛ	8500	2000	17 млн	17,85 млн	48	371875
Труби вентил	М	286,24	2000	572480	601104	8	75138
Труби метал.	М	534,73	4000	2138920	2245866	12	187155,5
Кабель гнучкий	М	1108,1	50	55405	58175,25	12	4847,94
РАЗОМ				19,8 млн	20755145,25		639016,44

Підсумкові результати розрахунків вартості матеріалів представимо у вигляді табл. 3.17.

Таблиця 3.17 - Витрати вартості допоміжних матеріалів

Найменування	Місячні витрати, грн.
Матеріали I групи	362900
Інші матеріали (15% від попереднього пункту)	54435
Матеріали II групи	639016,44
Знос малоцінних і швидкозношуваних предметів	1250
Разом вартість допоміжних матеріалів по дільниці	1057601,44

Розрахунок витрат на електроенергію

Місячні витрати по споживаній на дільниці електроенергії розрахуємо за формулою:

$$\mathcal{E}_{\text{нотр}} = \frac{1,1 \cdot \sum P_{\text{уст}} \cdot K_c \cdot T_{\text{см}} \cdot n_{\text{см}} \cdot N_{\text{дн}} \cdot \nu}{0,95}, \text{ грн.}; \quad (3.98)$$

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

$\sum P_{\text{ано}}$ - загальна встановлена потужність електродвигунів струмоприймачів на дільниці, кВт (табл. 3.18);

$k_{\text{н}}$ - коефіцієнт попиту, враховує недовантаження і неодноразовість роботи струмоприймачів;

$\dot{O}_{\text{ні}}$ - тривалість зміни, год;

$n_{\text{ні}}$ - кількість змін з проведення підготовчої виробки на добу;

N_{ai} - планова кількість днів роботи вибою на місяць;
 \hat{a} - тариф за 1 кВт · год електроенергії, що споживається, грн.;
 η - к.к.д. в мережі, $\eta = 0,95$.

Таблиця 3.18 - Розрахунок сумарної потужності струмоприймачів дільниці

Найменування струмоприймачів	Загальна встановлена потужність електродвигунів, кВА
Комбайн ГПКС	110
ВМЦ-8	75
СР-70м	45,55
РАЗОМ	230,55

$$\mathcal{E}_{\text{потр}} = \frac{1,1 \cdot 230,55 \cdot 0,35 \cdot 6 \cdot 3 \cdot 25 \cdot 2,44}{0,95} = 102589,9 \text{ грн}$$

Розрахунок місячних витрат на оплату праці

Місячний фонд заробітної плати підготовчого 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 керівництво бригадою виконаємо за формулою:

$$D_{\text{бр}} = T_{\text{бр}} \cdot N_{\text{вих}} \cdot \frac{D}{100}, \text{ грн.}; \quad (3.99)$$

де $T_{\text{бр}}$ - денна тарифна ставка прохідника V розряду, грн.;

$N_{\text{вих}}$ - планова кількість виходів місяць бригадира;

D - розмір доплат за керівництво бригадою.

$$D_{\text{бр}} = T_{\text{бр}} \cdot N_{\text{вих}} \cdot \frac{D}{100} = 404,04 \cdot 22 \cdot 0,15 = 1333,33 \text{ грн.}$$

Суму доплат за керівництво ланки не підраховуємо, тому що ланки включають менше 5 осіб.

Доплата за роботу в нічний час проводиться в розмірі 40 % годинної тарифної ставки за кожен 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 слід визначити діленням їх посадових окладів на планове кількість змін протягом місяця і на тривалість робочої зміни. Розрахунок потрібно вести в табличній формі (табл. 3.19).

Розрахунок доплат за нормативний час пересування робітників, керівників і фахівців підготовчої дільниці в шахті від ствола до місця роботи на дільниці і назад здійснюється в розмірі 32,29 грн за кожен годину пересування. Явочну чисельність робітників ділянки прийняти згідно розрахунку, гірських майстрів - відповідно до встановленого добовим режимом роботи підготовчого вибою. Розрахунок вести в табличній формі (табл. 3.20).

Таблиця 3.19 - Розрахунок доплат за роботу в нічний час

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 зміні, чол	Кількість нічних годин в зміні	Кількість нічних чол-годину, відпрацьованих працівниками дільниці		Разом доплати за роботу в нічний час, грн
					на добу	у місяць	
Машиністи гірничих виймкових машин	67,34	26,94	4	4	16	400	10776
Прохідники	57,95	23,18	8	4	32	800	18544
Електрослюсарі	50,55	20,22	2	4	8	200	4044
Машиністи підземних установок	67,34	26,94	2	4	8	200	5388
Гірники	44,93	17,97	2	4	8	200	3594
Разом робочим	-	-	-	-	-	-	42346
Начальник дільниці	80,0	32	1	4	4	100	3200
Зам. нач. дільниці	75,5	30,2	1	4	4	100	3020
Пом. нач. дільниці	70,3	28,12	1	4	4	100	2812
Механік дільниці	65,35	26,14	1	4	4	100	2614
Гірничі майстри	63,2	25,28	2	4	8	200	5056
Разом керівникам і фахівцям дільниці	-	-	-	-	-	-	16702
ВСЬОГО	-	-	-	-	-	-	59048

Таблиця 3.20 - 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
Машиністи гірничих виймкових машин	32,29	1	18	450	14530,5
Прохідники	32,29	1	12	300	9687
Електрослюсарі	32,29	1	6	150	4843,5
Машиністи підземних установок	32,29	1	6	150	4843,5
Гірники	32,29	1	42	1050	33904,5
Разом робочим	32,29				67809

Начальник дільниці	32,29	1	1	25	807,25
Зам. нач. дільниці	32,29	1	1	25	807,25
Пом. нач. дільниці	32,29	1	1	25	807,25
Механік дільниці	32,29	1	4	100	3229
Гірничі майстри	32,29	1	3	75	2421,75
Разом керівникам і фахівцям дільниці	32,29	1	10	250	8072,5
ВСЬОГО					75881,5

Таблиця 3.21 - Місячний фонд зарплати робітникам, керівникам і фахівцям дільниці

Робітничі професії	Загальна кількість виходів на місяць	Тариф. ставка за зміну., грн	Фонд прямої зароб. плати робітників учка, грн	Допл. за роботу в нічний час, грн	Премія		Допл. за нормат. час пересувни., грн	Допл. за керів. бригадою і ланкою	Разом зарплата за місяць, грн
					%	грн			
Прохідники	-	-	263635,75	18544	15	39545,36	9687	4666,66	336078,77
Машиністи гірничих виймкових машин	132	404,04	53333,28	10776	15	8000,0	14530,5	0	86639,77
Електрослюсарі	66	303,3	20017,8	4044	15	3002,67	4843,5	0	31907,97
Маш. подз. установок	66	404,04	26666,64	5388	15	4000,0	4843,5	0	40898,14
Гірники	66	269,58	17792,28	3594	15	2668,84	4843,5	0	28898,62
Разом робочим	-	-	461445,75	42346	-	45466,94	38748	4666,66	524423,27

Таблиця 3.22 - Розрахунок місячного фонду заробітної плати керівників та спеціалістів дільниці

Посади	Посадові оклади, грн	Чисельність за списком, чол	Фонд прямої зарплати, грн	Допл. за роботу в нічн. час	Допл. за нормат. час пересувни., грн	Газова надбавка, грн	Разом зарплата, грн
Нач. дільниці	10560	1	10560	3200	807,25	1056	15623,25
Зам. нач. дільниці	9966	1	9966	3020	807,25	996,6	14789,85
Пом. нач. дільниці	9279,6	1	9279,6	2812	807,25	927,96	13826,81
Механік дільниці	8626,2	1	8626,2	2614	807,25	862,62	12910,07
Гірничі майстри	8342,4	3	25027,2	5056	2421,75	2502,72	35007,67
РАЗОМ			63459	16702	5650,75	6345,9	92157,65

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

$$\Phi_{np}^{prox} = P_{\kappa} \cdot V_{mic}, \text{ грн.}; \quad (3.100)$$

де P_{κ} - комплексна розцінка, грн.

$$P_{\kappa} = \frac{\sum 3П}{l_{зах}}, \text{ грн./м}; \quad (3.101)$$

де $\sum 3П$ - сумарна зарплата на цикл, грн.;

$l_{зах}$ - величина посування вибою за цикл, м

$$\sum 3П = \sum N \cdot T_{cm}, \text{ грн.}; \quad (3.102)$$

де $\sum N$ - потрібне кількість люд.-зм. на цикл по нормі;

T_{cm} - змінна тарифна ставка прохідника V розряду, грн.

$$\sum 3П = 4,35 \cdot 404,04 = 1527,27 \text{ грн.}$$

$$P_{\kappa} = \frac{\sum 3П}{l_{зах}} = \frac{1527,27}{1,0} = 1527,27 \text{ грн. / м}$$

$$\Phi_{np}^{prox} = 1527,27 \cdot 150 = 229090,5 \text{ грн.}$$

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

$$\Phi_{общ} = \Phi_{раб} + \Phi_{cm} + P_n, \text{ грн.}; \quad (3.103)$$

де: P_n - непередбачені витрати, що приймаються в розмірі 1% від прямої заробітної плати робітників дільниці, грн.

$$\Phi_{общ} = 524423,27 + 92157,65 + 5244,23 = 621825,15 \text{ грн}$$

Розрахунок суми відрахувань на соціальні заходи

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

$$O_c = (\Phi_{общ} - D_n) \cdot 0,37, \text{ грн.}; \quad (3.104)$$

де: D_n - загальна сума доплат за нормативний час пересування в шахті від ствола до місця роботи на дільниці і назад.

$$O_c = (621825,15 - 75881,5) \cdot 0,37 = 201999,15 \text{ грн}$$

Розрахунок амортизаційних відрахувань

При розрахунку амортизаційних відрахувань необхідно врахувати балансову вартість основних фондів дільниці: прохідницькі комбайни, вантажні машини, бурильні установки, маневрові лебідки, установники кріплення, скребкові і стрічкові конвеєри, надгрунтові і підвісні дороги, насоси, станції зрошення, пересувні трансформаторні підстанції, вентилятор місцевого провітрювання, пускачі і інше наявне на дільниці обладнання.

Таблиця 3.23 - Розрахунок балансової вартості основних фондів

Найменування об'єктів основних фондів	Ціна за об'єкт, грн.	Кількість об'єктів, шт.	Балансова вартість об'єктів, грн.
ГПКС	5200000	1	5200000
ВМЦ-6	17000	1	17000
Разом			5217000

Суму амортизаційних відрахувань розрахуємо за формулою:

$$A = \frac{B \cdot H_{мес}}{100}, \text{ грн.}; \quad (3.105)$$

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

$H_{мес}$ - місячна норма амортизації основних фондів, яка приймається рівною 1,25%.

$$A = \frac{5217000 \cdot 1.25}{100} = 65212,5 \text{ грн.}$$

Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра штреку

Таблиця 3.24 - Розрахунок вартості проведення 1 погонного метра виробки

Елементи вартості	Витрати за елементами (Z_e), грн	Вартість проведення 1 погонного метра ($Z_e / V_{мес}$), грн
1. Матеріальні витрати - всього	1160191,34	7734,6
в тому числі:		
допоміжні матеріали	1057601,44	7050,68
електроенергія	102589,9	683,93
2. Витрати на оплату праці	621825,15	4145,5
3. Відрахування на соц. страхування	201999,15	1346,66
4. Амортизація основних фондів	65212,5	434,75
РАЗОМ	2049228,14	13661,52

Висновки

Згідно завдання на дипломний проект, складений проект спорудження головного конвеєрного штреку пл. k_7^H гор. 600 м.

Головний конвеєрний штрек призначений для транспортування вугілля, доставки матеріалів, обладнання, а також вентиляції.

Розглянуто два варіанти спорудження штреку: буропідривною технологією з використанням буронавантажувальної машини 2ПНБ-2Б та скребкового конвеєру СР-70м та комбайновим способом з використанням прохідницького комбайну ГПКС. Виробка закріплюється металевим арковим податливим кріпленням КМП-А3 з кроком установки 1 м. Для провітрювання тупикового вибою прийнятий вентилятор місцевого провітрювання ВМЦ-8.

Порівняння варіантів показало, що більш ефективним є проходження виробки комбайновим способом. За цим варіантом швидкість спорудження виробки зростає в 1,67 рази, кошторисна вартість спорудження зменшується з 19201,45 грн/п.м до 13661,52 грн/п.м, тобто у 1,4 рази.

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. Геологический отчет шахты.
2. Кодекс Украины о недрах // Ведомости Верховного Совета Украины, 1998, №36.
3. Горный Закон Украины // Голос Украины, 1999, №225.
4. Закон Украины об охране окружающей природной среды // Голос Украины, 1991, 24 июля.
5. ДНАОП 1.1.30-1.01.-2005. Правила безопасности в угольных шахтах К.: «Основа», 2005 - 421с.
6. Законодательство Украины об охране труда. Сб.нормативных документов (в четырех томах), т.1.К: 1995.-558с.
7. ДБН Д.33.1-5-96. Организация строительного производства. К.: 1996.-53с.
8. Седенко М.Н. Гидрогеология, инженерная геология, и осушение месторождений. -М.: Недра, 1980.-272 с.
9. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. М.:Недра,1981.-286 с.
10. Ларченко В.Г. Методические указания по выполнению раздела дипломного проекта «Границы и запасы шахтного поля». - Коммунарск: Ротапринт КГМИ, 1996.- 7с.
11. Килячков А.П. Технология горного производства. - М.: Недра, 1992.-405с.
12. Нормы технологического проектирования угольных и сланцевых шахт. - М.: Минуглепром, 1986. - 103с.
13. Машины и оборудования для угольных шахт /Под ред.: В.Н.Хорина. -М.: Недра, 1987.-424с.
14. Хаджиков Р.Н. и др. Горная механика. - М. :Недра, 1982.-407с.
15. Прогрессивные технологические схемы разработки пластов на угольных шахтах. Часть 1-М: ИГД им. А.А. Скочинского, 1978. – 245 с.
16. Технологические схемы очистных и подготовительных работ на угольных шахтах. – М.: Недра, 1971.
17. Бурчаков А.С. и др. Проектирование шахт. М.: Недра, 1985.
18. Сапицкий К.Ф. и др. Задачник по подземной разработке угольных месторождений. – М.: Недра, 1981. – 391 с.
19. Кузнецов Б.А. Транспорт на горных предприятиях. – М.: Недра, 1976.
20. Рудничный транспорт и механизация вспомогательных работ. Под общей редакцией Б.Ф. Братченко.
21. Дзюбан В.С. Справочник энергетика угольной шахты. – М.: Недра, 1983.
22. Методические указания к выполнению практических занятий по дисциплине «Аэрология горных предприятий» для студентов специальности 090301.- Алчевск: ДГМИ, 2001. С.37
23. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт,- Киев:1994.- С. 311.
24. Пигида Г.Л., Будзило Е.А., Горбунов Н.И. Аэродинамические расчеты по рудничной аэрологии в примерах и задачах. Учебн. пос. для вузов. – УМК ВО Киев,

1992. – 400с.

25. Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н. Технология строительства подземных сооружений, т.1,2 и 3-М.: Недра, 1983.
26. СНиП П-94-80. Подземные горные выработки. Нормы проектирования. - М.: Стройиздат,1982. 32 с.
27. Вяльцев М.М. Технология строительства горных предприятий в примерах и задачах. Учебн. пос. для вузов. – М.:Недра,1980. – 240 с.
28. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. -М.: Недра,1984.-390 с.
29. Горчаков Г.И. Строительные материалы. - М.: Недра, 1987.-352с.
30. Бокий Б.В. и др. Технология и комплексная механизация строительства шахт, - М.; Недра, 1971.-711 с.
31. Гузеев А.Г. и др. Сооружение горизонтальных и наклонных выработок. - Киев: ВШ, 1980.-173 с.
32. Таранов П.Я., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом. - М.: Недра, 1976.-253 с.
33. Единые правила безопасности при взрывных работах. - К.: Основа, 1995.-298 с.
34. Перечень рекомендуемых промышленных взрывчатых материалов, приборов взрывания и контроля: 3-е изд., перераб. И доп. -М.: Недра,1987.-60 с.
35. Гузеев А.Г. Проектирование и строительство горных предприятий: Учебник для вузов.-3-е изд., перераб. и доп. -М.: Недра, 1987.-232 с.
36. Федюнин В.А., Федунец Б.И. Реконструкция горных предприятий: Учебник для вузов. -М.: Недра, 1988.-303 с.
37. Максимов А.П. Горнотехнические здания и сооружения: Учебник для вузов.-4-е изд., перераб. и доп. -М.: Недра, 1984.-263 с.
38. Баклашов И.В., Борисов В.Н. Строительные конструкции зданий и сооружений горных предприятий: Учебник для вузов. -М.: Недра, 1985. -288с
39. Методические указания по модельному изучению дисциплины "Технология сооружения горных выработок, ч. 3 Сооружение вертикальных стволов" для подготовки горных бакалавров строителей / Сост. В. Б. Волошин - Алчевск: ДГМИ, 2004. - 23 с
40. Евдокимов Ф. И., Восполит В. Г., Никонов Г. П. Организация, планирование и управление в шахтном строительстве. — К.:Донецк: Вища школа, Головное изд-во, 1985. —215 с.
41. Верхотуров В.С., Сенников Г.Г. Интенсификация строительства горизонтальных горных выработок. - М.: Недра, 1989. – 200с.
42. ДБН Д.2.2-35-99. Ресурсные элементные сметные нормы на строительные работы. Сборник 35 – Горнопроходческие работы. Т.1-11/ Издание официальное. – Харьков: Южгипошахт, 2000.
43. Єдині норми виробітку на гірничопідготовчи роботи для вугільних шахт. – Київ: Міністерство палива та енергетики України, 2004. – 302.
44. Каменецкий Л.Е., Шибаев Е.В. Экономика шахтного и подземного строительства: Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1987. – 264с.